

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ**

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL
DIMENSIONAMIENTO, SECUENCIA DE MINADO Y
RELLENO DE TAJEOS DE UNA MINA SUBTERRÁNEA”**

Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas, que presentan los bachilleres:

Hernán Junior Pantaleón Junco

Christian Jhunion Carbajal Isidro

ASESOR:

Dr. Antonio Samaniego Alcántara

Lima, marzo de 2017

AGRADECIMIENTOS

A nuestras familias por el apoyo incondicional durante toda nuestra vida, siempre formando el pilar que nos da fuerza y motiva a seguir adelante.

A nuestros profesores por su gran calidad profesional y humana, han sabido transmitirnos su vasto conocimiento y valores esenciales para desarrollarnos en el ámbito profesional y personal.

En especial, al Dr. Antonio Samaniego y Dr. Rimas Pakalnis por apoyarnos durante el proceso de desarrollo nuestra tesis y compartir sus conocimientos y experiencia.



DEDICATORIA

A las personas que más amamos en esta vida:

A nuestros padres, por su infinito amor
y dedicación que nos motivan a seguir adelante cada día.

A nuestras hermanas
por el apoyo y cariño incondicional

RESUMEN

La presente tesis desarrolla la evaluación geomecánica de una mina subterránea, la cual incluye el dimensionamiento de los tajeos, secuencia de minado, optimización del relleno y recuperación del pilar puente.

La evaluación realizada tiene la finalidad de asegurar la estabilidad y controlar la dilución, brindar la alternativa óptima de minado que asegure la máxima recuperación de los tajeos y pilares.

Para llevar a cabo dicha evaluación, ha sido necesario ejecutar una serie de investigaciones geotécnicas correspondiente al reconocimiento geológico y estructural, mapeo geomecánico, logeo geomecánico y ensayos de laboratorio, que permitieron caracterizar el macizo rocoso y establecer un modelo geomecánico; asimismo, se evaluaron y determinaron las condiciones de esfuerzos in-situ.

Como parte de la evaluación se realizaron una serie de retroanálisis de los tajeos explotados y del tipo de relleno empleado para identificar las variables y parámetros geomecánicos que permitan determinar la sobre-excavación de tajeos respecto a lo planeado, tanto en las paredes laterales (ELOS), como en el techo de los tajeos (altura de falla), identificando los parámetros más críticos que puedan generar inestabilidad.

Se realizó el dimensionamiento óptimo de tajeos y el diseño de sostenimiento con cable bolting. Para ello, se recurrió a los métodos empíricos, tales como la gráfica de estabilidad modificada, que analiza la estabilidad del tajeo por medio del equivalente lineal de sobre-rotura de las paredes laterales de paredes (ELOS). Asimismo, se realizó el diseño de cable bolting mediante el análisis cinemático y método de la cuña máxima para el techo o corona de los tajeos, y el análisis empírico para la caja techo de los tajeos.

Asimismo, se diseñó una secuencia de minado del tipo secuencial, ascendente, piramidal y en retirada, la cual permite asegurar la estabilidad global y mejorar la redistribución de esfuerzos. En cuanto al modelamiento numérico, se consideraron las nuevas dimensiones obtenidas a partir de la optimización de los tajeos y la secuencia de minado propuesta; así como, la evaluación de la recuperación del pilar puente.

Para desarrollar el modelamiento numérico, se utilizó el software especializado Map3D, el cual utiliza método de elementos de borde y permite analizar esfuerzos, deformaciones y factores de seguridad en excavaciones mineras.

Además, se plantea un diseño conceptual para la recuperación del pilar puente, dicha evaluación incluyó el modelamiento numérico y secuencia de extracción de los bloques del nivel inferior a dicho pilar.

Una parte importante del proceso de estabilización es el relleno, el cual permite la recuperación de los tajos secundarios, por tal motivo se realizó el análisis del relleno en pasta, su comportamiento a través del tiempo y requerimiento de resistencia del mismo. Para ello, se plantean una serie de recomendaciones y planes de ensayos de resistencia para determinar la dosificación óptima que cumpla con los requerimientos necesarios establecidos por la presente tesis.



ABSTRACT

This thesis develops the geomechanical assessment of an underground mine, which includes the design of the stopes, mining sequence, filling optimization and recovery of the sill pillar.

The purpose of the evaluation is to ensure stability and control the dilution, to provide the optimum mine alternative that ensures maximum recovery of the stopes and pillars.

In order to accomplish this evaluation, it was necessary to carry out a series of geotechnical investigations, geological survey, geomechanical mapping, geomechanical logging and laboratory tests, which allowed to characterize the rock mass and establish a geomechanical model; In-situ stress conditions were also evaluated and determined.

As a part of the evaluation, a series of retro-analyses of exploited stopes and of the paste fill were conducted to identify the variables and geomechanical parameters that allow to determine the over-excavation of stopes in relation to what was planned, both in the lateral walls (ELOS) and on the roof of the stopes, identifying the most critical parameters that can generate instability.

The optimization of the stopes and the design of support with cable bolting were realized. For this, empirical methods, such as the modified stability graph, which analyzes the stability of the stopes through the equivalent linear of over-break of sidewalls (ELOS) were used. Likewise, the design of cable bolting was realized by the kinematic analysis and the maximum wedge method for the stope roofs, and the empirical analysis for the hanging wall of the stopes.

A sequential, ascending, pyramidal and retreating mining sequence was designed to ensure global stability and improve the redistribution of stress. Regarding to the numerical modeling, the new dimensions obtained from the optimization of the stopes and the proposed mining sequence were considered; as well as the evaluation of the recovery of the sill pillar.

To develop the numerical modeling, the specialized software Map3D was used, which is based on edge element method and allows to analyze stress, deformations and safety factors in mining excavations.

In addition, a conceptual design for the recovery of the sill pillar is proposed, this evaluation included the numerical modeling and sequence of extraction of the blocks of the lower level to that pillar.

An important part of the stabilization process is the filling, which allows the recovery of secondary stopes, for that reason the analysis of the paste fill, its behavior over time and resistance requirement was carried out To do this, we raise a number of recommendations

and plans of tests to determine the optimal recipe that meets the necessary requirements established by this study.

An important part of the stabilization process is the filling, which allows the recovery of the secondary troughs, for that reason, the analysis of the paste fill, its behavior through the time and requirement of resistance was realized. To this end, a series of recommendations and UCS test plans are proposed to determine the optimum dosage that meets the necessary requirements established in this thesis.



PREFACE

Mining is a dynamic process, which requires in excess of thousands of cubic metres of openings to be developed daily over the life of a mining operation. Those openings may be for development and/or production purposes; however, all cases must be designed so as to ensure the required behaviour. The site engineer therefore, must design openings or pillars after addressing all issues relevant to the design and assessment of the overall behaviour.

A mine structure, whether it be a mine pillar or an opening, is generally influenced by numerous blocks of intact rock. Individually their properties and behaviour can be readily assessed on a laboratory scale, however, when analyzed on a minewide scale, the interaction of the rock block and the rock mass behaviour is difficult if not impossible to predict employing solely a deterministic approach.

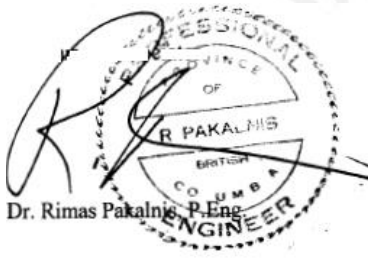
Design methods can be categorized as being analytical, observational or Empirical methods assess the stability of structures by the use of past practices to predict future behaviour based upon factors most critical towards the design. Empirical derivations have gained acceptance over the last fifteen years largely due to their predictive capability since conventional methods of assessment have the difficulty of identifying the jointed nature of the rock material, assigning properties thereto and establishing input parameters for subsequent numerical evaluation. The process that has been found to be of greatest value is to employ numerical codes, analytical tools and observational approaches as tools to the overall design process which will incorporate an empirical component towards the design. Individually each is only a tool that requires the designer to address the factors most critical to the stability of the overall underground structure which includes stress, structure and the rock mass.

The design methods that have been developed and used within the thesis about this underground mine are based upon a strong analytical foundation coupled with extensive field observation to arrive at a calibrated empirical approach towards the solution to a given problem. The methods presented in the thesis are compiled from extensive mine visits, literature reviews, discussions among researchers and practitioners coupled with analytical and numerical assessments with the successful implementation at the mine.

The approach towards design summarized herein uses existing databases have been calibrated to analytical and empirical approaches and modified according to observed mine behaviour. The tools have been used successfully to predict levels of dilution, pillar stability and opening stability. The methodology towards design must identify the potential for stress, structural and rock mass instability and therefore the design curves present only one part of the overall design process. It is critical that empirical tools be employed to predict rock response by interpolating and not extrapolating where minimal data is available. A major

scope of this ongoing work is to augment existing databases where minimal data presently exists. This is shown for the Critical Span Curve where weak rock masses have been incorporated into the design process. The approaches presented and validated by this study are employed as a tool for the practitioner and to augment the methodology with his/her own database and decision making process in order to arrive at a workable solution. The relationships developed assist the operator/engineer to identify potential concerns thereby developing a safer work environment.

Finally, I would like to congratulate Mr. Antonio Samaniego for the creation of this research group called “Geomecanica Aplicada Perú” (GAP), whose part of its member are Hernán Junior Pantaleón Junco and Christian Jhuniór Carbajal Isidro who are the authors of this thesis.



Rimas Pakalnis, Ph.D

Emeritus Professor, University of British Columbia, Vancouver, Canada

Senior Consultant, Pakalnis & Associates, Vancouver, Canada

TEMA DE TESIS

PARA OPTAR : Título de Ingeniero de Minas

ALUMNOS : Carbajal Isidro, Christian Jhunion
Pantaleón Junco, Hernán Junior

CÓDIGOS : 20090037
20087124

PROPUESTO POR : Ing. Adolfo Pillihuaman Zambrano

ASESOR : Dr. José Antonio Samaniego Alcántara

TEMA : Evaluación Geomecánica para el Dimensionamiento,
Secuencia de Minado y Relleno de Tajeos de una Mina
Subterránea.
129

FECHA : San Miguel, Julio 2015

OBJETIVOS :



OBJETIVO GENERAL

Realizar una evaluación técnica que permita el óptimo dimensionamiento, secuencia de minado y características del relleno de los tajeos de una mina subterránea, asegurando la estabilidad global de la mina.

OBJETIVOS ESPECÍFICOS:

- Revisar la bibliografía de los Métodos gráficos para la estabilidad
- Caracterizar y clasificar el macizo rocoso de la mina
- Evaluar la situación actual de la mina subterránea
- Dimensionamiento de los Tajeos
- Modelamiento Numérico Tridimensional de la Mina
- Secuenciamiento de Minado
- Caracterización del Relleno en Pasta
- Instrumentación y Monitoreo de deformaciones

DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO:

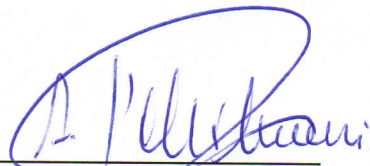
El proyecto de tesis busca obtener las dimensiones óptimas de los tajeos que permita realizar una secuencia de minado, mediante la aplicación de Modelamiento Numérico, que asegure la estabilidad global y optimizar el relleno en pasta dada la condición actual de la mina.



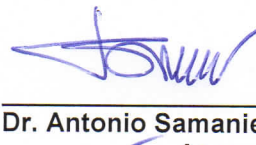
PLAN DE TRABAJO:

- Revisión de la información existente y validación con la información obtenida a partir del trabajo en campo.
- Realizar la caracterización geomecánica, a partir de la información validada.
- Analizar la información de los tajeos explotados, mediante retro-análisis de la caja y techo de los tajeos y del relleno en pasta.
- Evaluar la situación actual de la mina, el dimensionamiento, secuencia, sostenimiento y resistencia del relleno en los tajeos.
- Dimensionar los tajeos a partir de la información obtenida del retro-análisis y diseñar el sostenimiento del techo de los tajeos
- Establecer la secuencia de minado para el cuerpo mineralizado.
- Diseñar la Loza de CRF que permita recuperar el Sill Pillar asegurando la estabilidad del cuerpo mineralizado, mediante la aplicación del modelamiento numérico.
- Proponer las recomendaciones para optimizar el relleno en pasta.
- Implementar el sistema de instrumentación y monitoreo para controlar el comportamiento del macizo rocoso.

Máximo: 100 páginas



Dr. Adolfo Pillihuamán
Coordinador



Dr. Antonio Samaniego Alcántara
Asesor

Índice

1.	Introducción y objetivos.....	1
1.1.	Objetivos	1
1.2.	Alcance	2
1.3.	Plan de trabajo	2
2.	Descripción de la situación actual de la Mina	4
2.1.	Geología.....	4
2.2.	Método de minado	5
2.3.	Sostenimiento de tajeos	6
2.4.	Relleno en pasta.....	7
2.4.1.	Características del relleno	7
2.4.2.	Exposición del relleno.....	8
2.4.3.	Dosificación actual de la pasta.....	9
3.	Caracterización Geomecánica.....	10
3.1.	Investigaciones de campo y laboratorio	10
3.1.1.	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas.....	10
3.1.2.	Logueo de perforaciones diamantinas.....	13
3.1.3.	Características de las discontinuidades.....	13
3.1.3.1	Contactos.....	15
3.1.3.2	Fallas	16
3.1.4.	Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.....	16
3.2.	Modelo del macizo rocoso	21
3.2.1.	Roca intacta.....	21
3.2.2.	Índice de RQD	23
3.2.3.	Clasificación Geomecánica.....	24
3.2.4.	Dominios geomecánicos.....	25
3.2.5.	Propiedades de resistencia y propiedades elásticas del macizo rocoso	25
3.3.	Condiciones de esfuerzos in-situ	26
3.3.1.	Ensayos in-situ medidos por el método de Overcoring.....	27
3.3.2.	Ensayos de esfuerzo in-situ mediante la técnica de emisión acústica.....	28
4.	Marco teórico.....	30
4.1.	Dimensionamiento de tajeos.....	30

4.1.1.	Número de estabilidad modificado	30
4.1.2.	Radio hidráulico	31
4.1.3.	Método gráfico de estabilidad	32
4.1.4.	Equivalente lineal de Sobre-rotura/Desprendimiento (ELOS)	33
4.2.	Criterio de secuencia de minado	33
4.3.	Modelamiento numérico	36
4.3.1.	Ventajas del modelamiento numérico.....	36
4.3.2.	Objetivo del modelamiento numérico	37
4.3.3.	Interpretación.....	37
4.4.	Modelo geomecánico	38
4.5.	Relleno en Pasta	38
4.5.1.	Principios.....	38
4.5.2.	Rendimiento del relleno en pasta.....	39
5.	Evaluación y análisis de la situación actual	40
5.1.	Información de los tajeos explotados	40
5.1.1.	Topografía de tajeos y radio hidráulico equivalente.....	40
5.1.2.	Retro-análisis de los techos de los tajeos	43
5.1.3.	Retro-análisis del relleno en pasta	45
5.2.	Evaluación de la secuencia de minado mediante modelo numérico con Map3D ..	46
5.3.	Evaluación del sostenimiento de los tajeos	53
5.4.	Evaluación de la resistencia del relleno en pasta.....	54
6.	Diseño de aberturas máximas y control de dilución	59
6.1.	Dimensionamiento de tajeos.....	59
6.2.	Diseño de cable bolting para el sostenimiento de techo del tajeo	60
6.2.1.	Análisis cinemático.....	60
6.2.2.	Método de la cuña máxima.....	62
6.3.	Diseño de cable bolting para zonas de contacto con la caja techo	64
6.4.	Método de instalación del cable bolting	65
7.	Secuencia de minado del OreBody.....	67
7.1.	Etapa I.....	67
7.2.	Etapa II – Diseño y construcción conceptual de losa de CRF	68
7.2.1.	Método empírico para determinar la resistencia de la losa CRF	68

7.2.2.	Análisis de rotura de la losa	69
7.2.3.	Método constructivo conceptual de la losa de CRF	72
7.3.	Etapa III.....	73
7.3.1.	Secuencia de minado entre los niveles 1770 – 1820.....	74
7.3.1.1	Recuperación con pilares postes	74
7.3.1.2	Recuperación con pilar híbrido (CRF y macizo rocoso)	75
8.	Modelamiento numérico de la secuencia de minado propuesta.....	76
8.1.	Consideraciones iniciales	76
8.2.	Modelamiento numérico de la secuencia de minado (niveles 1650-1770).....	76
9.	Optimización del relleno en pasta	84
9.1.	Identificación de problemas	84
9.1.1.	Planta de relleno	84
9.1.2.	Transporte del relleno.....	84
9.1.3.	Resistencia del relleno	86
9.2.	Recomendaciones propuestas	86
9.3.	Alternativas para optimizar el relleno en pasta	87
9.3.1.	Transporte	87
9.3.2.	Resistencia de la Pasta	87
9.3.3.	Estimación de la resistencia de relleno requerida	89
10.	Conclusiones y recomendaciones	91
10.1.	Modelo Geomecánico.....	91
10.2.	Análisis de la dilución	91
10.3.	Dimensionamiento de tajeos	92
10.4.	Sostenimiento de cajas y techo de los tajeos	93
10.5.	Relleno	94
10.6.	Secuencia de minado y modelamiento numérico	95
11.	Bibliografía.....	97

Lista de Figuras

Figura 01 - Metodología de diseño de excavaciones mineras. (R. Pakalnis, 2008)	3
Figura 02 - Vista Isométrica de la geología local.	4
Figura 03 - Método de minado taladros largos.	5
Figura 04 - Secuencia de minado propuesto por UnderMiningSAC.	6
Figura 05 - Distribución de cables bolting actualmente.	7
Figura 06 - Diseño de la resistencia a la compresión uniaxial del relleno para diferentes longitudes de exposición.	8
Figura 07 - Distribución de las estaciones geomecánicas (puntos rojos) por niveles en el OreBody.	10
Figura 08 - Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades medidas en el mineral SPP y SPB del OreBody.	14
Figura 09 - Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades medidas en la roca volcánica del OreBody.	14
Figura 10 - Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades medidas en el dique del OreBody.	14
Figura 11 - Izquierda: contacto dique-SPP/ Derecha: roca de la caja techo.	15
Figura 12 – Plano de falla en la superficie de la roca.	16
Figura 13 - Comportamiento del RQD.	23
Figura 14 - Ubicación de ensayos de medición de esfuerzos in situ mediante Overcoring.	27
Figura 15 – Datos de entrada de esfuerzos para el modelo numérico.	29
Figura 16 - Factor “A” de esfuerzo en la roca. (Potvin, 1998).....	30
Figura 17 - Factor B de orientación de estructuras. (Potvin, 1998)	31
Figura 18 - Factor C de ajuste gravitatorio. (Potvin, 2008)	31
Figura 19 – Metodología de cálculo del radio hidráulico. (R. Pakalnis, 2002).	32
Figura 20 - Gráfico de estabilidad modificado (N').	32
Figura 21 - Estimación empírica para el desprendimiento de las cajas (ELOS).	33
Figura 22 - Esquema de secuencia de minado de abajo hacia arriba, en forma de v invertida. (Potvin, 2003)	35
Figura 23 - Diagrama del modelamiento numérico.	37
Figura 24 - Interpretación del modelo numérico.	37
Figura 25 - Efecto del límite elástico sobre la resistencia. (Potvin, 2005).....	39
Figura 26 - Resistencia de la pasta en función del contenido de cemento y el límite elástico (50% arena, 50% relave, 4 días, agua salina). (Potvin, 2005)	39

Figura 27 - Cálculo del desprendimiento de las paredes para un tajeo.	40
Figura 28 - Gráfica de retro-análisis de estimación empírica para el desprendimiento de las cajas (ELOS) para el OreBody.	41
Figura 29 - Cálculo del desprendimiento de las paredes finales del tajeo 01 para diferentes etapas de explotación.	42
Figura 30 - Análisis del rango de longitud de tajeos para valores de ELOS entre 0.5 -1m. .	42
Figura 31 - Vista longitudinal del levantamiento de las sobre-excavaciones.	43
Figura 32 - Medidas de ancho, ancho verdadero y altura de falla en el techo de tajeos.	44
Figura 33 – Ancho verdadero vs. Altura de falla (sobre-excavación).	44
Figura 34 - Retro-análisis del relleno en el tajeo 01.	45
Figura 35 – Retro-análisis del relleno en el tajeo 02.	45
Figura 36 – Parámetros de entrada para la evaluación de la secuencia de minado de UnderMiningSAC.	46
Figura 37 - Esfuerzos Sigma 1 (σ_1) en condición actual (febrero 2015).	47
Figura 38 - Factores de Seguridad de la condición actual (febrero 2015).	48
Figura 39 - Esfuerzos Sigma 1 proyectada para diciembre 2015.	48
Figura 40 - Factores de seguridad proyectada para diciembre 2015.	49
Figura 41 - Puntos de análisis en los pilares postes.	49
Figura 42 - Curva de estabilidad del macizo rocoso en el pilar 13, falla en el Step 9.	51
Figura 43 - Curva de estabilidad del macizo rocoso en el pilar 07, falla en el Step 5.	51
Figura 44 - Curva de estabilidad del macizo rocoso en el pilar 19, falla en el Step 12.	51
Figura 45 - Factor de seguridad en los pilares poste en las secciones verticales.	52
Figura 46 – Gráfica o Curva de diseño de luz o aberturas para un RMR en el rango de 35 - 52.	53
Figura 47 - Rango de UCS del relleno a los 28 días.	55
Figura 48 - Resistencias promedio con diferentes % de cemento en la industria minera. ...	55
Figura 49 - Resistencias UCS promedio de los años 2013 y 2014.	56
Figura 50 - Evolución de la resistencia a la compresión para 5 distintos tajeos a lo largo del tiempo.	57
Figura 51 - Efecto de sobrecarga del relleno cuando se explota más de dos niveles de tajeos primarios.	58
Figura 52 - Vista planta: secciones geométricas transversales del OreBody.	59
Figura 53 - Secciones geométricas transversales: S1, S2 y S3 del OreBody.	59
Figura 54 - Orientación predominante de fallas locales en el OreBody.	61

Figura 55 - Análisis cinemático de cuñas.	62
Figura 56 - Esquema del método de cuña máxima para cable bolting.	63
Figura 57 - Esquema de diseño de cable bolting en el techo de tajeos del OreBody.	64
Figura 58 - Relación entre el N' y el R.H. para calcular la longitud y la densidad de cable bolting a utilizar para el sostenimiento. (D. Jean, 1996).....	64
Figura 59 - Esquema de diseño de cable bolting en la zona de contacto con la caja techo cercana.	65
Figura 60 - Método del tubo respiradero. (D. Jean, 1996).	66
Figura 61 - Esquema de secuencia de minado global de secuencia de minado.	67
Figura 62 - Gráfica empírica de diseño de pilares.	69
Figura 63 – Diseño de losa de CRF - A.	72
Figura 64 – Diseño de losa de CRF - B.	73
Figura 65 - Esquema de minado en retirada.	74
Figura 66 - Esquema de los pilares postes y la recuperación de los tajeos.	75
Figura 67 - Recuperación de pilar 1770 - 1820 mediante un pilar híbrido.	75
Figura 68 - Ubicación de secciones o grillas de análisis.	77
Figura 69 - Secuencia de minado propuesta para el OreBody.	79
Figura 70 - Factores de seguridad en la sección 6 del OreBody en las diferentes etapas de la secuencia de minado y antes de la recuperación del pilar puente.	81
Figura 71 - Isovalores de factores de seguridad obtenidos en el pilar puente preliminar (Nv. 1770-1820).....	82
Figura 72 - Análisis de envolvente de falla sobre el pilar preliminar (Nv. 1770-1820).	83
Figura 73 - Granulometría de la pasta original (2006), granulometría actual (2015), granulometría de la fracción fina del ciclón y granulometría futura esperada.....	85
Figura 74 - Criterios de estimación de la Resistencia del Relleno (Mitchell, 1983)	89

Lista de Tablas

Tabla 01 - Dimensiones promedio de los tajeos.	5
Tabla 02 - Dosificación del relleno en pasta de la mina.	9
Tabla 03 - Estaciones geomecánicas levantadas en campo.	11
Tabla 04 - Taladros geomecánicos relogueados.	13
Tabla 05 - Familias predominantes en el OreBody.	15
Tabla 06 - Relación del número de ensayos ejecutados por el Laboratorio de Mecánica de Rocas.	17
Tabla 07 - Resultados de propiedades físicas de muestras tomadas de los testigos.	17
Tabla 08 - Resumen de resultados de los ensayos de resistencia a la compresión simple.	18
Tabla 09 - Resumen de los valores $I_s(50)$ de los ensayos de carga puntual según su litología.	19
Tabla 10 - Resumen de los resultados obtenidos en los ensayos de compresión triaxial.	20
Tabla 11 - Resumen de los resultados obtenidos en los ensayos de tracción indirecta.	21
Tabla 12 - Factores de conversión estimados para la tesis.	22
Tabla 13 - Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.	23
Tabla 14 - Parámetros usados en el sistema de clasificación geomecánica RMR_{76}	24
Tabla 15 - Clasificación del macizo rocoso según sus índices RMR.	24
Tabla 16 - Resultados de los índices y calidad del macizo rocoso.	25
Tabla 17 - Parámetros de resistencia del macizo rocoso.	26
Tabla 18 - Ubicación de los ensayos de medición de esfuerzos in-situ.	27
Tabla 19 - Resultados de la medición de esfuerzos in-situ mediante Overcoring.	28
Tabla 20 - Esfuerzos in-situ a 60 m mediante la técnica de emisión acústica.	28
Tabla 21 - Esfuerzo in-situ a 120 m mediante emisión acústica.	29
Tabla 22 - Desprendimiento de las paredes laterales de los tajeos y radio hidráulico.	40
Tabla 23 - Resultados del retro-análisis del relleno.	46
Tabla 24 - Secuencia de minado propuesta por la empresa.	47
Tabla 25 - Evaluación del diseño de cable bolting de UnderMiningSAC.	54
Tabla 26 - Resumen de las resistencias promedio y desviaciones estándares a diferentes edades de curado del relleno.	56
Tabla 27 - Dimensionamiento de tajeos.	60
Tabla 28 - Orientación de las principales familias de discontinuidades y fallas locales.	61

Tabla 29 - Análisis combinatorio de cuñas para diferentes discontinuidades y fallas para el OreBody.....	61
Tabla 30 - Parámetros de sostenimiento con cable bolting en los cruceros de explotación.	63
Tabla 31 - Parámetros considerados para el diseño de la losa.	70
Tabla 32 - Características del acero de refuerzo que será anclado en el macizo rocoso.	70
Tabla 33 - Valores establecidos en el EHE-98.	71
Tabla 34 - Parámetros de la losa.....	71
Tabla 35 - Análisis de fallamiento de la losa.	71
Tabla 36 - Mezclas a ensayar para determinar la mezcla óptima.	88
Tabla 37 - Resistencias necesarias del relleno en pasta para diferentes geometrías (F.S=1.5).....	89



1. Introducción y objetivos

Para llevar a cabo una operación minera de manera eficiente y eficaz es necesario ejecutar los planes desarrollados en los estudios previos, dichos estudios toman en consideración la mejor alternativa para el tipo de yacimiento en cuestión. Se diseñan y plantean el método minado, dimensionamiento de los tajeos, dimensionamiento de equipos, tipo de sostenimiento, diseño de relleno, proceso de recuperación metalúrgica, entre otros.

Sin embargo, cuando se inicia la explotación se pueden presentar problemas operacionales no previstos o que no fueron evaluados con debida atención por omisión de diversos factores, ello puede llevar a muchas operaciones a replantear o rediseñar la manera de ejecutar el proceso productivo, pues pueden generar altos costos o poner en riesgo la continuidad de la mina, por ello es imprescindible la elaboración de un nuevo plan con las medidas correspondientes para asegurar la continuidad y óptima ejecución de la explotación de la mina.

El presente tesis busca evaluar la situación actual de la mina subterránea UnderMiningSAC, cuyo método de minado es de taladros largos (secuencial-ascendente), realizar la evaluación geomecánica, desarrollar la caracterización y clasificación del macizo rocoso; el dimensionamiento de los tajeos, evaluar la estabilidad de los mismos y replantear las nuevas dimensiones para evitar y controlar la sobre-excavación; evaluar la secuencia de minado propuesta por el área de planeamiento de la mina y plantear la nueva secuencia que garantice la estabilidad y permita la recuperación efectiva de los tajeos y pilares del cuerpo mineralizado; y optimización del relleno en pasta mediante la evaluación de su resistencia a través del tiempo y plantear recomendaciones para garantizar la recuperación de los tajeos secundarios.

Para cumplir con los alcances de la presente tesis se ha construido un modelo numérico tridimensional, la cual servirá como una herramienta de planificación minera que permita diseñar de manera óptima los tajeos, analizar y modificar la secuencia de minado y optimizar las características del relleno en pasta.

1.1. Objetivos

El objetivo de la tesis es la preparación de un modelo geomecánico en tres dimensiones y establecer una metodología técnica, que constituya una herramienta para evaluar el dimensionamiento de ancho y largo de los tajeos, así como la secuencia de minado y la optimización del relleno en pasta. Para lograr este objetivo, se realizó una revisión y evaluación geomecánica mediante la recopilación de información proveniente de estudios geomecánicos anteriores que fueron validados mediante un análisis de brechas o “gap

analysis”, este análisis indicó que era necesario un re-muestreo de testigos de perforación, mapeo de detalle de galerías y accesos, así como ensayos de laboratorio complementarios.

Para el modelamiento se empleó el software especializado Map3D (Map3D International Ltd.), este es un software especializado en el análisis de esfuerzos, deformaciones, factores de seguridad que utiliza el Método BEM (Método de Elementos de Borde). Map3D es adecuado para los problemas de modelamiento del Macizo Rocosó que involucran excavaciones irregulares masivas en 3D, túneles y formas tabulares.

1.2. Alcance

Los alcances del estudio se indican a continuación, los mismos que están ordenados de manera secuencial:

1. Caracterización y clasificación del macizo rocoso
2. Construcción del modelo geomecánico del cuerpo OreBody
3. Dimensionamiento de los tajeos del cuerpo OreBody
4. Modelamiento tridimensional geomecánico (Map3D)
5. Secuenciamiento de minado
6. Caracterización del relleno en pasta

1.3. Plan de trabajo

La metodología de trabajo del presente estudio es similar a la sugerida en los lineamientos establecidos por Rimás Pakalnis (2008), el cual comprende la caracterización geomecánica, el diseño analítico, numérico y empírico, según sean las condiciones en las que se encuentre la mina con respecto a los esfuerzos in situ, la geología estructural y la propia estructura del macizo rocoso, además de las características y modo de empleo del relleno en pasta.

Dado que se cuenta con información geomecánica y las características geométricas de los tajeos minados, fue posible reconstruir, mediante un “retro-análisis”, todos los parámetros que emplea el método gráfico de estabilidad, con la finalidad de obtener radios hidráulicos y números de estabilidad para cada uno de los tajeos minados. Esta información fue utilizada para calibrar y determinar los parámetros que caracterizan al macizo rocoso y que sirven de datos de entrada para los modelos numéricos tridimensionales. De igual manera, se realizó el levantamiento de la información sobre el relleno en pasta empleado y se determinaron las características de resistencia, que son necesarias como dato de entrada para los modelos numéricos.

En la Figura 01, se muestra de manera resumida la metodología de diseño de excavaciones mineras considerado en el presente estudio.

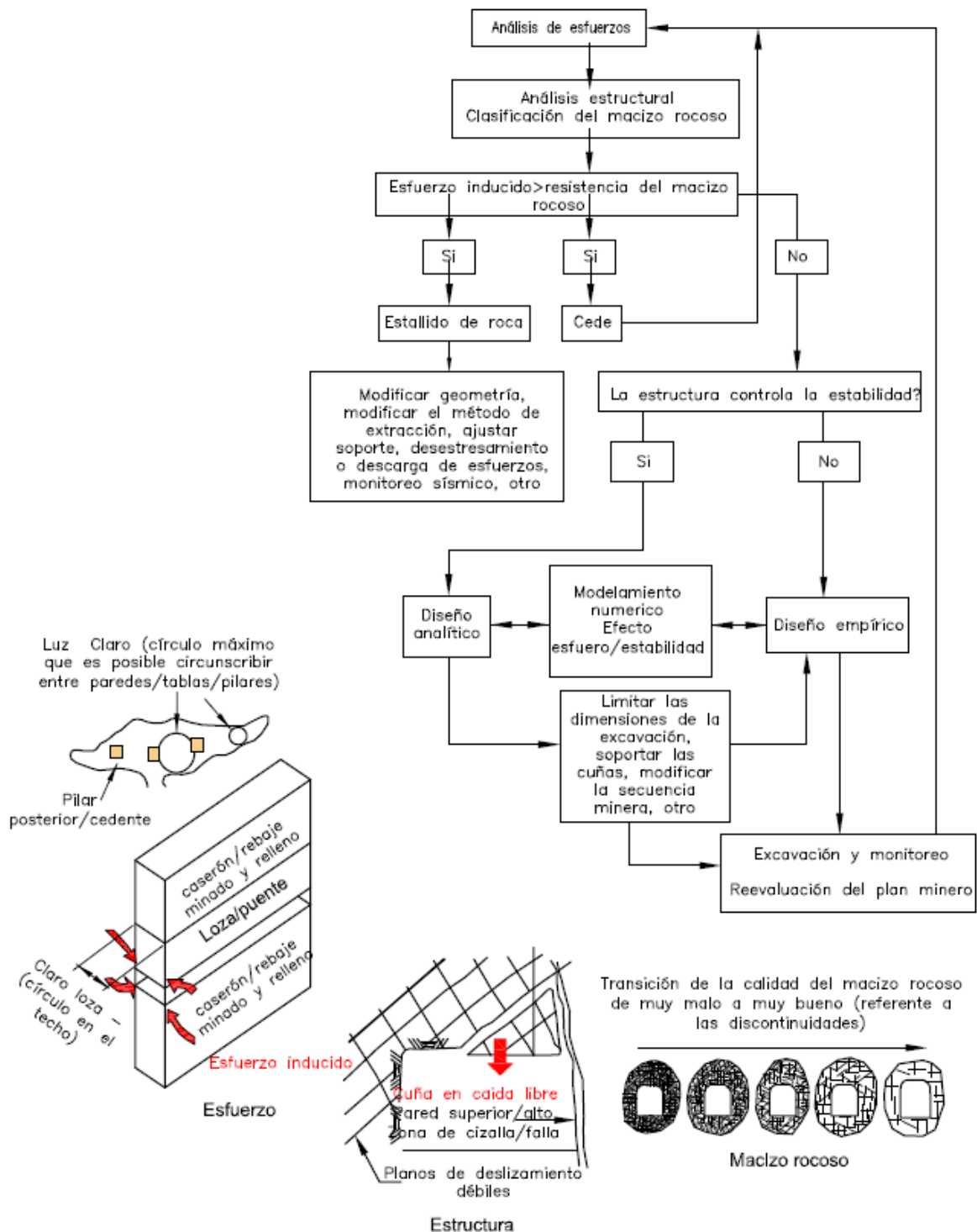


Figura 01 - Metodología de diseño de excavaciones mineras. (R. Pakalnis, 2008) ⁱ

ⁱ R. Pakalnis. Empirical Design Methods - UBC Geomechanics An Update (2002) Department of Mining Engineering, University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada 2002.

2. Descripción de la situación actual de la Mina

2.1. Geología

El yacimiento se encuentra en rocas volcánicas de composición félsica, la caja piso y caja techo están conformadas por rocas de tipo riolíticas gradando a riodacitas, las cuales presentan una coloración blanca grisácea con tonalidades rosadas, azulinas a verduscas.

Asimismo, está presente una unidad piroclástica félsica conformada por tufos de cenizas distales y tufos lapilli polimícticos integrado por fragmentos subredondeados y bien clasificados.

Las rocas intrusivas del Batolito de la Costa, de edad Cretácica, constituidas principalmente por granodioritas rodean las unidades volcánicas sedimentarias a manera de “roof-pendant”.

Finalmente, existen gran cantidad de diques que intruyen las secuencias volcánicas sedimentarias, como pórfido andesítico, esta última corta incluso al intrusivo granodiorítico.

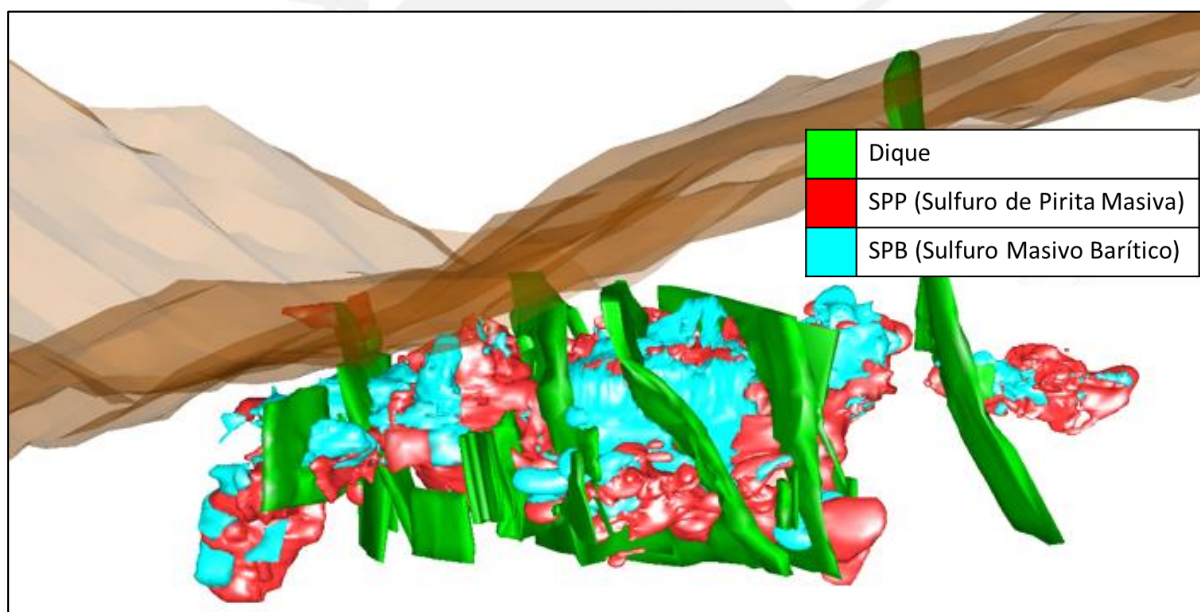


Figura 02 - Vista Isométrica de la geología local.

Genéticamente, el yacimiento es un depósito de sulfuro masivo vulcano-genético, el cual está conformado por cuerpos lenticulares y apilados de sulfuros, donde destacan los siguientes:

- El Sulfuro Masivo Barítico (SPB): Se presenta en forma bandeada, rico en zinc, plomo y plata, contiene más del 50% de los sulfuros totales, incluyendo la baritina; así mismo también se presenta una mineralización de baritina, pirita, pirrotita, calcopirita y marmatita rico en cobre.

- Sulfuro de Pirita Masiva Homogénea (SPP): Compuesta en su totalidad por pirita, de textura homogénea y granular, con un tamaño que varía entre muy grueso a fino.

2.2. Método de minado

El método de minado aplicado en la mina es el de taladros largos, con un ritmo de producción de 18000 t/día. La geometría promedio de los tajeos es la siguiente:

Tabla 01 - Dimensiones promedio de los tajeos.

