

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Implementación del sistema de sostenimiento
con cable bolting para la recuperación del mineral**

Fidel Wilson Quispe Bautista
Robeto Carlos Rosales Rojas

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2019

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Julio Fredy Porras Mayta

AGRADECIMIENTO

Nuestro especial agradecimiento al Ing. Julio Fredy Porras Mayta, por su valioso aporte en la elaboración de esta tesis.

A la Universidad Continental porque nos brindó la oportunidad de profesionalizarnos en la Carrera de Ing. de Minas.

A todos los docentes de la Carrera de Ingeniería de Minas de la Universidad Continental, por sus valiosas enseñanzas durante nuestros años de estudio.

DEDICATORIA

A Dios por ser nuestro principal guía y consejero.

A nuestros padres por su apoyo incondicional en nuestra formación académica y profesional.

ÍNDICE

PORTADA.....	I
ASESOR	II
AGRADECIMIENTO	III
DEDICATORIA	IV
ÍNDICE	V
LISTA DE TABLAS	VII
LISTA DE FIGURAS.....	VIII
RESUMEN	XI
ABSTRACT.....	XII
INTRODUCCIÓN	XIII
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	14
1.1. Planteamiento y formulación del problema.....	14
1.1.1. Formulación del problema	16
1.2. Objetivos.....	16
1.2.1. Objetivo general.....	16
1.2.2. Objetivos específicos	17
1.3. Justificación e importancia.....	17
1.3.1. Justificación teórica.....	17
1.3.2. Justificación práctica.....	18
1.3.3. Justificación metodológica.....	18
1.3.4. Justificación social	18
1.4. Hipótesis de la investigación y descripción de variables	19
1.4.1. Hipótesis general.	19
1.4.2. Hipótesis específicas.	19
1.5. Identificación de variables	19
1.5.1. Variable Independiente.....	19
1.5.2. Variable dependiente.....	20
1.6. Matriz de operacionalización de variables.	20
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	21
2.1. Antecedentes de la investigación	21
2.2. Generalidades	22
2.2.1. Ubicación	22
2.2.2. Marco geológico	23
2.2.3. Tipo de yacimiento.....	24
2.2.4. Mineralogía.....	24
2.2.5. Geología estructural.....	24
2.2.6. Geología regional	26
2.2.7. Reservas Minerales Pallancata	28
2.3. Bases teóricas	29
2.3.1. Características geomecánicas de la veta Pablo.	29
2.3.2. Evaluación geomecánica de la veta Pablo.	33
2.3.3. Conceptos Teóricos de Variables de Diseño y Estabilidad de Tajeos	53
2.3.4. Determinación del Sistema de Minado Veta Pablo.....	67
2.3.5. Análisis de Riesgos.....	72
2.3.6. Sostenimiento de Subniveles.....	78
2.3.7. Metodología de Minado	80
2.4. Caracterización macizo rocoso veta Pablo – Cable Bolting.....	90
2.4.1. Dimensionamiento de los Tajeos.....	92
2.4.2. Costos Cable Bolting – Veta Pablo Nivel 4306.....	94
2.4.3. Consumo de Cable Bolting – Desarrollos Veta Pablo.....	95
2.4.4. Programa de Producción Veta Pablo.....	96
2.4.5. Dilución del Plan de Minado de la Veta Pablo	98
CAPÍTULO III METODOLOGÍA.....	99
3.1. Método y alcance de la investigación	99

3.1.1.	Ámbito de estudio	99
3.1.2.	Tipo de investigación	99
3.1.3.	Nivel de investigación	99
3.1.4.	Método de investigación	99
3.2.	Diseño de la investigación	100
3.3.	Población y muestra	100
3.3.1.	Población	100
3.3.2.	Muestra.....	100
3.4.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	100
3.4.1.	Instrumentos utilizados en la recolección de datos:.....	101
CAPÍTULO IV ANÁLISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS		102
4.1.	Resultados del tratamiento y análisis de la información	102
4.1.1.	Análisis geomecánico	102
4.1.2.	Análisis de plan de producción	106
4.1.3.	Análisis costos de implementación Cable Bolting	110
CONCLUSIONES		112
RECOMENDACIONES		113
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		114
ANEXOS		115

LISTA DE TABLAS

Tabla 1: Cuadro de variables	20
Tabla 2: Accesos a la mina Pallancata.....	22
Tabla 3: Reservas Minerales.....	28
Tabla 4: Resultados de los ensayos de propiedades físicas.....	43
Tabla 5: Estación geomecánica en labores mineras.....	45
Tabla 6: Resultados de los ensayos de propiedades físicas.....	48
Tabla 7: Cuadro Radio Hidráulico máximo por caja.....	93
Tabla 8: Estructura de costos cable bolting.....	94
Tabla 9: Estructura de precios unitarios.....	95
Tabla 10: Consumo de Cable bolting, labores de avance y tajeos de la veta Pablo.....	96
Tabla 11: Programa de producción de la veta Pablo, labores de avance y tajeos.....	97
Tabla 12: Dilución del plan de minado	98
Tabla 13: Consumos de cable bolting.....	110

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Plano de Ubicación de la mina Pallancata	23
Figura 2: Plano estructural de la unidad minera Pallancata.	25
Figura 3: Geología regional del área de emplazamiento de la unidad minera Pallancata	27
Figura 4: Proyección estereográfica del composito de medición de discontinuidades en la veta Pablo en los niveles 4306 y 4322, mina Pallancata.	30
Figura 5: Vista de curvas del nivel freático estimados e inferidos de la zona de la Unidad Minera Pallancata según Klohn Crippen Berger (junio, 2016).	32
Figura 6: Bloque conceptual con principales componentes del modelo conceptual según Klohn Crippen Berger (junio, 2016).	32
Figura 7: Vista en planta de la ubicación de la Veta Pablo en el nivel 4306 de la mina Pallancata (Fuente: mina Pallancata).	34
Figura 8: Vista en planta de la ubicación de la veta Pablo en el nivel 4322 de la mina Pallancata (Fuente: mina Pallancata).	34
Figura 9: Vista de ubicación de los sondajes Ore Control (SOC) realizados en el nivel 4306, mina Pallancata con el objeto de identificar las condiciones geomecánicas de veta y caja techo (Fuente: mina Pallancata).	35
Figura 10: Vista de ubicación de los sondajes Ore Control (SOC) realizados en el nivel 4322, mina Pallancata con el objeto de identificar condiciones geomecánicas de veta y caja techo y las condiciones de caja piso, veta y caja techo de la veta Pablo Techo (Fuente: mina Pallancata).	35
Figura 11: Vista en planta de la veta Pablo y Pablo Piso, nivel 4350. Se observan los sondajes diamantinos DLEP-A01, DLEP-A04, DLEP-A05 y DLEP-A11 entre otros (Fuente: mina Pallancata).	36
Figura 12: Resultados de los ensayos de propiedades físicas.	37
Figura 13: Principales sistemas de fracturas del composito de las mediciones de las discontinuidades en caja techo de la Veta Pablo en mina Pallancata.	38
Figura 14: Estación Geomecánica en labores mineras.	39
Figura 15: Estación Geomecánica en labores mineras.	40
Figura 16: Características del macizo rocoso de la caja techo de veta Pablo mediante el programa RocData.	41
Figura 17: Principales sistemas de fracturas del composito de las mediciones de las discontinuidades en la zona mineralizada de la Veta Pablo en mina Pallancata.	44
Figura 18: Determinación de las características del macizo rocoso de la zona mineralizada de veta Pablo mediante el programa RocData.	46
Figura 19: Principales sistemas de fracturas del composito de las mediciones de las discontinuidades en la caja piso de la veta Pablo en mina Pallancata.	49
Figura 20: Estación geomecánica en labores mineras.	50
Figura 21: Estación geomecánica en labores mineras.	51
Figura 22: Determinación de las características del macizo rocoso de la caja piso de veta Pablo mediante el programa RocData.	52
Figura 23: Dimensiones fijas y permisibles de tajeo y (b) falla de caja respaldo.	54
Figura 24: Gráfico de estabilidad inicial calculado de 175 historias de casos de muros de tajeo abierto sin sostenimiento.	56
Figura 25: Gráfico de estabilidad mostrando zonas de terreno estable, terreno de derrumbe y terreno que requiere refuerzo de perno de cable.	57
Figura 26: Gráfico de estabilidad para muros de tajeo abierto sin sostenimiento y completamente estables (profundidad cero de falla), mina Cannington, Queensland.	58
Figura 27: Demostración gráfica sobre tipos de dilución, Mah (1997)	60
Figura 28: Explicación grafica tridimensional ELOS, Mah (1992)	62
Figura 29: Sección transversal de ELOS, Capes (2009)	63
Figura 30: Guías de estimación de sobre excavación de Clark (1998)	64
Figura 31: Modelo de dilución actualizado - Nuevas guías de estimación de sobre excavación.	65
Figura 32: Gráfico Múltiple - GDE (Russo, 2014).	67