Dimensiones	(m)
Ancho	20
Altura	30
Longitud	30 - 50

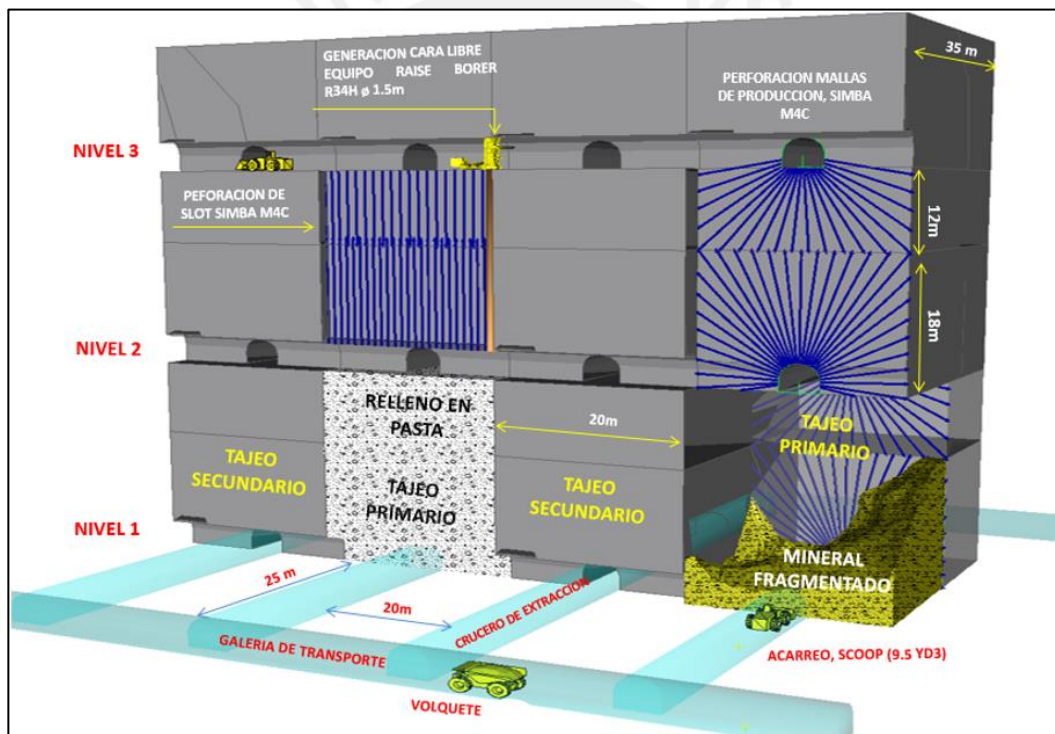


Figura 03 - Método de minado taladros largos.

La secuencia de minado que propone UnderMiningSAC se basa en la explotación prolongada de los tajeos primarios de manera ascendente, del nivel inferior hasta alcanzar el pilar puente (Nivel 1800-1820), dejando 3 columnas o pilares postes para asegurar la estabilidad del cuerpo.

Posteriormente, se procederá con la explotación de los tajeos secundarios, cuya secuencia será evaluada mediante un retro-análisis para determinar las condiciones de esfuerzo y los

factores de seguridad que se obtendrán a partir del diseño realizado por la mina y de esta manera poder analizar la estabilidad de los tajeos durante el proceso de explotación.

UnderMiningSAC ha planteado la siguiente secuencia para la explotación del cuerpo mineralizado:

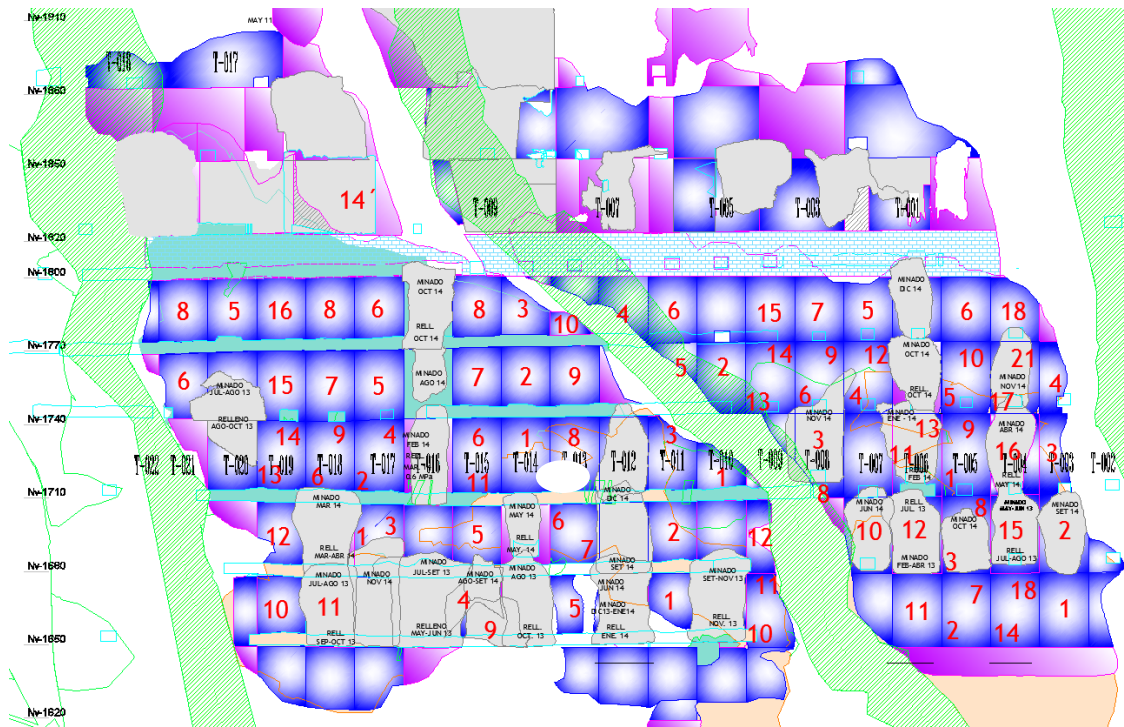


Figura 04 - Secuencia de minado propuesta por UnderMiningSAC.

2.3. Sostenimiento de tajeos

Inicialmente, no se aplicaba sostenimiento alguno en los tajeos de la mina, luego de una explotación prolongada de los tajeos primarios, se observó la necesidad de la implementación de sostenimiento para asegurar la estabilidad de los mismos. Por tal motivo, el departamento de geomecánica de UnderMiningSAC realizó el diseño de sostenimiento mediante la aplicación de cable bolting.

Para evaluar el sostenimiento del techo de los tajeos, el departamento de geomecánica realizó el análisis de estabilidad mediante el Método Gráfico de Estabilidad, el cual indicó la necesidad de aplicar refuerzo en el techo con cable bolting, mediante perforación de taladros con mallas radiales y diámetro de perforación de 51 mm, con un espaciamiento de 2.5 m y una longitud de 10 m.

Asimismo, realizaron el control del sostenimiento diseñado mediante un monitoreo de los tajeos donde se aplicó cable bolting. Los resultados que obtuvieron fueron favorables durante los primeros meses, debido a que los techos de los tajeos no presentaban desprendimiento,

salvo en los casos en los que se habían presentado sobre-excavación en las paredes de los tajeos, lo cual implicaba un aumento en el ancho de los tajeos y modificaba los parámetros de diseño.

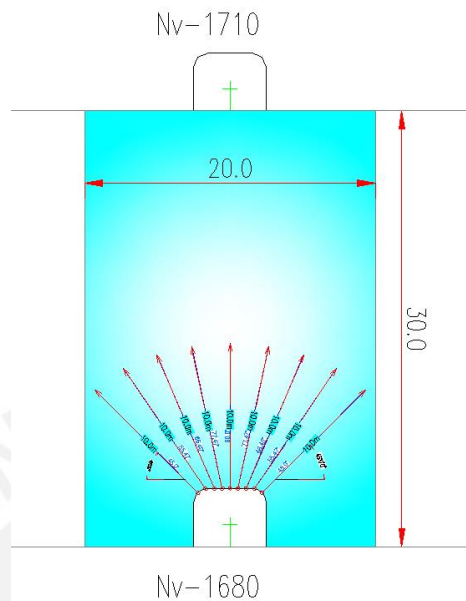


Figura 05 - Distribución de cables bolting actualmente.

Por otro lado, el departamento de geomecánica de UnderMinignDAC realizó el análisis de esfuerzo/deformación utilizando el programa de elementos finitos PHASE2 de Rocscience, el cual les permitió observar que el factor de seguridad se incrementaba a 1.5 con la aplicación del sostenimiento con cable bolting durante la explotación de los tajeos.

Sin embargo, los problemas de sobre-excavación, inestabilidad del macizo rocoso, falta de control de la voladura y diseño inadecuado de los parámetros del sistema de cable bolting se fueron evidenciando con el transcurrir de la explotación, como resultado se obtuvieron grandes desprendiendo el techo de los tajeos, con lo cual se concluyó la necesidad de replantear el sistema de sostenimiento inicial.

2.4. Relleno en pasta

2.4.1. Características del relleno

La experiencia en otras minas ha determinado que para la formación de la pasta, como requisito se debe contar con 15% de finos menores a 20 micrones (Handbook on Mine Fill, 2005.); sin embargo, en el caso de UnderMiningSAC no se cumple con este parámetro, debido a que la gravedad específica del mineral es igual a 4.25; por ende, la densidad del relave es relativamente alta comparado con otras minas.

Las granulometrías de las muestras del año 2013 son significativamente más gruesas que las analizadas en el año 2006, mientras que la tasa de liberación de agua contenida en la pasta con muestras recientes es significativamente superior a las del año 2006. Estos son índices que controlan el nivel de estabilidad de la pasta, la alta tasa se debe a la granulometría gruesa de los relaves tratados.

2.4.2. Exposición del relleno

Es necesaria una adecuada resistencia del relleno en pasta para asegurar la estabilidad de la pared en los tajeos primarios explotados y rellenados, mientras se proceda con la extracción del mineral en el tajeo secundario adyacente. La estabilidad de la pared de relleno en pasta puede ser determinada basándose en pruebas de modelamiento centrífugas conducidas por Mitchell (1983), la estabilidad puede ser relacionada a la resistencia a la compresión no confinada, mediante la siguiente fórmula:

$$UCS = \frac{\gamma * H}{1 + \frac{H}{L}}$$

Donde:

H= Altura con exposición total (m)

L= Longitud con exposición de relleno o ancho de tajeo (m)

γ = Peso unitario de relleno (N/m³)

Para los tajeos explotados, cuya altura es de 30 metros, se construyó la siguiente gráfica para el diseño de la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) del relleno a diferentes longitudes de exposición del relleno en los tajeos.

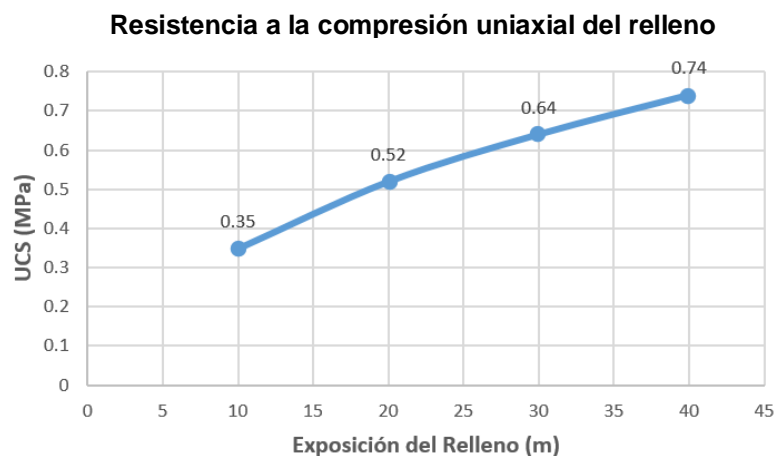


Figura 06 - Diseño de la resistencia a la compresión uniaxial del relleno para diferentes longitudes de exposición.

2.4.3. Dosificación actual de la pasta

Al inicio de la operación, se contaba con un relleno en pasta con 36% de finos (menores a 20 micrones) y con un slump de 9 a 10 pulgadas. Debido a que se mejoró la recuperación del concentrado, mediante el uso de un molino adicional para la remolienda, se generó un cambio en la producción de finos en el relave, de 36% se pasó a obtener solo un 20%. Para el año 2013, se logró determinar que se contaba con 19% de finos.

Tabla 02 - Dosificación del relleno en pasta de la mina.

Dosificación de la Pasta		
Componente	TM	Porcentaje
Relave	2.552	87.8%
Cemento	0.087	3.0%
Agua	0.2661	9.2%



3. Caracterización Geomecánica

3.1. Investigaciones de campo y laboratorio

Para evaluar las propiedades geotécnicas del medio geológico donde se está desarrollando la explotación del cuerpo “OreBody”, se ha requerido la ejecución de una serie de actividades relacionadas con investigaciones geológicas, geo-estructurales, geotécnicas y laboratorio de Mecánica de Rocas, se levantó información geotécnica de estaciones geomecánicas, líneas de detalles y taladros de perforación diamantina en la zona de interés, realizándose 48 estaciones geomecánicas y 02 líneas de detalle en las labores subterráneas distribuidas en la roca encajonante, diques y mineral. En cuanto a taladros de perforación diamantina, se realizó el relagueo geomecánico de 3 taladros diamantinos que atraviesan la zona de interés que en total sumaron aproximadamente 340 metros de testigos relagueados.

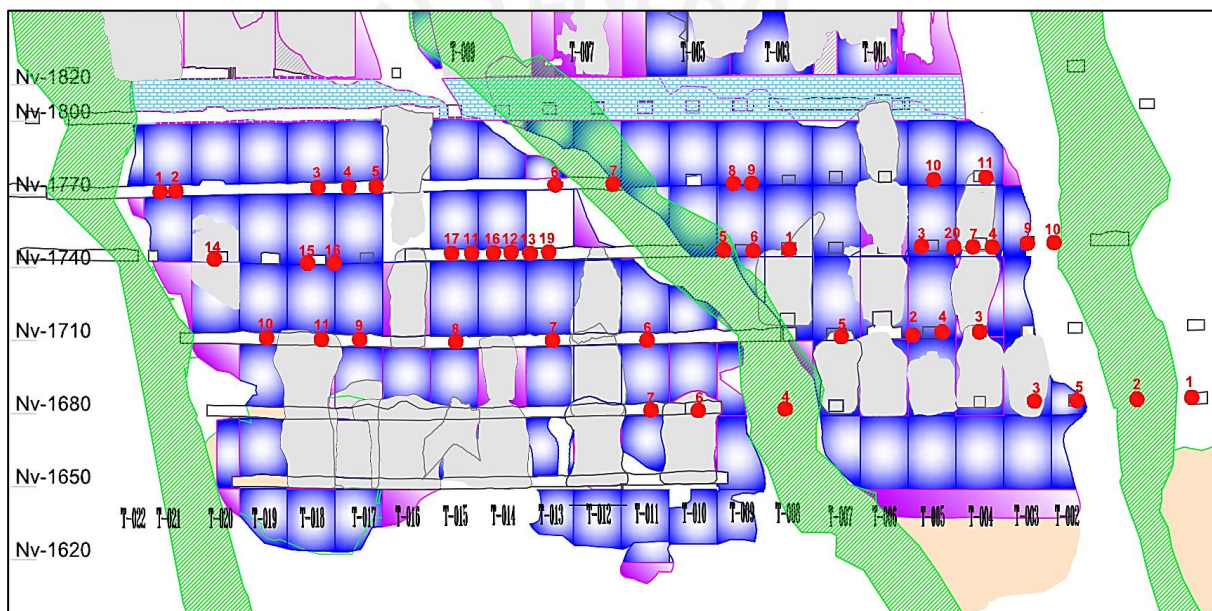


Figura 07 - Distribución de las estaciones geomecánicas (puntos rojos) por niveles en el OreBody.

3.1.1. Mapeo Geomecánico de labores subterráneas

La evaluación se realizó mediante estaciones geomecánicas a lo largo de los niveles y subniveles de explotación. En cada estación se identificaron y cuantificaron las características de las principales familias de discontinuidades. Para cada familia se determinó la orientación (buzamiento “Bz” y dirección de buzamiento “DBz”), el espaciamiento, la persistencia, la rugosidad, la resistencia de la pared de la discontinuidad, la abertura, el relleno, el grado de meteorización, la resistencia del relleno y la presencia de agua.

Asimismo, se determinó la forma del bloque y el rango de tamaños y volumen de los bloques. Los índices RQD se estimaron mediante la frecuencia de discontinuidades (Hudson y Priest, 1976) y el número total de discontinuidades por metro cúbico J_v (Palmstrom, 1982). En cada estación se identificaron entre dos y tres familias de diaclasas, registrándose en total 144 diaclasas. Con la finalidad de obtener mayor información estructural, se realizaron 02 líneas de detalle en las labores del nivel 1740 CX14 y CX19. En la Tabla 03, se muestra la ubicación de las estaciones geomecánicas, incluyendo las orientaciones de los tres sistemas principales de diaclasas por cada estación.

Tabla 03 - Estaciones geomecánicas levantadas en campo.

Nivel	Ubicación	Dominio Litológico	Estación Geomecánica	Sistema de Diaclasas		
				Fam. 1	Fam. 2	Fam. 3
1680	OreBody	Dique	EG-01	10/270	50/250	85/160
1680	OreBody	Dique	EG-02	20/210	30/300	80/50
1680	OreBody	SPP	EG-03	80/290	85/320	60/195
1680	OreBody	Dique	EG-04	80/165	43/260	82/335
1680	OreBody	SPB	EG-05	72/230	75/290	-
1680	OreBody	Dique	EG-06	5/100	78/155	87/220
1680	OreBody	Volcánico	EG-07	70/105	45/210	76/10
1710	OreBody	SPP	EG-01	85/325	20/235	80/45
1710	OreBody	Volcánico	EG-02	55/60	40/235	85/135
1710	OreBody	Dique	EG-03	05/40	65/270	90/225
1710	OreBody	Volcánico	EG-04	80/290	50/200	10/120
1710	OreBody	SPP	EG-05	85/310	90/200	-
1710	OreBody	SPP	EG-06	75/310	50/40	-
1710	OreBody	SPP	EG-07	85/142	40/70	85/150
1710	OreBody	Volcánico	EG-08	80/85	85/350	30/165
1710	OreBody	Volcánico	EG-09	74/95	15/170	70/190
1710	OreBody	Volcánico	EG-10	75/95	65/205	34/10
1710	OreBody	Volcánico	EG-11	73/125	40/230	50/95
1740	OreBody	SPB	EG-01	90/200	25/290	60/160
1740	OreBody	Volcánico	EG-02	73/320	50/90	-
1740	OreBody	SPP	EG-03	73/320	30/130	25/275
1740	OreBody	Dique	EG-04	05/160	70/45	90/310
1740	OreBody	SPB	EG-05	75/220	63/140	45/235

Nivel	Ubicación	Dominio Litológico	Estación Geomecánica	Sistema de Diaclasas		
				Fam. 1	Fam. 2	Fam. 3
1740	OreBody	Volcánico	EG-06	70/155	20/225	75/340
1740	OreBody	Volcánico	EG-07	80/320	20/250	75/250
1740	OreBody	SPP	EG-08	85/150	80/240	30/220
1740	OreBody	Volcánico	EG-09	60/245	85/170	35/250
1740	OreBody	SPB	EG-10	75/110	63/220	05/325
1740	OreBody	Volcánico	EG-11	85/210	80/100	10/10
1740	OreBody	SPB	EG-12	87/310	80/345	20/235
1740	OreBody	Volcánico	EG-13	95/305	35/290	-
1740	OreBody	Enclave	EG-01'	-	-	-
1740	OreBody	Volcánico	EG-02'	85/300	45/310	-
1740	OreBody	SPP	EG-03'	87/320	82/30	-
1740	OreBody	Volcánico	EG-04'	85/210	75/100	30/290
1740	OreBody	SPP	EG-05'	85/150	82/240	15/180
1740	OreBody	SPP	EG-06'	-	-	-
1740	OreBody	SPP	EG-07'	85/330	87/260	30/160
1770	OreBody	SPP	EG-01	82/140	70/230	55/240
1770	OreBody	Enclave	EG-02	-	-	-
1770	OreBody	SPP	EG-03	87/310	85/200	20/260
1770	OreBody	SPP	EG-04	84/130	60/230	50/50
1770	OreBody	SPP	EG-05	60/290	40/100	75/180
1770	OreBody	SPP	EG-06	65/150	75/260	65/60
1770	OreBody	SPP	EG-07	-	-	-
1770	OreBody	SPP	EG-08	70/100	87/140	30/270
1770	OreBody	SPP	EG-09	48/255	88/150	65/110
1770	OreBody	SPP	EG-10	85/140	55/90	65/240
1770	OreBody	Dique	EG-11	15/340	88/170	70/60

En cada estación geomecánica, se realizó la clasificación geomecánica por el sistema RMR (Bieniawski, 1976) y se recolectaron de muestras de roca para los ensayos de carga puntual. La evaluación e interpretación de cada estación geomecánica se presenta en el Anexo 1.

3.1.2. Logueo de perforaciones diamantinas

Para el logueo geotécnico de los testigos de perforación diamantina se utilizó el sistema de clasificación geomecánica RMR_{76} (Bieniawski, 1976). Rimas Pakalnis y otros especialistas elaboraron los gráficos o ábacos empíricos en el sistema de clasificación del año 1976. Para las condiciones de agua subterránea se empleó la valoración 10, correspondiente a una condición seca. Actualmente, en los niveles 1680, 1710, 1740 y 1770 no se aprecian condiciones húmedas, mientras en algunos niveles de profundización se aprecia goteo de forma muy localizada, que es producto de la misma actividad minera. En cuanto a los valores de RQD, para calcular las longitudes intactas de testigo, solo se consideraron las juntas u otras discontinuidades naturales, se ignoraron las fracturas mecánicas

Se efectuó el relogueo geotécnico completo sobre los testigos de perforación de 3 taladros diamantinos. Los testigos de roca fueron inspeccionados, con el fin de identificar los tipos litológicos y evaluar las características físicas de las discontinuidades; se determinó el porcentaje de recuperación, el índice RQD, condiciones de las juntas, resistencia a la compresión de la roca intacta estimado y adicionalmente se realizó una campaña extensa de muestreo de roca para la realización de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas. En los registros de las perforaciones diamantinas se han incluido las características indicadas y los resultados obtenidos en los ensayos geotécnicos efectuados en laboratorio.

Tabla 04 - Taladros geomecánicos relogueados.

Taladro de perforación diamantina	Coordenadas (m)		Cota (msnm)	Azimut (°)	Inclinación (°)
	Este	Norte			
CL-13-GEO-1740-09	393286.94	8553725.65	1755.10	318	-10
CL-13-GEO-1740-16	393313.09	8553697.04	1756.36	42	-10
CL-13-GEO-1740-20	393194.14	8553783.57	1752.53	223	-48

3.1.3. Características de las discontinuidades

Se registró las características de las discontinuidades tales como: las familias de las juntas con su orientación y espaciamiento, tamaño de bloques, RQD, ondulamiento, rugosidad de paredes, separación o abertura, relleno, continuidad y meteorización. Estas características fueron utilizadas en la clasificación geomecánica de los macizos rocosos y estimación de la resistencia al esfuerzo cortante.

El análisis fue realizado por tipo de roca predominante y por cada cuerpo mineralizado, los resultados de dicho análisis están detallados en el Anexo 4.

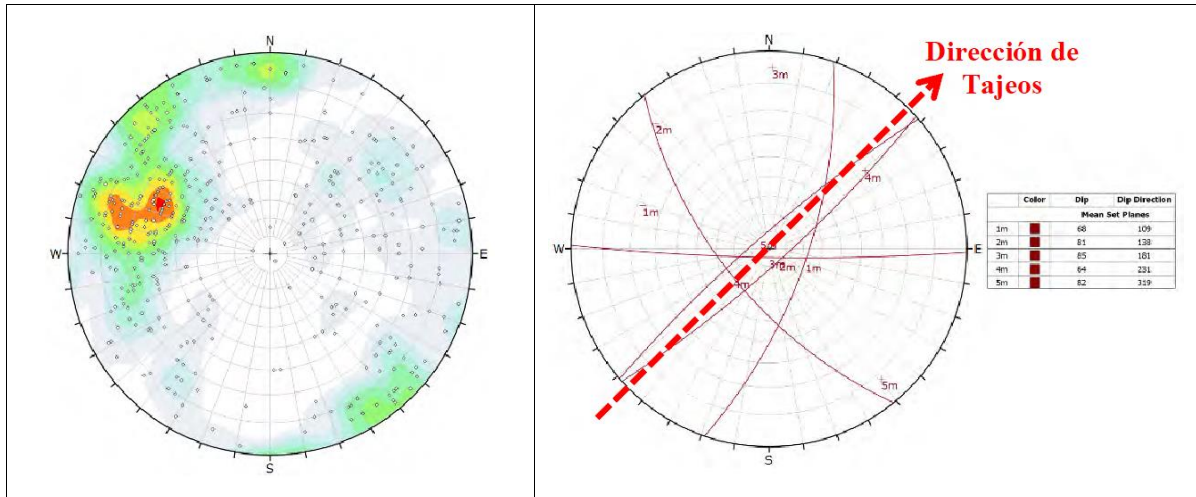


Figura 08 - Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades medidas en el mineral SPP y SPB del OreBody.

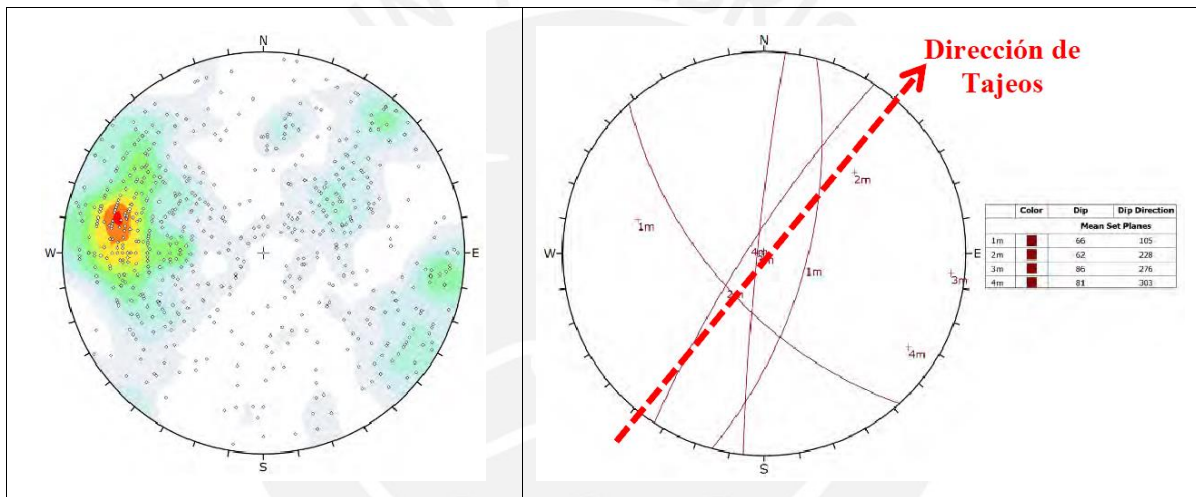


Figura 09 - Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades medidas en la roca volcánica del OreBody.

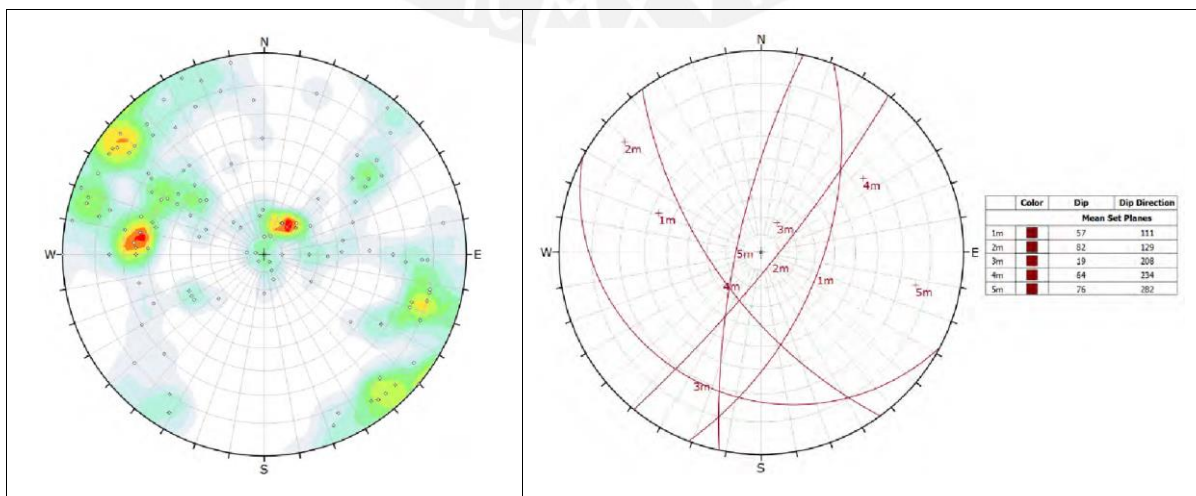


Figura 10 - Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades medidas en el dique del OreBody.

Para agrupar las discontinuidades en familias, se utilizó el programa Dips. Adicionalmente, se realizó un análisis a escala global de las características físicas de los sistemas predominantes utilizando los resultados de las líneas de detalle y mapeos geomecánicos, siendo estos los siguientes:

Tabla 05 - Familias predominantes en el OreBody.

Litología	Fam	Buz	Direc. Buz	Persis.	Espac. Prom. (m)	Tipo Discont.	Abertura	Tipo de relleno	Tipo de rugosidad	Forma
SPP/ SPB	F-1	68	109	> 10 m	0.10 –0.30	Tensión	1 - 5 mm	Limo, py	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-2	85	181	< 10 m	0.15 –0.40	Tensión	< 2mm	Py, ox	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-3	64	231	< 10 m	0.3 – 0.50	Tensión	1 mm	Py, ox	Medianamente Rugosa.	Plana
VOL	F-1	66	105	> 10 m	0.20 –0.45	Tensión	1 - 5 mm	Ca.	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-2	62	228	< 10 m	0.15 –0.40	Tensión	< 1mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-4	81	303	< 10 m	0.3 – 0.50	Tensión	1 mm	Ca	Medianamente Rugosa.	Plana
DIQ	F-1	57	111	> 10 m	0.30 –0.60	Tensión	< 1mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-3	19	208	< 10 m	0.20 –0.40	Tensión	< 1mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-4	64	234	< 10 m	0.3 – 0.50	Tensión	< 1mm	Ca	Medianamente Rugosa.	Plana

3.1.3.1 Contactos

Los contactos observados suelen presentarse en tipo de roca regular a buena. En algunos lugares, se puede localizar una falla cerca o a lo largo de los contactos, pero este no es siempre el caso (Figura 11). SPP y SPB son rocas regulares a malas; por lo tanto, los contactos entre ellos y otros tipos de roca más competentes (por ejemplo, diques y enclaves) parecen de menor calidad de RMR.



Figura 11 - Izquierda: contacto dique-SPP/ Derecha: roca de la caja techo.

3.1.3.2 Fallas

La mayoría de las fallas en el OreBody son de tipo mala a muy mala, con presencia de fluido síliceo en las discontinuidades que ha soldado las fallas. Muchas fallas tienen líneas de espejo de falla que indican una dirección previa o actual de la dirección del sentido del deslizamiento.

La mayor falla observada en OreBody se encuentra en el nivel 1710 (en la esquina de Cx 017 y Bp 745) presenta una zona de daño de aproximadamente 30 cm de ancho, buzando 60° hacia el Sureste y con un rumbo hacia el Noreste. El movimiento ha ocurrido después de la mineralización, representado por el hecho de que los sulfuros se deforman y se juntan en la zona de la falla.

Sin embargo, la mayoría de las fallas son superficies planas discretas con una zona de daño de 1 cm aproximadamente, que a menudo no se extiende de un nivel a otro como una superficie, sino como un conjunto de superficies paralelas.

Las fallas en el OreBody cortan en su mayoría a la mineralización y algunas a los diques. La mayoría de las fallas parecen haber sido reactivadas, muchas muestran más de una dirección de movimiento, que se evidencian por las rocas que la forman en la zona de daño y las líneas de espejo de falla. No hay ninguna diferencia evidente en la naturaleza mecánica, de relleno, abertura y espaciamiento de estas fallas. En la Figura 12, se observa un plano de falla evidenciada durante el levantamiento de información en campo.



Figura 12 – Plano de falla en la superficie de la roca.

3.1.4. Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas

Se ejecutaron ensayos de laboratorio para determinar las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta. Las muestras fueron tomadas de bloques de rocas muestreados en los diferentes niveles, así como de testigos de las perforaciones diamantinas de diferentes litologías.

Los ensayos de mecánica de rocas que fueron realizadas en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú, son los siguientes:

- Propiedades Físicas: densidad seca y saturada, porosidad aparente y absorción.
- Propiedades de Resistencia Mecánica: carga puntual, compresión uniaxial, tracción indirecta y compresión triaxial.
- Propiedades Elásticas: Módulo de Young y relación de Poisson.

Adicionalmente, se han realizado 120 ensayos de Carga Puntual de tipo regular e irregular obtenidas de los testigos de perforación y del muestreo realizado en las Estaciones Geomecánicas. A continuación, en la Tabla 06 se muestra el resumen del número de ensayos realizados para la presente tesis.

Tabla 06 - Relación del número de ensayos ejecutados por el Laboratorio de Mecánica de Rocas.

Litología	Triaxial	UCS	Tracción Indirecta	Propiedades Físicas	Nro. de Ensayos de Carga puntual
Volcánico	5	16	1	2	45
Dique	3	4	1	2	10
SPP	3	6	1	2	11
SPB	3	3	1	3	9
ENCLAVE	-	-	-	1	10
TOTAL	14	32	4	11	120

3.1.4.1. Propiedades físicas

A partir de las muestras de roca intacta, se determinaron las siguientes propiedades físicas: porosidad aparente (η), densidad seca (ρ_d), densidad saturada (ρ_{sat}) y absorción; las mismas que fueron ensayadas siguiendo los métodos sugeridos por la ISRM (1979). Los valores obtenidos se muestran en la Tabla 07.

Tabla 07 - Resultados de propiedades físicas de muestras tomadas de los testigos.

Muestra	Litología	Densidad seca (gr/cm^3)	Densidad saturada (gr/cm^3)	Porosidad aparente (%)	Absorción (%)
M1	Dique	2.73	2.74	0.48	0.17
M2	Volcánico	2.72	2.73	0.90	0.33
M3	Volcánico	2.79	2.81	1.99	0.72
M4	Enclave	2.83	2.84	0.95	0.34
M5	SPP	4.85	4.86	1.12	0.23
M6	SPB	4.55	4.57	1.76	0.39

Muestra	Litología	Densidad seca (gr/cm ³)	Densidad saturada (gr/cm ³)	Porosidad aparente (%)	Absorción (%)
CL-10-533*	Volcánico	3.02	3.024	0.44	0.148
CL-10-501*	Dique	2.78	2.782	0.319	0.115
CL-10-525*	SPB	4.45	4.459	0.511	0.115
CL-10-501*	SPB	4.58	4.585	0.628	0.138
CL-10-525*	SPP	4.88	4.885	0.49	0.101
CL-10-533*	SPP	4.02	4.021	0.518	0.132
CL-10-501*	Volcánico	3.26	3.262	0.64	0.197

3.1.4.2. Ensayo de Resistencia a la Compresión Simple (Uniaxial)

Del análisis realizado a los resultados de los ensayos de laboratorio, se pudo determinar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta (σ_{ci}). Las muestras estaban intactas y sin discontinuidades. Las muestras fueron preparadas para los ensayos siguiendo las recomendaciones de la norma ASTM D4543 y los ensayos de compresión simple se realizaron siguiendo los procedimientos establecidos en la norma ASTM D2938. Los valores de resistencia a la compresión simple se resumen en la Tabla 08 y en el informe de laboratorio de mecánica de rocas que se adjunta en el Anexo 5.

Tabla 08 - Resumen de resultados de los ensayos de resistencia a la compresión simple.

Dominio Litológico		Descripción litológica de las muestras	N° de Ensayo	Resistencia a compresión simple (MPa)
SPB	SPB-M	Ba. Grisácea de grano medio / pirita de granos reg. Diseminado. Alta cantidad de esfalerita diseminada. Chispas de gn, cpy y asp.	1	59.9
			2	71.6
			3	83.7
	SPB-G	Ba. Deleznable y cristalizada masiva. Granos grandes de sulfuros diseminad. Pocas arcillas.	4	25.9
			5	37.0
			6	46.0
SPP	SPP-F	Pirita de grano fino masivo. Afanítico, compacto y masivo.	7	79.9
			8	86.9
	SPP-M	Pirita de grano mediano masivo. Chispas de cpy, asp, bn.	9	66.0
			10	74.0
	SPP-G	Pirita de grano grueso masivo. Chispas de cpy,asp,bn.	11	21.7
			12	33.9
Volcánico (Caja Piso)		Volcánico gris claro. Alteración Argílica. Presencia de óxidos. Sulfuros diseminados. Epidota y clorita.	13	22.3
			14	73.0
			15	105.7
			16	136.4
			17	138.3
			18	145.0

Dominio Litológico	Descripción litológica de las muestras	N° de Ensayo	Resistencia a compresión simple (MPa)
Volcánico (Caja techo)	Volcánico gris con bastante cloritización. Con parches de caolinita y alunita.	19	77.0
		20	91.0
	Volcánico- sedimentario gris claro con alteración Filica con parches de arcillas.	21	95.5
		22	127.6
	Volcánico gris con chispas de py, cpy, bn y asp. Cierta alteración Argílica. Poca cantidad de arcillas.	23	149.0
		24	158.0
		25	176.0
		26	152.2
	Volcánico- sedimentario gris claro con alteración Filica con puntos de pirita. Bastante cuarzo	27	163.0
		28	191.0
Dique		29	202.8
		30	210.6
		31	212.0
		32	283.7

SPP-F: Sulfuro primario de pirita de grano fino

SPP-M: Sulfuro primario de pirita de grano medio

SPP-G: Sulfuro primario de pirita de grano grueso

3.1.4.3. Ensayo de carga puntual

El ensayo de carga puntual determina el Índice $I_{s(50)}$ en testigos de roca que requieren de poca preparación y que pueden tener formas regulares o irregulares. Este índice se utiliza en la clasificación geomecánica de macizos rocosos y para estimar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta. Los ensayos fueron ejecutados siguiendo el procedimiento recomendado por las normas ISRM (1985) y ASTM D5731-02. El equipo utilizado en los ensayos fue el modelo A125 de Matest SRL (de fabricación italiana), en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP.

En total se realizaron 120 ensayos en testigos y en muestras irregulares provenientes de las estaciones geomecánicas. Los índices $I_{s(50)}$ promedio de los resultados de los ensayos se presentan en la Tabla 09.

Tabla 09 - Resumen de los valores $I_{s(50)}$ de los ensayos de carga puntual según su litología.

Litología	Cantidad de ensayos	Mín. de $I_{s(50)}$ (MPa)	Máx. de $I_{s(50)}$ (MPa)	Promedio de $I_{s(50)}$ (MPa)
Dique	10	6.5	13.7	8.9
Enclave	10	1.1	5.2	2.8
SPB	21	0.1	2.4	0.7
SPP	24	0.1	7.0	2.4
Volcánico	39	1.3	12.0	5.9

3.1.4.4. Resistencia a la compresión triaxial

Este ensayo permite determinar la resistencia a la compresión de un testigo de roca intacta en estado no drenado, cuando es sometido a una presión de confinamiento y a una carga axial. A partir del ensayo de compresión triaxial, se determina el ángulo de fricción interna y la cohesión de la roca intacta para el caso del Criterio de Falla de Mohr-Coulomb, y los parámetros “mi” y resistencia a la compresión simple de la roca intacta para el caso del Criterio de Falla de Hoek-Brown.

Los ensayos fueron realizados en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú, siguiendo la norma ASTM 2664-95. Los resultados de los ensayos fueron analizados con el programa de cómputo RocData 3.0 de Rocscience (2005). Los valores obtenidos se incluyen la Tabla 10 y en el informe de Laboratorio de mecánica de rocas (Anexo 5).

Tabla 10 - Resumen de los resultados obtenidos en los ensayos de compresión triaxial.

Dominio litológico	Descripción litológica	σ_3	σ_1
SPB (Grano medio)	Baritina deleznable masiva. Granos de pirita regulares, arsenopirita, esfalerita y bornita.	1.00	43.95
		3.00	78.23
		6.00	109.88
		9.00	133.61
		11.00	149.44
SPP (Grano medio)	Pirita de grano mediano masivo. Chispas de calcopirita, arsenopirita, bornita.	1.00	48.14
		3.00	75.64
		6.00	101.43
		9.00	142.69
		11.00	159.02
Volcánico	Volcánico gris claro con pirita masiva. Presencia de cuarzo.	1.00	79.94
		3.00	73.92
		6.00	194.26
		9.00	243.26
		11.00	352.42
	Volcánico gris claro con chispas de sulfuros. Presencia de arcillas (caolinita, alunita) y sericita.	1.00	171.28
		3.00	208.96
		6.00	216.67
		9.00	201.25
		11.00	276.61
	Volcánico gris claro con chispas de pirita granos de cuarzo medianos. Cierta alteración Filica.	1.00	32.84
		3.00	92.56
		6.00	153.76
		9.00	213.48
		11.00	262.74

Dominio litológico	Descripción litológica	σ_3	σ_1
Dique	Andesita porfirítica con granos medianos/grandes de cuarzo.	1.00	313.74
		3.00	335.23
		6.00	352.42
		9.00	401.42
		0.50	300.85

3.1.4.5. Resistencia a la tracción (método brasileño)

La resistencia a la tracción fue determinada a través del ensayo de tracción indirecta que consiste en la aplicación de una carga lineal de compresión en el eje del diámetro de un disco de roca. Los resultados de los ensayos están indicados en la Tabla 11 y el informe de laboratorio de mecánica de rocas que se presenta en el Anexo 5.

Tabla 11 - Resumen de los resultados obtenidos en los ensayos de tracción indirecta.

Dominio litológico	Descripción litológica	σ_t (MPa)
SPB (Grano medio)	Baritina Deleznable, cristalizada y masiva. Presencia de arcillas. Granos medianos de pirita, esfalerita y calcopirita.	1.76
SPP (Grano grueso)	Pirita de grano grueso masivo. Chispas de calcopirita, y arsenopirita.	3.41
Volcánico (Caja Piso)	Volcánico gris claro con pirita diseminada. Cierta alteración argílica.	13.20
Volcánico (Caja techo)	Volcánico gris claro con chispas de sulfuros. Alteración Argílica. Alteración Filica. Presencia de arcillas (caolinita, alunita), cuarzo y sericita	10.42
Dique	Andesita porfirítica con granos medianos/grandes de cuarzo. Poca presencia de caolinita, alunita y sericita.	18.55

3.2. Modelo del macizo rocoso

La caracterización geomecánica tiene por finalidad determinar la calidad y clasificación del macizo rocoso circundante a los tajeos de explotación. Además, permite zonificar el macizo rocoso en dominios estructurales, caracterizándolos por su homogeneidad estructural y geomecánica.

3.2.1. Roca intacta

Los resultados obtenidos en los diferentes ensayos de laboratorio fueron analizados por el tipo de roca predominante y ubicación correspondiente a la caja piso cerc0ana, caja techo

cercana y veta, obteniéndose valores representativos para dichas zonas. Los tipos de roca predominantes están conformados por Volcánico (roca encajonante), Diques y el OreBody (sulfuros de pirita y baritina).

Para estimar la resistencia a la compresión simple a partir del índice $I_{s(50)}$ se utilizó la siguiente ecuación:

$$\sigma_c = FI_{s(50)}$$

En la que:

$I_{s(50)}$ = Índice de carga puntual corregido para un diámetro de muestra de 50 mm (en MPa).

σ_c = Resistencia a la compresión simple estimada a partir del $I_{s(50)}$ (en MPa).

F = Factor de conversión.

De acuerdo con investigaciones recientes (Hawkins, 1998 y Thuro, 2001), el factor F, puede variar entre 10 y 50; por lo que, en general se recomienda efectuar ensayos de compresión simple y de carga puntual por cada grupo de muestras con las mismas características, con el fin de determinar el factor de conversión.

Tabla 12 - Factores de conversión estimados para la tesis.

Dominio Litología	Descripción litológica	UCS (MPa)	$I_{s(50)}$ (MPa)	Factor de conversión (F)
SPB	Ba. Deleznable, cristalizada masiva. Granos grandes de sulfuros diseminado	36.31	0.85	40
SPB	Ba. Grisacea de grano medio con py. Diseminado y alta cantidad de esfalerita diseminada. Chispas de gn, cpy y asp.	83.77	2.36	35
SPP	Py de grano fino masivo. Afanítico. Compacto y masivo.	86.93	4.8	18
SPP	Py de grano mediano masivo. Chispas de cpy, asp, bn.	63.47	3.27	19
SPP	Py de grano grueso masivo. Chispas de cpy, asp, bn.	33.95	3.02	11
VOL(M1)	Volcánico gris claro, poca cantidad de caolinita, alunita y sericita. Sulfuros diseminados. Presencia de cuarzo.	121.09	5.83	21
VOL (M5)	Volcánico- sedimentario gris claro con alteración Fílica con puntos de py.	138.57	8.39	18
VOL(M3)	Volcánico gris con chispas de py, cpy, bn y asp. Cierta alteración Argílica.	152.65	6.1	25
DIQUE	Andesita porfírica con granos medios/grandes de cuarzo.	206.73	13.74	15

De la Tabla 12, se determinó que el factor de conversión (F) para el cuerpo mineralizado varía entre 10 y 40, para la roca encajonante varía entre 18 y 25. En la zona de análisis (cuerpo y cajas), se ha podido estimar la variabilidad de la resistencia a la compresión simple para los diferentes dominios:

El Volcánico (roca encajonante) presenta una resistencia a la compresión que varía entre 39 y 180 MPa, para el cuerpo mineralizado (SPP y SPB) la resistencia varía entre 20 y 100 MPa y para el Dique entre 142 y 212MPa.

Tabla 13 - Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.

Litología	Cantidad de Ensayos	Mín. de RCS (MPa)	Máx. de RCS (MPa)	Prom. de RCS (MPa)
SPP	19	19	104	59
SPB	18	21	84	44
ENCLAVE	4	23	111	54
VOLCÁNICO	38	39	180	116
DIQUE	6	142	212	192

3.2.2. Índice de RQD

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Deere, 1964) provee un estimado cuantitativo de la calidad del macizo rocoso a partir de los testigos de la perforación diamantina. El análisis estadístico de los valores de RQD fue realizado para la roca encajonante, cuerpo mineralizado y dique por separado con la finalidad de analizar el fracturamiento para cada dominio.

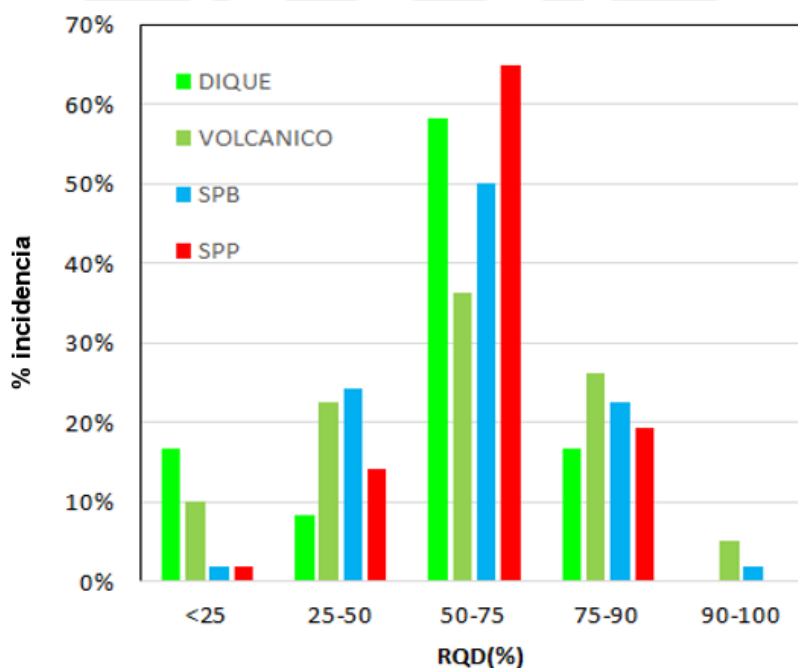


Figura 13 - Comportamiento del RQD.

Finalmente, se determinó que el valor del RQD que varía entre 25% y 60% para el cuerpo mineralizado (SPP y SPB), entre 50% y 90% para la roca encajonante (VOL) y entre 50% y 100% para los diques; con lo cual se concluye que las diferentes rocas presentan un índice de fracturamiento considerable.

3.2.3. Clasificación Geomecánica

Para la clasificación geomecánica se utilizaron los sistemas de Clasificación RMR₇₆ de Bieniawski (1976), Q de Barton (1973) y como complemento el Índice de Resistencia Geológica GSI (1994).

Este sistema RMR₇₆ fue desarrollado por Bieniawski (1976), este sistema considera seis parámetros de clasificación, la suma de estos parámetros permite calcular el índice RMR, que para el caso minero se recomienda no considerar la valoración por ajuste de orientación ya que este es considerado en el número de Estabilidad (N') para el Método Gráfico de Estabilidad. Los parámetros que intervienen en la clasificación del macizo rocoso fueron obtenidos de los ensayos laboratorio de Mecánica de Rocas, mapeos detallados en los afloramientos y logueo de los testigos de perforación.

Tabla 14 - Parámetros usados en el sistema de clasificación geomecánica RMR₇₆.

Parámetros de Clasificación	Rango de valores
Resistencia a la compresión simple de la roca intacta	0 – 15
Designación de la calidad de la roca(RQD)	3 – 20
Espaciamiento de discontinuidades	5 – 30
Condición de las discontinuidades	0 – 25
Condiciones hidrogeológicas, agua subterránea	0 – 10
(*) Ajuste por orientación de discontinuidades	(-12) – 0

(*) No se considera la valoración para Minería

La clasificación del macizo rocoso según el índice RMR₇₆ se indica en la Tabla 15.

Tabla 15 - Clasificación del macizo rocoso según sus índices RMR.

Índice RMR	Clase	Calidad del macizo rocoso
81 - 100	I	Roca muy buena
61 - 80	II	Roca buena
41 - 60	III	Roca regular
21 - 40	IV	Roca mala
< 20	V	Roca muy mala

3.2.4. Dominios geomecánicos

Con el fin de definir dominios geomecánicos con características o propiedades uniformes, el macizo rocoso fue zonificado teniendo en consideración los siguientes aspectos: estructuras, geología, grado de fracturamiento (HRQD), Índice RMR, propiedades de resistencia de la roca intacta, discontinuidades.

La zonificación del macizo rocoso fue dividida en los siguientes dominios geomecánicos: Caja Piso, Caja Techo Cercana y Veta. En la Tabla 16, se presenta un resumen de los índices de calidad representativos de cada dominio.

Tabla 16 - Resultados de los índices y calidad del macizo rocoso.

Dominios Geomecánico	σ_{ci} (MPa)	RQD (%)	RMR	Q'	GSI
Mineral	60	75	50	1.94	50
Caja Piso	100	70	52	2.43	52
Caja T. Cercana	100	65	46	1.24	46
Caja T. Lejana	138	70	53	2.71	53
Dique	205	75	60	5.9	60

3.2.5. Propiedades de resistencia y propiedades elásticas del macizo rocoso

Para determinar las propiedades de resistencia del macizo rocoso, se han utilizado el criterio de fallamiento del macizo rocoso propuesto por Hoek & Brown (1988), actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2002).

Este criterio toma en consideración la resistencia de la roca intacta y las constantes m_b , s y a , las cuales se estiman en función de la estructura y la condición de las discontinuidades del macizo rocoso, estando representado por el índice de resistencia geológica GSI. La forma generalizada del criterio de fallamiento de Hoek – Brown es:

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

Donde:

m_b , s y a son parámetros que dependen de las características del macizo rocoso y cuyo cálculo se detalla más adelante.

σ_{ci} es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.

σ_1 y σ_3 son los esfuerzos efectivos principales axial y de confinamiento respectivamente.

Los parámetros m_b , s y a se calculan mediante las siguientes fórmulas aplicables a macizos rocosos disturbados y no disturbados.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right), \quad s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right),$$

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

La variable m_i de la fórmula anterior es la constante de la roca intacta, la cual fue estimada mediante los ensayos de compresión triaxial realizados en el laboratorio.

El factor D es un factor de daño que depende del grado de alteración al cual el macizo rocoso está sujeto por efecto de la voladura y relajación de presiones. Este factor varía entre 0 para macizos rocosos in-situ no alterados y 1 para macizos rocosos muy alterados. Para el caso de analizado en la tesis se utilizó un factor D igual a cero (0).

Dado que muchos de los programas geomecánicos utilizan los parámetros del criterio de falla de Mohr-Coulomb, se han calculado los valores de la cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso siguiendo la metodología propuesta por Hoek (Hoek et. al, 2002), la misma que relaciona los valores del esfuerzo normal y de corte con los esfuerzos principales. Estos parámetros fueron determinados con el programa RocData de Rocscience.

Tabla 17 - Parámetros de resistencia del macizo rocoso.

Domin. Estruct.	m_i	Densidad (KN/m ³)	σ_{ci} (MPa)	GSI	Macizo rocoso							
					σ_c global MR (MPa)	Hoek-Brown			Mohr-Coulomb		Propiedades Elásticas	
						m_b	s	a	C (MPa)	Φ (°)	E_m (MPa)	ν
Mineral	18	45.40	50	50	12	3.018	0.0039	0.5	2.7	40	7000 - 10000	0.3
Caja Piso	28	27.3	100	52	29	5.043	0.0048	0.5	2.9	50	9000-11000	0.25
Caja T. Cercana	24	27.4	100	46	29	3.48	0.0025	0.5	2.73	49	5000-7500	0.24
Caja T. Lejana	28	27.4	138	53	42	5.22	0.0054	0.5	3.31	53	11000-13000	0.24
Dique	27	27.3	205	60	60	6.47	0.0117	0.5	4.38	57	17000-2000	0.22

3.3. Condiciones de esfuerzos in-situ

Para el análisis de las condiciones de esfuerzos in situ se ha considerado los estudios previos realizados por diferentes consultoras para la mina de UnderMiningSAC, estudios que se listan a continuación:

- 1.- Informe final, medición de esfuerzos in situ (Ingeroc, enero 2013)
- 2.- Reporte resultados de tensor medido en dos sectores mediante técnica de emisiones acústicas (MatGeo SpA, diciembre 2013)
- 3.- Memorándum, análisis de resultados de mediciones de esfuerzos in situ (MatGeo SpA., AMEC, enero 2014)
4. Estudio estructural y modelo 3D (SRK, julio 2015).

3.3.1. Ensayos in-situ medidos por el método de Overcoring

Ingeroc (2013), por encargo de UnderMiningSAC, realizó una medición de esfuerzos in situ. La técnica empleada fue la de Overcoring o Sobre-perforado, se utilizó la celda triaxial desarrollada por el CSIRO (Centro de Investigación de Australia), denominada Hollow Inclusión. En cada uno de los tres sitios elegidos, se efectuaron 2 ensayos de medición.

La ubicación de los ensayos es como se indica en la Figura 14 y Tabla 18:

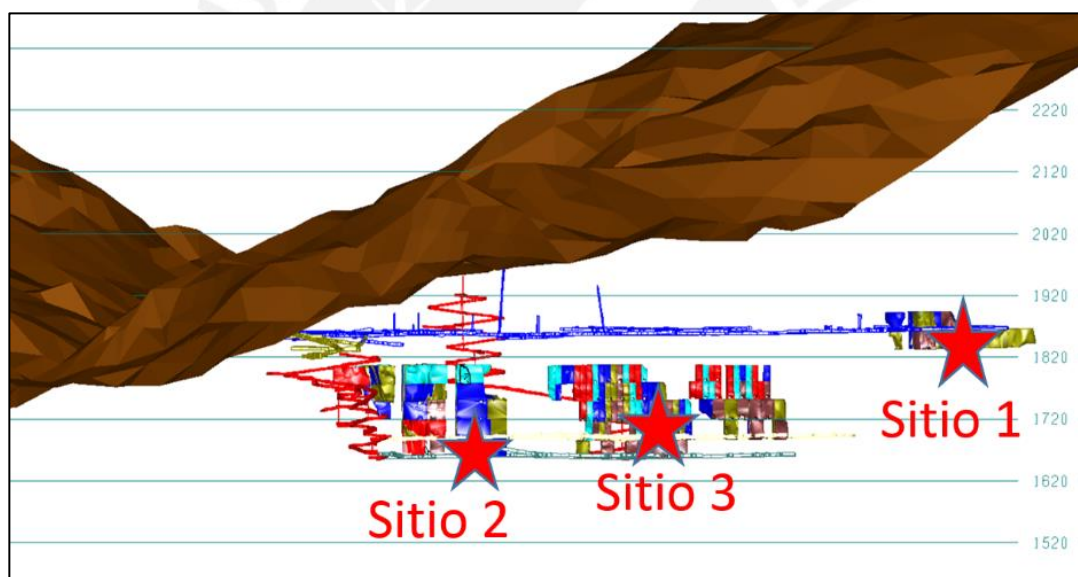


Figura 14 - Ubicación de ensayos de medición de esfuerzos in situ mediante Overcoring.

Tabla 18 - Ubicación de los ensayos de medición de esfuerzos in-situ.

Sitio	Ubicación	OB	Tipo de Roca	Columna litostática* (metros)
1	Nivel 1850, Ga 740	Siete	Sulfuro	544
2	Nivel 1650, Cx 029	Dos	Sulfuro	434
3	Nivel 1680, Cx 018	OreBody	Sulfuro	507

*Columna litostática medida en el modelo 3D, de acuerdo a la ubicación.

Los resultados de los ensayos se muestran en la Tabla 19:

Tabla 19 - Resultados de la medición de esfuerzos in-situ mediante Overcoring.

Esfuerzos Principales (MPa)										
Sitio	Ensayo	Sigma 1	Azimut	Inclinación	Sigma 2	Azimut	Inclinación	Sigma 3	Azimut	Trend (°)
1	1	27.95	32.7	2.0	11.75	299.7	56.3	8.84	124.0	33.7
	2	30.55	27.7	1.6	13.91	295.4	56.0	9.39	118.7	34.0
2	1	11.91	140.8	8.8	10.96	45.8	29.3	6.71	245.8	59.1
	2	13.02	323.1	16.8	10.76	61.0	24.3	6.93	201.8	59.8
3	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	2	26.99	227.5	10.8	10.80	358.7	75.0	10.52	135.8	10.2

Se observa que los resultados obtenidos son concordantes en el sitio 1 y el sitio 3, probablemente por la cercanía entre estos. En los sitios 1 y 3 el esfuerzo principal vertical es el Sigma 2, en cambio en el sitio 2 se aprecia que el esfuerzo vertical es el Sigma 3. Esto sugiere un cambio de orientación de esfuerzos conforme se avance a la cercanía de la quebrada.

Adicionalmente, se observa que en el sitio 2 los resultados obtenidos son relativamente menores. El sitio 2 tiene una menor carga litostática respecto a los otros; sin embargo, también se observa que la diferencia entre las cargas litostática de los tres sitios no son considerables.

3.3.2. Ensayos de esfuerzo in-situ mediante la técnica de emisión acústica

Compañía Minera UnderMiningSAC solicitó a MatGeo SpA. (2014) la determinación de los niveles de esfuerzos in-situ presente en dos sectores de la mina mediante la técnica indirecta de Emisión Acústica.

Los resultados de este ensayo provienen de un sondaje (Nivel 1740, Crucero 008, OreBody de estudio) en dos tramos; 62.92 - 69.40 (a 580 m de la superficie) y de 117.20 a 123.30 (a 640 m de la superficie). Los resultados de los ensayos de Emisión Acústica realizados por esta empresa se muestran en la Tabla 20:

Tabla 20 - Esfuerzos in-situ a 60 m mediante la técnica de emisión acústica.

a 60m	Esfuerzo (MPa)	Azimut (°)	Buzamiento (°)
σ_1	41.78	317.8	27.83
σ_2	13.72	103.22	57.34
σ_3	-7.33	219.27	15.72

Tabla 21 - Esfuerzo in-situ a 120 m mediante emisión acústica.

a 120m	Stress (MPa)	Azimut (°)	Buzamiento (°)
σ_1	49.09	320.62	5.91
σ_2	24.44	211.61	72.12
σ_3	19.32	53.02	17.02

La medición de esfuerzos in-situ mediante la técnica de emisión acústica es una técnica no convencional e indirecta. Esto se basa en el “Efecto Kaiser” que consiste en que los materiales retienen en su “memoria” las cargas aplicadas previamente. El análisis de este fenómeno supone un estado de esfuerzos máximos aplicados previamente que pueden ser detectados al aplicar una carga a un espécimen de roca hasta un punto donde se experimenta un incremento substancial en la actividad de emisión acústica.

En cuanto a los resultados de los esfuerzos, estos no se consideran confiables, debido a que ambos tramos de ensayos están separados por solo 60 m de cota, y cuentan con un porcentaje considerable (mayor a 56%) de variación entre ambos tramos de ensayos.

En la Figura 15, se muestran los parámetros de esfuerzos in-situ o condiciones de esfuerzos de pre-minado considerados en el modelamiento numérico.

The image shows two overlapping software windows. The left window is titled 'Pre-mining Stress State' and contains the following input fields:

- Datum: 1650
- σ_{Hmax} constant: 21.600
- σ_{Hmin} constant: 11.300
- σ_{Vert} constant: 9.250
- $\Delta\sigma_{Hmax}$ variation: -0.056700
- $\Delta\sigma_{Hmin}$ variation: -0.029100
- $\Delta\sigma_{Vert}$ variation: -0.024200
- σ_{Hmax} trend: 39
- σ_{Hmax} plunge: 6
- σ_{Vert} trend: 298
- t/h constant: 0
- $\Delta t/h$ variation: 0

The right window is titled 'Cartesian Stress State' and contains the following input fields:

- Datum: 1650
- σ_{xx} : 14.963
- σ_{yy} : 17.348
- σ_{zz} : 9.839800
- τ_{xy} : 5.180200
- τ_{yz} : -0.425400000
- τ_{xz} : -1.438800
- $\Delta\sigma_{xx}$: -0.039022
- $\Delta\sigma_{yy}$: -0.045334
- $\Delta\sigma_{zz}$: -0.025642
- $\Delta\tau_{xy}$: -0.013823
- $\Delta\tau_{yz}$: 0.001258
- $\Delta\tau_{xz}$: 0.003634

Buttons at the bottom include '?', 'Copy from...', 'Cartesian', 'Close', 'OK', and 'Cancel'.

Figura 15 – Datos de entrada de esfuerzos para el modelo numérico.

4. Marco teórico

4.1. Dimensionamiento de tajeos

La metodología propuesta por Rimas Pakalnis (2008), considera las variables que influyen en la estabilidad, dentro de ellas se encuentran las gráficas de diseño empírico, tales como: La gráfica de estabilidad modificada (N'), que analiza la estabilidad del tajeo, y el Equivalente Lineal de Sobrerotura/Desprendimiento (ELOS), que analiza la sobrerotura de las paredes laterales del tajeo.

4.1.1. Número de estabilidad modificado

El "número de estabilidad modificado (N') se obtiene con la siguiente ecuación:

$$N' = Q' * A * B * C$$

Donde:

Q' = Índice de calidad de roca de Barton (1974), con $J_w = 1$ y $SRF = 1$

A = Factor de condición de esfuerzos

B = Factor de orientación de estructuras

C = Factor de componente gravitacional

El factor "A" es generalmente igual a 1 para las paredes laterales de los tajeos, dado que ésta se halla en un estado de relajamiento debido a la excavación, por ende el mecanismo de falla observado es el desprendimiento de las paredes laterales más no el de la falla por esfuerzos.



Figura 16 - Factor "A" de esfuerzo en la roca. (Potvin, 1998)ⁱⁱ

ⁱⁱ Y. Potvin Empirical Open Slope Design in Canada (1988)

El Factor “B” es una medida de la orientación relativa de las estructuras dominantes con respecto a la superficie de excavación.

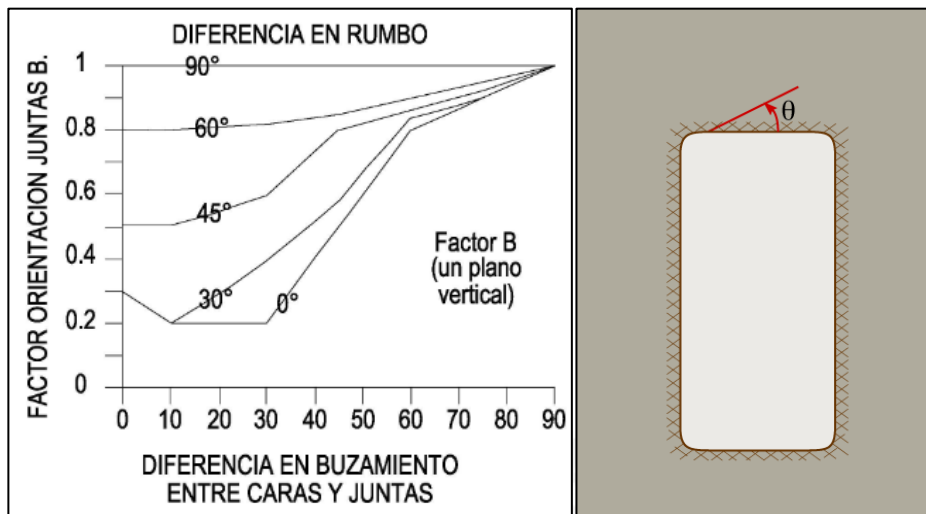


Figura 17 - Factor B de orientación de estructuras. (Potvin, 1998)ⁱⁱⁱ

El factor “C” es una medida de la influencia gravitatoria sobre la estabilidad de las superficies de excavación a ser consideradas.

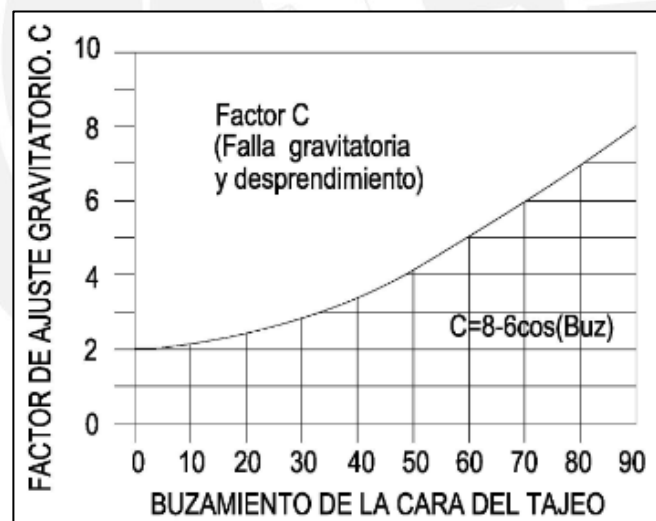


Figura 18 - Factor C de ajuste gravitatorio. (Potvin, 2008)^{iv}

4.1.2. Radio hidráulico

El radio hidráulico se calcula de la siguiente manera:

$$HR = \frac{\text{ÁREA DE LA SUPERFICIE EXPUESTA}}{\text{PERÍMETRO DE LA SUPERFICIE EXPUESTA}}$$

ⁱⁱⁱ Y. Potvin Empirical Open Slope Design in Canada (1988).

^{iv} Y. Potvin Empirical Open Slope Design in Canada (1988).

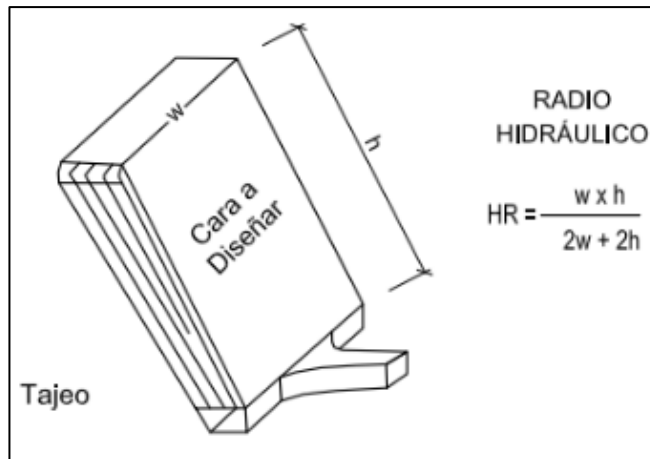


Figura 19 – Metodología de cálculo del radio hidráulico. (R. Pakalnis, 2002).

4.1.3. Método gráfico de estabilidad

El método gráfico de estabilidad para el diseño de tajeos abiertos fue propuesto inicialmente por Mathews, luego fue modificado por Potvin y Nickson, obteniéndose los gráficos de estabilidad modificados. La estabilidad fue evaluada cualitativamente como estable, potencialmente inestable o inestable. Siendo los datos de entrada el número de estabilidad modificado y el radio hidráulico de la cara del tajeo a evaluar.

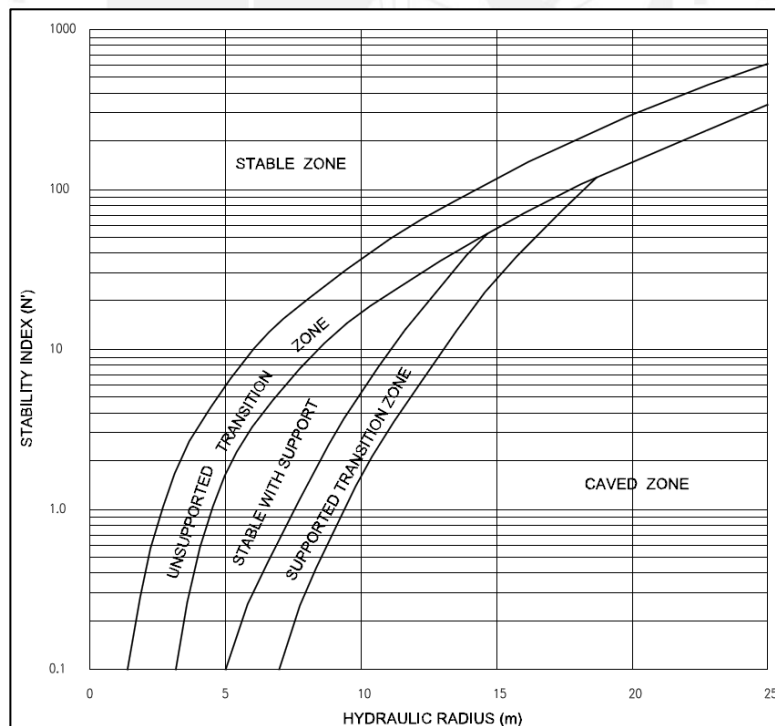


Figura 20 - Gráfico de estabilidad modificado (N').^v

^v Y. Potvin Empirical Open Stope Design in Canada (1988). S.D. Nickson, Cable support guidelines for underground hard rock mine operations, M.A.Sc. Thesis, University of British Columbia, 1992.

4.1.4. Equivalente lineal de Sobre-rotura/Desprendimiento (ELOS)

Investigaciones realizadas por la Universidad de British Columbia cuantificaron el grado de desprendimiento con la definición del término ELOS. De esta manera se puede estimar, empíricamente, el desprendimiento de las paredes utilizando el número de estabilidad (N') y el radio hidráulico (HR).

El término ELOS (m) define la sobre-rotura o desprendimiento de las paredes laterales de un tajeo dado. Se obtiene a partir de la división del volumen total que se desprende de una pared lateral entre el área de la zona lateral evaluada, es decir, brinda una aproximación de la dilución en las paredes laterales (en metros).

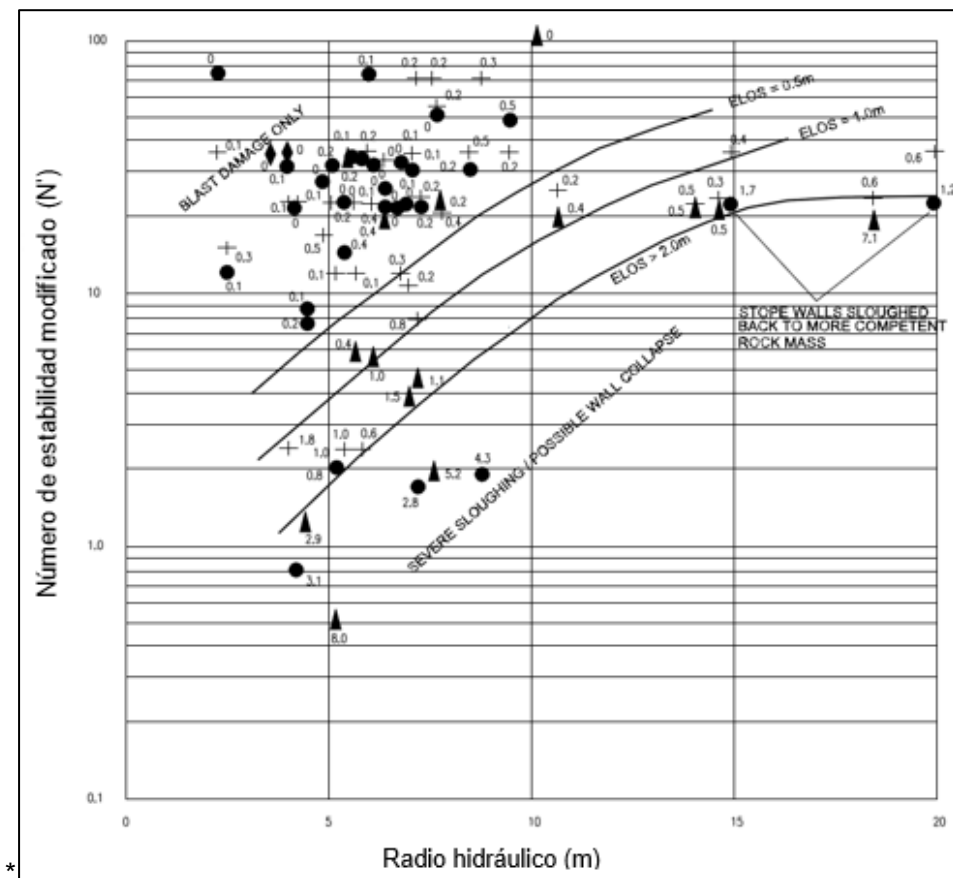


Figura 21 - Estimación empírica para el desprendimiento de las cajas (ELOS).

4.2. Criterio de secuencia de minado

La secuencia de minado determina el orden de explotación de cada tajeo o block de mineral. Económicamente, la secuencia de minado, generalmente, dará prioridad a los tajeos que tienen la mejor combinación de alta ley y bajo costo para maximizar el valor actual neto (VAN) de la operación. Sin embargo, el VAN será tomado en cuenta solamente si se cumplen los siguientes objetivos:

- La tasa de producción objetivo se mantiene o se excede.
- La estabilidad de la infraestructura se mantiene (piques, orepasses, rampa, los principales accesos, tajeos secundarios, entre otros).

En consecuencia, la mecánica de rocas/geomecánica y las estrategias de manejo de esfuerzo pueden hacer caso omiso de las consideraciones de ley y costos en el desarrollo o diseño de la secuencia de minado, sobre todo cuando se trabaja en zonas con problemas de inestabilidad y/o de altos esfuerzos. Para los depósitos o yacimientos empinados, una de las principales consideraciones y decisiones fundamentales se refiere a la dirección de minado en retirada. La explotación puede comenzar desde la parte superior del yacimiento y progresar hacia abajo. Alternativamente, la extracción puede comenzar en profundidad y progresar hacia los niveles superiores.

La secuencia de minado de arriba hacia abajo ofrece una ventaja financiera distinta, la cual implica una exigencia menor para la implementación de infraestructura e inversión de capital antes de comenzar la producción.

Sin embargo, los problemas geomecánicos obtenidos a partir de dicho enfoque implican la progresión de la extracción hacia los niveles más profundos y con esfuerzos elevados, junto con altos ratios de extracción, lo que puede conducir a la pérdida de las reservas de mineral, ya sea por imposibilidad de recuperar tajeos secundarios o por la necesidad de establecer pilares que garanticen la estabilidad.

La secuencia de minado de abajo hacia arriba requiere un capital de desarrollo significativo para llegar a las partes más profundas del yacimiento, lo que a menudo retrasa el inicio de la producción. Ello puede disminuir el riesgo de perder las reservas de mineral hacia el final de la vida de la mina, dado que la extracción avanza hacia los niveles superiores con ambientes de menor esfuerzo. En general, este enfoque permite aumentar la flexibilidad en cuanto al diseño/desarrollo de la secuencia de minado, evaluando las opciones de utilizar relleno cementado o no cementado, ya sea "sin pilares" o escenarios de minado primario/secundario.

Análisis de esfuerzos y casos mineros, han demostrado que la mejor manera de reducir al mínimo las zonas de alta concentración de esfuerzo, derrumbes y problemas relacionados con la caída de rocas es evitar pilares de tamaños significativos. En un yacimiento tabular empinado, secuencias de minado ideales no tendrán pilares, lo cual implicaría comenzar la extracción con un tajeo central mientras se avanza hacia tajeos adyacentes de manera que permita la excavación integral para ampliar hacia el exterior en una forma de "V" invertida.

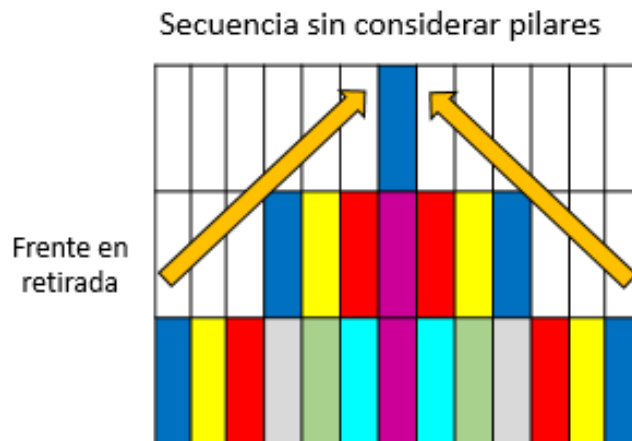


Figura 22 - Esquema de secuencia de minado de abajo hacia arriba, en forma de v invertida. (Potvin, 2003)^{vi}

El ángulo de la "V" creado por los tajeos extraídos también puede afectar la redistribución de esfuerzos. En general, una "V" muy plana o abierta es más propicia a problemas de esfuerzo que una "V" en ángulo agudo. Sin embargo, una "V" aguda implica que el minado debe tener lugar en numerosos sub niveles simultáneamente y esto puede generar problemas de producción y de programación. Por otra parte, el tajeo inicial podría estar situado en una de las "esquinas" del yacimiento, avanzando la extracción minando tajeos adyacentes en diagonal, lo que también se traduce en la eliminación de los pilares in situ.