Figura 33: Determinación del factor de esfuerzo (factor A) en la caja techo de la veta Pablo, según Villaescusa (1996).	68
Figura 34: Determinación del factor de ajuste por orientación de discontinuidades (Factor B) en la caja techo de la veta Pablo según Potvin, 1988 modificado.	69
Figura 35: Determinación del factor de ajuste gravitaciones (Factor C) en función de la inclinación de la caja techo de la Veta Pablo según Potvin, 1988 modificado.	69
Figura 36: Gráfico de Estabilidad (Nickson, 1992). Se observa un radio hidráulico (RH) de 7.5 para condiciones de paredes estables sin sostenimiento en la veta Pablo.	70
Figura 37: Gráfico de Estimación Empírica de Sobreexcavación (ELOS) (Clark, 1988). Se observa una dilución de sobreexcavación entre 0.2 a 0.4 m en la veta Pablo.	71
Figura 38: Gráfico de Probabilidad de Falla (C. Mawdesley, R. Trueman y W. J. Whiten, 2000). Se observa una probabilidad de falla de 0% para la veta Pablo.	72
Figura 39: Análisis de rotura del macizo rocoso en la veta Pablo, según el Gráfico Múltiple (G. Russo, 2014).	73
Figura 40: Proyección estereográfica del composito de medición de discontinuidades en la veta Explorador Pablo y crucero 4306 y 4322 en mina Pallancata.	74
Figura 41: Análisis de estabilidad de cuñas sin sostenimiento con un factor de seguridad (FS) de 1.9 según el programa Unwedge en veta Pablo, mina Pallancata.	75
Figura 42: Análisis de estabilidad de cuñas con sostenimiento consistente en pernos swellex o hidrabolt de 2.1 m de longitud en reticulado de 1.0x1.0 con un factor de seguridad (FS) de 2.36 según el programa Unwedge en veta Pablo, mina Pallancata.	75
Figura 43: Proyección estereográfica del composito de medición de discontinuidades en la caja techo de la veta Pablo en mina Pallancata.	76
Figura 44: Análisis de estabilidad de cuñas sin sostenimiento con un factor de seguridad (FS) de 13.9 según el programa Unwedge en caja techo de la veta Pablo, mina Pallancata.	77
Figura 45: Análisis de estabilidad tenso-deformacional de un tajeo de 18.0 m de altura y 10.0 m de ancho, según el programa Phase2, en la veta Pablo entre los niveles 4306 a 4322. Se observa un factor de seguridad (F.S) de 1.26.	78
Figura 46: Curva de diseño de aberturas en excavaciones subterráneas (Palkanis, 2002).	79
Figura 47: Tiempo de autosoporte de subniveles de la veta Pablo.	79
Figura 48: Tipos de sostenimiento en subniveles de la veta Pablo.	80
Figura 49: Secciones 14, 16, 18 y 20 de la veta Pablo, proporcionado por la Superintendencia de Planeamiento de la unidad minera Pallancata. Se observa la irregularidad, inclinación y ancho de la veta que requerirá diversos diseño y procedimientos de minado.	82
Figura 50: Subnivel ejecutado a la caja techo del ore económico y ancho de ore menor a 10.0 m y ángulo de inclinación de veta entre 60° a 90° (Minado longitudinal).	84
Figura 51: Secuencia de los ciclos de minado para anchos de ore de 8.0 m. e inclinaciones de caja techo entre 60° a 90°.	84
Figura 52: Secuencia de los ciclos de minado para anchos de ore de 10.0 m. e inclinaciones de caja techo entre 60° a 90°.	85
Figura 53: Subnivel ejecutado a la caja techo del ore económico y ancho de ore mayor a 10.0 m y ángulo de inclinación de veta entre 60° a 90° (Minado transversal).	86
Figura 54: Secuencia de los ciclos de minado transversal para anchos de ore mayor a 10.0 m. e inclinación de caja techo entre 60° a 90°.	86
Figura 55: Subnivel ejecutado a la caja techo del ore económico y ancho variable (8 a 25 m) y ángulo de inclinación de veta entre 30° a 60° (Minado transversal).	88
Figura 56: Secuencia de los ciclos de minado transversal para vetas y caja techo con inclinación entre 30° a 60° y anchos variables.	88
Figura 57: Se aprecia la altura máxima de corte que se debe de hacer para que continúe estable.	89
Figura 58: Luego de rellenar y realizar el sostenimiento se vuelve a estabilizar.	89
Figura 59: Resumen de caracterización del macizo rocoso.	90
Figura 60: Proyecto cable bolting	91
Figura 61: Input para determinar el radio hidráulico máximo en la caja techo y piso.	92

Figura 62: Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7.....	92
Figura 63: Input para determinar el radio hidráulico máximo en mineral.....	93
Figura 64: Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7.....	93
Figura 66: Tensado de cable bolting	103
Figura 67: Programación de producción 2018 - 2019	107
Figura 68: Programación de producción avances 2018 - 2019.....	109
Figura 68: Tensado de cable, hoja de capacitación y entrega de equipo a geotecnia.	130
Figura 69: Proceso de instalación del equipo pull test.	130
Figura 70: Resultados de las pruebas de arranque (pull test).....	131
Figura 71: Control previo del macizo rocoso.	132
Figura 73: Ubicación de punto de instalación del cable.	132
Figura 73: Colocación del cable bolting con inyección de cemento.	133
Figura 74: Verificación proceso de instalación de los cables.	133
Figura 75: Verificación de la longitud de instalación de los cables.....	134
Figura 76: Ubicación de Caserones.	134
Figura 77: Puntos de instalación de cables.....	135
Figura 78: Control de humedad y temperatura.....	135

RESUMEN

El presente estudio tiene como objetivo la evaluación en la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación de mineral en la veta Pablo de la Unidad Minera Pallancata. La evaluación incluyó una inspección de sitio, estudios geomecánicos del macizo rocoso y de estructura mineralizada y la revisión de información proporcionado por la unidad minera.

La profundización de labores subterráneas genera altos costos operacionales por lo que es importante generar programas de optimización y reducción de costos, controlando y mejorando las variables operacionales en el método de explotación aplicado en la unidad minera. En base a estos criterios, controlar la dilución y mejorar la recuperación de mineral aplicado en la unidad minera es de vital importancia en la aplicación del presente estudio.

De acuerdo a los estudios geomecánicos desarrollados en el macizo rocoso, es factible dimensionar tajeos mediante el minado Bench and Fill y subniveles ascendentes con relleno cementado (SARC) con las siguientes características: ancho de 15 a 20 m con longitud 50 m, mediante el reforzamiento con cable bolting de 10 m con espaciamiento de 3 m en configuración cuadrada.

La producción de mineral generada en tajeos se incrementó en 302,789.57 toneladas, lo que representa el incremento en 60%, respecto al periodo anterior. Este incremento de producción es debido al cumplimiento del programa de desarrollo y preparación de los distintos niveles de producción y a las mejores recuperaciones de mineral producto del método de minado aplicado.

La disminución de la dilución en el minado de tajeos es de 2.30%, por lo que se incrementa del valor de mineral. Este descenso de la dilución es producto de la implementación del cable bolting en la recuperación de mineral.

El consumo de cable bolting para el año 2018 fue de 13,275 metros perforados y un costo total de US \$ 434,955.75.

El tonelaje por metro instalado para los periodos 2018 – 2019 es de 35 ton/m y de 58 ton/m respectivamente. Este incremento de la productividad es debido a la implementación del cable bolting como control de la recuperación en los tajeos minados.

Finalmente, la disminución y control de la dilución producto de la implementación del sistema de sostenimiento de cable bolting permite mejorar el valor actual neto.

ABSTRACT

This study aims to evaluate the implementation of the bolting cable support system for the recovery of ore in the Pablo vein of the Pallancata Mining Unit. The evaluation included a site inspection, geomechanical studies of the rock mass and mineralized structure and the review of information provided by the mining unit.

The deepening of underground work generates high operational costs, so it is important to generate optimization and cost reduction programs, controlling and improving operational variables in the exploitation method applied in the mining unit. Based on these criteria, controlling dilution and improving the recovery of ore applied in the mining unit is of vital importance in the application of this study.

According to the geomechanical studies developed in the rock massif, it is feasible to size cuts by bench and fill mining and ascending sub-levels with cemented fill (SARC) with the following characteristics: width from 15 to 20 m with length 50 m, through reinforcement with 10 m bolting cable with 3 m spacing in square configuration.

The production of ore generated in slashes increased by 302,789.57 tons, which represents the increase by 60%, compared to the previous period. This increase in production is due to the fulfillment of the development and preparation program of the different levels of production and the best recoveries of mineral product of the applied mining method.

The decrease in the dilution in the mining of cuts is 2.30%, so that the value of ore is increased. This decrease in dilution is a product of the implementation of the bolting cable in mineral recovery.

Bolting cable consumption for 2018 was 13,275 meters drilled and a total cost of US \$ 434,955.75.

The tonnage per meter installed for the 2018 - 2019 periods is 35 ton / m and 58 ton / m respectively. This increase in productivity is due to the implementation of the bolting cable as a control of the recovery in mined cuts.