El minado o explotación sin incluir pilares basado en una secuencia en retirada continua tiene la ventaja adicional de empujar las concentraciones de esfuerzos hacia los límites del tajeo. Ello resulta en una distribución de esfuerzos relativamente uniforme a través de la mayoría de excavaciones y reduce la posibilidad de ocurrencia de altas concentraciones de esfuerzo.

Es posible utilizar una combinación de tajeos primarios y pilares o tajeos secundarios que se expanden en forma de "V" o forma de "V" invertida o alternativamente a lo largo de una línea diagonal. Ello permitirá que la tasa de producción se incremente mientras se controla el aumento de esfuerzos. Luego, los pilares o tajeos secundarios se recuperan tan pronto como sea posible en una secuencia en retirada continua, siguiendo una geometría similar a la forma de "V" o diagonal.

La recuperación del pilar sigue siendo un aspecto que puede causar problemas potenciales. Las siguientes reglas se podrían aplicar para minimizar algunos de los efectos adversos:

- Los pilares deben recuperarse lo antes posible antes de que sean afectados por los esfuerzos o se deterioren.

^{vi} Y. Potvin, P. Nedin (Management of rockfall risks in underground metalliferous mines: a reference manual, Dickson, Minerals Council of Australia, Australia (2003).

- El minado de los pilares no debe dar lugar a formas "esbeltas".
- Tomar en cuenta las principales estructuras geológicas (fallas) en la estrategia de recuperación, es decir, se puede utilizar modelos numéricos para verificar que los cambios de esfuerzos durante la recuperación del pilar no causen grandes incrementos en el esfuerzo cortante que actúa sobre las fallas.
- Centrarse a tiempo en las zonas con problemas de resistencia del macizo rocoso y esfuerzos, si los pilares que están sobre macizo rocoso de mala calidad se extraen de forma tardía en la secuencia de minado, pueden llegar a ser difícil de recuperarse de forma segura.

Las secuencias de minado deben ser diseñadas teniendo en cuenta las siguientes reglas generales en la medida que sea posible:

- La dirección de minado debe avanzar hacia macizo rocoso competente en lugar de zonas activas o previamente extraídas.
- El minado debe evitar o alejarse de estructuras geológicas potencialmente "inestables".
- Cuando un frente de minado se aproxima a una estructura potencialmente "inestable", este debe ser, idealmente, desarrollado perpendicular a la misma. Si esto no es posible, se debe mantener un ángulo de al menos 30 grados entre el frente de avance y la estructura.

4.3. Modelamiento numérico

Los modelos numéricos son programas computacionales que intentan representar la respuesta mecánica del macizo rocoso sujeto a un conjunto de condiciones iniciales, tales como esfuerzos in situ y niveles de agua; condiciones de borde y cambios inducidos como lo son las excavaciones.

4.3.1. Ventajas del modelamiento numérico

Las ventajas de la aplicación de este método radican en que puede explicar el comportamiento físico observable, como los colapsos, y permite evaluar múltiples posibilidades, como opciones de diseño o secuencias de minado.

El modelamiento numérico logra simular utilizando ciertas restricciones físicas de cómo puede responder el macizo rocoso. La correcta asignación de las propiedades de los

materiales determinará la certeza del modelo. En la medida que más variables determinan el comportamiento del modelo, más incertidumbre se le agrega a la simulación.

4.3.2. Objetivo del modelamiento numérico

El objetivo de la aplicación de modelos numéricos para problemas de minería es optimizar los diseños, asegurado la estabilidad. Mejorar la recuperación sin interrupciones de producción inesperados y poder hacer predicciones cuantitativas. Cuando se ejecuta el modelo numérico, los datos de salida son: esfuerzo, deformación y desplazamientos

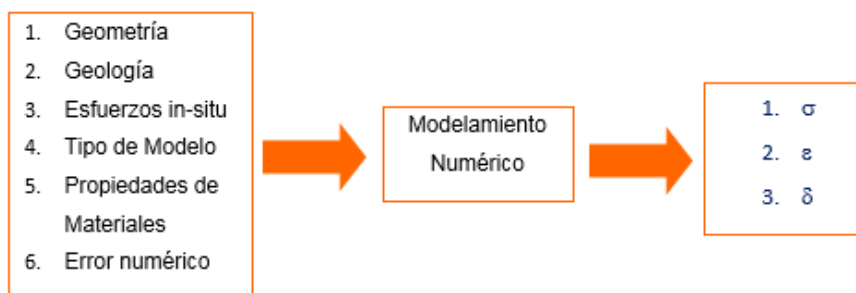


Figura 23 - Diagrama del modelamiento numérico.^{vii}

4.3.3. Interpretación

Dado que el modelo sólo puede proporcionar predicciones de esfuerzos, deformaciones y desplazamiento, se debe interpretar esa información para determinar implícitamente requerimientos de estabilidad, seguridad o sostenimiento necesarios.

En este punto, se debe entender cómo usar los resultados del modelo (estrés y/o deformación) para determinar el daño esperado (ubicación, magnitud, orientación, cuándo y tipo).



Figura 24 - Interpretación del modelo numérico.^{viii}

Ahora se debe relacionar esta información del modelo con el comportamiento situ (requerimiento de soporte, seguridad y estabilidad implícita).

^{vii} Curso Map3D, Tecnología y Ciencias Ltda. (2015)

^{viii} Curso Map3D, Tecnología y Ciencias Ltda. (2015)

4.4. Modelo geomecánico

Los modelos geomecánicos facilitan la gestión de datos y permiten el almacenamiento eficiente, manipulación y presentación de datos geomecánicos.

Es esencial tener un conocimiento detallado de la calidad y la limitación de los datos detrás de estos modelos para asegurar que las interpretaciones realizadas sean válidas.

Algunas de las funciones principales de los modelos geomecánicos incluyen:

- Presentar una visión general de las condiciones del terreno de la mina y el comportamiento potencial.
- Definir zonas de riesgos elevados identificando las áreas que requieren mayor investigación geotécnica.
- Datos de entrada básicos para el diseño de obras futuras, incluyendo métodos de minado, apoyo regional, tramos de excavación, refuerzo y necesidades de sostenimiento.

4.5. Relleno en Pasta

El relleno en pasta fue desarrollado para superar el problema de la naturaleza de finos de los relaves, mediante el uso del flujo total de los relaves como un tipo de relleno seguro para minas subterráneas.

4.5.1. Principios

Las densidades del relleno en pasta para minas subterráneas en rocas competentes se encuentran típicamente entre 75% y 85% (sólidos por peso) dependiendo de la distribución del tamaño de partículas y de la gravedad específica de sólidos.

El límite elástico y el ratio con el que este incrementa con el tiempo es principalmente función de las propiedades del relave y contenido de agua. Si el contenido de agua aumenta, el límite elástico disminuye; por ende, la pasta fluirá más lejos con menor energía; sin embargo, esto también dependerá de las características del relave. Está demostrado que se necesita porcentaje un mínimo de contenido de material fino (generalmente alrededor de 15% de pasantes los 20 micrones) para alcanzar un flujo de pasta confiable.

El aspecto crítico del relleno en pasta es la de transportarla de manera confiable. La adición de agua reduce la resistencia del flujo del relleno y el slump, brindando un límite elástico menor. Sin embargo, esto reduce la eficiencia de los aglomerantes e incrementa el potencial de separación del agua de la pasta. En consecuencia, el objetivo de la producción de la pasta

es optimizar el contenido de agua y maximizar la resistencia (reducir costos), asimismo, transportar de manera confiable la pasta al interior de la mina.

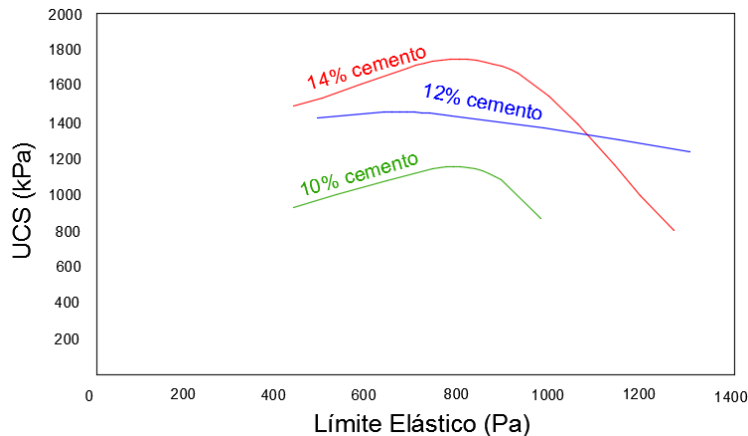


Figura 25 - Efecto del límite elástico sobre la resistencia. (Potvin, 2005)^{ix}

4.5.2. Rendimiento del relleno en pasta

Los dos requerimientos claves para el relleno en pasta son: propiedades de flujo para transportar la pasta a los tajeos y cumplir con las demandas de estabilidad del relleno. El método de minado tendrá un impacto mayor en la selección del método de relleno. Además, el relleno debe ser considerado como un componente integral del proceso de minado.

Si las propiedades de flujo requeridas no son alcanzables con el relave disponible o materiales alternativos, entonces se requerirá un tipo diferente de relleno, aditivos químicos o materiales suplementarios para mejorar las propiedades del flujo.

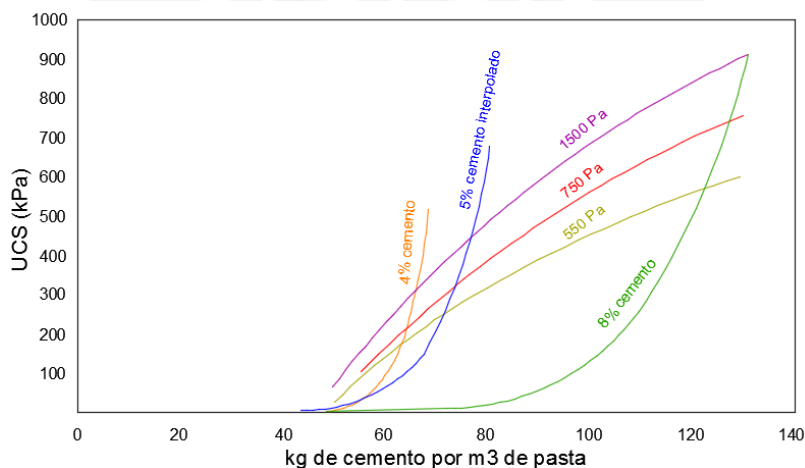


Figura 26 - Resistencia de la pasta en función del contenido de cemento y el límite elástico (50% arena, 50% relave, 4 días, agua salina). (Potvin, 2005)^x

^{ix} Y. Potvin, E. Thomas, A. Fourie. Handbook on Mine Fill, Australian Centre for Geomechanics, Australia (2005).

^x Y. Potvin, E. Thomas, A. Fourie. Handbook on Mine Fill, Australian Centre for Geomechanics, Australia (2005).

5. Evaluación y análisis de la situación actual

5.1. Información de los tajeos explotados

5.1.1. Topografía de tajeos y radio hidráulico equivalente

Utilizando los volúmenes de los sólidos de los tajeos explotados obtenidos a través del escáner Optech CMS (Sistema de Monitoreo de Cavidades), se estimó la sobre-rotura promedio en las paredes laterales de los tajeos. Para ello, se calculó del volumen desprendido y el área expuesta de la pared del tajeo planeado, determinándose el equivalente lineal de sobre-rotura (ELOS). La metodología del cálculo utilizada se muestra la Figura 27 y en el Anexo 6.

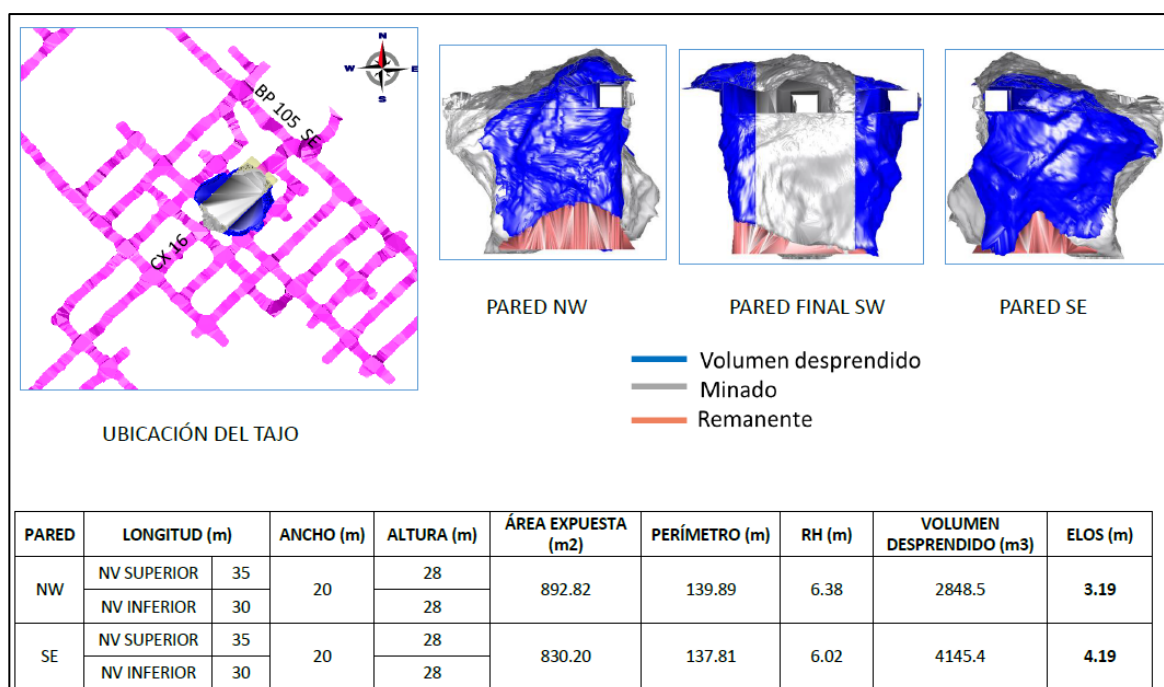


Figura 27 - Cálculo del desprendimiento de las paredes para un tajeo.

En la Tabla 22, se muestra el resumen de todos los valores de ELOS estimados para los tajeos explotados.

Tabla 22 - Desprendimiento de las paredes laterales de los tajeos y radio hidráulico.

TAJEOS	RH (m)		ELOS (m)	
	NW	SE	NW	SE
1	5.93	5.25	1.40	3.05
2	5.37	5.48	0.92	1.29
3	6.99	6.88	0.59	1.16
4	8.06	7.25	0.26	0.24
5	4.78	5.61	1.59	1.04
6	6.38	6.90	3.19	4.19
7	-	4.27	-	0.45

TAJEJO	RH (m)		ELOS (m)	
	NW	SE	NW	SE
8	6.39	5.90	0.34	1.09
9	6.13	-	0.78	-
10	6.39	8.62	1.02	0.30
11	8.08	-	0.23	-
12	7.32	8.15	3.02	0.84
13	7.50	8.30	5.53	3.31
14	7.89	6.99	1.34	0.29
15	6.49	6.44	1.17	1.70
16	7.17	6.63	1.95	0.86
17	7.87	7.75	1.28	1.34
18	4.21	4.61	1.60	0.30
19	8.34	8.15	2.87	1.60
20	6.36	5.57	2.20	2.22
21	-	8.81	-	0.19
22	6.83	7.73	2.39	1.45
23	9.29	-	0.94	-
2	7.23	7.34	2.50	1.33

Luego de determinar el valor de ELOS de las paredes de los tajeros del OreBody, se ubicaron dichos valores en la gráfica de estabilidad (ver Figura 28), con la finalidad de ver la tendencia de los desprendimientos y estimar el rango del número de estabilidad en la que se encuentran dichos tajeros.

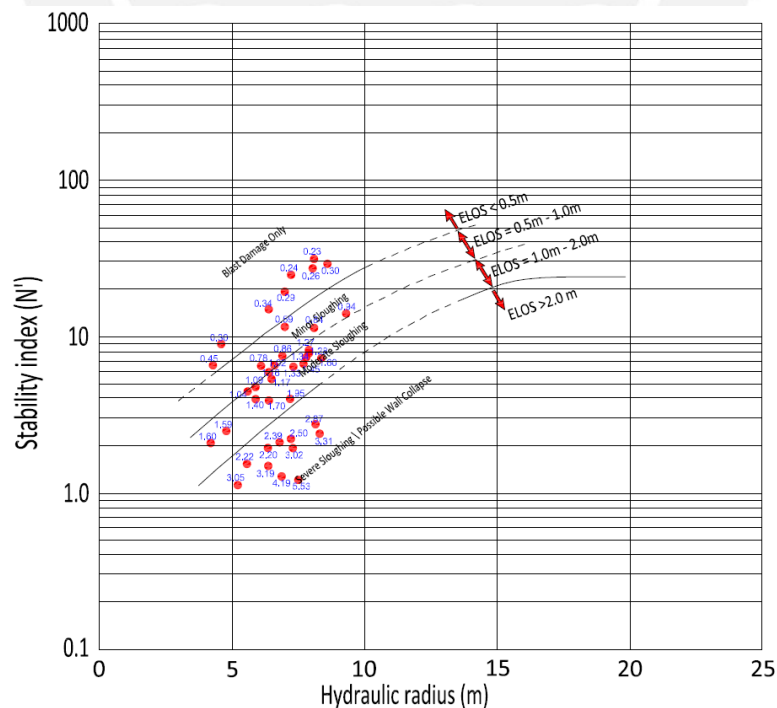


Figura 28 - Gráfica de retro-análisis de estimación empírica para el desprendimiento de las cajas (ELOS) para el OreBody.

Se observa que el Número de Estabilidad se encuentra, predominantemente, en el rango de 1 a 10, con valores de radio hidráulico que varían entre 4.5 m y 10 m, con un promedio de 7 m. En cuanto al ELOS, se observa que existen valores mayores a 2 m, lo cual indica que existe un problema potencial con la sobre-excavación de las paredes de los tajeos.

Asimismo, se evaluó la sobre-excavación (ELOS) a lo largo de las etapas de excavación de los tajeos, con la finalidad de determinar aquellas longitudes predominantes en las que el valor de ELOS se incrementa potencialmente.

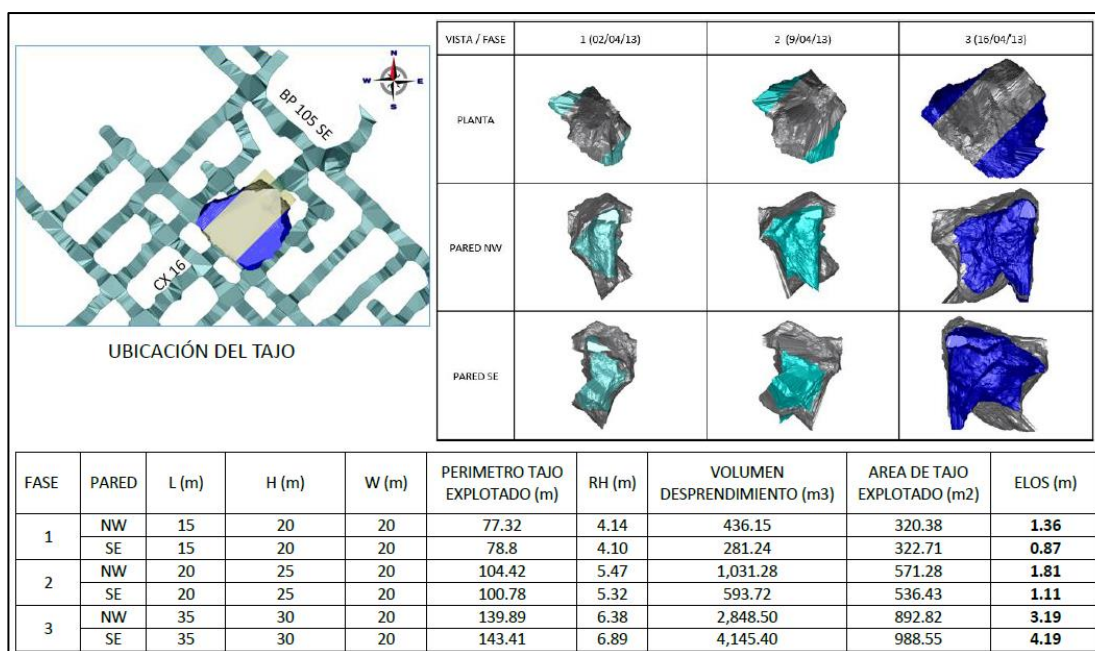


Figura 29 - Cálculo del desprendimiento de las paredes finales del tajeo 01 para diferentes etapas de explotación.

Tras la evaluación de los valores de ELOS de tajeos desarrollada (ver Figura 28), se estimó que la longitud predominante de los tajeos, para un ELOS dentro del rango de 0.5 a 1 m, se encuentra entre 15 y 25 m, considerando que la altura de minado es 30 m (ver Figura 30).

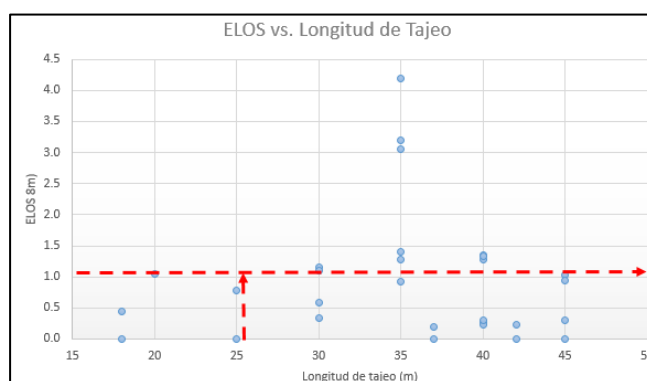


Figura 30 - Análisis del rango de longitud de tajeos para valores de ELOS entre 0.5 - 1m.

5.1.2. Retro-análisis de los techos de los tajeos

Con la finalidad de conocer la profundidad de falla del techo en los tajeos, se realizó un retro-análisis a partir de las excavaciones explotadas considerando el ancho de minado real que finalmente es mayor a los 20m, esto debido al desprendimiento de las paredes laterales en el proceso de minado.

Todas las medidas de profundidad de falla han sido graficadas respecto al ancho de minado real del tajeo.

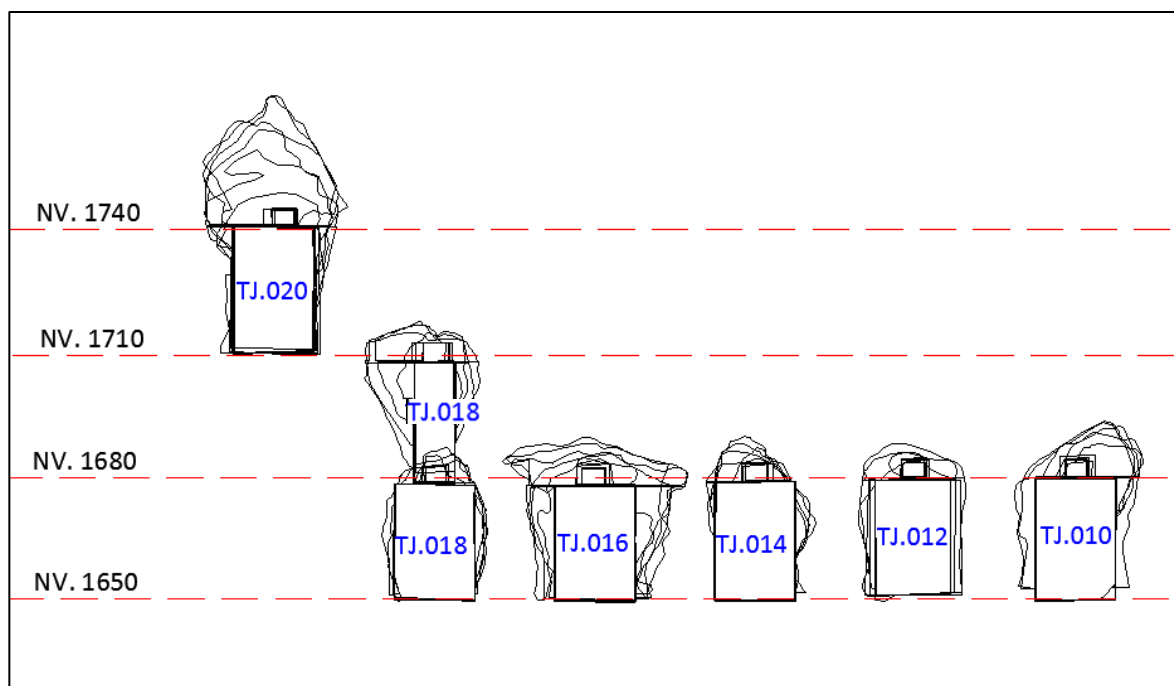


Figura 31 - Vista longitudinal del levantamiento de las sobre-excavaciones.

De la Figura 31, se puede notar la gran dilución que presenta el OreBody en el minado de sus tajeos primarios complicará la recuperación de los tajeos secundarios que ya están planeados.

Por otro lado, se puede observar los realces de los tajeos que varían de 8 a 20 metros, llegando a picos de 30 metros. Finalmente, se observa que en el tajeo TJ-018 del nivel 1680 se realizó una disminución de ancho de tajeo a 10 metros, pero que no ha servido para poder controlar las diluciones de las paredes y el techo, por lo que se debe aplicar sostenimiento en los techos de los tajeos y evaluar si la geometría de los tajeos son las adecuadas.

En la Figura 32, se muestran las mediciones de las dimensiones de ancho, ancho verdadero y la altura de falla de siete tajeos.

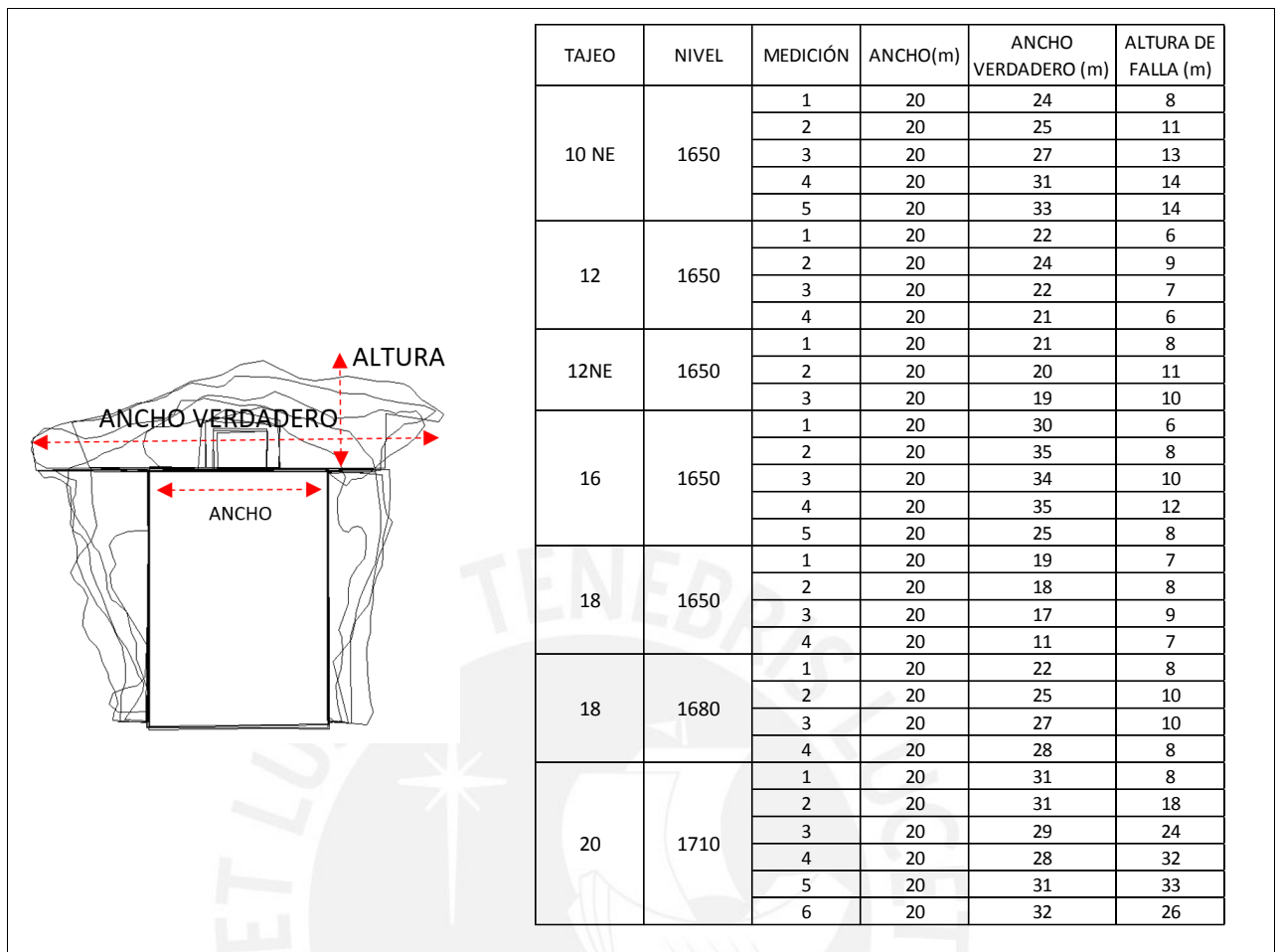


Figura 32 - Medidas de ancho, ancho verdadero y altura de falla en el techo de tajeos.

De la Figura 33, se puede estimar que la altura de falla promedio para el cuerpo mineralizado es de 9 metros. Este valor será útil para el diseño del sostenimiento de los techos de los tajeos y para el análisis estático del peso muerto de la cuña máxima.

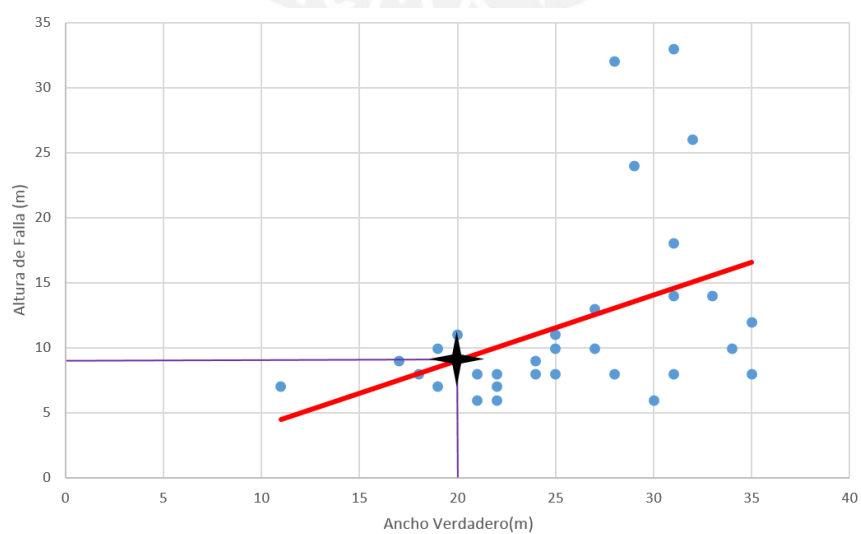


Figura 33 – Ancho verdadero vs. Altura de falla (sobre-excavación).

5.1.3. Retro-análisis del relleno en pasta

Con la finalidad de verificar la resistencia del relleno en los tajeos explotados, se realizó el retro-análisis del relleno, para ello se analizó la información topográfica de los tajeos secundarios para identificar los casos en los que se produjo la falla del relleno colindante, es decir, identificar los casos donde el talud de relleno, determinado por la pendiente de la falla, alcanzó el equilibrio límite.

En las Figuras 34 y 35, se muestran los análisis de estabilidad de los taludes del relleno, posterior a la excavación del tajeo secundario, para ello se consideró una densidad del relleno de 2.8 kg/cm³.

Para el retro-análisis, se ha asumido que el material es completamente cohesivo para poder correlacionarlo con la resistencia a la compresión simple del relleno.

$$COHESIÓN NO DRENADA (C_u) = \frac{RESIST. A LA COMPRESIÓN SIMPLE (q_u)_{xi}}{2}$$

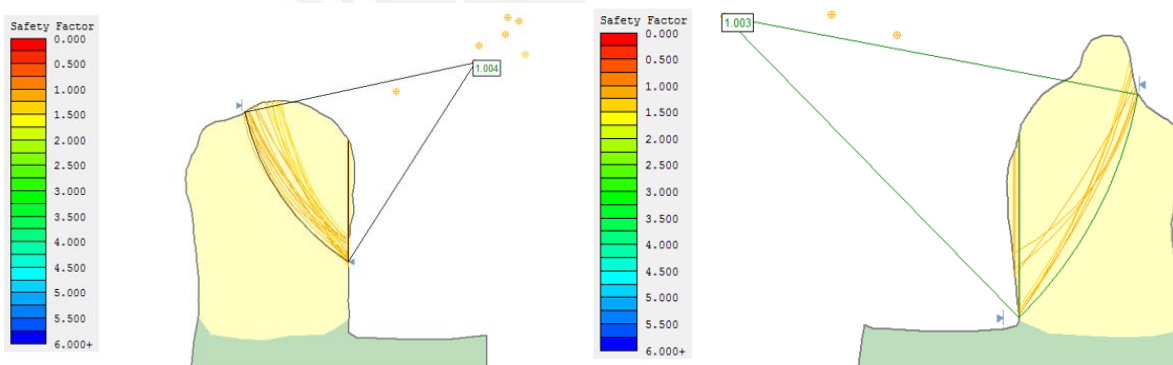


Figura 34 - Retro-análisis del relleno en el tajeo 01.

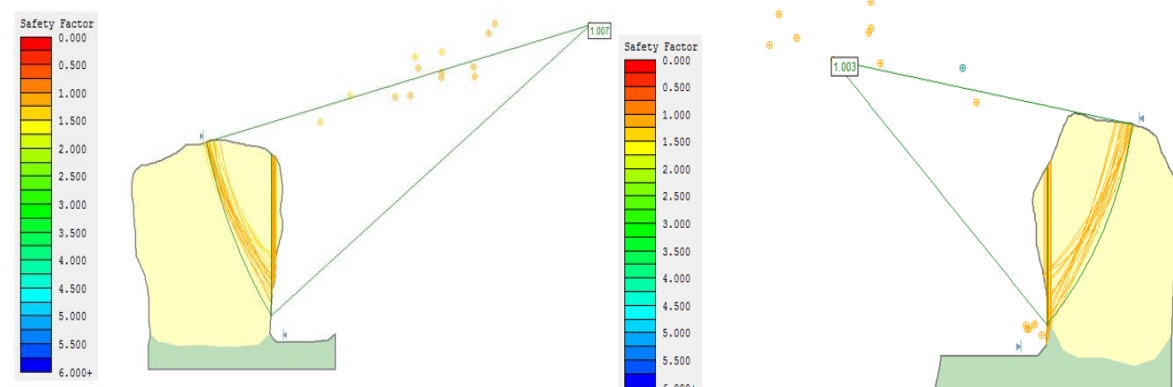


Figura 35 – Retro-análisis del relleno en el tajeo 02.

^{xi} ASTM D 2166-66 Ensayo de compresión confinada.

En la Tabla 23, se presentan los valores de resistencia a la compresión simple que alcanzó el relleno durante la explotación de los tajeos secundarios.

Tabla 23 - Resultados del retro-análisis del relleno.

Cuerpo	Tajeo	Nivel	Parámetros de Resistencia	
			Cohesión (kPa)	Compresión simple (kPa)
Izquierdo	TJ 03	1680	151	302
Derecho	TJ 03	1680	210	420
Izquierdo	TJ 04	1740	190	380
Derecho	TJ 04	1740	177	354

5.2. Evaluación de la secuencia de minado mediante modelo numérico con Map3D

La secuencia de minado propuesta por UnderMiningSAC fue evaluada y analizada mediante la realización del modelamiento numérico de la misma. Dicha secuencia de minado partía desde la etapa inicial del OreBody hasta la proyección de minado a diciembre de 2015, considerando a febrero de 2015 como fecha presente.

Los parámetros de entrada considerados en el modelamiento numérico para la evaluación de la secuencia de minado propuesta por UnderMiningSAC se muestran en la Figura 36.



Figura 36 – Parámetros de entrada para la evaluación de la secuencia de minado de UnderMiningSAC.

Los periodos o “steps” de minado considerados en el modelo numérico, perteneciente a la secuencia de minado propuesta por la mina, se presentan en la Tabla 24.

Tabla 24 - Secuencia de minado propuesta por la empresa.

#	STEP / ETAPAS
Step 1	In-situ
Step 2	Febrero (estado actual)
Step 3	Marzo
Step 4	Abril
Step 5	Mayo
Step 6	Junio
Step 7	Julio
Step 8	Agosto
Step 9	Setiembre
Step 10	Octubre
Step 11	Noviembre
Step 12	Diciembre

Los resultados obtenidos a partir del modelamiento de la secuencia de minado de UnderMiningSAC se muestran en las Figuras 37 y 38, las cuales muestran los sigmas 1 (σ_1) y factores de seguridad, de la condición inicial de la evaluación (febrero) y la proyección final de minado (diciembre).

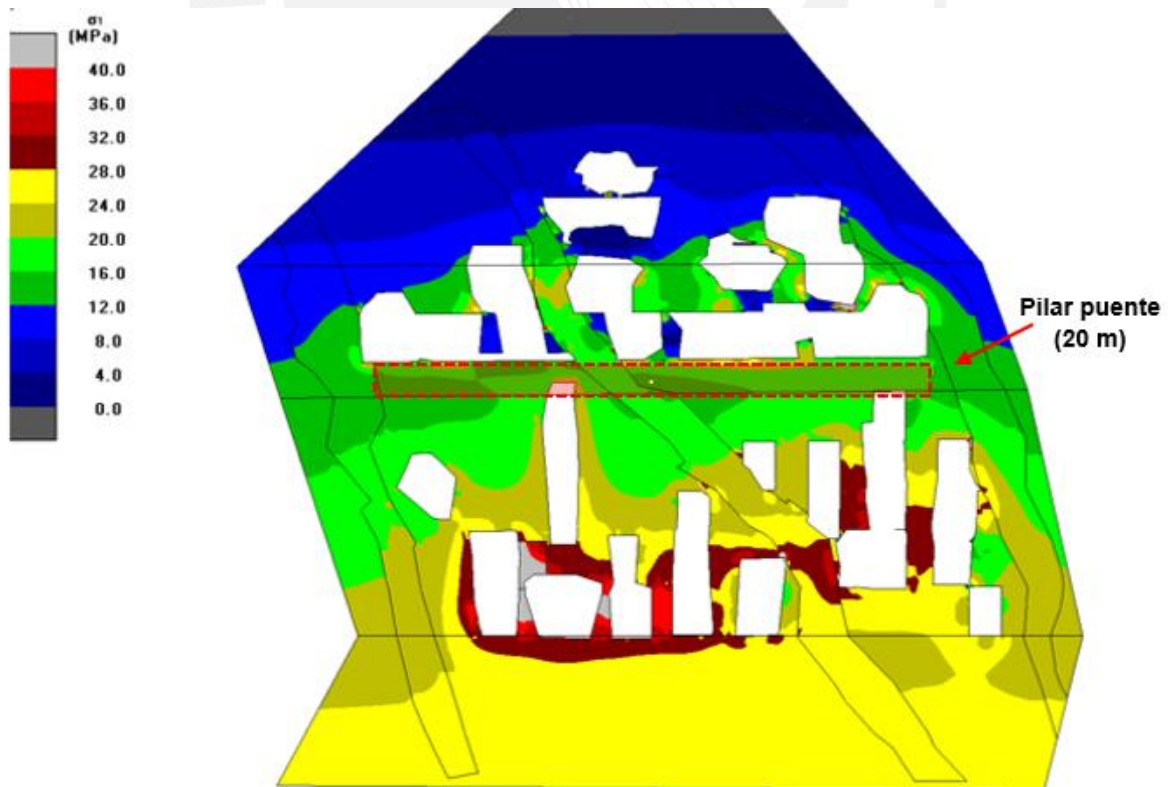


Figura 37 - Esfuerzos Sigma 1 (σ_1) en condición actual (febrero 2015).

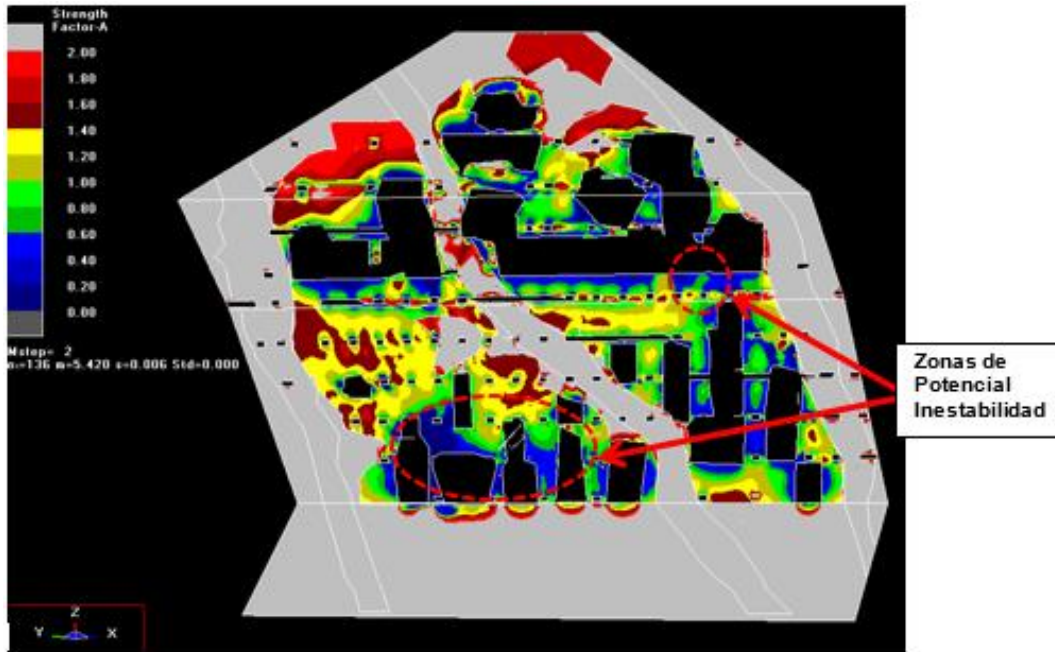


Figura 38 - Factores de Seguridad de la condición actual (febrero 2015).

A continuación, se presentan los resultados de la secuencia de minado a finales del año 2015. La secuencia de minado de UnderMiningSAC considera como primer paso la explotación de los tajeos primarios hasta alcanzar al pilar puente de 20 metros (ver Figura 37) para luego empezar la explotación de los tajeos secundarios. En la figura 39, se puede observar como los esfuerzos principales se encuentran en rango de 24 MPa a más, mientras que en la Figura 40, se observan rangos predominantes de desconfinamiento (F.S.) entre 0.2 y 0.6.

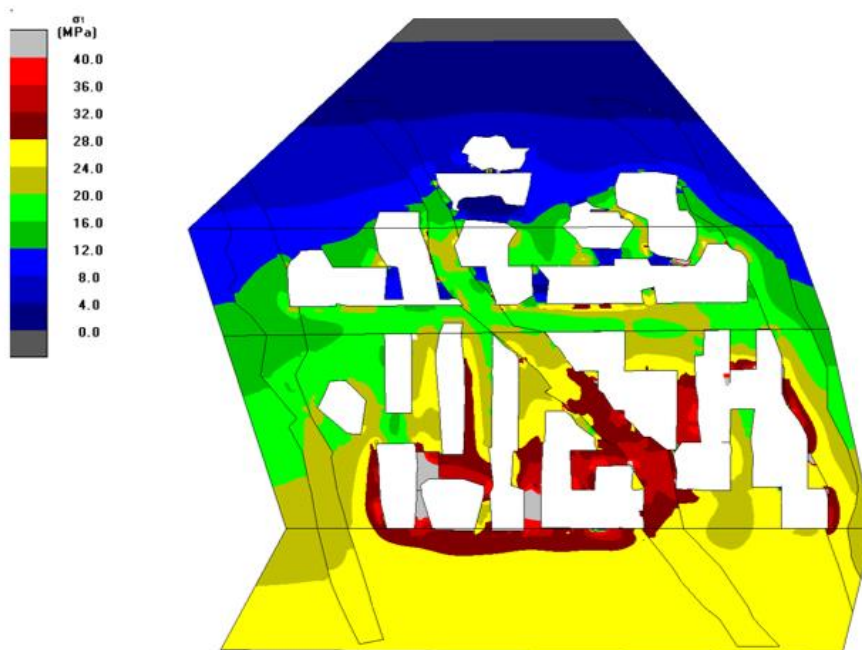


Figura 39 - Esfuerzos Sigma 1 proyectada para diciembre 2015.

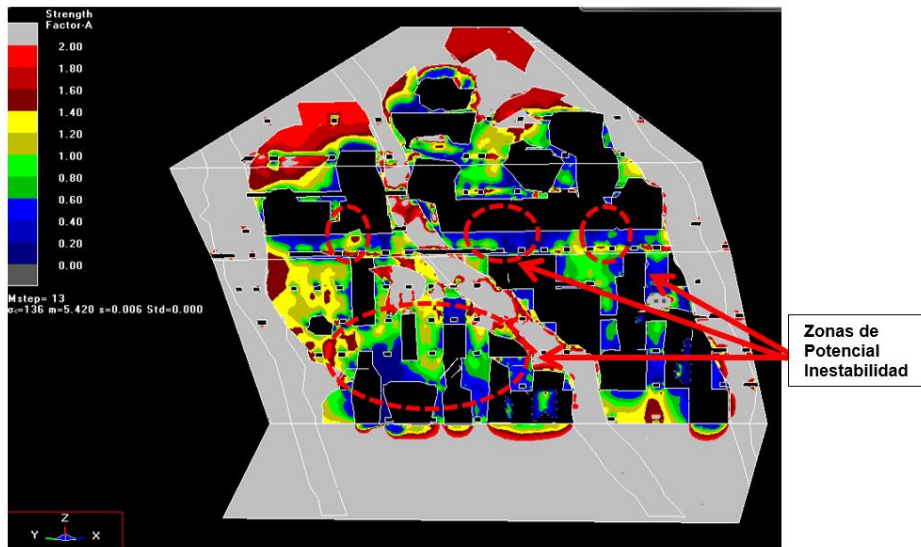


Figura 40 - Factores de seguridad proyectada para diciembre 2015.

De la Figura 40, se puede determinar que el pilar puente de 20 metros va a colapsar debido a que es muy esbelto y hay demasiada concentración de esfuerzos. Asimismo, se observa que en esta secuencia propuesta se pone en riesgo la recuperación de los tajeos secundarios, ya que la concentración que presentan estos tajeos pueden ocasionar colapso en los cruceros de explotación o incluso una subsidencia interna o con presencia de hundimiento en superficie.

Por otro lado, se ha analizado la estabilidad de los pilares costillas o postes que el área de planeamiento de UnderMiningSAC plantea dejar para evitar la flexión y futuro fallamiento del pilar puente de 20 metros. En la Figura 41 se muestra una grilla longitudinal, en la cual se han ubicado tres puntos de análisis, P1, P2 y P3, en los pilares postes, 19, 13 y 07, respectivamente, pilares sobre los que se realizaron análisis de estabilidad.

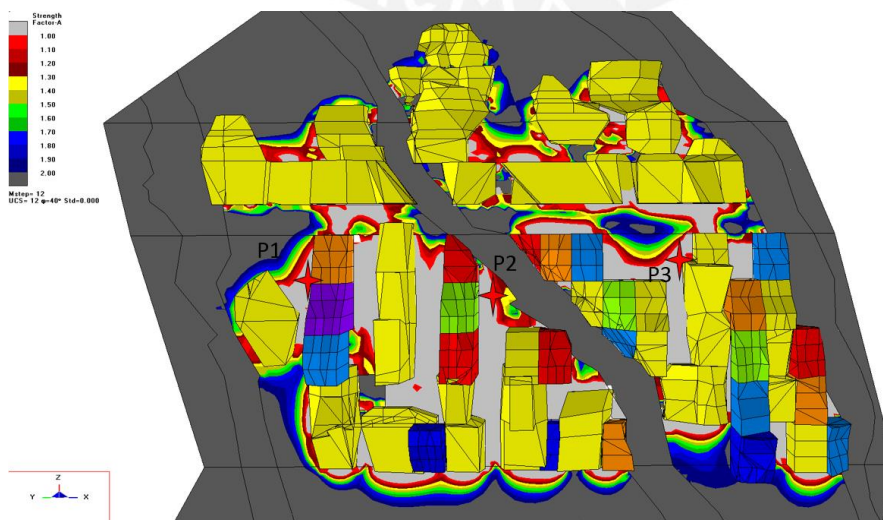


Figura 41 - Puntos de análisis en los pilares postes.

Una vez obtenidos los resultados del modelamiento numérico, se determinaron los esfuerzos inducidos en cada etapa de la secuencia minera, concentrándose en los puntos ya mencionados

Una vez realizado el modelamiento numérico, se obtuvieron los resultados para el análisis de estabilidad de los pilares, se determinaron los esfuerzos inducidos en cada etapa de la secuencia concentrándose en los puntos de análisis ya mencionados. De esta forma, se determinó en qué condiciones se encuentran cada pilar en cada etapa de minado.

A partir de los resultados obtenidos del modelamiento numérico, se puede concluir lo siguiente:

- En ciertos sectores que cumplen la función de pilares operacionales o los mismos tajeos secundarios, es posible identificar zonas de potencial inestabilidad, que implican altas concentraciones de esfuerzos o zonas de relajamiento (valor de sigma 3 cercano a cero), dichos problemas se evidencian en la sobre-excavación de los tajeos debido al deficiente topeo o aplicación tardía del relleno.
- Se ha generado la necesidad de contar con una resistencia de relleno mayor a la diseñada, debido al minado continuo de los tajeos primarios, lo que implica rediseñar la mezcla de relleno en pasta para cumplir el nuevo requerimiento de resistencia.
- Se realizó una evaluación de los factores de seguridad sobre el pilar puente (sill pillar) y en los pilares costillas (rib pillars); durante la etapa inicial, se pueden apreciar factores de seguridad con valores mayores a uno, es decir, la estabilidad de los pilares aún no se ha visto comprometida. Sin embargo, durante las etapas finales, se puede observar que los factores de seguridad sobre estas zonas comienzan a descender llegando a valores menores a uno, lo que indicaría la falla o colapso de dichos pilares.

En las Figuras 42, 43 y 44, se observa que los esfuerzos sobre el pilar logran superar a la curva de resistencia límite del macizo rocoso, esto indica que los pilares se mantendrían estables hasta el paso o step indicado. Sin embargo, a partir de dicho paso (step) los problemas de colapso/inestabilidad son potenciales. En consecuencia, es necesario rediseñar la secuencia de minado que permita una explotación óptima de los tajeos y recuperación de los pilares de tal manera que se pueda asegurar la estabilidad de la mina.

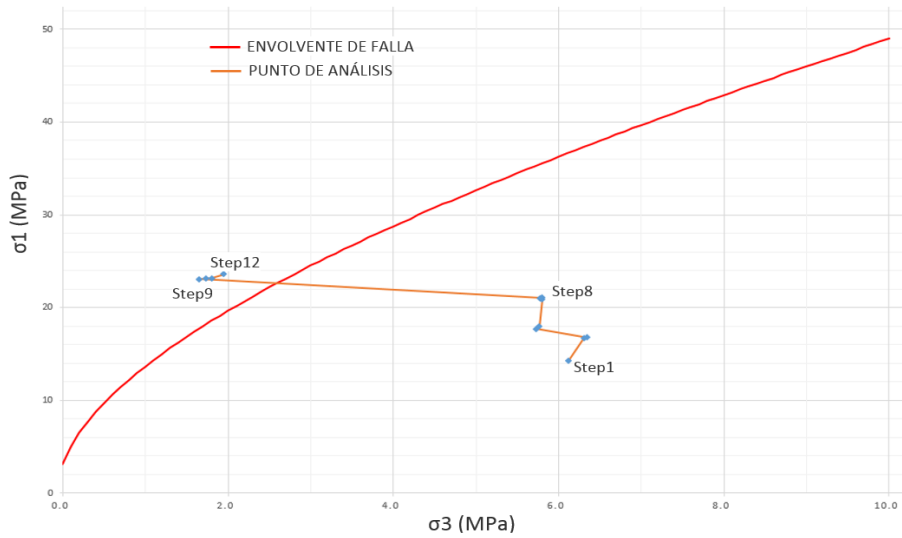


Figura 42 - Curva de estabilidad del macizo rocoso en el pilar 13, falla en el Step 9.

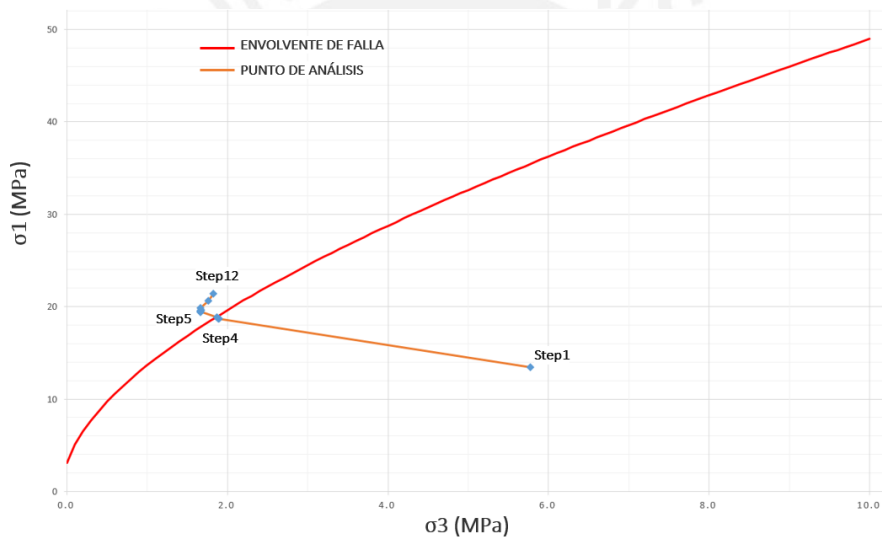


Figura 43 - Curva de estabilidad del macizo rocoso en el pilar 07, falla en el Step 5.

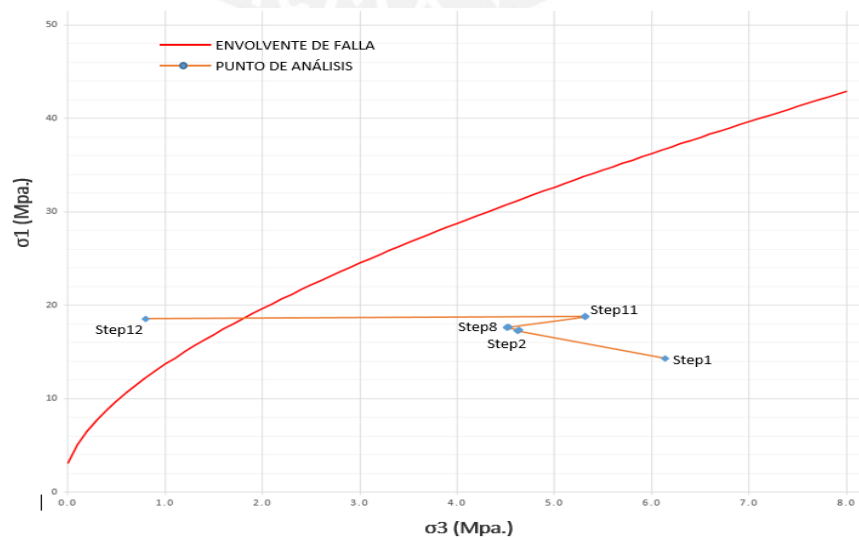


Figura 44 - Curva de estabilidad del macizo rocoso en el pilar 19, falla en el Step 12.

En la Figura 45, se logra apreciar las tres grillas verticales que atraviesan los pilares costillas o “rib pillars”, las cuales sirven para analizar el comportamiento de los pilares costillas a partir de la secuencia de minado planteada por UnderMiningSAC.

En estas secciones, se observa que en la parte central de dichos pilares se obtienen factores de seguridad menores a 1, lo cual evidencia que dichos pilares costillas fallarán para la secuencia de minado propuesta por la mina.

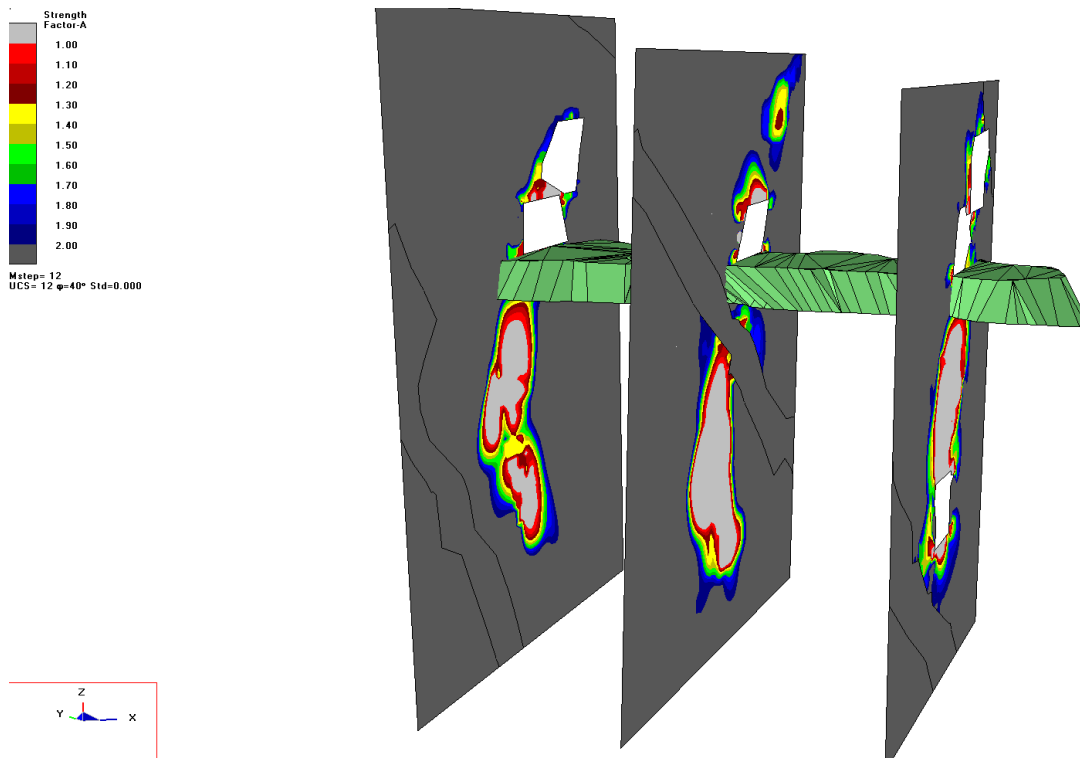


Figura 45 - Factor de seguridad en los pilares poste en las secciones verticales.

Finalmente, se concluye que el pilar puente planteado debe tener un espesor mayor de 20 metros, ya que se ha demostrado que fallará durante la ejecución de la secuencia de minado planteado por UnderMiningSAC, lo cual implica la ocurrencia de posibles subsidencias y pérdida de reservas.

Como medida inmediata, se plantea la explotación o minado hasta el nivel 1770, con esto el pilar puente tendría un espesor de 50 metros (medida temporal), que permitiría una explotación con factores de seguridad mayores a 1.5. Luego de esto, se pueden proponer alternativas de minado para la recuperación del pilar puente.

5.3. Evaluación del sostenimiento de los tajeos

Considerando que la calidad del macizo rocoso predominante presenta un RMR = 48-52 y el macizo rocoso desfavorable un RMR = 35-45 respecto a un ancho del tajeo es 20 m, aplicando la “Curva de Diseño de Luz o Aberturas” (Span Design), ambos casos se ubican en el sector inestable, los mismos que fueron corroborados en la evaluación del retro-análisis de los techos de los tajeos y las inspecciones in-situ.

En la Figura 46, se observa que, para un ancho de 20 metros y bajo las condiciones del macizo rocoso de la mina, es necesario la aplicación de sostenimiento (cable bolting), ya que nos encontramos en una zona inestable.

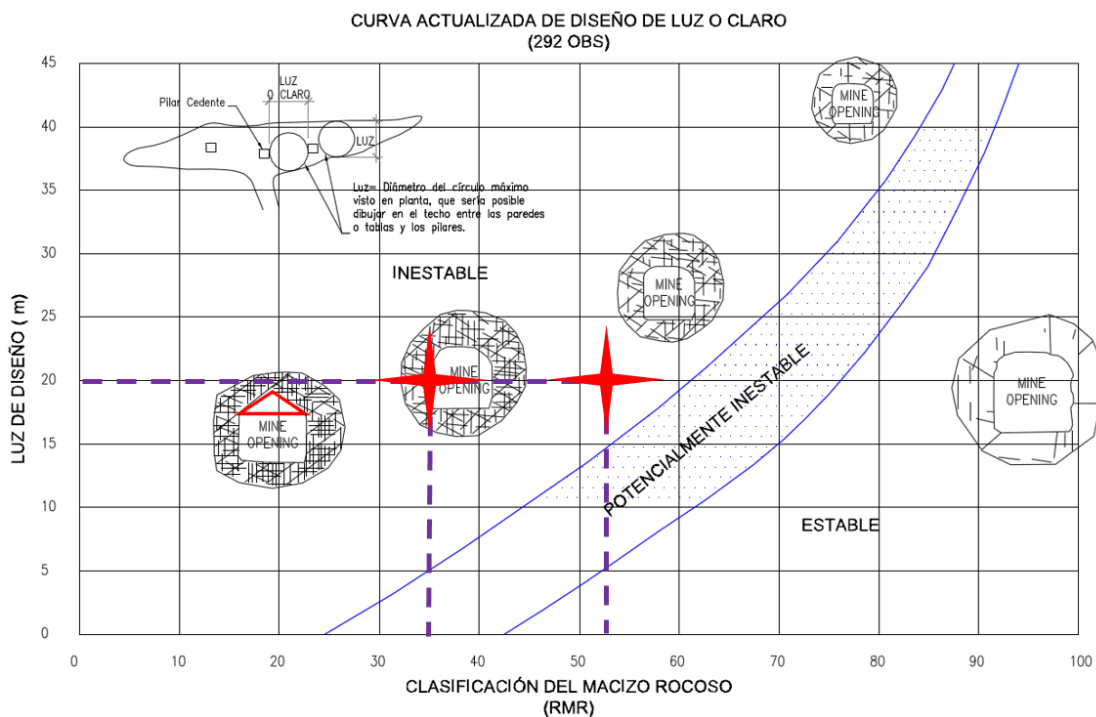
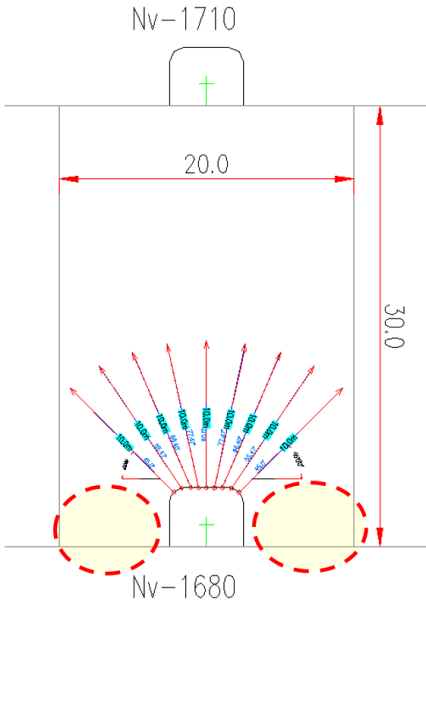


Figura 46 – Gráfica o Curva de diseño de luz o aberturas para un RMR en el rango de 35 - 52.

En la Tabla 25, se muestra el esquema y los cálculos del análisis mediante el método de la cuña máxima, donde se puede observar que el Factor de seguridad es 0.5. Esto se pudo verificar en campo, ya que a pesar del sostenimiento aplicado en el techo de los tajeos, se presentaban el realce de los mismos debido a que la resistencia del soporte es menor al peso de la cuña.

Asimismo, se observó que el error para el diseño del cable bolting por parte de UnderMiningSAC se dio en el cálculo del número de estabilidad, ya que al factor B fue definido con un valor de 0.9 cuando el valor correcto era 0.3.

Tabla 25 - Evaluación del diseño de cable bolting de UnderMiningSAC.

	Parámetros del sostenimiento con cable bolting	OreBody
	Altura de Cuña (m)	5
	Área de Galería (m ²)	20
	Ancho de Tajeo (m)	20
	Área de cuña (m ²)	50
	Densidad de roca (tn/m ³)	4.50
	Peso de cuña (tn) por cada 2.5 m	562
	Resistencia a la rotura por cada cable bolting (tn)	25
	Resistencia a la sdherencia (tn/m)	25
	Longitud mínima de anclaje por encima de la cuña (m)	4
	Diámetro nominal del cable (pulg.)	5/8
	Número de cables por sección	10
	Resistencia del soporte (tn)	250
	Factor de Seguridad	0.5

Por otro lado, con respecto al método de instalación se usa el método de inyección por gravedad, método que ha estado creando una mala adherencia entre el cable y el macizo rocoso a sostener, ya que luego del minado se podían observar cables sueltos sin evidencia de uso de lechada de cemento. Este método no garantizaba la fijación del cable bolting ya que en las pruebas de arranques realizadas se observó que la falla ocurría debido a la adherencia de la lechada de cemento.

5.4. Evaluación de la resistencia del relleno en pasta

La resistencia a la compresión simple (UCS) de la pasta que se requiere en un tajeo típico (30 m de alto y 30-50 m de longitud) es de aproximadamente de 0.70 MPa según la gráfica de exposición de relleno (Capítulo 2.4.2). Para ello, se cuenta con una mezcla con 3% cemento Portland y un slump de 8.5 pulgadas (89% sólidos). Tras el análisis de la base de los ensayos de laboratorio de resistencia a la compresión simple del relleno, se observa una dispersión amplia de valores, que varían desde 0.2 MPa hasta 2.6 MPa, con un promedio de 0.63 MPa a 28 días y una desviación estándar de 0.37 MPa.

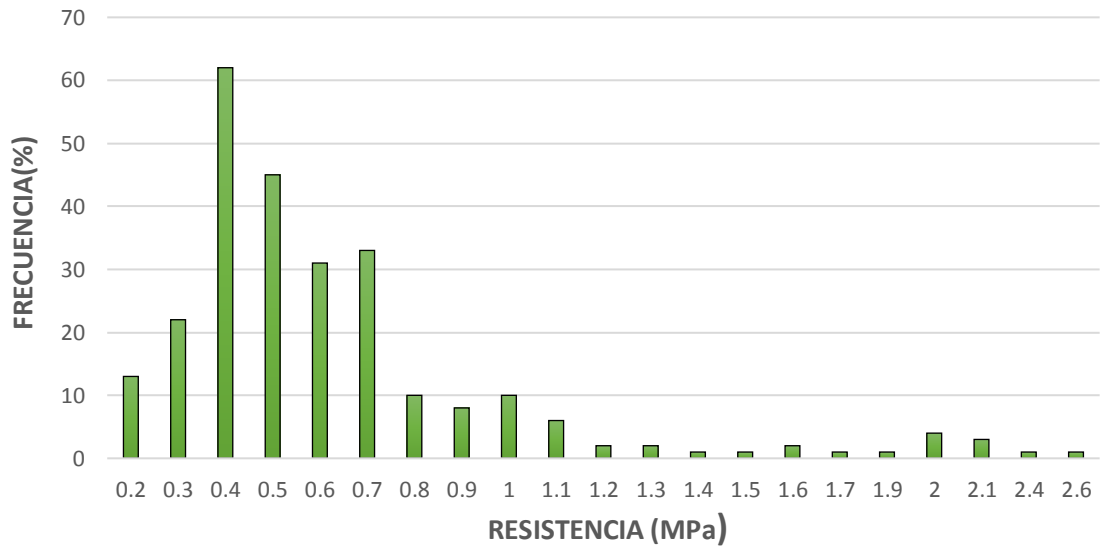


Figura 47 - Rango de UCS del relleno a los 28 días.

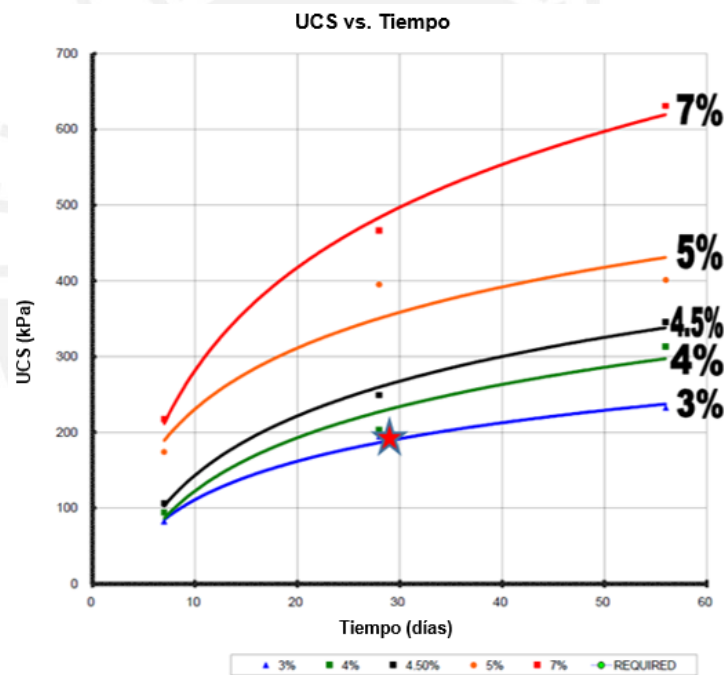


Figura 48 - Resistencias promedio con diferentes % de cemento en la industria minera.^{xii}

Durante la primera etapa de minado, la mayor parte de la explotación se ha enfocado en los tajeos primarios, es en los últimos meses en los que se ha empezado la explotación de los tajeos secundarios y se ha observado la situación real del relleno en pasta, que muestra resistencias bajas, las cuales son diferentes a las obtenidas en el laboratorio y que han sido verificadas mediante inspecciones in situ y retro-análisis del relleno.

^{xii} R. Pakalnis. Empirical Design Methods - UBC Geomechanics An Update (2002) Department of Mining Engineering, University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada 2002.

Es importante señalar la ocurrencia de dos reacciones químicas; la primera reacción es la de una resistencia inicial alta, que es probable que ocurra debido a la presencia de sulfuros y la segunda es la degradación en la pérdida de resistencia de la pasta a largo plazo, también probablemente debido a la reacción de los sulfatos.

Esto fue evidente durante la visita técnica, donde los tajeos rellenados recientemente tenían una pasta estable y resistente, pero los tajeos que tenían más de 2 meses de rellenados contenían una pasta suave y débil, esta estimación en campo se verificó de manera preliminar, analizando la estadística de los ensayos de laboratorio de la mina, como se muestra en la Figura 49 y Tabla 26.

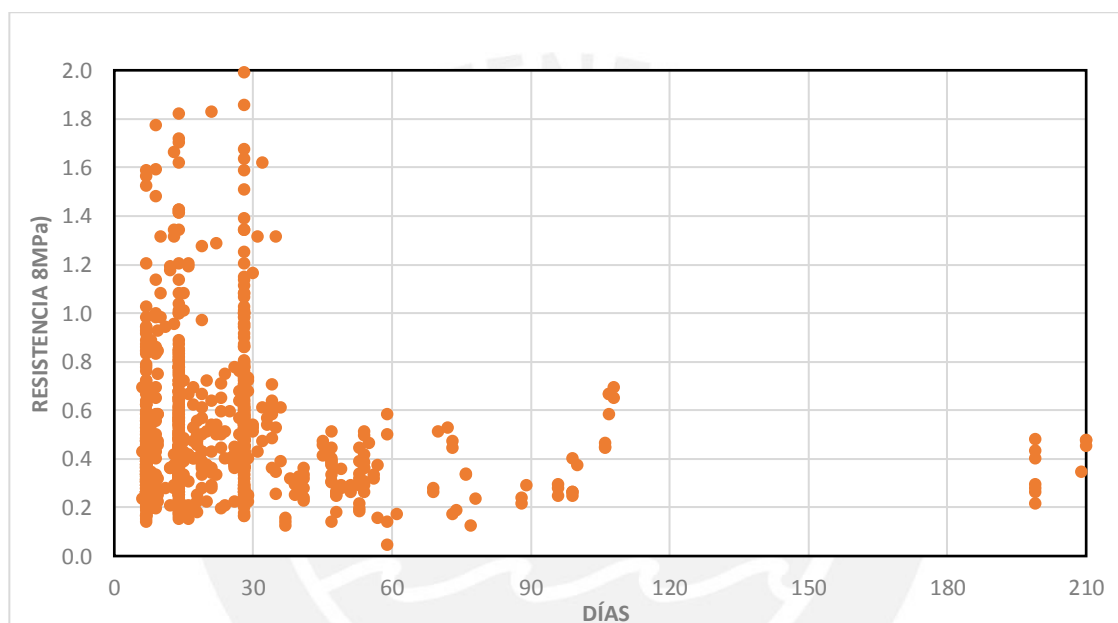


Figura 49 - Resistencias UCS promedio de los años 2013 y 2014.

Tabla 26 - Resumen de las resistencias promedio y desviaciones estándares a diferentes edades de curado del relleno.

Edad (días)	Resistencia Promedio (MPa)	Desviación Estándar (MPa)
7	0.42	0.22
14	0.52	0.30
28	0.63	0.37
30-40	0.53	0.34
40-50	0.33	0.09
50-60	0.33	0.12
60-90	0.29	0.12
90-120	0.33	0.08
180	0.34	0.09

Es necesario remarcar los diferentes rangos de dispersión para las diferentes edades de curado. Se cuenta con poca predictibilidad de la resistencia hasta los 28 días, debido a los altos valores de desviación estándar. Sin embargo, luego de los 40-50 días, se hace más predecible el comportamiento de la resistencia a la compresión simple del relleno.

Tras el análisis puntual de 5 tajeos, los cuales cuentan con ensayos a más de 28 días de curado, se pudo determinar la disminución de resistencia del relleno en el tiempo.

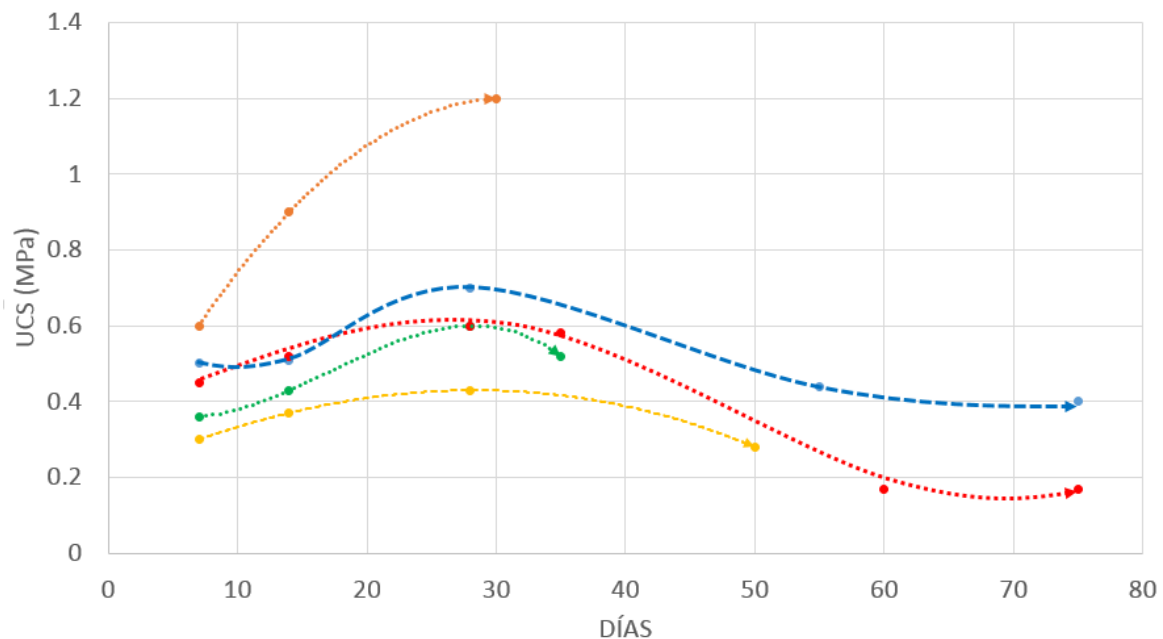


Figura 50 - Evolución de la resistencia a la compresión para 5 distintos tajeos a lo largo del tiempo.

Estos resultados fueron verificados mediante el retro-análisis, se estimó que la resistencia del relleno en los tajeos, cuyo tiempo de curado aproximado es mayor a 2 meses y donde se produjo la falla de este, se encuentra en el rango de 0.232 a 0.380 MPa. Mientras que durante las inspecciones in-situ, se estimó una resistencia en las paredes expuestas del relleno menor a 0.4 MPa.

Por otro lado, se ha observado que se ha priorizado la explotación de los tajeos primarios, al punto de llegar a minar más de tres niveles seguidos sin proceder con la recuperación del tajeo secundario adyacente. Ello implica una sobrecarga de relleno, que genera una necesidad de resistencia mayor, por lo que el riesgo de colapso se incrementa significativamente.