Finally, the decrease and control of the dilution resulting from the implementation of the bolting cable support system allows the net present value to be improved.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación titulada “Implementación del Sistema de Sostenimiento con Cable Bolting para la Recuperación del Mineral”, se desarrolla en la unidad minera Pallancata, ubicada en el departamento de Ayacucho, provincia de Parinacochas.

La investigación tiene como objetivo determinar la influencia de la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la Unidad Minera Pallancata, describiendo las propiedades del macizo rocoso a partir de su evaluación geomecánica, el porcentaje de dilución, el análisis del radio hidráulico y la estimación de costos de sostenimiento con cable bolting.

El desarrollo de los planes de producción de corto plazo en las operaciones mineras es en base al cumplimiento de variables operacionales de los métodos de explotación propuestos, tales como propiedades geológicas, geomecánicas y económicas. La mejora de productividad en los planes de producción está basada en optimizar las variables de recuperación de mineral y controlar la dilución, con su consecuente control de seguridad para evitar accidentes. Por tal motivo, la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting en la explotación de tajeos por taladros largos permitirá el control de la dilución y mejora de la recuperación de mineral mejorando el Valor Presente Neto.

Así mismo, la investigación se detalla de manera sencilla, las ventajas del uso de cable bolting en los sistemas de reforzamiento y sostenimiento del macizo rocoso teniendo en cuenta que existe poca información respecto al tema de estudio.

El presente documento está compuesto por cuatro capítulos. El primer capítulo expone el planteamiento del problema de investigación, el segundo capítulo desarrolla el marco teórico y desarrollo del estudio, el tercer capítulo detalla la metodología de la investigación y el cuarto capítulo expone el análisis e interpretación de resultado para, finalmente, presentar las conclusiones y las recomendaciones del trabajo de investigación.

Los autores

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

En esta unidad minera, para cualquier tipo de actividades en excavaciones subterráneas, se tiene cuidado en poner énfasis en el conocimiento en mecánica de rocas, con el fin de definir y obtener parámetros e indicadores que nos permitan identificar y valorar las características del macizo rocoso.

Los problemas que se vinculan con nuestra investigación son los que involucran la evaluación geomecánica del macizo rocoso, la recuperación del mineral, el porcentaje de dilución, el incremento del radio hidráulico y los costos de sostenimiento.

La evaluación geomecánica del macizo rocoso refleja inestabilidad estructural, diversidad mineralógica, discontinuidades de roca, así como las características litológicas.

De la misma forma se describen los porcentajes de dilución que, de acuerdo a los procedimientos que se llevan a cabo en esta unidad minera, corresponden al tratamiento del mineral extraído por áreas o módulos, así se logra obtener una reducción significativa de la dilución.

En lo que concierne al incremento del radio hidráulico, en esta unidad minera, se realizan procesos de diseño de este parámetro, lo que en este estudio se indican al detalle. Para la otra sub variable que corresponde a los costos, se registran los cuadros comparativos de los otros sistemas de sostenimiento, tales como cimbras, shotcrete, pilares, con nuestra propuesta que es sostenimiento con cable bolting.

Las labores de sostenimiento en las excavaciones subterráneas en esta unidad minera involucran para esta investigación la evaluación geomecánica, el sistema de

sostenimiento con cable bolting, los métodos de recuperación de mineral, el incremento del radio hidráulico, los métodos de reducción de los porcentajes de dilución y los costos del sostenimiento, toda vez que las tareas en minería subterránea implican realizar tareas muy complejas y de gran magnitud de tal forma que se pueda garantizar la seguridad de los trabajadores y la eficiencia de los métodos de explotación.

En tal sentido se requiere hacer un correcto análisis y evaluación de las condiciones estructurales del macizo rocoso, lo que ha de servir como punto de partida muy confiable, respecto de las tareas de seguridad y productividad en las actividades mineras.

Al realizar la evaluación del macizo rocoso se requiere identificar los factores involucrados en los deslizamientos. Estos factores son los siguientes: geológicos, ambientales, relativos al campo de esfuerzo, los que conciernen a los métodos de explotación, de efectos por tronadura, perforación deficiente, desgaste del elemento estructural, comportamiento de las aguas de infiltración subterránea y los métodos incorrectos de refuerzo y sostenimiento, así como la falta de preparación del capital humano para este tipo de tareas subterráneas.

Compañía Minera ARES S.A.C. explota la mina Pallancata utilizando el método de explotación Sublevel Stopping por subniveles con taladros largos, actualmente se tienen problemas de inestabilidad de la masa rocosa en las labores subterráneas, debido a los esfuerzos inducidos por el proceso del minado.

El método Sublevel Stopping consiste en dividir el yacimiento en bloques verticales, de forma tal que se deja libre la unidad básica de explotación, que no es otra cosa que el caserón. El mineral que se recoge se acumula en zanjas colocadas al pie del caserón, para empezar con la extracción con la aplicación de diferentes técnicas de acuerdo al caso. Sin embargo, para la aplicación del método Sublevel Stopping, el diseño de las mallas de perforación, deben ajustarse a parámetros de mucha precisión y exactitud.

En esta unidad minera se prefiere aplicar el método Sublevel Stopping por su alto nivel de eficiencia, sus excelentes tasas mensuales de producción, altos parámetros de seguridad, mayor estado de pureza de mineral extraído, la disposición inmediata del mineral y la rápida recuperación de las minas.

Con respecto al sistema de sostenimiento y refuerzos, la mina Pallancata, ha encontrado en el cable bolting el único sistema de sostenimiento que garantiza un factor de seguridad mayor a 1, el cual permite una mayor estabilidad sin riesgo de colapso con el tajo, proporcionando al personal y equipo, la seguridad que se requiere, además de que permite recuperar el mineral en mayor porcentaje.

1.1.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Problema general

¿Cuál es el nivel de influencia de la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata?

Problemas específicos.

- a. ¿Cuál es el resultado de la evaluación geomecánica (RMR y GSI) para la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata?
- b. ¿Cuál es el porcentaje de dilución con la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata?
- c. ¿Cuál es el radio hidráulico con la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata?
- d. ¿Cuál es el costo de la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

Determinar la influencia de la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.

1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- a. Determinar el resultado de la evaluación geomecánica para la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.
- b. Calcular el porcentaje de dilución con la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.
- c. Determinar el radio hidráulico con la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.
- d. Estimar el costo de la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.

1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

1.3.1. JUSTIFICACIÓN TEÓRICA

La investigación científica básica y aplicada requiere permanentemente el incremento de información en función a las observaciones y descubrimientos que se generan a partir del estudio y tratamiento de un fenómeno. En tal sentido nuestro estudio intenta proporcionar datos actualizados e información relevante respecto del sistema de sostenimiento con cable bolting en las excavaciones subterráneas de las actividades mineras, respecto de los parámetros de dilución, incremento de radio hidráulico, recuperación de mineral, costos e indicativos de la evaluación geomecánica, que se relaciona con, métodos de extracción previamente diseñados, por lo que, teniendo en cuenta que la caracterización geomecánica genera mayor confiabilidad sobre el pronóstico relativo al comportamiento del macizo rocoso, nuestra investigación se justifica, por cuanto se realiza un diagnóstico preliminar de las características de este macizo con el fin de relacionar con la probabilidad de riesgos de ocurrencia de accidentes y proponer estrategias para disminuir estos riesgos.

1.3.2. JUSTIFICACIÓN PRÁCTICA

En nuestro estudio se señalan parámetros, y ventajas del uso del cable bolting en los sistemas de sostenimiento respecto de las excavaciones subterráneas en minería, más aún si se tiene en cuenta que, lo que se busca en estos procesos productivos y en esta investigación es la recuperación del mineral, el incremento del radio hidráulico, así como el control de la dilución y las estimaciones de los costos, de acuerdo con las técnicas y métodos aplicados.

Por otra parte, es necesario señalar que para el desarrollo de la presente tesis los investigadores han utilizado tablas para la recopilación de información de muestreo de campo, así como para el procesamiento de información en los trabajos de gabinete que puede servir de base para otras investigaciones similares.

1.3.3. JUSTIFICACIÓN METODOLÓGICA

La justificación metodológica radica en que se propone el modelo de sostenimiento con cable bolting, por cuanto este diseño permitirá la mejora sustantiva en la recuperación del mineral en esta compañía minera. Asimismo, para la elaboración de esta investigación, se han utilizado los principios de la investigación científica con rigor y objetividad, respecto de los tipos de sostenimiento en excavaciones subterráneas mineras, con el fin de proponer modelos de reforzamiento y sostenimiento que minimicen los riesgos de accidentes en este tipo de trabajos.

1.3.4. JUSTIFICACIÓN SOCIAL

Asimismo, con el desarrollo de esta investigación se aportará sustantivamente a la información que existe respecto de la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting en la medida en que se pretende mejorar la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata. Con respecto a la utilización del cable bolting, es necesario mencionar sus grandes ventajas en los sistemas de sostenimiento de las excavaciones subterráneas en minería, pues nos brinda altos parámetros de seguridad a un bajo costo.

1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE VARIABLES

1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL.

La implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting influye positivamente en la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.

1.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.

- a. El resultado de la evaluación geomecánica tiene incidencia directa en la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.
- b. El porcentaje de dilución con la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting se reduce en un porcentaje que fluctúa entre los parámetros de 8% y 15% lo cual, mejora la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.
- c. El incremento del radio hidráulico, permite mejorar significativamente el sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.
- d. El sistema de sostenimiento con cable bolting, permite reducir significativamente los costos operativos en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata.

1.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

1.5.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

X1: Sistema de sostenimiento con cable bolting

Indicadores:

Evaluación geomecánica

Dilución

Radio hidráulico

Costos

1.5.2. VARIABLE DEPENDIENTE

X0: Recuperación del mineral

1.6. MATRIZ DE OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

Tabla 1: Cuadro de variables

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
X1: Sistema de sostenimiento con cable bolting.	Diseño de sostenimiento en minería subterránea utilizando cable bolting como elemento de refuerzo.	Procesos y procedimientos operativos para reforzar el área del sostenimiento del macizo rocoso en actividades subterráneas utilizando cable bolting.	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Evaluación geomecánica. ▪ Dimensionamiento del radio hidráulico. ▪ Área del sostenimiento. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Dilución. ▪ Radio hidráulico. ▪ Costos. ▪ Evaluación geomecánica.
X0: Recuperación del mineral.	Separación del mineral de buena ley, con el mineral estéril, para su traslado a planta de procesamiento.	Procesos operativos de clasificación y recuperación del mineral de buena ley, en labores de acarreo y carguío y procesamiento en planta.	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Volumen de recuperación de mineral de buena ley. ▪ Volumen de material estéril. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Alto tonelaje de recuperación. ▪ Bajo tonelaje de recuperación.

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

- Mucha A. (2019) tesis de pregrado de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, que lleva como título “Aplicación de cable bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso, en la unidad de producción Carahuacra – Compañía Minera Volcan S.A.A.” El investigador tiene como objetivo estabilizar las labores mineras al usar cable bolting como reforzamiento del sostenimiento en las operaciones mineras en Compañía Minera Volcán S.A.A. – Unidad Carahuacra, durante el año 2018.
- Pantaleon H. y Carbajal C. (2017) tesis de pregrado de la Pontificia Universidad Católica del Perú, que lleva como título “Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea” El investigador menciona que 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. Los resultados que obtuvieron fueron favorables durante los primeros meses, debido a que los techos de los tajeos no presentaban desprendimiento.
- Bustamante A. (2008) tesis de pregrado de la Universidad Nacional de ingeniería, que lleva como título “Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas mina Huanzala Cía. Minera Santa Luisa S.A.” El investigador tiene como objetivo definir y establecer, pruebas de soportes para cada tipo de labores,

tales como pernos de roca, cables bolting, shotcrete vía seca y vía húmeda, mallas electro soldadas, para cada tipo de rocas.

- Gala L. (2018) tesis de postgrado de la Pontificia Universidad Católica del Perú, que lleva como título “Guía de criterios geomecánicos en minería subterránea como herramienta para la prevención de accidentes fatales por caída de roca” de acuerdo a la experiencia del autor, en el Perú se debe difundir el uso de cable bolting como sostenimiento, pues mucho de los colapsos en excavaciones de luces considerables o intersecciones, se han dado por no emplear un sostenimiento con la longitud necesaria.
- Alarcón E. (2019) tesis de pregrado de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, que lleva como título “Análisis del macizo rocoso y su aplicación de cables bolting en la ejecución de echaderos de relleno detrítico en la Mina San Rafael Melgar - Puno” El investigador tiene como objetivo controlar las características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico con la finalidad de mejorar y optimizar las operaciones mineras de la Mina San Rafael.

2.2. GENERALIDADES

2.2.1. UBICACIÓN

La Unidad Minera Pallancata se ubica en el departamento de Ayacucho, provincia de Paucartambo, distrito de Coronel Castañeda. Geográficamente se ubica en la sierra sur del Perú (zona 18) y coordenadas UTM: 696135 E, 8369971 N, a 520 km al sureste de la ciudad de Lima, a 180 km al suroeste de Cusco y a 240 km. al noroeste de Arequipa, a una altitud que varía de 4, 400 a 4,600 msnm.

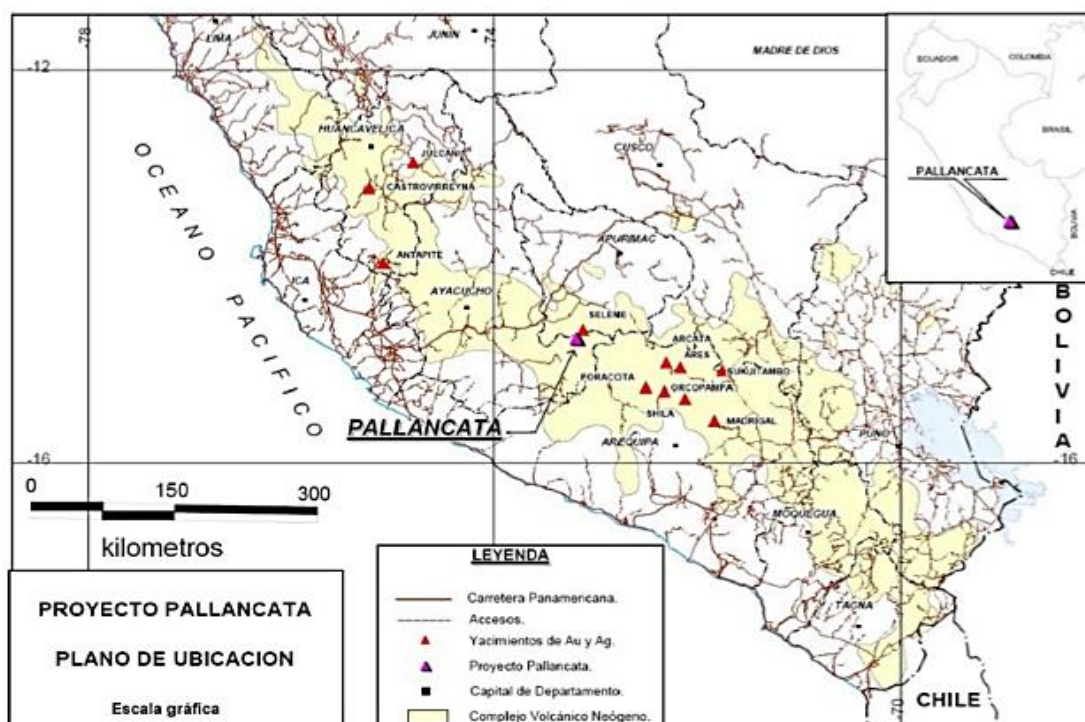
Tabla 2: Accesos a la mina Pallancata

RUTA	TIPO DE VIA	DISTANCIA	TIEMPO
Lima-Nazca	Asfaltada	460 km	6 hrs
Nazca-Puquio-Izcahuaca	Asfaltada	310 km	6 hrs
Izcahuaca-Pallancata	Afirmada	45 km	1 hr
Total		815 km	13 hrs

Fuente: Elaboración propia

Para acceder a la mina se utiliza principalmente dos rutas: La primera ruta es a partir de la ciudad de Lima hacia la ciudad de Cusco (vía aérea) continuando por una carretera asfaltada hasta la localidad de Izcahuaca, pasando por las ciudades de Curahuasi, Abancay y Chalhuanca, a partir de la localidad de Izcahuaca se utiliza una trocha carrozable hasta la unidad minera Pallancata. La segunda ruta es a partir de la ciudad de Lima hacia la ciudad de Arequipa (vía aérea) continuando por la carretera asfaltada hasta la localidad de Izcahuaca pasando por las ciudades de Camaná, Nazca y Puquio, a partir de Izcahuaca se utiliza una trocha carrózale en unos 45 Km hasta la unidad minera Pallancata.

Figura 1: Plano de Ubicación de la mina Pallancata



Fuente: Hochschild Mining

2.2.2. MARCO GEOLÓGICO

La mina Pallancata se encuentra dentro de un distrito minero ubicado en el arco magmático micénico del sur de los andes peruanos el mismo que se desarrolló en un margen activo (Benavides – Cáceres 1999) como respuesta a la subducción de la placa oceánica de Nazca. Debajo del margen occidental de la placa continental sud americana. La orientación de la convergencia durante el mioceno fue en promedio de N78°E aproximadamente oblicua al margen andino

y la tasa de convergencia fue en promedio de 10.8 c/año este movimiento de placas ha variado en velocidad a lo largo del tiempo dando como resultado una variación en los esfuerzos compresivos que controla la actividad magmática.

2.2.3. TIPO DE YACIMIENTO

El origen del yacimiento es hidrotermal de baja a intermedia sulfuración está compuesta de ganga de cuarzo granular mediano a fino, cuarzo oqueroso, cuarzo en bandas con textura crustiforme y lattice textura en algunos casos, también relleno de arcillas puntualmente en pequeñas fracturas (illita y esmectita).

2.2.4. MINERALOGÍA

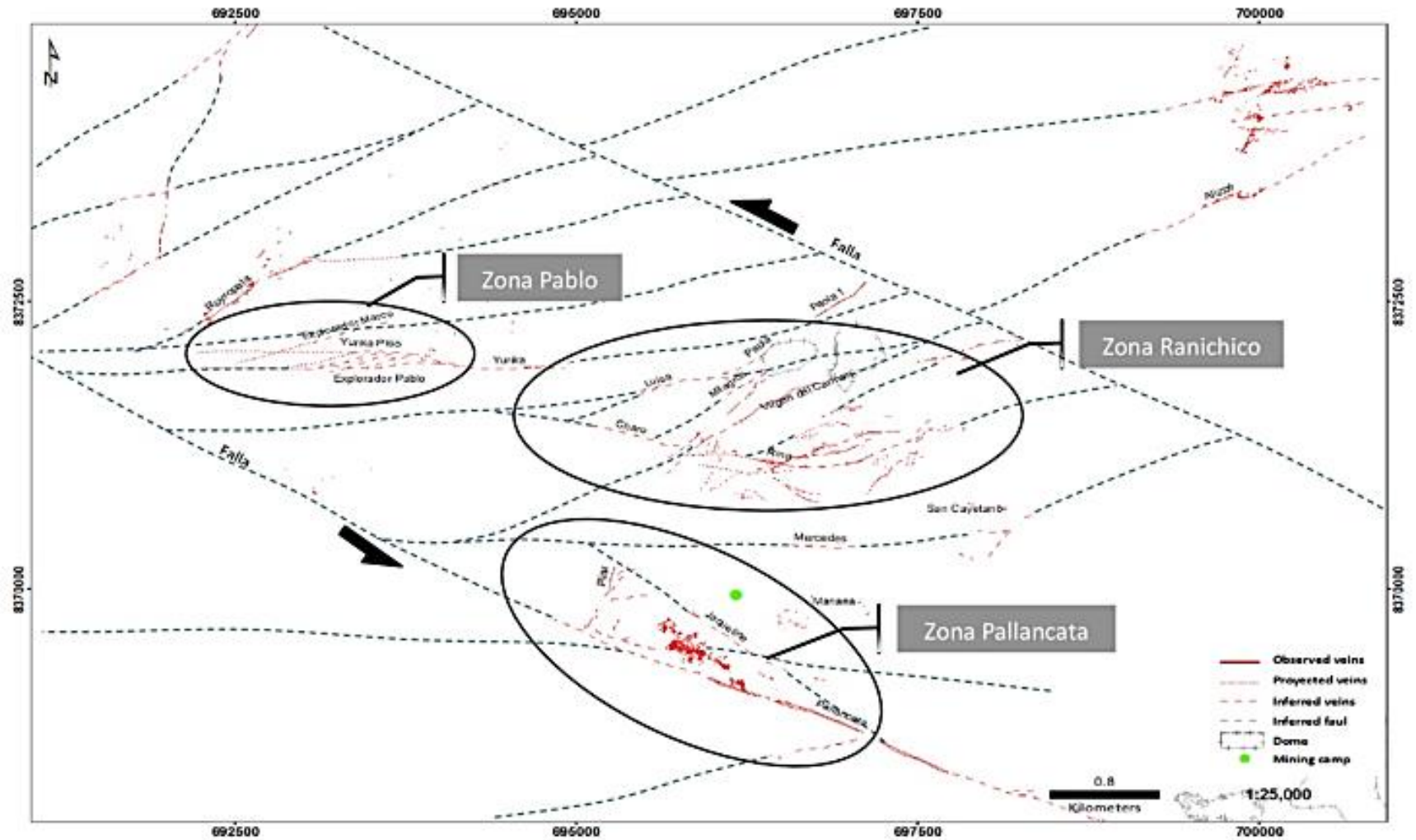
Existen como mena (sulfosales de plata “pirargirita, proustita, pearceita, polibasita” acantita electrum, galena argentífera.) y como ganga metálica “pirita, galena, esfalerita, calcopirita” no metálica “cuarzo, calcita, fluorita, adularia, baritina”.

2.2.5. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Se reconoce un importante control estructural en el emplazamiento de yacimientos epitermales, debido al incremento de permeabilidad causado por las fracturas cercanas a la superficie. Muchos depósitos epitermales están regionalmente asociados con estructuras volcánicas. Además, las fallas regionales comúnmente ejercen un importante control en los depósitos epitermales posiblemente debido a que guían el emplazamiento de la fuente del calor magmático influenciando la subsecuente actividad hidrotermal.

El yacimiento de Pallancata se encuentra controlado por el sistema Este-Oeste viene a ser de tercer orden y cronológicamente posterior al sistema NE aunque no menos importante ya que alberga estructuras mineralizadas tales como el sistema Explorador Pablo, Yurika, Yurika piso. Luisa y Pacapausa este sistema habría aperturado otro sistema NE de orden inferior en donde se han emplazado estructuras menores tales como en la zona Ranichico se tiene a las vetas San Javier, Milagros, Rosmeri, Rina 1 y Luisa 1.

Figura 2: Plano estructural de la unidad minera Pallancata.



Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

2.2.6. GEOLOGÍA REGIONAL

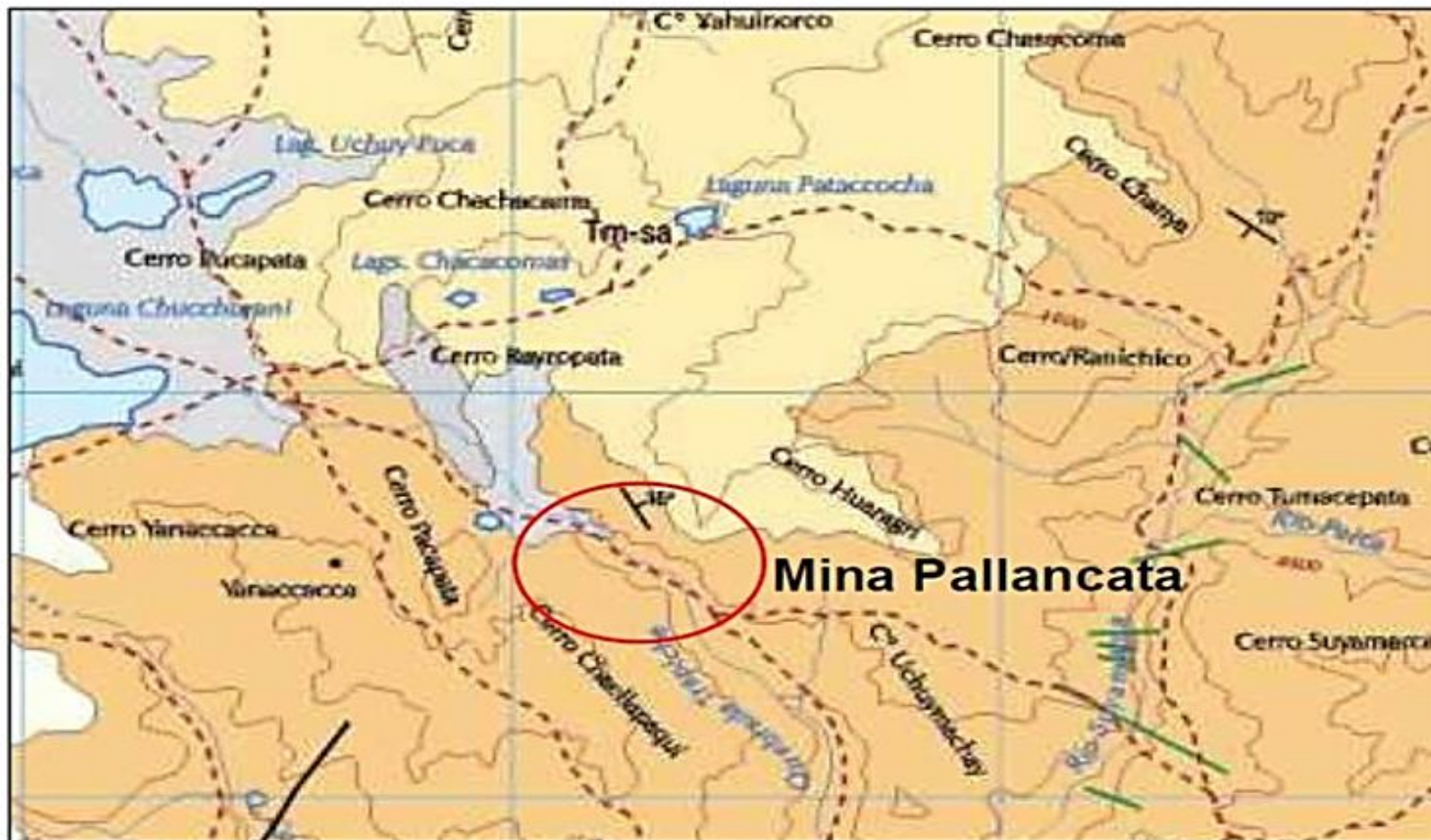
La Unidad Minera Pallancata se encuentra en un área de relieve topográfico constituido por colinas y lomadas redondeadas con paredes de rocas subverticales con un extenso y llano valle, así como dispersas lagunas y restos de depósitos morrenicos que caracterizan el valle con una altura entre los 4000 y 4600 msnm. La laguna de mayor influencia en el área de emplazamiento de la Veta Pablo es la laguna Pataccocha. El mismo que pertenece a la cuenca del río Pallancata.