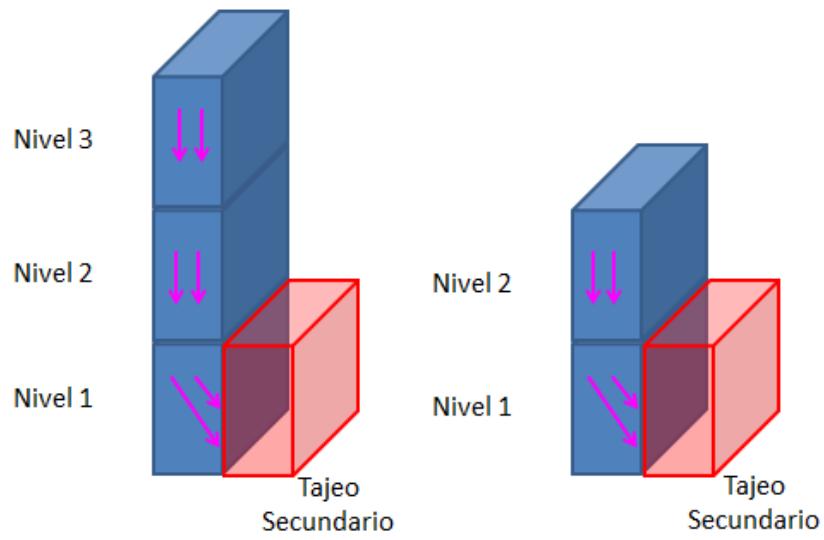
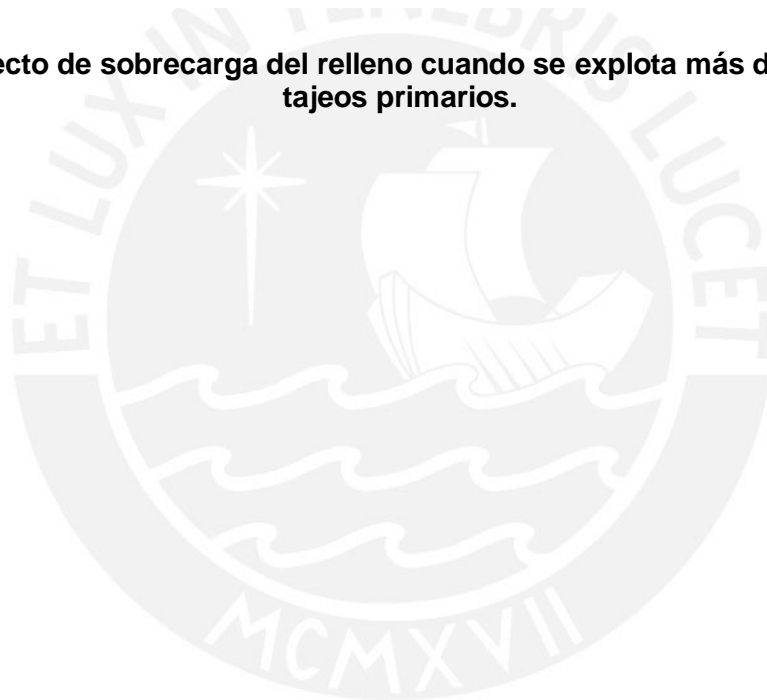


Figura 51 - Efecto de sobrecarga del relleno cuando se explota más de dos niveles de tajeos primarios.



6. Diseño de aberturas máximas y control de dilución

6.1. Dimensionamiento de tajeos

Los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado (buzamiento, ancho y potencia), así como el análisis del comportamiento estructural de las cajas, complementado con los trabajos de campo y los resultados de laboratorio, permiten obtener parámetros representativos para dimensionar los tajeos del OreBody.

El OreBody es un cuerpo tabular con una longitud de 400m orientado hacia el NW y buzamiento aproximado de 60°, presentando una extensión vertical de aproximadamente 250m. Para determinar la variabilidad de los parámetros geométricos del OreBody se realizaron medidas del buzamiento y del ancho de los sólidos de reservas proporcionados por la mina, para ello se definieron tres secciones transversales representativas (espaciadas 120 m aproximadamente).

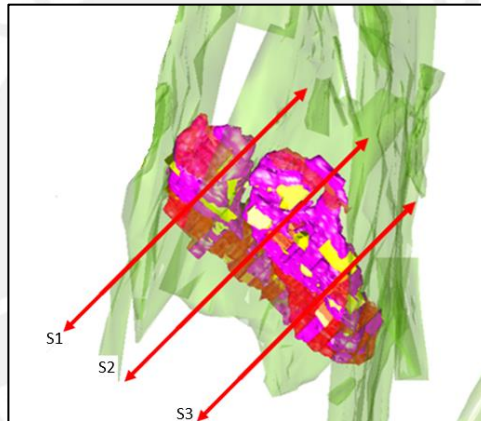


Figura 52 - Vista planta: secciones geométricas transversales del OreBody.

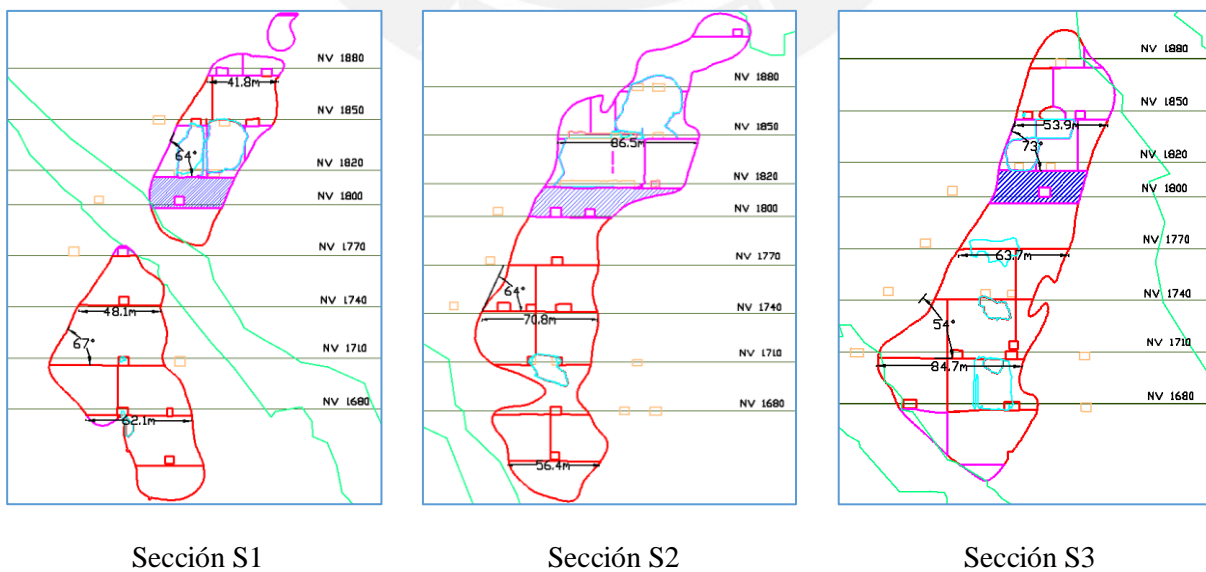


Figura 53 - Secciones geométricas transversales: S1, S2 y S3 del OreBody.

Con el fin de dimensionar los tajeos, se utilizó la metodología propuesta por Rimas Pakalnis (2008), el cual considera todas las variables que influyen en la estabilidad, entre estos se consideró dos gráficas de diseño empíricos: La gráfica de estabilidad modificada (N'), que analiza la estabilidad del tajeo y el Equivalente Lineal de Sobre-rotura/Desprendimiento (ELOS), que analiza la sobre-rotura de las paredes laterales del tajeo.

Los parámetros de diseño se detallan en la Tabla 27.

Tabla 27 - Dimensionamiento de tajeos.

TIPO DE ROCA	MALA	REGULAR	REGULAR - BUENA
Buz. de la pared del tajeo	90°	90°	90°
RMR	35-45	45-50	50-55
Q'	0.37 - 1.12	1.12 - 1.95	1.95 - 2.72
A	1	1	1
B	0.3	0.3	0.3
C	8	8	8
N'	0.9 - 2.7	2.7 - 4.7	4.7 - 8.1
R.H.	3.1 - 3.7	3.7 - 6.0	6.0 - 7.4
Altura de tajeo (m)	30	30	30
Ancho de tajeo (m)	20	20	20
Longitud de tajeo (m)	8-10	10-20	20-30
ELOS (m)	1	1	1
Longitud de tajeo (m)	9	15	25

Se consideró un valor de ELOS igual a 1 para controlar el problema de sobre-rotura y dilución en la mina. Por otro lado, de la Tabla 27, se decidió que la longitud adecuada de los tajeos será de 20 metros, ya que el tipo de roca predominante en la mina tiene un RMR de 48-52.

6.2. Diseño de cable bolting para el sostenimiento de techo del tajeo

6.2.1. Análisis cinemático

Para este análisis se consideraron las tres familias principales de discontinuidades que predominan y los tres sistemas de fallas locales que afectan al OreBody.

A continuación, en la Tabla 28 se muestra la orientación de las principales familias de discontinuidades y fallas locales.

Tabla 28 - Orientación de las principales familias de discontinuidades y fallas locales.

Cuerpo	Dominio	Familias de Discont. Principal (persistencia > 10 m)	Familias de Discontinuidades Aleatorias (persistencia < 5 m)		Fallas Locales		
		F1	F2	F3	F4	F5	F6
OreBody	SPP/SPB	68/109, 81/138	82/319	85/181, 64/231	63/101	76/293	60/227
	VOLCÁNICO	66/105	86/276, 81/303	62/228	63/101	76/293	60/227
	DIQUE	57/111, 82/129	76/282	19/208, 64/234	63/101	76/293	60/227

En la Figura 54, se muestra el análisis estereográfico de las fallas locales presentes en el OreBody.

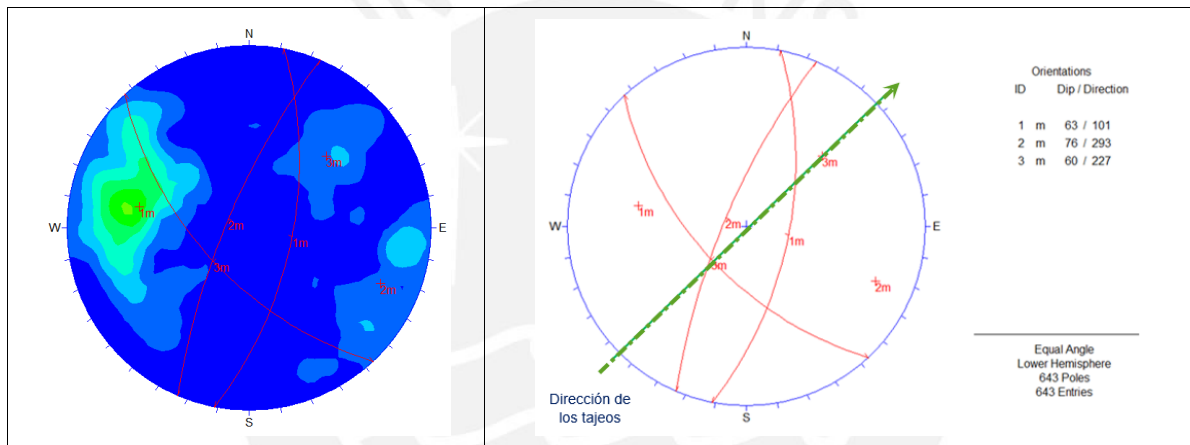


Figura 54 - Orientación predominante de fallas locales en el OreBody.

En la Tabla 29, se muestra el análisis combinatorio de cuñas realizado en el software Unwedge de Rocscience, el cual evalúa la formación de cuñas (mediante tres discontinuidades A, B y C) y su estabilidad (Factor de seguridad).

Tabla 29 - Análisis combinatorio de cuñas para diferentes discontinuidades y fallas para el OreBody.

Combinación	Discont. A	Discont. B	Discont. C	Volumen (m3)	Peso (ton)	Altura de Cuña	Resistencia del Anclaje (ton)	Factor de Seguridad
1	D Principal	D Aleatoria	Falla	109	495	7	600	1.21
2	D Principal	D Aleatoria	D Aleatoria	566	2576	7	6750	2.62
3	D Principal	D Aleatoria	Falla	541	2463	7	6500	2.64
4	D Principal	D Aleatoria	D Aleatoria	526	2395	7	5750	2.40
5	D Aleatoria	Falla	Falla	241	1095	7	2750	2.51

Combinación	Discont. A	Discont. B	Discont. C	Volumen (m3)	Peso (ton)	Altura de Cuña	Resistencia del Anclaje (ton)	Factor de Seguridad
6	D Principal	D Aleatoria	Falla	555	2527	10	2800	1.11
7	D Principal	D Aleatoria	Falla	497	2263	10	2400	1.06
8	D Principal	D Aleatoria	D Aleatoria	201	914	7	2400	2.63
9	D Aleatoria	Falla	Falla	399	1815	10	2100	1.16
10	D Principal	D Aleatoria	Falla	348	1583	10	1750	1.11
11	D Aleatoria	D Aleatoria	Falla	139	634	7	950	1.50
12	D Aleatoria	D Aleatoria	Falla	109	495	7	900	1.82

En la Figura 55, se muestra un esquema típico de análisis cinemático de cuñas realizado en el software Unwedge, donde se aprecia la formación de una cuña (8s) en el techo del tajeo y su respectivo análisis estereográfico.

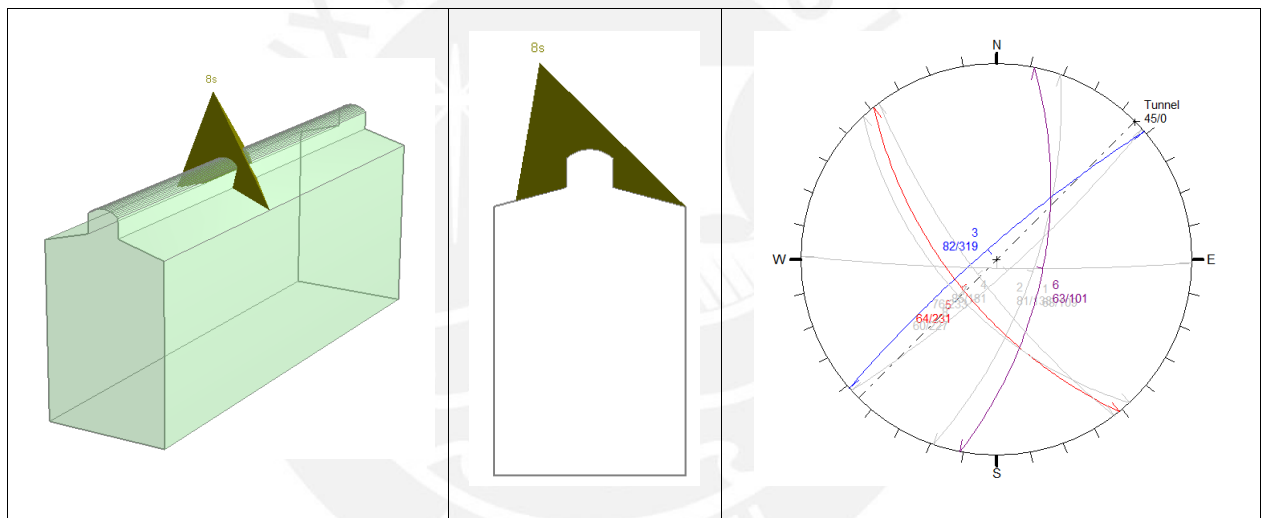


Figura 55 - Análisis cinemático de cuñas.

6.2.2. Método de la cuña máxima

Una vez definida las dimensiones óptimas de los tajeos del OreBody, se necesita realizar un diseño de sostenimiento con cable bolting que permita garantizar la estabilidad de la galería de explotación para no tener problemas con el minado del tajeo superior. Considerando los resultados del retro-análisis de tajeos realizado, se determinó que la altura de cuña predominante es de 9 metros.

Para el diseño, se usará el método de la cuña máxima que se forma en los cruceos de explotación. En la Figura 56, se esquematiza el comportamiento de la cuña y cuál es la cuña que se debe tener en cuenta para el sostenimiento con cable bolting en la parte del techo.

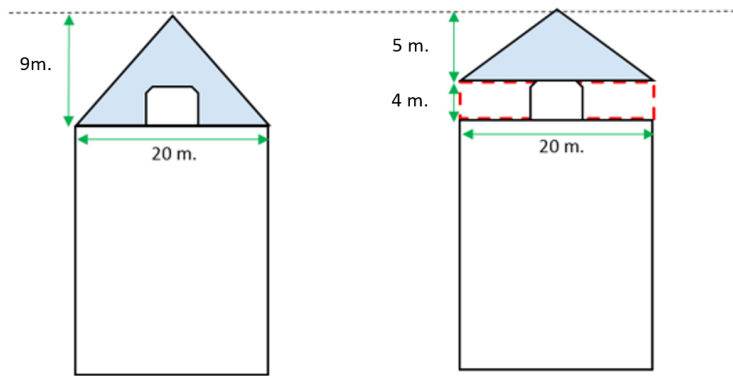


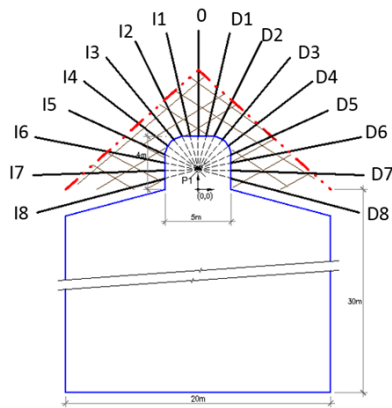
Figura 56 - Esquema del método de cuña máxima para cable bolting.

En la Tabla 30, se muestran todos los parámetros considerados en el diseño de sostenimiento con cable bolting en los cruceros de explotación. Estos parámetros fueron utilizados en el software Unwedge para determinar las características y distribución del sostenimiento, tal que asegure la estabilidad de la labor mediante un Factor de seguridad aceptable, el cual resultó ser igual a 1.2.

Tabla 30 - Parámetros de sostenimiento con cable bolting en los cruceros de explotación.

Parámetros del Sostenimiento con Cable Bolting	OreBody
Altura de cuña (m)	5
Área de cuña (m ²)	60
Área de galería (m ²)	20
Ancho de tajeo (m)	20
Densidad de roca (t/m ³)	4.50
Peso de cuña (t) por cada 2 m	540
Resistencia a la rotura del por cada cable bolting (t)	25
Resistencia a la adherencia (t/m)	25
Longitud mínima de anclaje por encima de la cuña (m)	2
Diámetro nominal del cable (pulg.)	5/8
Número de cables por taladro	2
Número de cables por sección	13
Resistencia del soporte (t)	650
Longitud de cable en el techo (m)	8
Longitud de cable en los hastiales (m)	10
Espaciamiento longitudinal (m)	2
Factor de seguridad	1.2

En la Figura 57, se muestra el esquema de diseño de cable bolting en el techo de los tajeos determinado a partir del método de la cuña máxima y el análisis en el software Unwedge.



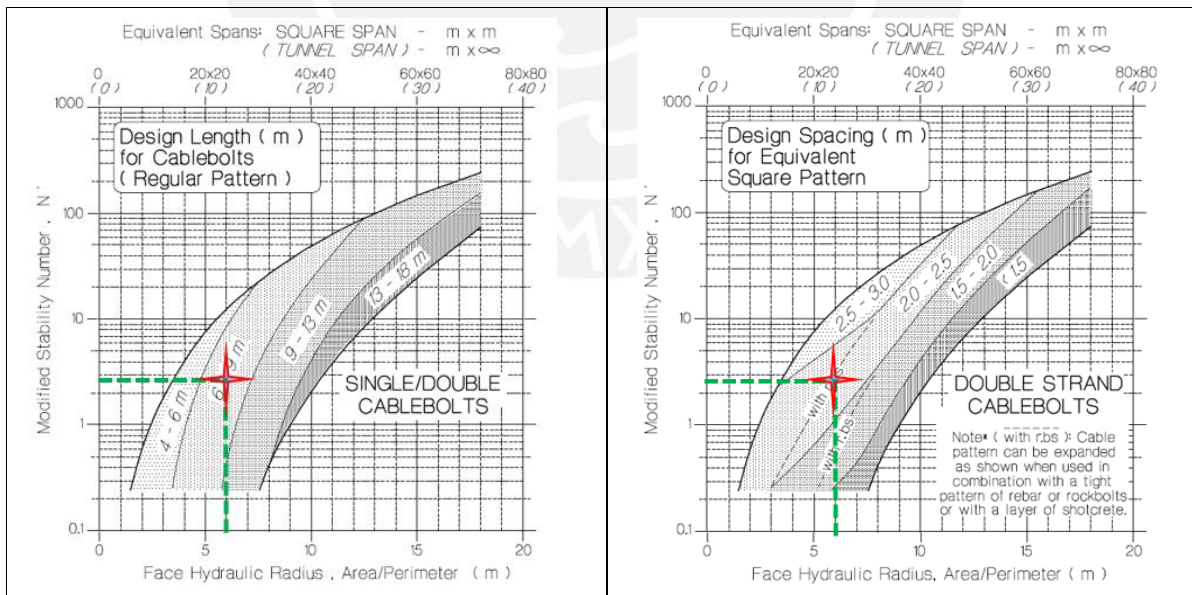
PUNTO DE INICIO EN LA SECCIÓN DE LA GALERÍA					
CABLE	X(m)	Y(m)	PUNTO DE CONVERGENCIA	ÁNGULO (°)	Long. Cable (m)
I8	0	1.5	P1	-15.00	10
I7	0	1.5	P1	-1.87	10
I6	0	1.5	P1	11.25	10
I5	0	1.5	P1	24.37	8
I4	0	1.5	P1	37.50	8
I3	0	1.5	P1	50.62	8
I2	0	1.5	P1	63.75	8
I1	0	1.5	P1	76.87	8
D0	0	1.5	P1	90	8
D1	0	1.5	P1	76.87	8
D2	0	1.5	P1	63.75	8
D3	0	1.5	P1	50.62	8
D4	0	1.5	P1	37.50	8
D5	0	1.5	P1	24.37	8
D6	0	1.5	P1	11.25	10
D7	0	1.5	P1	-1.87	10
D8	0	1.5	P1	-15.00	10

Figura 57 - Esquema de diseño de cable bolting en el techo de tajeos del OreBody.

6.3. Diseño de cable bolting para zonas de contacto con la caja techo

Para el sostenimiento de la zona de contacto entre los tajeos y la caja techo, se ha utilizado el análisis empírico usando el método gráfico para sostenimiento con cable bolting. En este caso, se consideraron parámetros de diseño para una roca regular a mala. A continuación, se muestran los parámetros de diseño utilizados.

RMR	Q'	A	B	C	N'	RH
45	1.12	1	0.3	8	2.7	6



Método gráfico para longitud de cables

Método gráfico para espaciamiento de cables dobles

Figura 58 - Relación entre el N' y el R.H. para calcular la longitud y la densidad de cable bolting a utilizar para el sostenimiento. (D. Jean, 1996)^{xiii}

^{xiii} D. Jean Hutchinson, M. S. Diederichs. Cable bolting in Underground Mines, Geomechanics Research Centre, Canada (1996)

De la Figura 58, se recomienda la instalación sistemática del cable bolting con un espaciamiento de 2.5 x 2.5 m a lo largo de la pared final del tajeo.

Finalmente, se realizó un ajuste al sostenimiento recomendado de acuerdo a lo observado en la mina, obteniéndose el esquema de diseño de cable bolting mostrado en la Figura 59.

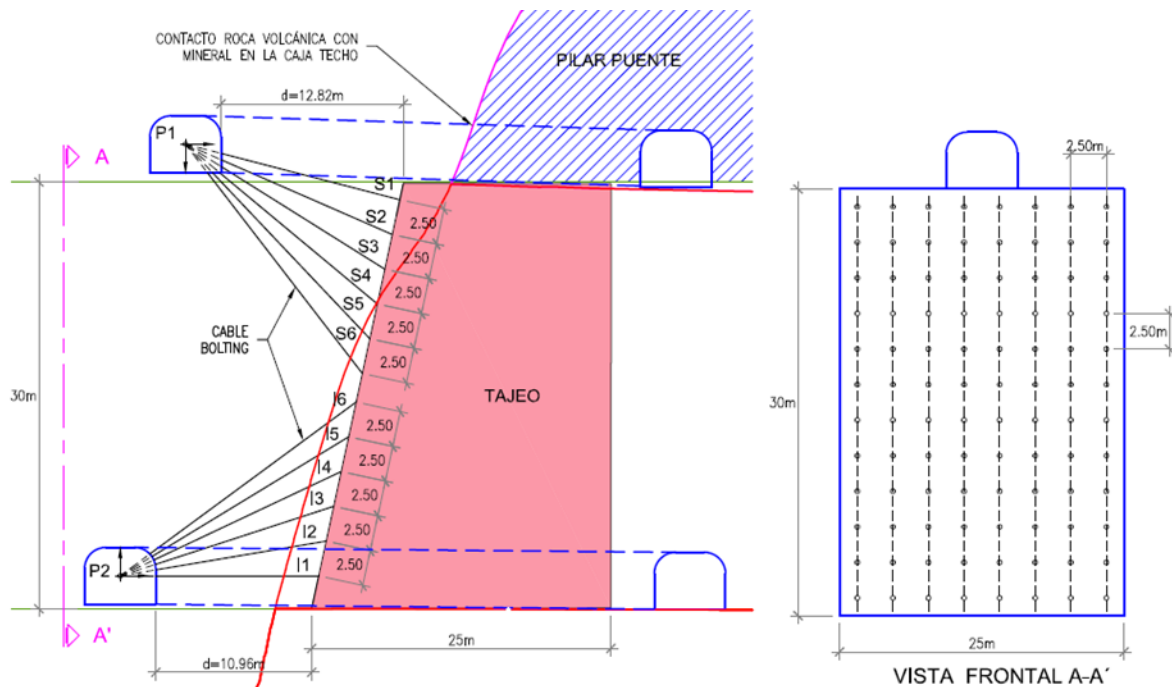


Figura 59 - Esquema de diseño de cable bolting en la zona de contacto con la caja techo cercana.

6.4. Método de instalación del cable bolting

El método de instalación recomendado es el método del tubo respiradero, en el cual el flujo de la lechada es hacia arriba en contra de la gravedad, la pasta del cemento fluye y luego regresa al collar del taladro dentro del tubo respiradero. Asimismo, se debe considerar un trenzado simple entre los cables dentro del taladro.

La gran ventaja de este método es que permite que el cemento fluya en la totalidad del taladro, evitando zonas sin lechada que impidan la adherencia total del cable al macizo rocoso.

En la Figura 60, se muestra el esquema de llenado del taladro de sostenimiento con lechada de cemento mediante el método del tubo respiradero.

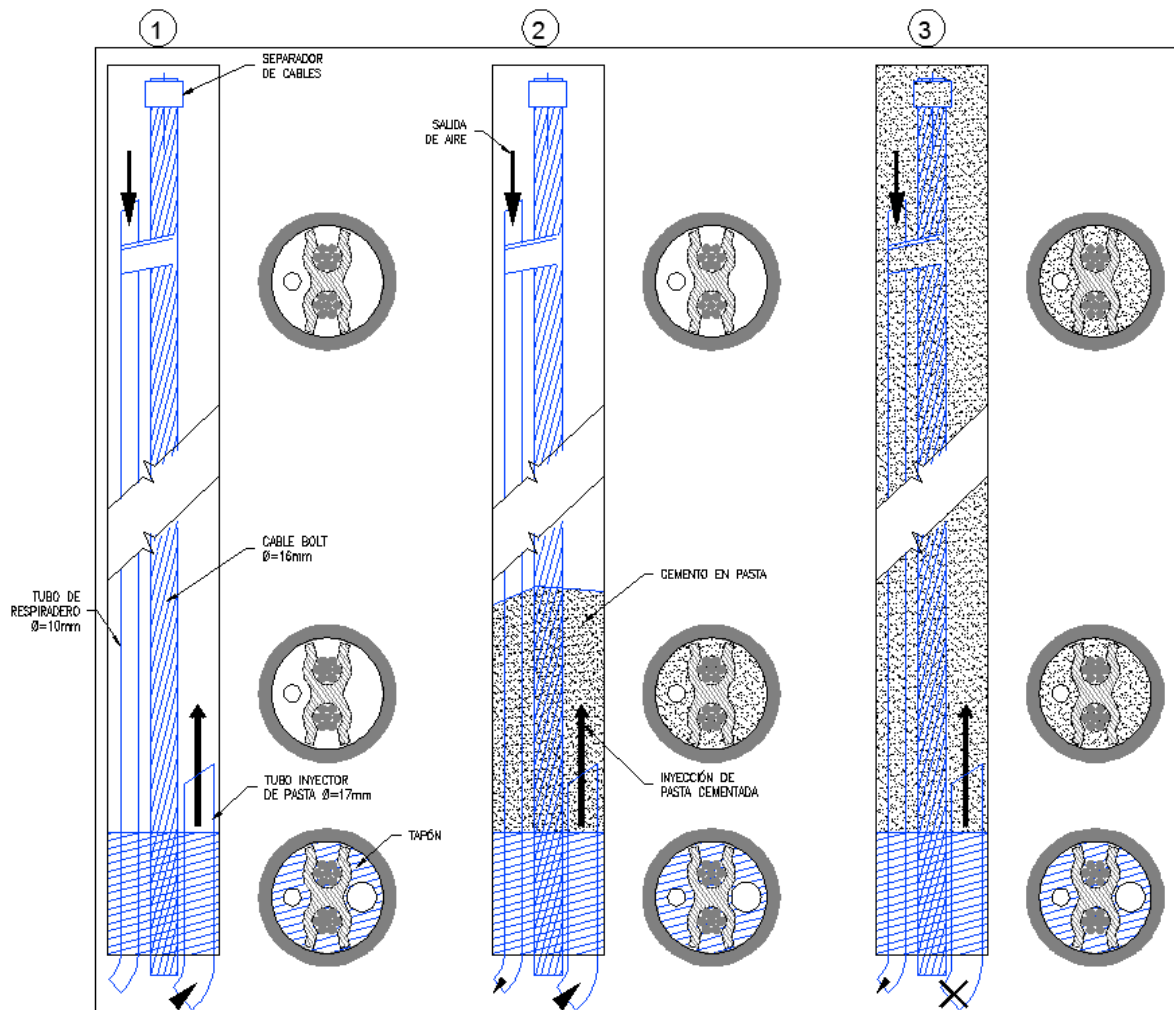


Figura 60 - Método del tubo respiradero. (D. Jean, 1996).

Por otro lado, se recomienda introducir como mínimo 1 metro el tubo de inyección dentro del taladro de sostenimiento para evitar fugas, y finalizada la instalación sellar el orificio con trapos o cartones con el fin de evitar que por gravedad caiga lechada de cemento.

Finalmente, se ha realizado un expediente técnico de la instalación del cable bolting (ver Anexo 8) donde se muestra la aplicación del cable, los materiales y la mezcla de la lechada, los equipos de sostenimiento y el procedimiento de la instalación del cable bolting.

7. Secuencia de minado del OreBody

De acuerdo a los resultados de la evaluación de las dimensiones de los tajeos y la secuencia de minado, se han determinado 3 etapas para el minado global del OreBody. A continuación, en la Figura 61, se muestra un esquema de la secuencia de minado global de las etapas planteadas.

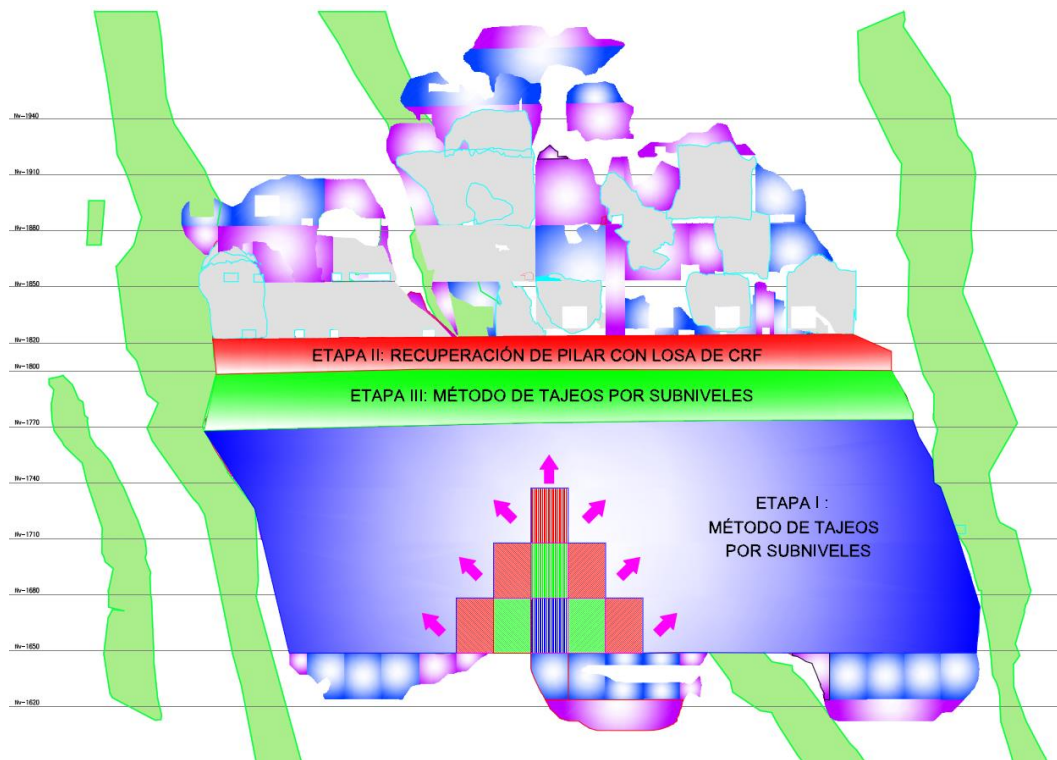


Figura 61 - Esquema de secuencia de minado global de secuencia de minado.

7.1. Etapa I

Método de explotación de tajeos por subniveles, con una geometría de los tajeos de 20m x 30m y 20m (ancho, alto y longitud respectivamente). Una vez redefinida la geometría de los tajeos, se procedió a secuenciar el plan de minado desde el punto de vista geomecánico, tal que garantice la estabilidad de la mina en todo momento. Para ello se consideró el método piramidal en V invertida ascendente, el cual permitirá la recuperación de los tajeos secundarios sin mayor dificultad y se logrará una mejor redistribución de esfuerzos.

De acuerdo a la evaluación realizada, los pilares postes y el pilar puente (20 metros) fallarán, por lo que se ha decidido, en esta etapa, explotar desde el nivel 1650 hasta el nivel 1770, sin dejar pilares postes ya que no tienen mayor efecto sobre la estabilidad, dejando de manera provisional un pilar puente de 50 metros que será recuperado en las siguientes etapas.

Además, se consideraron los siguientes criterios:

- Explotación en retirada desde la parte central hacia ambos lados y de abajo hacia arriba. Esto generará ventajas para la explotación simultánea de dos tajeos. El detalle de la explotación propuesta de los tajeos en 3D podrá ser ajustado según los requerimientos de la mina, siempre que se mantenga el criterio de retirada en pirámide.
- Explotación de tajeos primarios y secundarios, considerando la explotación de dos niveles primarios como máximo.
- Priorizar la explotación de los tajeos secundarios, dejando un pilar costilla o escudo de mineral, en sectores donde la resistencia del relleno in-situ no cumpla con los requerimientos del diseño.
- Evitar el minado más allá de la disponibilidad del relleno, para minimizar el tiempo de exposición de los tajeos explotados.

7.2. Etapa II – Diseño y construcción conceptual de losa de CRF

Esta etapa consiste en el diseño y construcción conceptual de un pilar de CRF que permita la explotación de manera segura de los tajeos comprendidos entre los niveles 1770 – 1820.

De acuerdo a las secuencias de minado propuestas, se ha realizado un diseño conceptual de la losa CRF.

La recuperación del pilar comprendido entre los niveles 1770 – 1820 se ha planteado, de manera conceptual, mediante dos métodos de implementación de losa CRF: recuperación con pilares postes y recuperación con pilar híbrido.

La implementación de pilares postes ha sido analizada de manera empírica y mediante evaluación estructural de la losa, debido a que mediante este método la losa de CRF se encontrará expuesta a una excavación.

Por otro lado, la implementación del pilar híbrido solo será evaluada mediante métodos empíricos.

7.2.1. Método empírico para determinar la resistencia de la losa CRF

El objetivo de diseñar la losa de CRF en el nivel 1820 es poder explotar los tajeos (reservas) comprendidos entre los niveles 1770-1820 de manera segura, garantizando la estabilidad global del OreBody. La construcción de esta losa se debe realizar a corto plazo para poder cumplir con la secuencia de minado total de la mina.

La Figura 62 muestra la gráfica empírica de estabilidad de pilares ha correlacionado, de manera empírica, el ancho de minado, resistencia y espesor de la losa, a partir de diversos casos de minas donde se emplea el método de explotación de corte y relleno descendente.

Para el análisis empírico de la losa de CRF planteada en la presente tesis, se han establecido los siguientes criterios de diseño inicia: la losa tendrá un espesor de 5 metros, una longitud de panel de 10 m y un ancho de minado o “span design” máximo de 13 m, debido a que la opción planteada requiere de un pilar poste, el cual evitará la flexión de la losa de CRF.

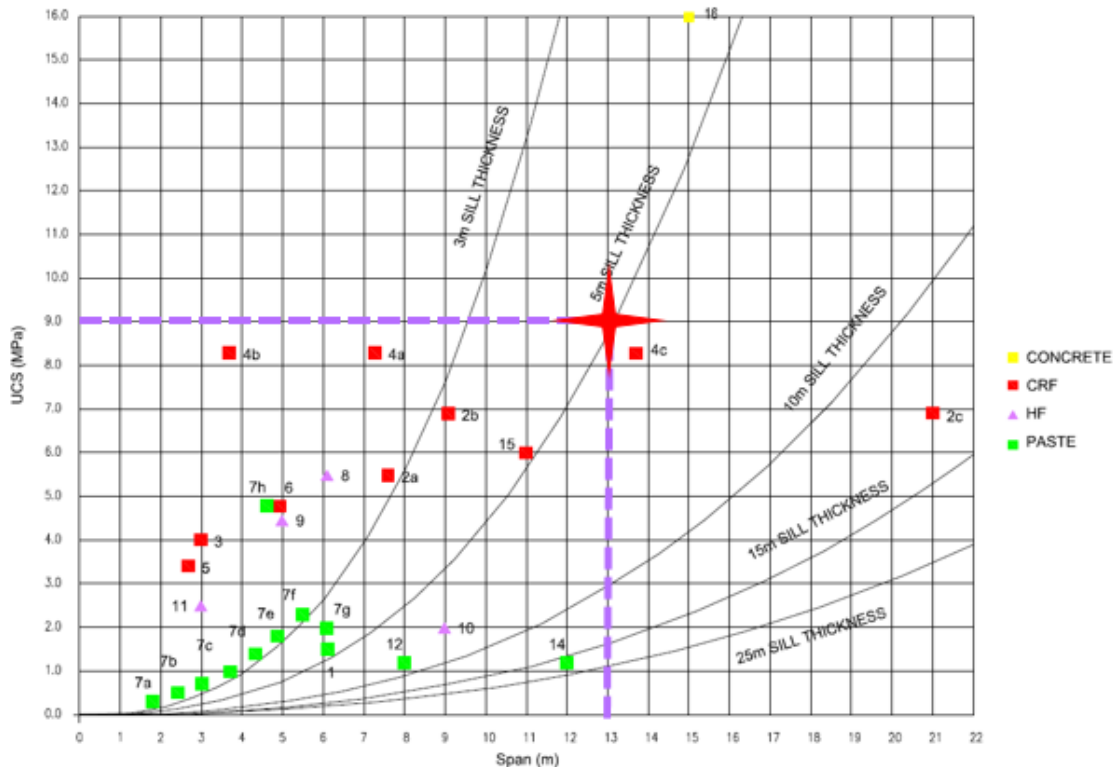


Figura 62 - Gráfica empírica de diseño de pilares.^{xiv}

Se concluye, de manera empírica, que se necesita una resistencia de 9 MPa para que la losa sea estable, dadas las condiciones de diseño de una losa con 5 metros de espesor y una longitud de panel de 10 m.