El rasgo morfológico – estructural más importante corresponde a macizos rocosos de origen volcánico y volcanoclastos controladas por diversas etapas de erupción y por la fuerte erosión glacial que las ha afectado traduciéndose en grandes artesas y valles glaciares.

La unidad litoestratigráfica más representativa en el área de mina Pallancata corresponde a la formación Aniso y a la formación Saycata. La formación Aniso está conformada por secuencias tobaceas areniscas conglomeradicas de fragmentos subredondeados a subangulares de tobas y lavas andesíticas. La formación Saycata se caracteriza por ser una secuencia lávica de composición andesita con coloraciones claras a oscuro con textura fluidal.

Así mismo se localizan en forma aislada cuerpo subvolcánicos de composición dácitica de textura porfídica con mayor contenido de cuarzo. Los subvolcánicos cortan a la formación Aniso y Saycata en la cual en esta litología se encuentre emplazada la Veta Pablo.

Figura 3: Geología regional del área de emplazamiento de la unidad minera Pallancata



Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

2.2.7. RESERVAS MINERALES PALLANCATA

Se describe a continuación las reservas minerales de la unidad minera Pallancata, considerando los recursos medidos e indicados de las diferentes estructuras mineralizadas, considerando reservas de 3'140,205 toneladas, con leyes de Ag eq (g/t) 461 y un valor de US \$/ton 159.

Tabla 3: Reservas Minerales.

Descripción	Recursos (M+I)	Valor	Leyes			Potencia Ore (m)	Finos Onzas Ag. Eq.	Factor (%)
	Ton (t)		\$/tonn	Ag(g/t)	Au (g/t)			
Recursos Medidos	2,425,821	166	373.3	1.78	480	7.4	37,463,814	69.60%
Recursos Indicados	1,059,546	143	320.9	1.54	413	2.4	14,070,901	30.40%
Recursos Geología (M+Ind.)	3,485,367	159	357.4	1.71	460	5.9	51,534,715	100.00%
Total Recursos Delimitados	3,230,004	159	357.4	1.72	461	6.4	47,826,134	92.70%
Recursos (M+Ind.) Sin Galería	89,799	152	358.2	1.37	440	1.1	1,271,699	2.60%
Recursos (M+Ind.) Con Galería	3,140,205	159	357.4	1.73	461	6.5	46,554,436	90.10%
Recursos Eval. Reservas c/Gal.	3,140,205	159	357.35	1.73	461	6.5	46,554,436	90.10%
(-) Inaccesibles (Eva_Econ)	786,473	137	312.1	1.39	395	2.8	9,997,933	25.00%
(-) Puentes, Pilares (diseño)	587,599	175	392	1.91	507	6	9,568,969	18.70%
(-) Pérdida (operación)	31,962	169	370.5	1.99	490	3.4	503,456	1.00%
(-) Zona explotada (costras)	789,737	158	358.9	1.65	458	14.1	11,627,649	25.10%
(-)Sub_Marginales	37,030	63	142.2	0.7	182	8.2	217,220	1.20%
Saldo recursos ::>Reservas	907,403	173	381	2.01	502	3.4	14,639,208	26.00%
(1) Reservas económicas	906,403	150	329.9	1.74	434	3.3	12,655,671	75.70%
(2) Reservas marginales	291,261	173	160.6	0.85	212	3.6	1,983,537	24.30%
Total Reservas	1,197,665	131	288.7	1.52	380	3.4	14,639,208	100.00%
(*) Dilución Planeada	290,261							32.00%
		Dilución						Incid.(%)
Reservas explotación	31.90%	1,178,678	289.6	1.53	382	3.3	14,460,777	98%
Reservas avances (Cx.+ Gl.)	35.00%	18,987	232.1	1	292	6.9	178,431	2%
Total Reservas	32.00%	1,197,665	288.7	1.52	380	3.4	14,639,208	100.00%

Fuente: Departamento de Planeamiento de Hochschild Mining.

2.3. BASES TEÓRICAS

2.3.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA VETA PABLO.

a. Objetivos y alcances

El objetivo del presente estudio es realizar la evaluación geomecánica en detalle del macizo rocoso donde se encuentra emplazada la Veta Pablo para optimizar su minado mediante el método de tajeo por subniveles con taladros largos. Así mismo, realizar el diseño de excavación de los paneles, incluyendo el sostenimiento adecuado y procedimientos de excavación.

b. Condiciones estructurales y sismo - tectónicas

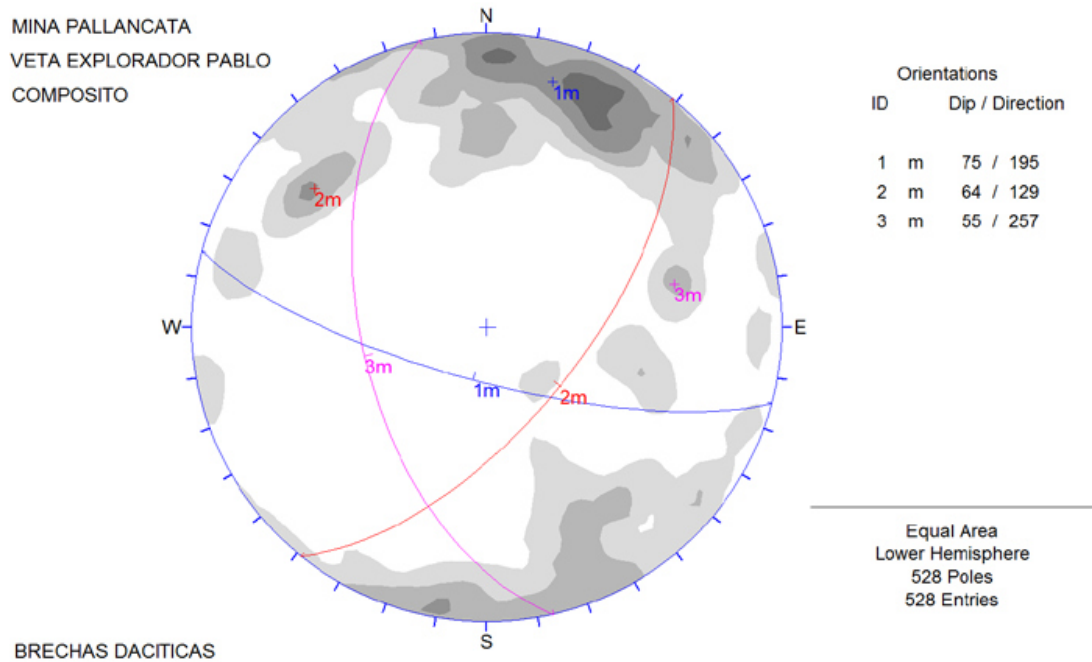
El área de la mina Pallancata fue afectado por las fases tectónicas denominadas quechua 3 y quechua 4 (Guevara C. y Dávila D., 1983).

La fase quechua 3 afecto a las formaciones Alpabamba y Aniso, incluyendo las unidades hipabisales que comprenden rocas del Mioceno medio superior. La fase quechua 3 se evidencia en base a la discordancia angular existente entre la formación Aniso y la formación Saycata. Las estructuras originadas por esta fase son anticlinales y sinclinales pluri- kilométricos con flancos inclinados entre 10° a 15° y direcciones predominantes NS con la presencia de fallas de desgarre conjugadas relacionadas al plegamiento. La información obtenida en campo permitió determinar que la fase quechua 3 es de tipo compresional con acortamiento E-W.

En la fase quechua 4, las estructuras son de tendencia andina y de carácter distensional. De acuerdo a las rocas afectadas, esta fase se le considera del Plioceno inferior debido a que en esta fase su máximo desarrollo coincidió con el inicio de la superficie de erosión denominada "Puna".

Con respecto a los sistemas de discontinuidades predominantes en el área de estudio de la Veta Pablo y vetas adyacentes se determinaron dos sistemas de discontinuidades predominantes: N75°W/75°SW y N40°E/64°SE y un sistema aleatorio N15°W/55°SW (ver figura 23) relacionados con la actividad tectónica que afectaron el área de emplazamiento de la veta, correspondiendo el sistema principal a la orientación de las vetas y fracturas subparalelas a las cajas.

Figura 4: Proyección estereográfica del composito de medición de discontinuidades en la veta Pablo en los niveles 4306 y 4322, mina Pallancata.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Con respecto a las condiciones sismo tectónicas del área de estudio, fue llevado a cabo un estudio de peligro sísmico para determinar las aceleraciones máximas que pueden ocurrir a nivel de la roca basal en el área del depósito de relaves de la unidad minera Pallancata, determinándose que la zona donde se ubica la mina es de moderada a alta sismicidad. El valor de la aceleración máxima del terreno (PGA, por sus siglas en inglés: Peak Ground Acceleration) se estima en 0.27 g en roca para un periodo de retorno de 475 años. Para el análisis de estabilidad se ha considerado un coeficiente sísmico con un valor de 1/2 de la aceleración máxima del terreno (PGA); es decir, de 0.14 g.

c. Condiciones hidrogeológicas

Los estudios hidrogeológicos fueron llevados a cabo por la empresa Acomisa entre los años 2007 a 2009 y actualizados por la empresa Klohn Crippen Berger entre los años 2015 a 2016 en la Unidad Minera Pallancata. De acuerdo a los estudios se determinaron cuatro unidades hidroestratigráficas que presentan características hidráulicas similares, las cuales se detallan a continuación:

- Una unidad superficial sedimentaria compuesta por una intercalación de sedimentos de origen fluvioglacial y coluvial;
- Una unidad intermedia moderada a altamente fracturada compuesta por andesitas, tobas volcánicas andesíticas y dacíticas;
- Una unidad de roca dacítica con fiames, la cual tiene presencia de clastos de diverso tamaño y presenta bajo grado de fracturamiento;
- Una unidad que comprende a las vetas mineralizadas existentes en la UO Pallancata, caracterizadas por una permeabilidad alta y diverso grado de facturación.

El agua subterránea parece estar no confinada, organizada principalmente en la unidad intermedia (roca moderada a altamente fracturada). La recarga se produce mediante la infiltración directa de la precipitación sobre los materiales sedimentarios en la superficie, de donde se infiltra hacia las zonas más profundas, además de infiltración de las lagunas bofedales y el aporte de la quebrada Ranichico. La descarga se produce a través de manantiales y está orientada hacia la zona del río Suyamarca. Las actividades de mina pueden generar alteraciones de los niveles de agua en el acuífero debido a bombeos o descargas de agua.

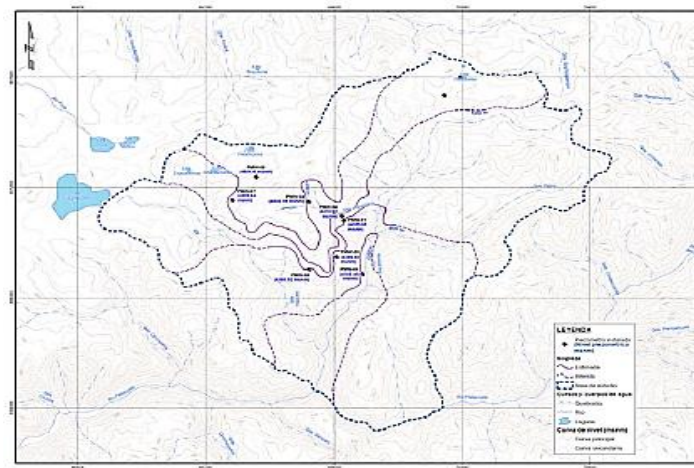
El modelo hidrogeológico conceptual sugiere que la recarga ocurriría desde las partes altas de la cuenca, de donde se infiltra hacia las zonas inferiores por medio de las fracturas y fallas presentes en la toba dacítica, donde ocurre el almacenamiento.

Con esta información, se procedió a la elaboración del modelo numérico presentado en la figura 24 donde se observa de manera resumida los componentes principales del modelo conceptual; sin embargo, cabe mencionar que el bloque tridimensional presentado no es una representación exacta del modelo, sino que es esencialmente conceptual, en las cuales se deben tener en cuenta las siguientes consideraciones:

- La recarga ocurre de manera heterogénea en todas las zonas de mina, de acuerdo con condiciones topográficas, litológicas y de suelo.
- La unidad cuaternaria tiene espesores variables de acuerdo con la zona donde está ubicada.
- El nivel freático estimado para la zona, con los datos de diciembre de 2015, se presenta en la figura 25.

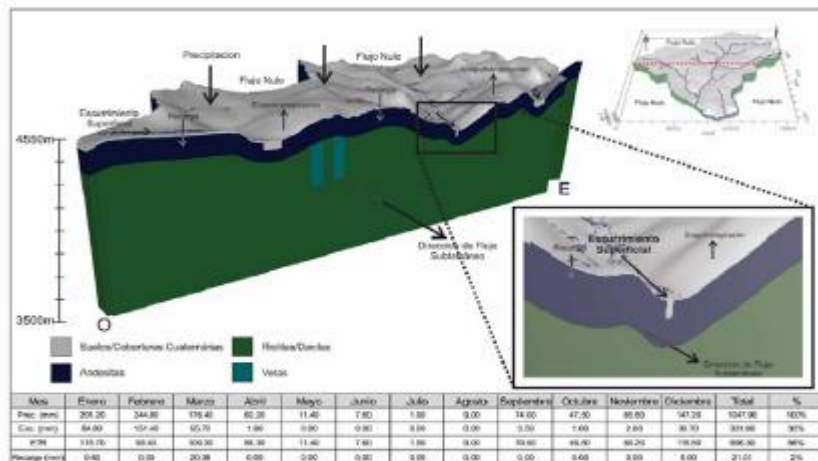
- El bloque presenta un espesor de aproximadamente 1000 m (definido con el objetivo de simular las labores subterráneas). La información disponible y procesada, sin embargo, se encuentra restringida a porciones superiores del macizo rocoso (hasta 150 m aproximadamente).
- El bloque conceptual tiene por objetivo presentar los parámetros básicos tratados en el balance hídrico, por lo que los manantiales y bofedales no se representan en dicho bloque.

Figura 5: Vista de curvas del nivel freático estimados e inferidos de la zona de la Unidad Minera Pallancata según Klohn Crippen Berger (junio, 2016).



Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

Figura 6: Bloque conceptual con principales componentes del modelo conceptual según Klohn Crippen Berger (junio, 2016).



Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

2.3.2. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA VETA PABLO.

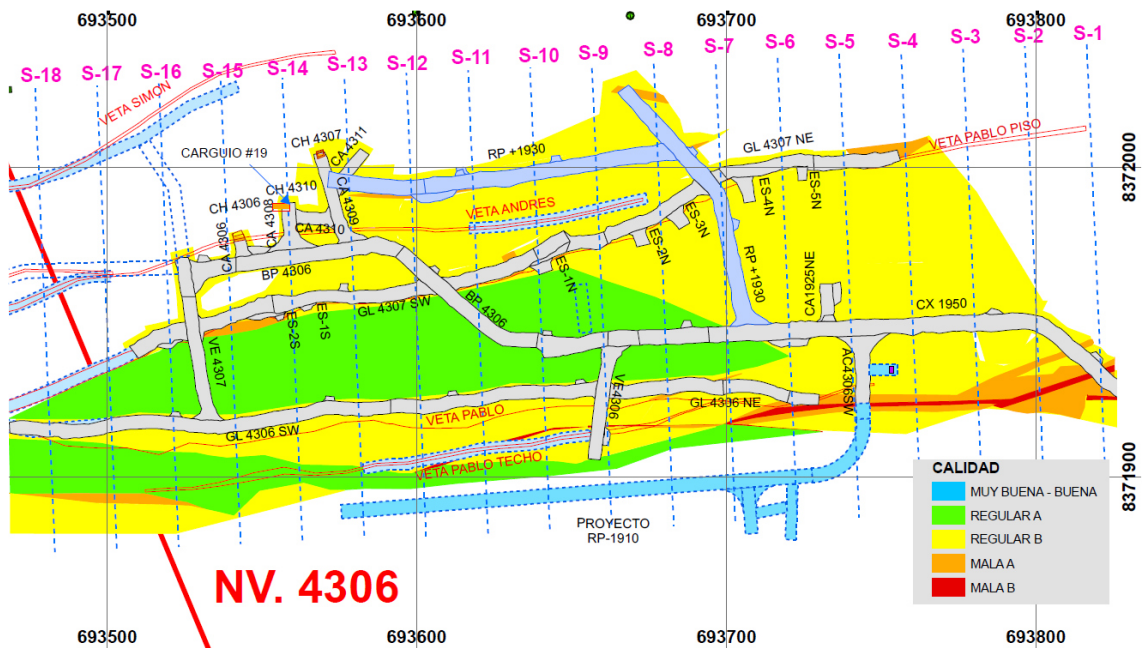
La Veta Pablo se ubica en el extremo oeste de las concesiones de la Compañía Minera Ares, unidad minera Pallancata. Tiene un rumbo promedio predominante EW con inflexiones hacia el NWW y NEE, así mismo la inclinación de la Veta Pablo es variable con tramos subverticales de 70° a 85° y tramos inclinados de 40° a 60°. La veta presenta anchos variables, predominando en los tramos subverticales anchos de 6.0 a 10.0 m y en los tramos inclinados de 12 a 25 m.