7.2.2. Análisis de rotura de la losa

Basado en el criterio de evaluación de equilibrio límite propuesto por Mitchell (1991), se evaluará la estabilidad de las losas para distintos casos de rotura. En este caso particular, la construcción de la losa se realizará con un buzamiento de 90°, por lo que no aplica el tipo de falla rotacional.

^{xiv} R. Pakalnis. Empirical Design Methods - UBC Geomechanics An Update (2002) Department of Mining Engineering, University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada 2002.

A continuación, se presenta la Tabla 31 con los parámetros considerados para el diseño de la losa de CRF que se desea utilizar.

Tabla 31 - Parámetros considerados para el diseño de la losa.

PARAMETROS PARA EL DISEÑO DE LA LOSA		
UCS estimado 28 días	9	MPa
UCS estimado 7 días	6.3	MPa
Sigma t	0.63	MPa
Densidad losa	23.54	kN/m ³
Densidad roca	44.15	kN/m ³
Ancho o Span	5 - 12.5	m
Espesor de la losa	5	m

Por otro lado, el acero de refuerzo que será anclado al macizo rocoso deben tener como mínimo las características presentada en la Tabla 32, acero de refuerzo que es utilizado frecuentemente en minas del Perú que emplean losas de CRF en sus métodos de minado y que presentas características similares de roca encajonante.

Tabla 32 - Características del acero de refuerzo que será anclado en el macizo rocoso.

ACERO DE REFUERZO	
Espaciamiento entre fierros	1.2 m
Longitud de fierro	3 m
Resistencia al arranque	5 Tn/m
Resistencia a la tracción corregida	0.03 MPa

Considerando los parámetros de resistencia del macizo rocoso y la resistencia del relleno cementado a utilizar en la losa, se han determinado factores de seguridad para cada caso de rotura. Para el análisis, primero se han determinado las propiedades de la losa de concreto partiendo del valor de la resistencia hallado mediante la gráfica empírica de diseño de pilares. Estas propiedades han sido determinadas de acuerdo a las relaciones establecidas por la normativa española sobre el cálculo y seguridad en estructuras de hormigón, Instrucción de Hormigón Estructural (EHE-98).

Módulo de elasticidad E:

$$E = 8500 * \sqrt[3]{f_{ck}} + 8 \quad (\text{MPa})$$

Donde f_{ck} es el valor de la resistencia, en nuestro caso 9 MPa.

Cohesión y fricción del concreto:

$$c = \beta * f_{ct,d}$$

$$\mu = \tan \phi$$

Donde $f_{ct,d}$ es el valor de diseño de la resistencia a la tracción y se calcula de la siguiente manera:

$$f_{ct,d} = 0.30 * f_{ck}^{\frac{2}{3}} / 1.50 \quad (MPa)$$

Además, β y μ son coeficientes que dependen del grado de rugosidad.

Tabla 33 - Valores establecidos en el EHE-98.

TIPO DE SUPERFICIE			
	Baja rugosidad	Rugosidad media	Alta rugosidad
β	0.20	0.30	0.40
μ	0.60	0.70	0.80

Para el diseño se consideró lo siguiente: $\beta = 0.3$ y $\mu = 0.7$

Tabla 34 - Parámetros de la losa.

CRF 9 (MPa)	
γ (kN/m ³)	24
E (kN/m ²)	21856
ν	0.2
c (kN/m ²)	259
ϕ (°)	35

En la Tabla 35, se presentan los resultados obtenidos del análisis de fallamiento de la losa diseñada para la recuperación con pilares postes. Al explotar debajo de la losa CRF, se tendrá un ancho de minado o span de 12.5 metros.

Tabla 35 - Análisis de fallamiento de la losa.

Análisis de Fallamiento de la Losa de 9 MPa				
Ancho (Span)	F.S. Desplome	F.S. Flexión	F.S. Deslizamiento	F.S. Rotacional
5	5.5	2.3	2.3	No Aplica
10	6.8	3.6	2.9	No Aplica
12.5	13.6	14.5	5.8	No Aplica

7.2.3. Método constructivo conceptual de la losa de CRF

El método constructivo de la losa de CRF considerará paneles de 5 m x 10 m x 5 m (ancho, longitud y espesor respectivamente) debido a que este se construirá inmediatamente debajo del relleno producto de la explotación inicial del yacimiento.

En la Figura 63 y 64, se muestran los diseños conceptuales de construcción de la losa de CRF.

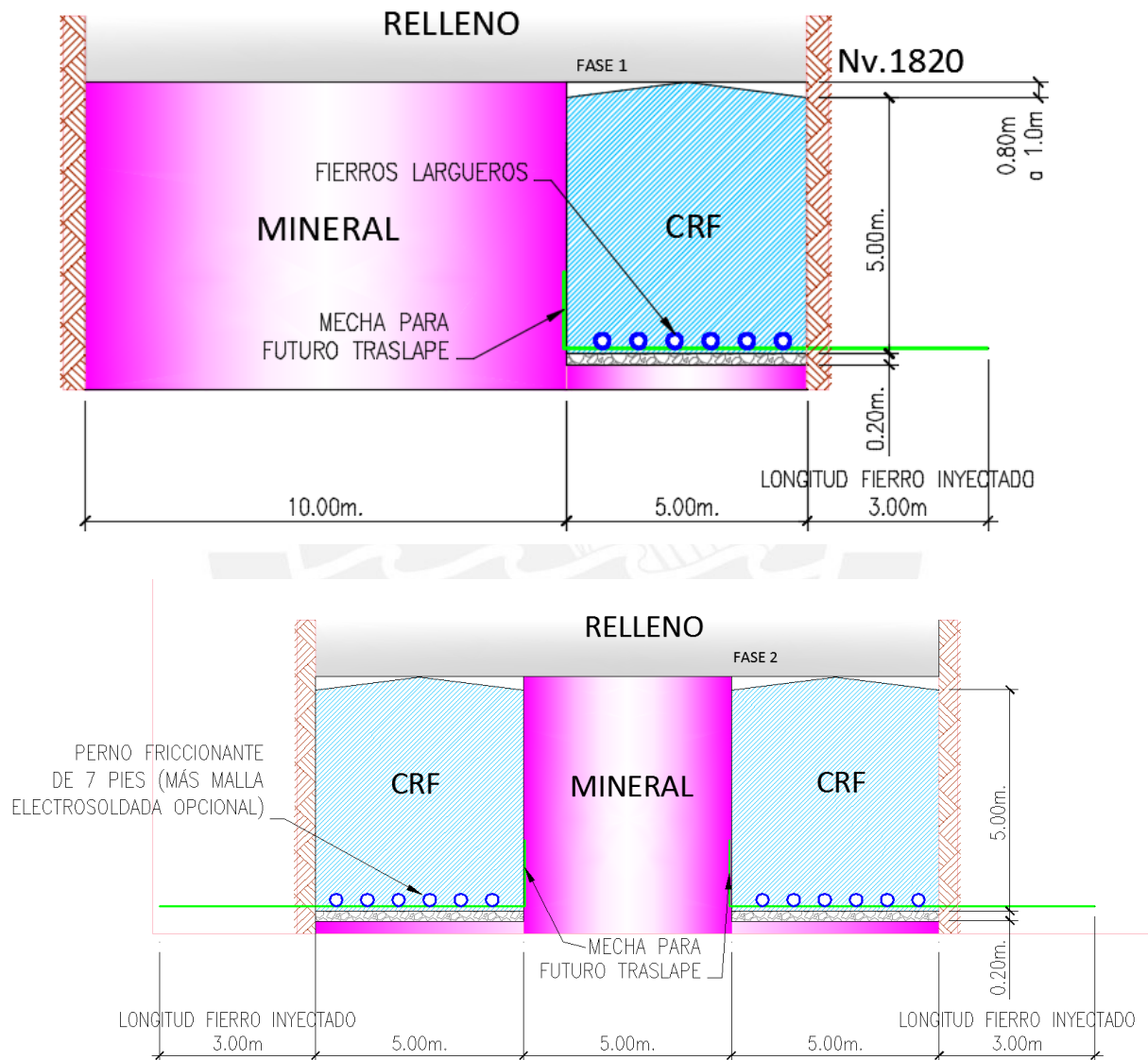


Figura 63 – Diseño de losa de CRF - A.

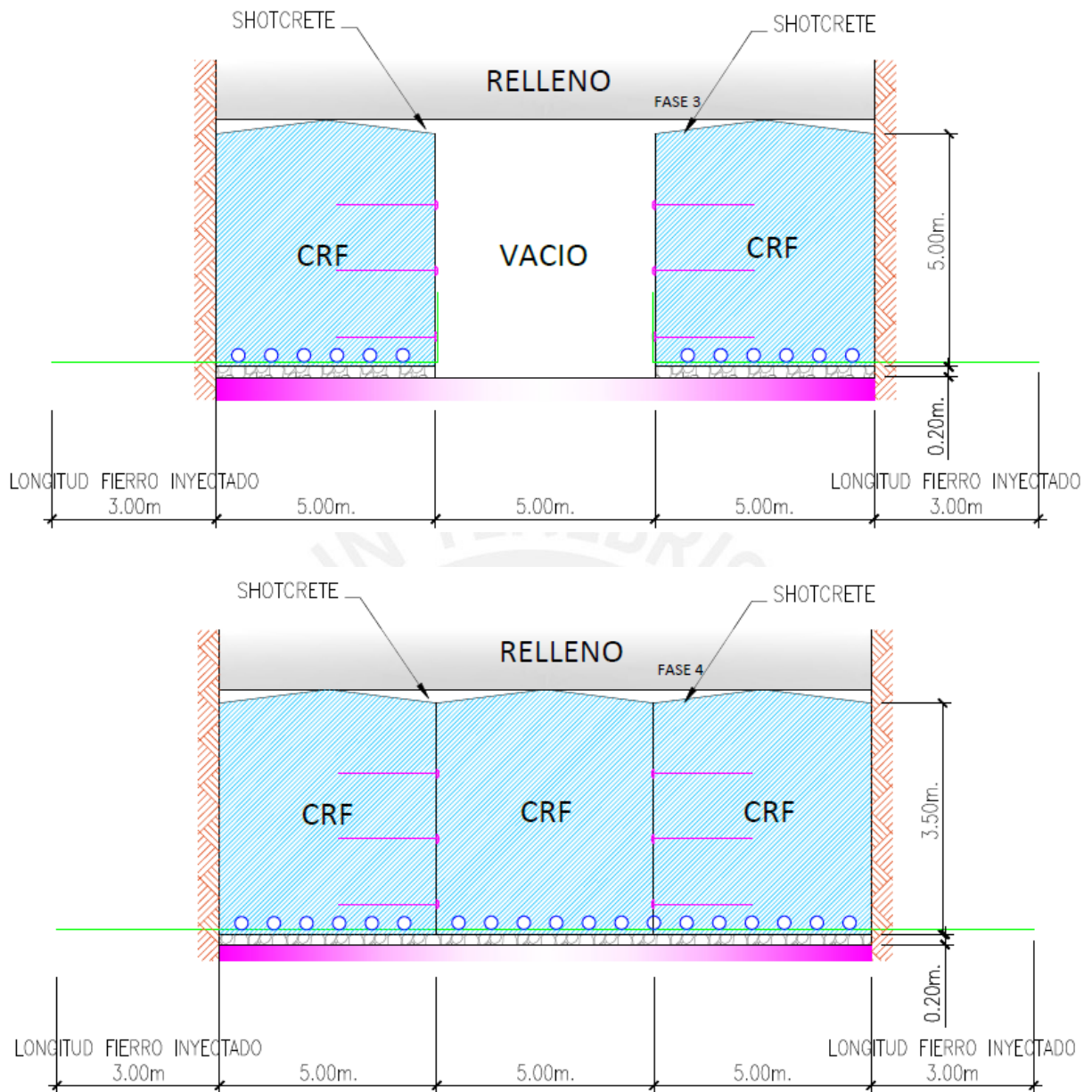


Figura 64 – Diseño de losa de CRF - B.

7.3. Etapa III

Una vez construida la losa de CRF, se plantea la explotación del nivel 1770 – 1800 usando el método de tajeos por subniveles mediante taladros largos con una secuencia continua y en retirada, tal como lo muestra Figura 65:

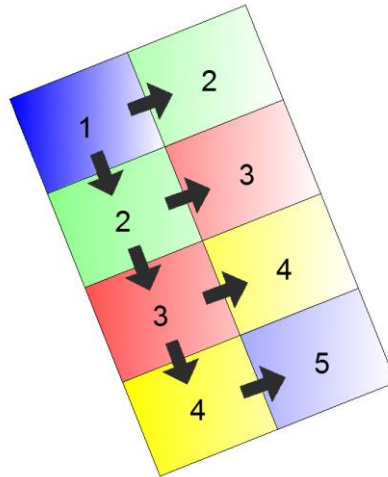


Figura 65 - Esquema de minado en retirada.

7.3.1. Secuencia de minado entre los niveles 1770 – 1820

Para la recuperación del pilar puente 1770 – 1820, se recomienda la construcción de una losa de CRF tal como se describe en el ítem 7.2. Para ello se plantea dos opciones de minado luego de la construcción de dicha losa, lo cual permitirá recuperar el pilar puente de manera segura. Las opciones de minado planteadas son:

- Recuperación con pilares postes.
- Recuperación con pilar híbrido (CRF y macizo rocoso).

7.3.1.1 Recuperación con pilares postes

En este caso, se plantea de manera conceptual la construcción del pilar de CRF para luego proceder con el minado entre los niveles 1770 – 1820, mediante el método de tajeos por subniveles y taladros largos como se viene realizando actualmente. La secuencia de minado será en retirada y luego se procederá a ascender al nivel 1800.

Para realizar la explotación del nivel 1800-1820, se recomienda explotar solo una porción del tajeo dejando un pilar poste de 7.5 metros como se muestra en la Figura 66. Este pilar poste es dejado con la finalidad de evitar la flexión de la losa de CRF, es por ello que se considerará un ancho de diseño o “span” máximo de 13 metros.

Finalmente, esta opción permitirá que se pueda realizar una voladura controlada, evitando dañar la losa con los taladros de explotación y se pueda recuperar al máximo las reservas ubicadas en el pilar.

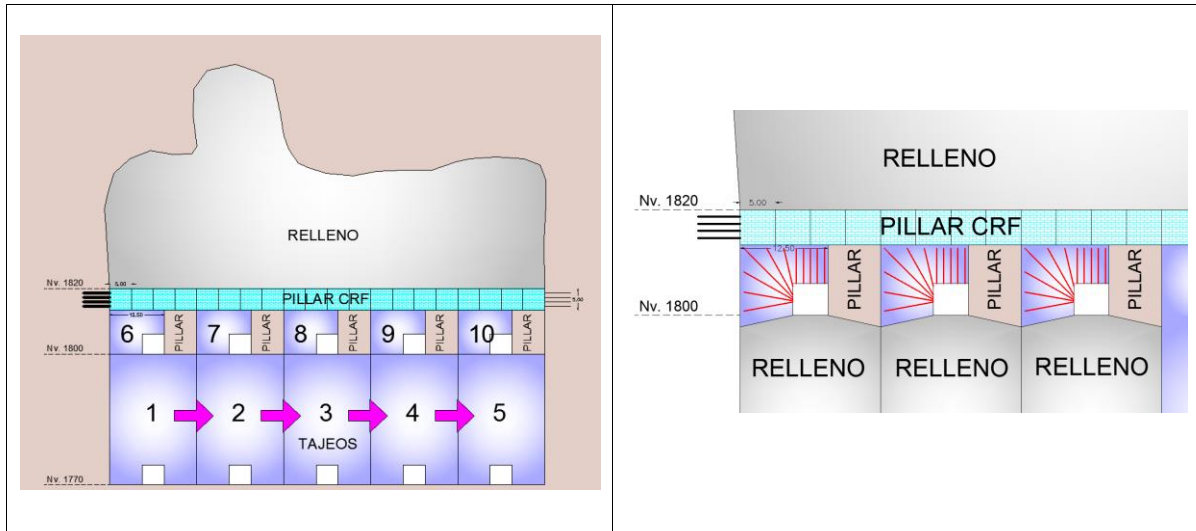


Figura 66 - Esquema de los pilares postes y la recuperación de los tajeos.

7.3.1.2 Recuperación con pilar híbrido (CRF y macizo rocoso)

La segunda opción planteada, luego de la construcción del pilar o losa de CRF, consiste en la explotación de los tajeos del nivel 1770 con una altura de 35 metros, es decir, los tajeos deberán incluir parte del techo de los tajeos (hombros) del nivel 1800. Mediante esta opción, se obtendrá un pilar híbrido, el cual estará conformado por un pilar superior de losa de CRF, que tendrá un espesor de 5 metros; y un segundo pilar de macizo rocoso con un espesor aproximado de 15 metros.

Este escenario es más conservador que el primero, debido a que la losa de CRF no será expuesta a ninguna excavación y la recuperación de los tajeos es inferior respecto a la primera opción planteada.

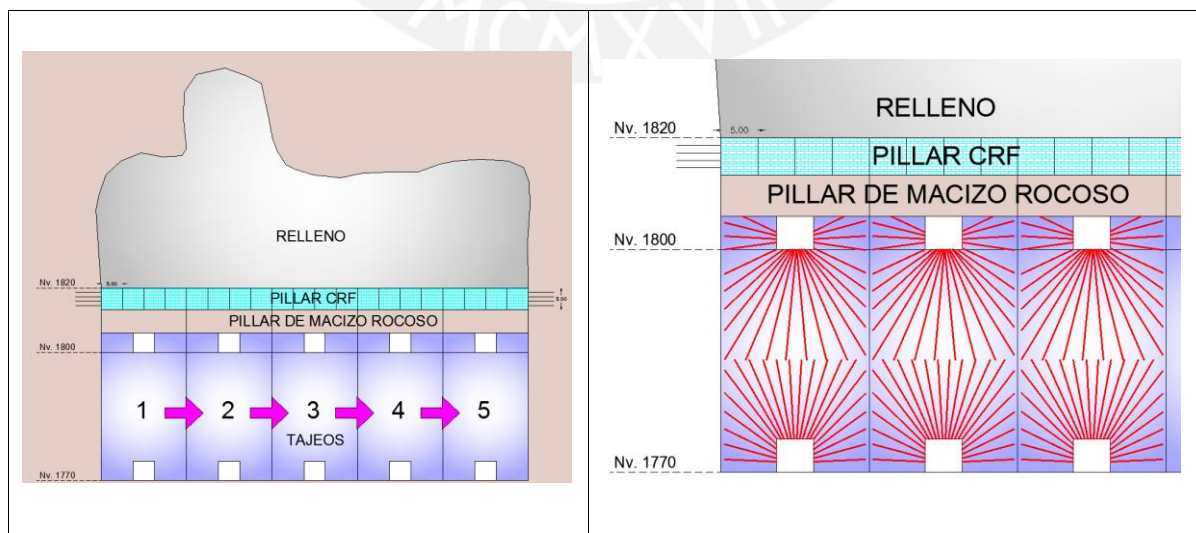


Figura 67 - Recuperación de pilar 1770 - 1820 mediante un pilar híbrido.

8. Modelamiento numérico de la secuencia de minado propuesta

8.1. Consideraciones iniciales

Se desarrollaron una serie de evaluaciones de estabilidad de situaciones geotécnicas que abarcan el análisis de la estabilidad global del cuerpo mineralizado en estudio, con la finalidad de hallar la mejor alternativa de explotación de los tajeos. Esta evaluación tiene como principal objetivo determinar la influencia de la explotación según la nueva secuencia de minado en estabilidad de los tajeos y del cuerpo global.

La secuencia de minado propuesta en la presente tesis ajusta la geometría de los tajeos a partir de los resultados del estudio geomecánico.

El análisis fue desarrollado mediante el modelamiento numérico tridimensional usando el programa de elementos de borde Map3D Fault Slip versión 63, complementado con los métodos empíricos.

8.2. Modelamiento numérico de la secuencia de minado (niveles 1650-1770)

Para el modelamiento numérico, se replicó la geometría 3D de todos los cuerpos y labores que componen el OreBody objeto de estudio en la presente tesis. Se representó la condición actual de la mina, con el objetivo de utilizar dicha condición como punto partido de la nueva secuencia de minado propuesta como alternativa de explotación de los tajeos comprendidos entre los niveles 1650 a 1770.

La nueva secuencia de minado evaluada en el modelamiento numérico ha considerado los criterios previamente establecidos en el ítem 7.1, criterios que deben ser considerados para realizar una explotación que garantice la estabilidad del macizo rocoso, logrando un óptimo control de dilución y obtener la máxima recuperación de las reservas.

Los principales criterios considerados para el modelamiento numérico fueron los siguientes:

- Explotación en retirada desde la parte central hacia ambos lados y de abajo hacia arriba.
- Explotación de tajeos primarios y secundarios, considerando la explotación de dos niveles primarios a lo máximo.

Generalmente, el tema económico es el principal factor que determina el orden de extracción de los bloques de mineral o tajeos, tarea que es desarrollada por el área de planeamiento de una mina.

Sin embargo, cuando se presentan problemas de inestabilidad, dilución o sobre-excavaciones en tajeos y manejo de concentración de esfuerzos, el aspecto geomecánico

toma mayor relevancia, debido a que se tendrá como objetivo principal garantizar la estabilidad global del macizo rocoso.

Luego de realizado el dimensionamiento de los tajeos, se obtuvo que la longitud adecuada de los mismos es de 20 metros. Por tal motivo, para el diseño tridimensional de los tajeos en el software Map3D se consideraron las siguientes dimensiones: 20 m x 30 m x 20 m, ancho, alto y longitud respectivamente.

En base a todo lo señalado anteriormente, se ha considerado una secuencia de minado ascendente, piramidal, en retirada. El modelo tridimensional de la mina fue construido en el software especializado Map3D, considerándose los tajeos explotados hasta la fecha, los tajeos re-dimensionados, la nueva secuencia, los sólidos geológicos principales, las condiciones de esfuerzos in situ y las propiedades del macizo rocoso.

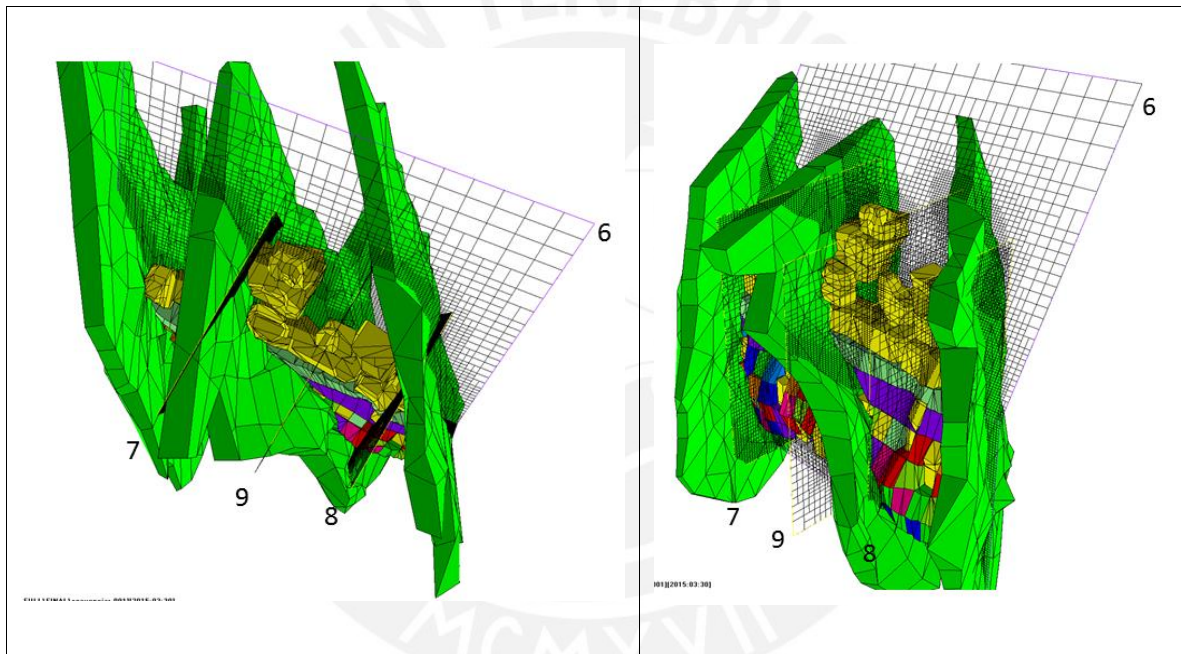


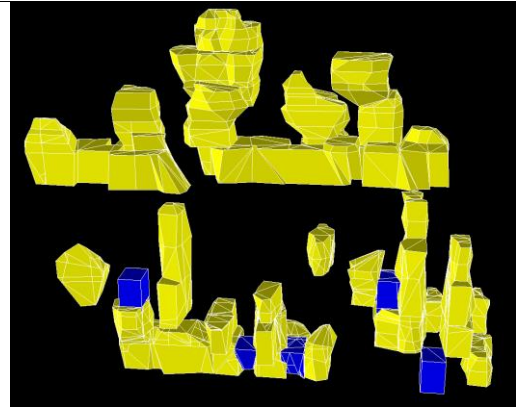
Figura 68 - Ubicación de secciones o grillas de análisis.

La Figura 69 muestra de manera esquemática y práctica la secuencia de minado planteada y su evolución conforme se realiza la explotación de tajeos hasta etapa o step 15.

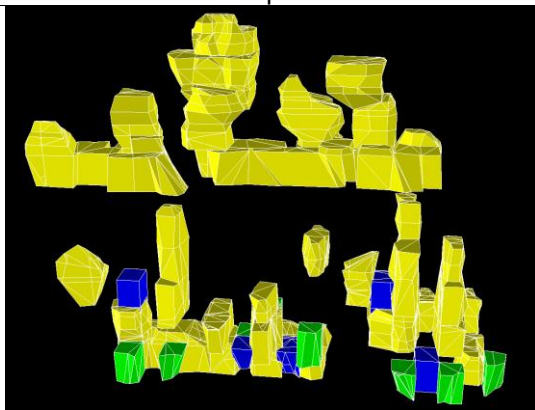
Asimismo, la Figura 70 muestra la distribución de los valores de factores de seguridad sobre la grilla o sección de análisis 6 a medida que se desarrolla la explotación de los tajeos de acuerdo a la secuencia de minado planteada. Es notoria la mejora con respecto a la secuencia inicial programada por la UnderMiningSAC, en esta oportunidad se logran observar factores de seguridad mayores a 1 en las paredes y techos de los tajeos; y se obtiene una mejor distribución de los esfuerzos principales sobre el cuerpo mineralizado.



Etapa 1



Etapa 2



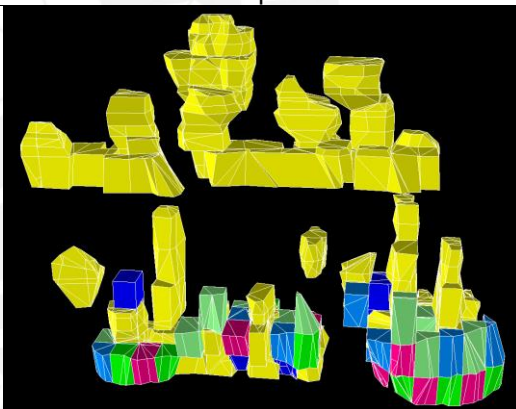
Etapa 3



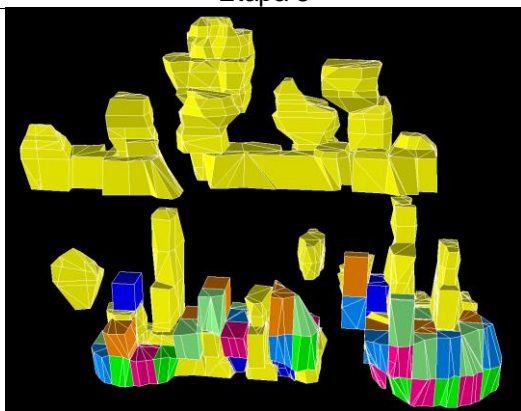
Etapa 4



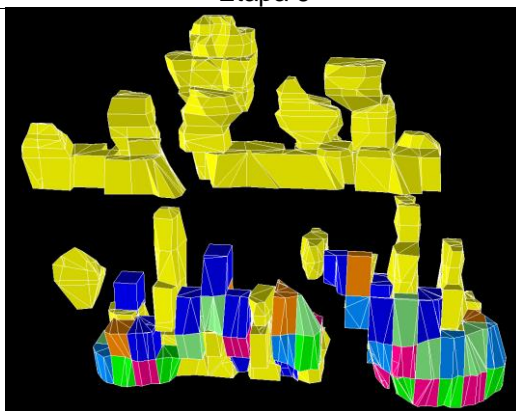
Etapa 5



Etapa 6



Etapa 7



Etapa 8

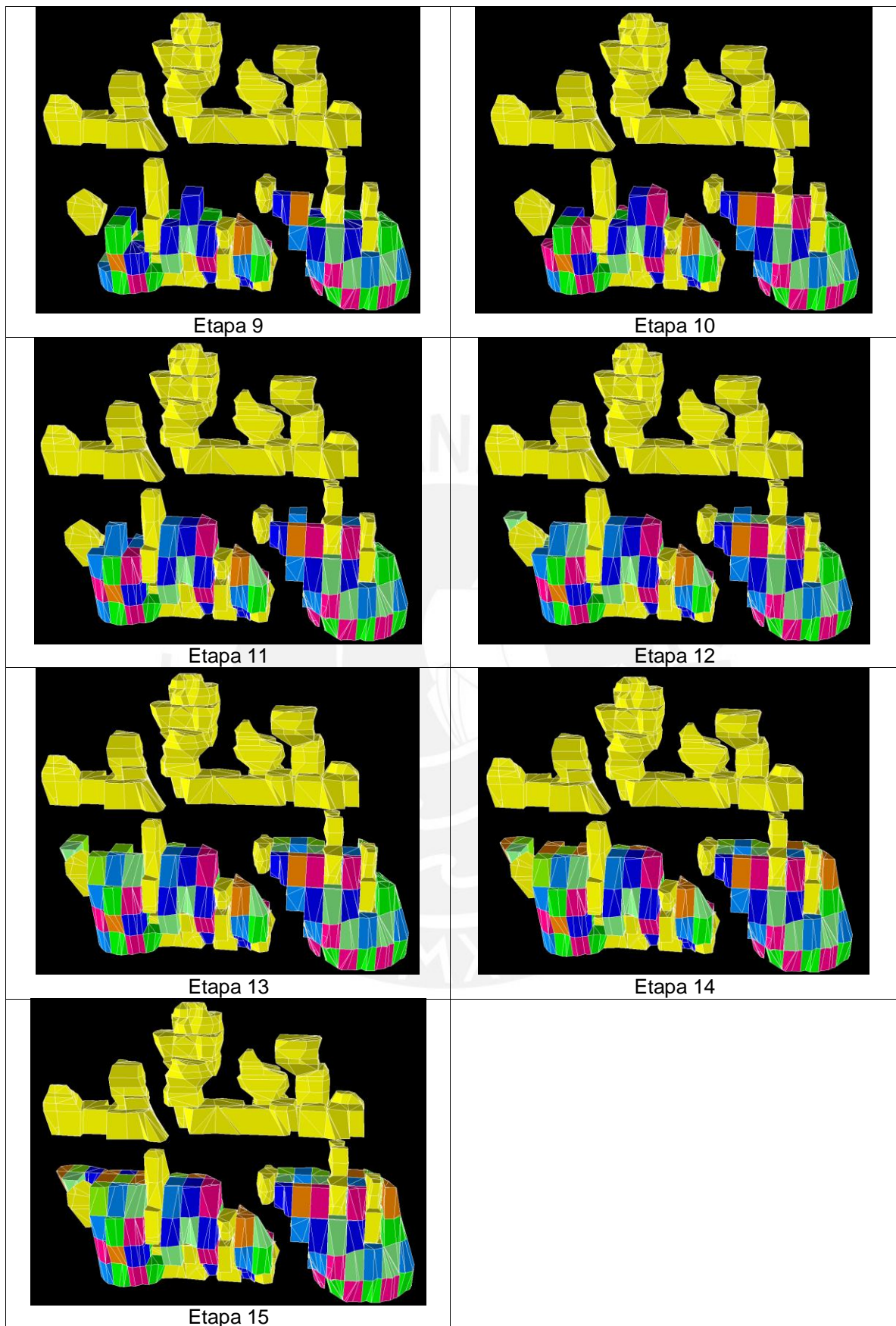
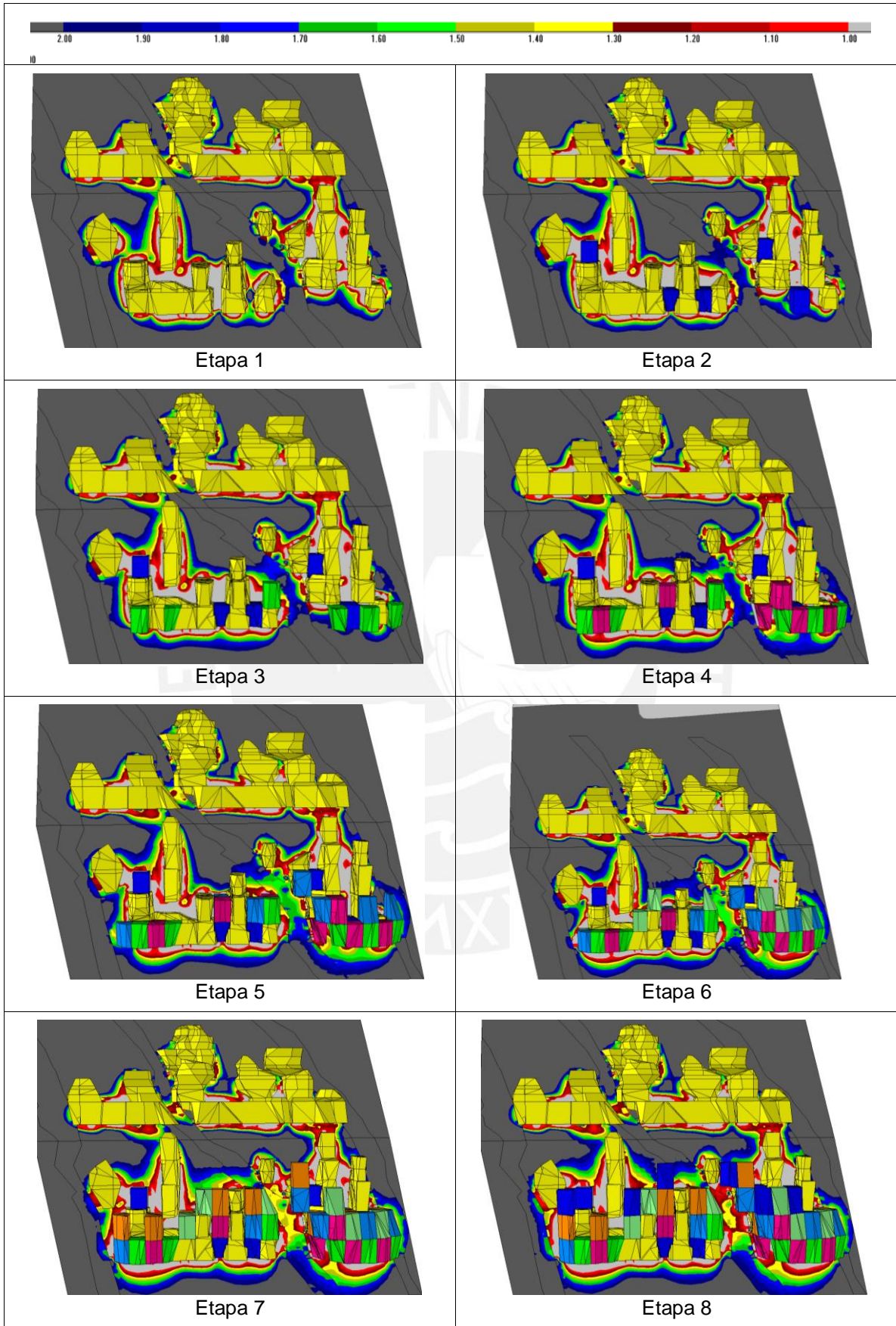


Figura 69 - Secuencia de minado propuesta para el OreBody.



Etapa 1

Etapa 2

Etapa 3

Etapa 4

Etapa 5

Etapa 6

Etapa 7

Etapa 8

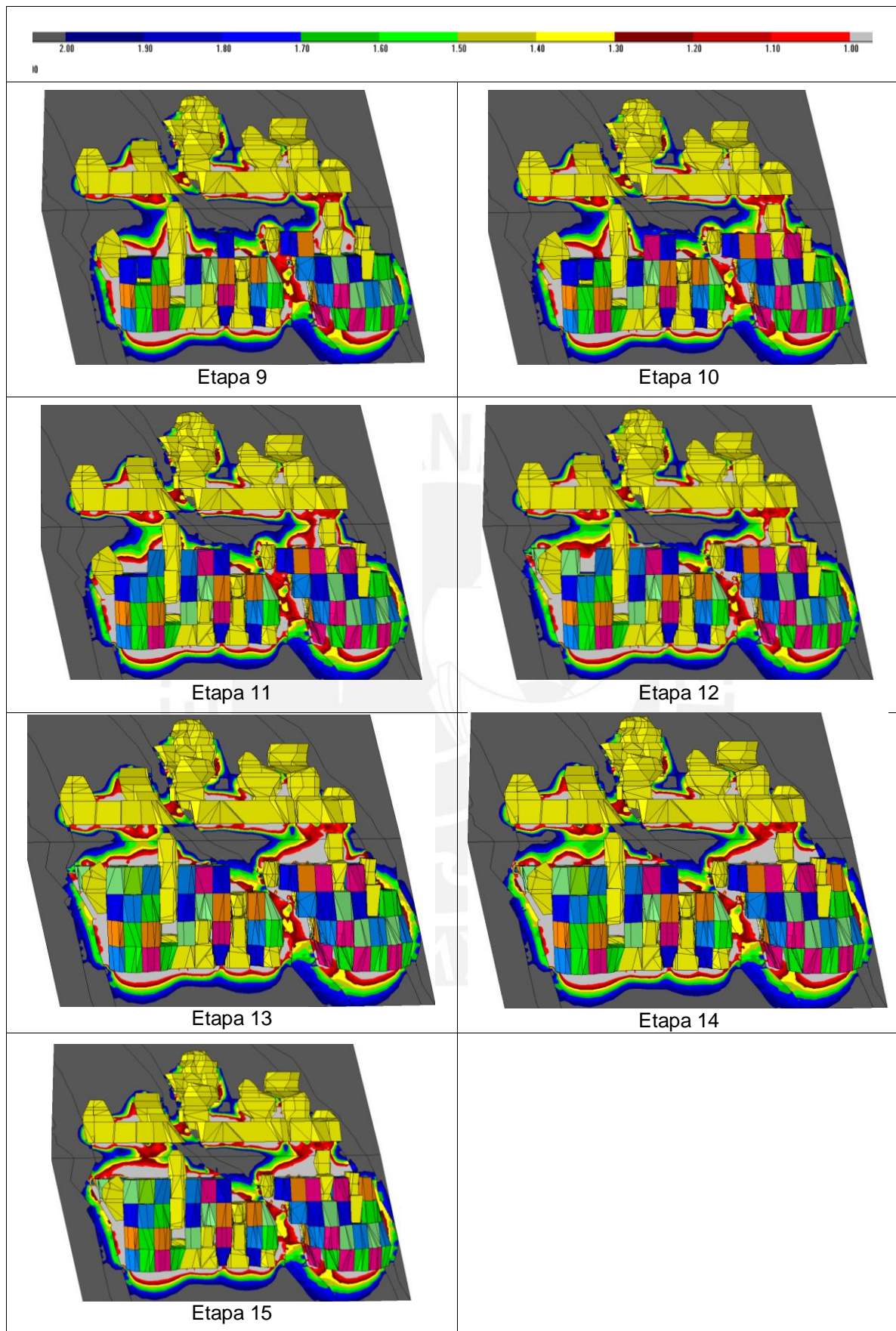


Figura 70 - Factores de seguridad en la sección 6 del OreBody en las diferentes etapas de la secuencia de minado y antes de la recuperación del pilar puente.

Los resultados completos de esfuerzos principales (σ_1 y σ_3) y los factores de seguridad sobre cada sección de análisis se encuentran detallados en el Anexo 9.

Como se puede observar, el modelamiento numérico de la secuencia de minado planteada en la presente tesis ha sido desarrollada hasta el nivel 1770, la cual abarca la Etapa I descrita en el ítem 7.1, debido a que este nivel es el límite del minado secuencial y ascendente propuesto.

El minado del nivel superior (1770 – 1820) y los parámetros que involucran su explotación se encuentra descritos los ítems 7.2 y 7.3, el cual establece los criterios a considerarse para la recuperación del pilar puente y el último nivel del OreBody.

Por otro lado, al finalizar la etapa o step 15 se logra observar que los factores de seguridad sobre el pilar puente preliminar, conformado por los niveles 1770 y 1820, presentan valores mayores a 1 (ver Figura 71), lo cual permite deducir que la secuencia de minado permite garantizar la estabilidad de esta zona y la recuperación eficiente de los tajeos.

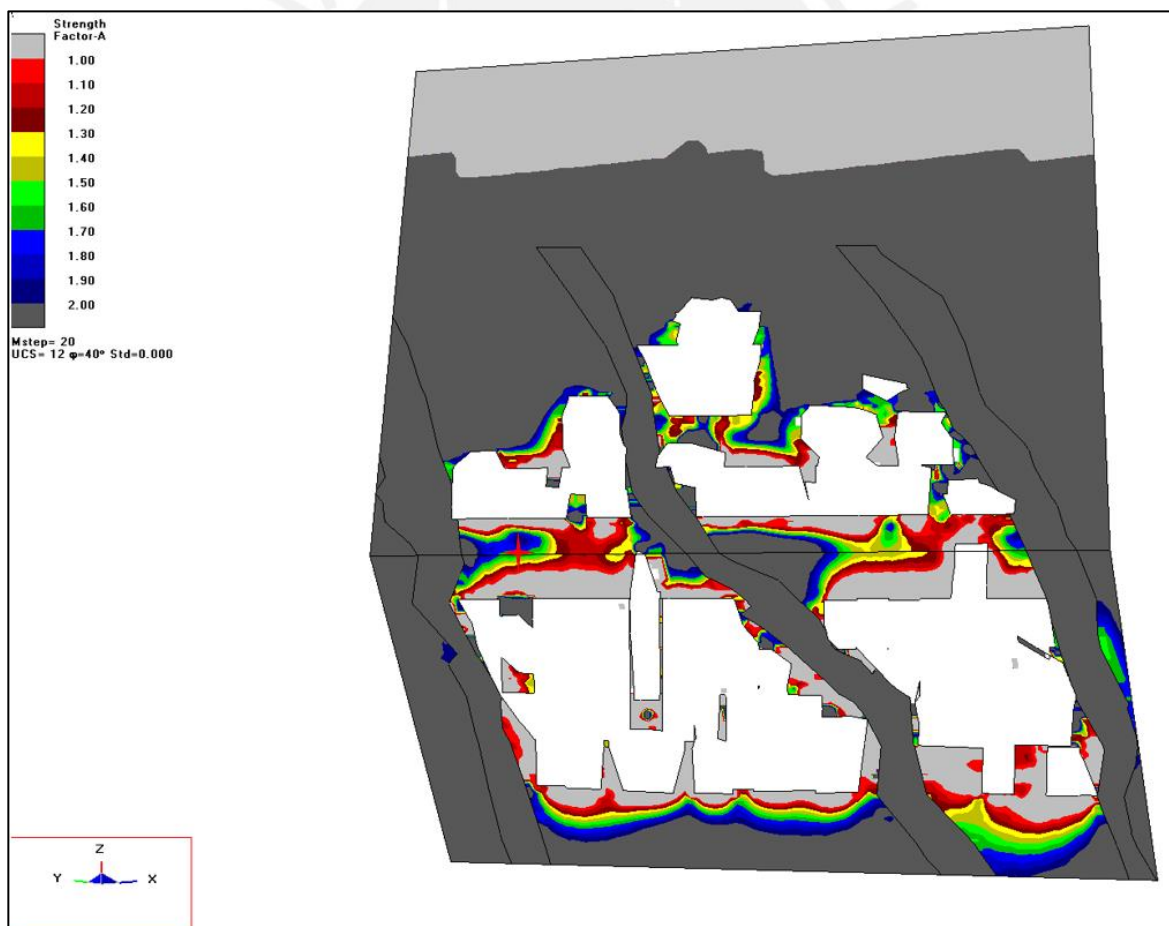


Figura 71 - Isovalores de factores de seguridad obtenidos en el pilar puente preliminar (Nv. 1770-1820).

Finalmente, luego de realizar el análisis de la envolvente de falla sobre dicho pilar (ver Figura 72), se observa que este no fallará debido a las medidas adoptadas en la secuencia de minado propuesta

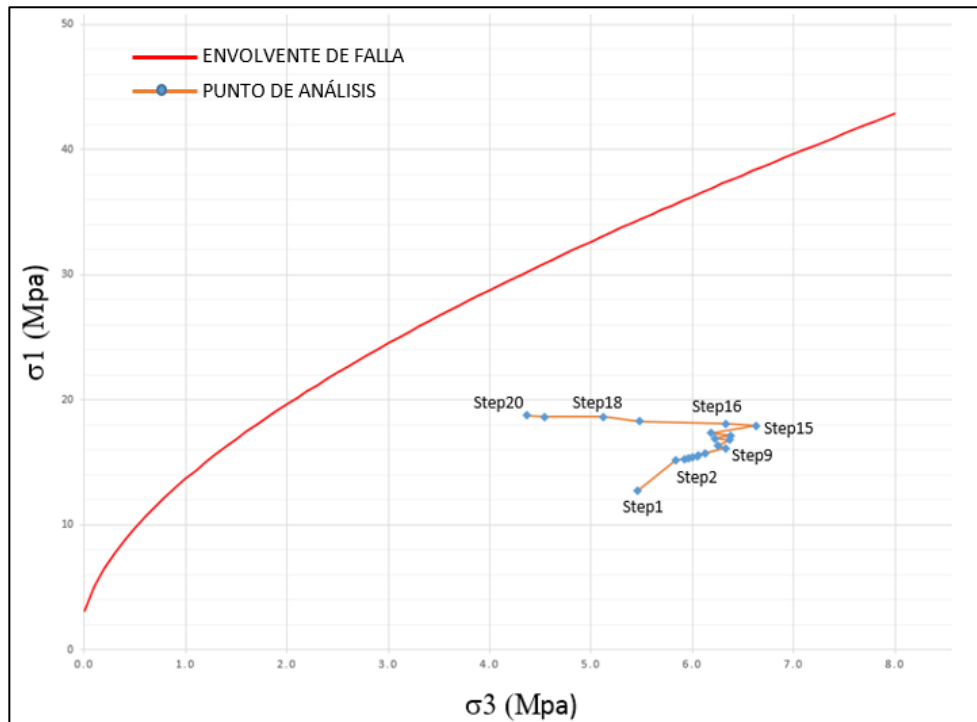


Figura 72 - Análisis de envolvente de falla sobre el pilar preliminar (Nv. 1770-1820).

En general, se concluye que la secuencia de minado propuesta cumple con el objetivo de garantizar la estabilidad global del OreBody y permite la recuperación eficiente y segura de los tajeos, para lo cual fue necesario considerar los resultados obtenidos a partir del modelo geomecánico, del análisis de dilución, del dimensionamiento de tajeos y las demás actividades desarrolladas en la presente tesis.

9. Optimización del relleno en pasta

Dada la situación actual de la mina, uno de los problemas principales a resolver es el rendimiento del relleno en pasta, su resistencia, transporte y dosificación. Para ello, es necesario plantear alternativas que permitan la optimización del relleno en pasta para asegurar la estabilidad durante la explotación de los tajeos.

9.1. Identificación de problemas

El primer paso para optimizar el relleno en pasta es la identificación de los problemas o parámetros claves que afectan el rendimiento del mismo.

9.1.1. Planta de relleno

La Planta No.1 es semi-automatizada y eso representa un problema, ya que cambios en la mineralogía del relave durante una guardia pueden resultar en cambios en la reología de la pasta, debido a que se debe ajustar manualmente, aumentando o disminuyendo la alimentación del agua al mixer.

9.1.2. Transporte del relleno

Actualmente, se cuenta con más material grueso que fino en la pasta respecto al año 2006, lo que conlleva a que los relaves más gruesos estén sujetos a sedimentación en la tubería debido a las bajas velocidades. Asimismo, esto desencadena obstrucciones en la tubería cuando se tiene valores de slump en el orden de 8.5 pulgadas.

Una medida para contrarrestar estas obstrucciones por parte de las mina, ha sido el incremento del contenido de agua a la pasta hasta obtener un slump de alrededor de 10 pulgadas, esto ha disminuido la sedimentación de sólidos en la tubería; sin embargo, aún se presenta este problema.

La mina está considerando aumentar la cantidad de finos en la pasta (partículas menores a 20 micras), se espera alcanzar un porcentaje de finos de 36%. La velocidad crítica de sedimentación de sólidos con gravedad específica igual 4.5 es mayor a 1.5 m/s; por lo tanto, la velocidad en la tubería es muy baja. La mina proporcionó la siguiente información concerniente al proyecto de clasificación de relaves:

- Diagrama de flujo propuesto
- Distribución de carga
- Balance simulado

Con esta información se graficó la granulometría de la pasta (2006), la granulometría actual (2015), granulometría de la fracción fina del ciclón y granulometría futura esperada, que son mostradas en la Figura 73.

Posteriormente, se analizaron las curvas granulométricas de la pasta futura y la granulometría de la pasta original (2006), con lo que se pudo concluir que granulometría de la pasta futura será similar a la granulometría de la pasta original (2006) en la fracción menos 53 micrones (malla 270), pero las dos curvas divergen en el lado más grueso.

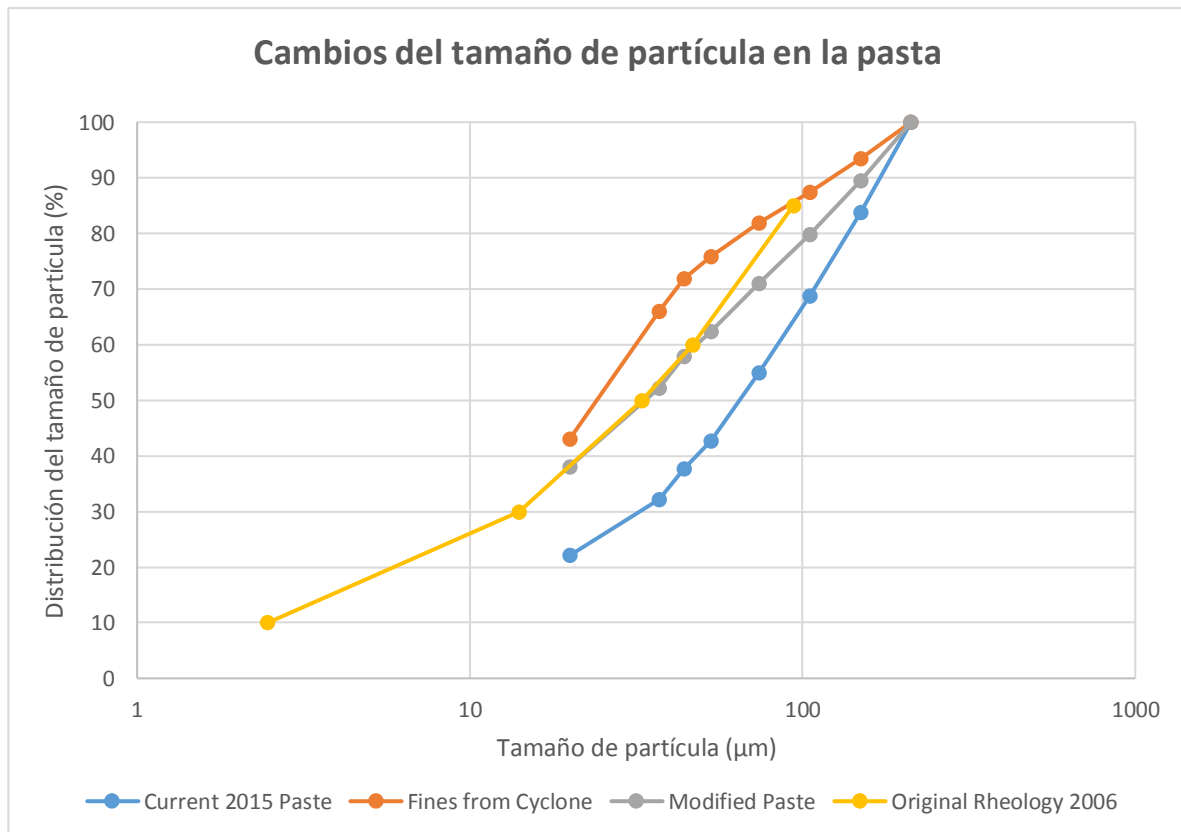


Figura 73 - Granulometría de la pasta original (2006), granulometría actual (2015), granulometría de la fracción fina del ciclón y granulometría futura esperada

En otras palabras, la pasta original (2006) es aún más fina porque tiene una fracción gruesa más fina. Es necesario recalcar que la implementación del proyecto de reclasificación de relaves, ayudará en cierta medida, pero la pasta del año 2006 tenía un tamaño de partícula máximo entre 110-120 micrones, mientras que la futura pasta tendrá un tamaño de partícula máximo de alrededor de 200 micrones.

Es decir, los problemas de segregación y sedimentación continuarán, pues estos problemas se presentan con la fracción gruesa y esta no se corregirá con la nueva molienda que se planea implementar. Se necesita mayor investigación (estudios y ensayos de laboratorio) para corregir el problema de segregación y sedimentación.

9.1.3. Resistencia del relleno

La resistencia del relleno en pasta presenta valores inferiores a los requeridos, llegando a ser del orden de 0.2 a 0.3 MPa, ello genera problemas al momento de explotar los tajeos secundarios, no solo porque la estabilidad del tajeo se ve comprometida, sino también porque se ven en la necesidad de dejar escudos de mineral.

La causa principal de esta falta de resistencia del relleno es debido al poco contenido de cemento (3%) en la pasta, pues con este valor se obtienen resistencias en el orden de 0.2 – 0.4 MPa, mientras que para explotar los tajeos secundarios, dada la configuración actual de los tajeos primarios, se requieren resistencias cercanas a los 1 MPa.

Por otro lado, se ha identificado la posible reacción de los sulfuros con el cemento de la pasta, reacción que permite obtener valores altos de resistencia durante los primeros 28 días, para luego descender dramáticamente a valores cercanos a los 0.2 MPa luego de dicho periodo. Esta reacción convierte a los sulfuros en sulfatos, generando cristales de yeso dentro del relleno, produciendo una disminución importante o completo de la resistencia del relleno.

Cabe resaltar que, no se realizan muchos ensayos con muestras de relleno con edades de curado superiores a los 28 días, las cuales podrían comprobar la hipótesis propuesta.

9.2. Recomendaciones propuestas

Es necesario monitorear la humedad y la temperatura del tajeo, con el objetivo de obtener los parámetros reales en los que el relleno se cura, para recrearlos y obtener muestras más consistentes, debido a que se observó que las muestras en el laboratorio se están secando, lo que genera que estas aumenten su resistencia al curarse en condiciones diferente a las presentes en los tajeos. De esta manera, se disminuye la confiabilidad de los resultados de los ensayos de laboratorio, al no representar fielmente las condiciones de curado en el tajeo.

Por otro lado, es recomendable calibrar periódicamente la prensa de ensayos de resistencia en un laboratorio independiente y de reconocido prestigio; así como, capacitar al personal del laboratorio pues se registraron algunos resultados picos en el orden de 5 MPa, los cuales no tienen coherencia, pues el relleno en pasta diseñado cuenta con 3% de cemento y estos valores salen completamente del rango máximo esperado.

Es recomendable implementar, dentro del laboratorio de ensayos, un cuarto de curado, es decir un ambiente en donde se pueda controlar la temperatura, la humedad y la ventilación, para reproducir las condiciones ambientales de los tajeos. Este cuarto de curado es muy similar a un invernadero, el cual cuenta con paneles de vidrio o plástico, además de

rociadores de spray de agua, ventilador, etc. Este se puede automatizar para reproducir fielmente las condiciones ambientales en el tajeo.

Adicionalmente, se recomienda registrar el peso de las muestras a ensayar pues existe una relación entre la densidad y la resistencia a la compresión uniaxial UCS, la cual puede resultar de utilidad para realizar retro-análisis de las resistencias.

9.3. Alternativas para optimizar el relleno en pasta

Se han considerado los siguientes cambios o alternativas a seguir y/o estudiar, para los problemas del relleno señalados anteriormente en ítem 9.1.

9.3.1. Transporte

El agregar más finos debería ayudar con el problema de sedimentación en la tubería; asimismo, es necesario diseñar un programa de ensayos de laboratorio para evaluar algunos modificadores reológicos que permitan una mejor transportabilidad del relleno (Glenium 3030, Acti-Gel, otros). Se ha demostrado en otras operaciones mineras que estos modificadores funcionan bien, pero es necesario establecer cuál es el más adecuado para el tipo de relave y configuración de la pasta.

Otra opción es aumentar la producción de pasta, esto requerirá el aumento de la velocidad de la planta de pasta y enviar una mayor cantidad de pasta por la tubería. En este caso, las bombas actuales no serían capaces de manejar caudales mayores, por lo que sería necesario la implementación de bombas de mayor capacidad.

Asimismo, se recomienda medir la temperatura del relleno a la salida de la planta y en el tajeo para poder estimar la viscosidad del relleno, pues la viscosidad está en función de la temperatura y podría brindar información sobre la transportabilidad del relleno

9.3.2. Resistencia de la Pasta

En cuanto a los problemas identificados de resistencia del relleno, se puede decir que estos no son nuevos en el sector minero, ya que se han presentado en otras operaciones mineras desde 1996 (Brunswick, Louvicourt).

En cuanto a los tajeos antiguos, los cuales ya han sido rellenados, no es posible solucionar el problema de la resistencia de la pasta. La solución se debe basar en una modificación del método de minado, secuencia de minado y nueva configuración del relleno en pasta.

La medida que ha tomado la mina, en base a su experiencia, es la de dejar un escudo de 5 metros de mineral que sirva como una “costra” entre el relleno en pasta de los tajeos primarios y los tajeos secundarios.

Para el relleno de los futuros tajeos primarios, es necesario verificar las reacciones químicas de los sulfuros presentes en la pasta con ensayos de resistencia a largo plazo, es decir posterior a los 28 días (90, 120 y 180 días), además estas se deben curar a las mismas condiciones ambientales presentes en los tajeos para tener resultados confiables.

El nuevo relleno debe ser uno que tenga poca dispersión en los resultados de los ensayos de resistencia, así como mantener la resistencia luego de 28 días. La solución para el diseño de la nueva mezcla puede incluir alguno o varios de los siguientes puntos:

- Agregar cal
- Agregar más cemento
- Agregar ceniza de fundición o escoria de fundición
- Usar agua limpia en el mixer de la planta en pasta en vez de usar agua reciclada de la planta
- Usar relave del “filter cake” en vez de relave del “belt filtered tailing” que se usa actualmente.

Se recomienda explotar como máximo dos niveles de tajeos primarios para no incrementar la necesidad de mayor resistencia del relleno durante la explotación del tajeo secundario.

Para una mejora inmediata de la resistencia del relleno, que debe ser confirmada con ensayos de laboratorio posteriores, se recomienda agregar al diseño de mezcla actual:

- 4% de cal (es decir usar 3% Cemento más 4% de Cal), o
- 3% de cemento. (es decir usar un total de 6% de Cemento)

Se debe ensayar la resistencia del relleno en pasta, para cada tipo de mezcla detallada en la Tabla 36, a los 28, 90 y 120 días, para poder determinar la mezcla óptima, que conserve la resistencia a la compresión de diseño; 0.63 MPa con una variación de $\pm 15\%$, después de 28 días.

Las muestras deben ser parafinadas y transportadas con cuidado, para ser ensayados en una Institución o Universidad de reconocido prestigio.

Tabla 36 - Mezclas a ensayar para determinar la mezcla óptima.

#	Agua	Tipo de relave	Cemento	Cal	Escoria*
1	Limpia - no reciclada	“filter cake”	3%		
2	Limpia - no reciclada	“filter cake”	6%		
3	Limpia - no reciclada	“filter cake”	3%	4%	
4	Limpia - no reciclada	“filter cake”	3%		5%
5	Agua Reciclada	“belt filtered tailings”	6%		

#	Agua	Tipo de relave	Cemento	Cal	Escoria*
6	Agua Reciclada	"belt filtered tailings"	3%	4%	
7	Agua Reciclada	"belt filtered tailings"	3%		5%
8	Agua Reciclada	"belt filtered tailings"	4%		5%

(*) Es necesario que la escoria de fundición esté previamente chancada y zarandeada, para no tener problemas con la bomba

Los periodos de ensayos a ser considerados 7, 14, 28, 60, 90, 120 y 180 días de curado, en cada una de ellas se deberán ensayar como mínimo 3 probetas.

9.3.3. Estimación de la resistencia de relleno requerida

Tras las consideraciones geométricas y los parámetros del relleno se ha utilizado el criterio de Mitchell (ver Figura 74) para obtener la resistencia de relleno requerido para diferentes escenarios, que se resuenen en la Tabla 37

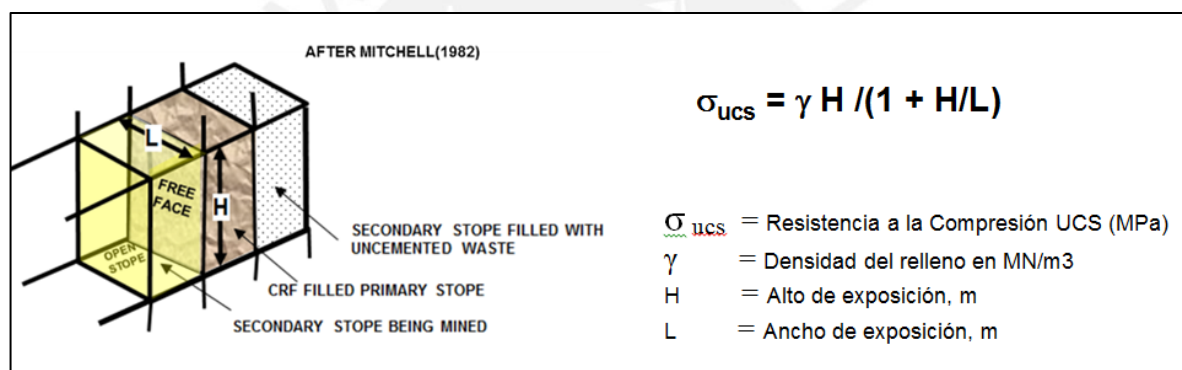


Figura 74 - Criterios de estimación de la Resistencia del Relleno (Mitchell, 1983)

Tabla 37 - Resistencias necesarias del relleno en pasta para diferentes geometrías (F.S=1.5).

Resistencia del Relleno en Pasta (MPa)	Altura (m)	Longitud de Pared Expuesta (m)										
		15 m	18 m	20 m	23 m	25 m	28 m	30 m	33 m	35 m	38 m	40 m
15 m	15 m	0.32	0.34	0.36	0.38	0.39	0.41	0.42	0.43	0.44	0.45	0.46
	20 m	0.36	0.40	0.42	0.45	0.47	0.49	0.50	0.52	0.54	0.55	0.56
	25 m	0.39	0.44	0.47	0.50	0.53	0.56	0.57	0.60	0.61	0.63	0.65
	30 m	0.42	0.47	0.50	0.55	0.57	0.61	0.63	0.66	0.68	0.70	0.72
	60 m	0.50	0.58	0.63	0.70	0.74	0.80	0.84	0.89	0.93	0.98	1.01
	90 m	0.54	0.63	0.69	0.77	0.82	0.9	0.95	1.01	1.06	1.12	1.16
	120 m	0.56	0.66	0.72	0.81	0.87	0.95	1.01	1.09	1.14	1.21	1.26

El dimensionamiento de tajeos propuesto en el presente estudio considera una altura de 30 metros y una longitud de pared expuesta de 20 metros; sin embargo, cabe señalar que se dan casos en los que se presentan el minado de 2 tajeos primarios para luego pasar a recuperar el tajeo secundario del nivel inferior, por lo que se debe considerar una altura de 60 metros como la más crítica.

Por lo tanto, los parámetros a considerar son: altura = 60 metros y longitud de pared expuesta = 20 metros, con lo cual se obtendría una resistencia de relleno en pasta igual a 0.63 MPa, resistencia que se tiene que lograr con una nueva dosificación o configuración y que se mantenga en el tiempo para asegurar la estabilidad de los tajeos.



10. Conclusiones y recomendaciones

10.1. Modelo Geomecánico

- La clasificación geomecánica del macizo rocoso (RMR_{76}) para el OreBody de estudio está clasificado predominantemente como roca regular y en algunos sectores localizados como roca mala. En la siguiente tabla, se muestran los valores de clasificación para los dominios litológicos establecidos.

Clasificación Geomecánica del Macizo Rcoso (RMR_{76}).

Dominio litológico	OreBody		
	Mínimo	Máximo	Promedio
Sulfuro primario SPP/SPB	16	63	50
Volcánico (zona de contacto)	22	55	46
Volcánico	35	70	54
Dique	24	74	56

- Se recomienda implementar el logueo geotécnico de todos los testigos de exploración de manera continua para complementar el modelo geotécnico del macizo rocoso.
- Se recomienda continuar con el mapeo geomecánico de las labores subterráneas de preparación, que permita complementar al plano de isovalores de RMR_{76} en cada nivel, con la finalidad de determinar zonas de baja resistencia (enclaves) que podrían requerir un tratamiento específico.

10.2. Análisis de la dilución

- Los tajeos analizados presentaban un radio hidráulico que varía de 4.5 a 10 metros y un número de estabilidad modificado (N') en el rango de 1 a 10. El análisis de la sobre-excavación de las paredes laterales (ELOS) mostró valores elevados, algunos superaban los 2 metros, lo cual evidenció el problema potencial de dilución durante la explotación de los tajeos.
- Se determinó que para obtener un ELOS aceptable, en el rango de 0.5 a 1, los tajeos deben tener una longitud máxima de 25 metros, considerando una altura de minado igual a 30 metros.
- Analizando la sobre-excavación en los techos de los tajeos explotados, se concluye que la altura de cuña máxima en el techo es casi la mitad del ancho del tajeo.

- Se recomienda utilizar el Equivalente lineal de Sobre-rotura (ELOS) como metodología de control de dilución (sobre-excavación) de tajeos primarios a través de la secuencia completa de excavación y así poder realizar el seguimiento continuo de los tajeos y su comportamiento frente al incremento de longitud de las paredes laterales expuestas.

10.3. Dimensionamiento de tajeos

- Las tajeos actuales están sobredimensionadas debido a que se han obtenido valores de sobre-excavación de paredes laterales (ELOS) elevados, superando en la mayoría de casos los 2 metros. Asimismo, se han observado casos de sobre-excavación en las bóvedas o techos de los tajeos, los cuales se han visto afectados en cierta medida por la sobre-excavación en las paredes laterales de los mimos.
- Debido a que la situación de la mina se encuentra en operación, se tienen algunas restricciones de diseño, las cuales son la altura y ancho de los tajeos. Por tal motivo, el análisis del dimensionamiento se basó principalmente en obtener la longitud de tajeo que permita garantizar la estabilidad de las paredes laterales y la máxima recuperación de los tajeos.
- Considerando los resultados del modelo geomecánico del macizo rocoso y el estado actual de la explotación de la mina, se recomiendan las siguientes dimensiones de los tajeos tanto para la roca regular predominante en la mina como para la roca mala que se presentan en sectores localizados.

Dimensionamiento del tajeo para el OreBody.

Zona	Roca Regular		Roca Mala		
	Predominante	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3	Alternativa 4
Altura de Tajeo (m)	30	20	30	20	15
Ancho de Tajeo (m) (*)	20	20	10	10	20
Longitud de Tajeo (m)	20 - 25	30 - 42	9 - 11	11 - 14	14 - 18
ELOS (m)	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0

(*) Los techos de los tajeos deben considerar sostenimiento con cable bolting en abanico.

- Para zonas futuras, se recomienda considerar alturas de subniveles menores o igual a 20 metros para considerar longitudes de tajeos mayores y estas no se conviertan en restricciones de diseño ni limiten la productividad del ciclo de minado.

10.4. Sostenimiento de cajas y techo de los tajeos

- Actualmente, se emplea el método descendente de instalación e inyección de cables, el cual ha resultado ineficiente debido a que la lechada de cemento no logra cubrir la superficie total del cable, por lo cual no se alcanza la máxima resistencia de adherencia.
- Para el sostenimiento de los techos de los tajeos de explotación, se recomienda implementar el sostenimiento con cable bolting según las características de la siguiente tabla. Este análisis fue realizado considerando un RMR predominante de 50 a 60. Para los sectores donde la calidad de la roca disminuye, se recomienda revestir la galería con concreto lanzado y reducir el espaciamiento longitudinal del cable entre 1.5 y 1.8 m.

Parámetros de sostenimiento con cable bolting en el techo o bóveda de los tajeos	
Ancho de tajeo (m)	20
Diámetro nominal del cable (pulg.)	5/8
Número de cables por taladro	2
Número de cables por sección	17
Espaciamiento longitudinal (m)	2

- En la zona de contacto del cuerpo mineralizado con la caja techo y la pared del tajeo, se requiere el uso de sostenimiento. De acuerdo al análisis realizado, el uso de cable bolting en el contacto con la caja deberá ser sistemático con un espaciamiento de 2.5 x 2.5.

Parámetros de sostenimiento con cable bolting en la pared de los tajeos en la zona de contacto	
Tipo de Sostenimiento (m)	Sistemático
Número de Cables por Taladro	2
Espaciamiento Longitudinal (m)	2.5
Espaciamiento Transversal (m)	2.5

- Se recomienda la realización de pruebas de arranque en longitudes reducidas (0.5 a 1 m) del cable bolting, para estimar la resistencia a la adherencia entre la lechada de cemento y la roca. Asimismo, considerar la instalación de los pernos y/o cable bolting después del lanzado del shotcrete.
- Para la inyección de la lechada de cemento en los cables, se recomienda utilizar la metodología ascendente para garantizar el llenado eficiente del taladro.

10.5. Relleno

- Debido a la naturaleza del relave (peso específico elevado), a los cambios en la granulometría de finos y gruesos de relaves y a las bajas velocidades de transporte de la pasta, se generan problemas de sedimentación de la pasta en las tuberías.
- Para solucionar el problema de sedimentación, la mina ha optado por añadir agua a la mezcla de la pasta, obteniéndose una disminución del slump de 8.5 a 10 pulgadas, lo que soluciona temporalmente la sedimentación, pero se genera un cambio en la mezcla de diseño.
- Las mediciones de la resistencia del relleno in-situ presentan valores en el orden de 0.2 a 0.3 MPa, lo cual difiere en gran medida con la resistencia de relleno requerida para las configuraciones de paredes expuestas de relleno, que deben ser mayores a 0.7 MPa. Esta deficiencia en la resistencia del relleno se evidencia en el desprendimiento del mismo cuando se desarrollaba explotación de los tajeos secundarios.
- Se realizó el análisis mediante el criterio de estimación de la resistencia del relleno (Mitchell, 1983) para determinar la resistencia del relleno necesaria que garantice la estabilidad de las paredes expuestas. Dado que se ha recomendado una longitud de tajeo igual a 20 m y la secuencia de minado planteado establece como máximo la explotación de dos tajeos primarios (columnas de tajeos) antes de la explotación respectiva del tajeo secundario, las resistencias del relleno necesarias son: 0.5 MPa, para el caso de una pared expuesta de relleno de 30 m de alto x 20 m de ancho, y una resistencia de 0.63 MPa para una pared expuesta de relleno 60 m de alto x 20 m de ancho.

Resistencias necesarias del relleno en pasta para diferentes geometrías (F.S=1.5).

Resistencia del relleno en pasta (MPa)	Longitud de pared expuesta (m)											
	15 m	18 m	20 m	23 m	25 m	28 m	30 m	33 m	35 m	38 m	40 m	
Altura (m)	15 m	0.32	0.34	0.36	0.38	0.39	0.41	0.42	0.43	0.44	0.45	0.46
	20 m	0.36	0.40	0.42	0.45	0.47	0.49	0.50	0.52	0.54	0.55	0.56
	25 m	0.39	0.44	0.47	0.50	0.53	0.56	0.57	0.60	0.61	0.63	0.65
	30 m	0.42	0.47	0.50	0.55	0.57	0.61	0.63	0.66	0.68	0.70	0.72
	60 m	0.50	0.58	0.63	0.70	0.74	0.80	0.84	0.89	0.93	0.98	1.01
	90 m	0.54	0.63	0.69	0.77	0.82	0.9	0.95	1.01	1.06	1.12	1.16
	120 m	0.56	0.66	0.72	0.81	0.87	0.95	1.01	1.09	1.14	1.21	1.26

- Se concluye la necesidad de realizar mayores ensayos reológicos y de diseño de mezcla para determinar los componentes o aditivos que permitan obtener una mezcla más homogénea, que garantice resistencia de la pasta a través del tiempo.

10.6. Secuencia de minado y modelamiento numérico

- Al ser evaluada la secuencia de minado planteada por la mina para el año 2015 mediante modelamiento numérico en el software Map3D, se obtuvieron resultados que indican problemas de inestabilidad cuando la explotación de los tajeos se acerca a la zona del pilar, escenario negativo que se repite cuando se apilan los tajeos primarios, es decir, se explotan hasta 4 tajeos primarios antes de proceder con la explotación del tajeo secundario en el nivel inferior.
- El modelo tridimensional de la mina fue desarrollado en el software especializado Map3D, considerándose en el modelo los tajeos explotados hasta la fecha, los tajeos re-dimensionados, la nueva secuencia de minado, los sólidos geológicos principales, las condiciones de esfuerzos in situ y las propiedades del macizo rocoso.
- La secuencia de minado planteada está basada en dos criterios: la explotación debe realizarse en retirada desde la parte central hacia ambos lados y de abajo hacia arriba y la explotación de tajeos primarios debe considerar como máximo la explotación de dos niveles primarios. En general, la secuencia de minado para el OreBody es una secuencia de minado ascendente, piramidal y en retirada.
- La secuencia de minado contempla tres etapas:
 - Etapa 01, explotación del sector inferior del OreBody, comprendido entre los niveles 1650 y 1770) mediante el método de tajeos por subniveles empleando taladros largos de manera ascendente y en retirada.
 - Etapa 02, construcción de un pilar de CRF mediante el método de paneles descendente. El pilar ha sido diseñado empíricamente, determinándose una resistencia requerida igual a 9 MPa.
 - Etapa 03, la explotación en retirada del nivel 1770 al 1820 mediante el método de tajeos por subniveles y taladros largos.
- Se han planteado dos métodos conceptuales para la recuperación del pilar y el nivel 1770. El primer método consiste en la construcción de un pilar de CRF con pilares costillas de roca, lo cual implica un ancho de minado de 13 m y un pilar con 7 m de ancho. El segundo método consiste en un pilar híbrido, compuesto por un pilar de

CRF en la parte superior y un pilar de roca en la parte inferior, lo cual implica la explotación del nivel 1770 incluyendo los hombros del pilar del nivel 1800.

- El número de tajeos que puedan ser explotados de manera simultánea estará controlado por la disponibilidad del relleno y la secuencia de minado recomendada, con el objetivo de mantener las aberturas y paredes de relleno expuesta la menor cantidad de tiempo posible.
- La secuencia de minado planteada y modelada abarca desde el nivel 1650 hasta el nivel 1770. Los resultados obtenidos muestran resultados favorables con factores de seguridad mayores a 1, tanto en las zonas adyacentes a los tajeos explotados, como en la zona del pilar.
- La estabilidad global del OreBody ha sido verificada y comprobada a mediante el modelamiento numérico de la secuencia de minado propuesta. El análisis de la envolvente de falla de falla sobre el nivel 1770 y el pilar 1820 indica que los factores de seguridad en dicha zona son mayores a 1 y no habrá riesgo de falla.
- Para la explotación del nivel 1770 y el pilar 1800-1820, el análisis resulta más complejo debido a las características propias del OreBody, existe una cantidad importante de tajeos explotados por encima del pilar, sumado a la explotación de los tajeos de los niveles inferiores, se obtiene un escenario particular, el cual debe ser analizado con mayor detalle.
- Por tal motivo, se ha planteado la recuperación de dicha zona mediante la construcción de una losa de CRF, la cual permitirá asegurar la estabilidad global del OreBody durante la explotación. El diseño y análisis de esta zona ha sido desarrollada de manera conceptual.

11. Bibliografía

- Y. Potvin, P. Nedin (2003). Management of rockfall risks in underground metalliferous mines: a reference manual, Dickson, Minerals Council of Australia, Australia.
- Y. Potvin, E. Thomas, A. Fourie (2005). Handbook on Mine Fill, Australian Centre for Geomechanics, Australia.
- R. Pakalnis (2004). Empirical Design Methods - UBC Geomechanics, Department of Mining Engineering, University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada.
- R. Pakalnis, P. Hughes (2011). Sublevel Stopping, SME Mining Engineering Handbook 3rd Edition, Chapter 13.4, p 1355-1363.
- L.M. Clark, R. Pakalnis (1997) "An empirical approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls", 99th Annual General Meeting, CIM, Vancouver, B.C, Canada.
- E.Villaescusa (1998) "Geotechnical design for dilution control in underground mining", Seventh International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection.
- M.J. Scoble, A. Moss (1994) "Dilution Underground Bulk Mining: Implications for Production Management. Mineral Resource Evaluation II: Methods and case histories", Geological Society, London, Special Publications 79 pp 95-108.
- K.E. Mathews, E. Hoek, D.C. Wyllie, and S.B.V. Stewart (1981) "Prediction of stable excavation spans at depths below 1000m in hard rock mines", CANMET Report, DSS Serial No. OSQ80-00081.
- R. Pakalnis, R. Poulin, J. hadjigeorgiou (1980) "Quantifying the cost of dilution in Underground Mines", Mining Engineering.
- SRK Consulting (Peru) S.A. (2014-2015) .Estudio geomecánico Cerro Lindo, Lima, Perú.