Los tramos con anchos de 6.0 a 10.0 m serán explotados mediante tajeos por subniveles con taladros largos en dirección paralela al eje de la veta (tajeo longitudinal) y los tramos con anchos mayores a 10.0 m (especialmente en los tramos inclinados) serán explotados mediante tajeos por subniveles con taladros largos en dirección perpendicular al eje de la veta (tajeo transversal) con aberturas máximas de 8.0 m., de acuerdo a las condiciones geomecánicas y estructurales que se presenten, estas evaluaciones serán definidas por el mapeo insitu realizados por los geomecánicos de la unidad minera Pallancata.

En el presente informe, la evaluación geomecánica detallada del macizo rocoso se basa en la información obtenida en los subniveles 4306 y 4322, incluyendo las ventanas 4306 y 4307, crucero 4322 y bypass 4306 (ver figuras 26 y 27), así como de los sondajes diamantinos para determinar las características del ore (SOC) y caja techo realizados en los subniveles 4306 y 4322 (ver figuras 28 y 29), los cuales han sido logueados por el área de geomecánica de la unidad minera, obteniéndose un 15% de roca tipo IIB, 70% de roca tipo IIIA y 15% de roca tipo IIIB, según la clasificación de Bieniawski (89).

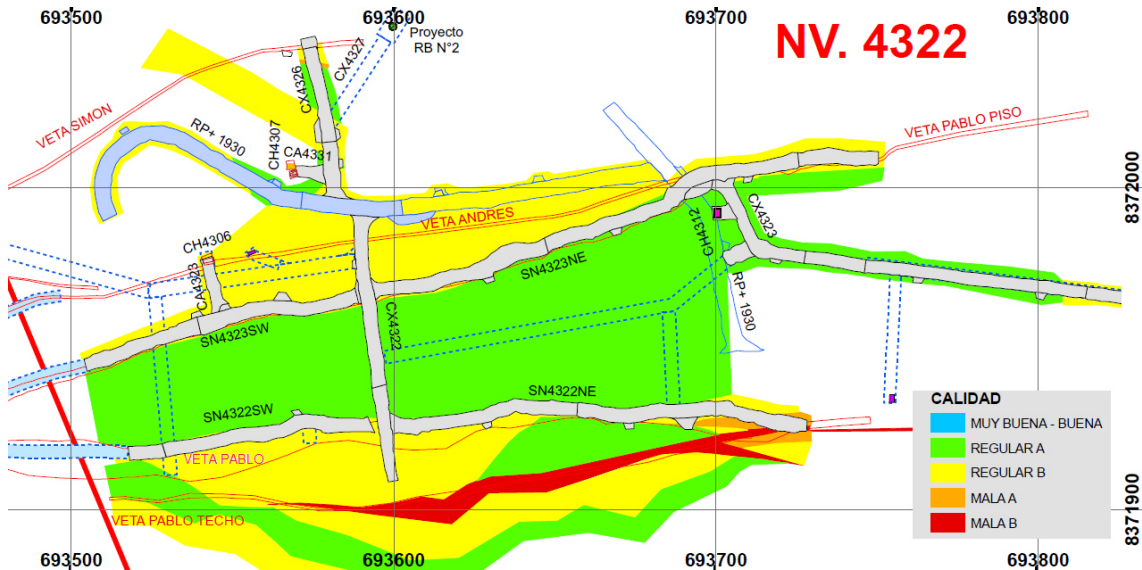
En el anexo C se incluyen los logueos de los sondajes diamantinos de ore control (SOC) en los subniveles 4306 y 4322 con sus respectivas fotos de testigos, realizados por el área de Geotecnia de la mina Pallancata.

Figura 7: Vista en planta de la ubicación de la Veta Pablo en el nivel 4306 de la mina Pallancata (Fuente: mina Pallancata).



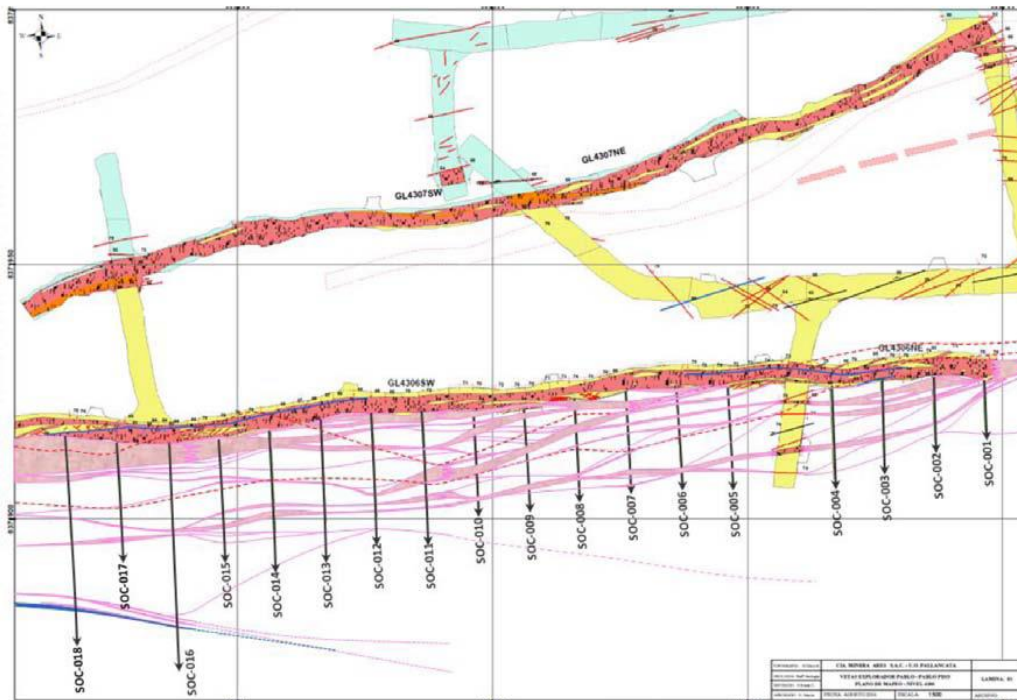
Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

Figura 8: Vista en planta de la ubicación de la veta Pablo en el nivel 4322 de la mina Pallancata (Fuente: mina Pallancata).



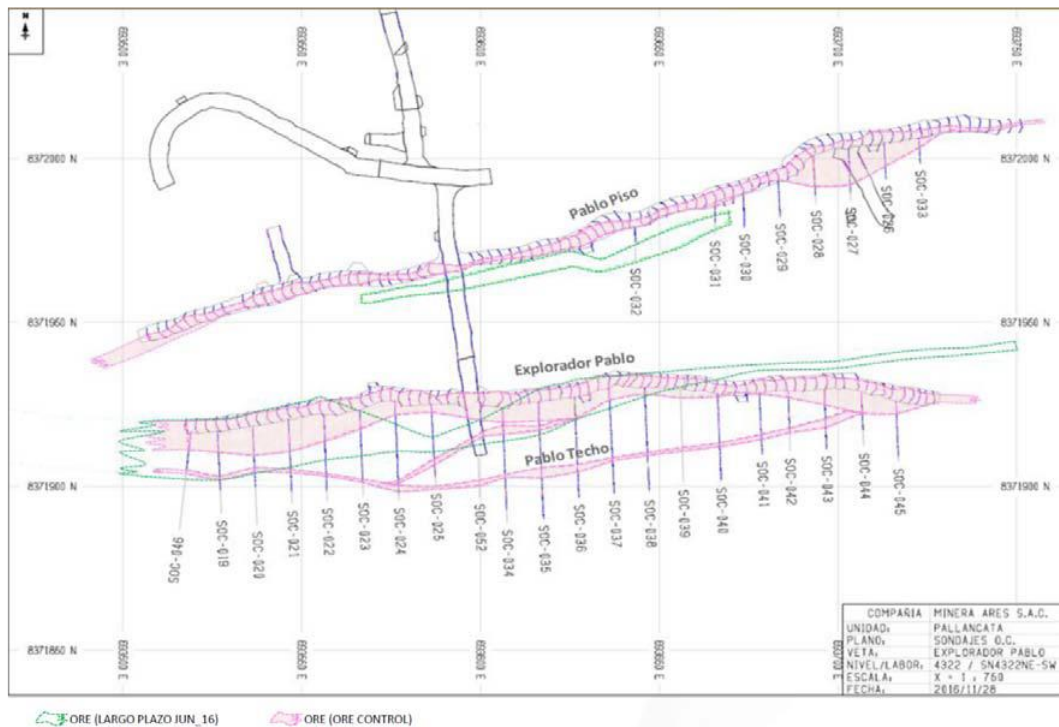
Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

Figura 9: Vista de ubicación de los sondajes Ore Control (SOC) realizados en el nivel 4306, mina Pallancata con el objeto de identificar las condiciones geomecánicas de veta y caja techo (Fuente: mina Pallancata).



Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

Figura 10: Vista de ubicación de los sondajes Ore Control (SOC) realizados en el nivel 4322, mina Pallancata con el objeto de identificar condiciones geomecánicas de veta y caja techo y las condiciones de caja piso, veta y caja techo de la veta Pablo Techo (Fuente: mina Pallancata).



Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

A continuación, se muestran los resultados de los ensayos de propiedades físicas, elásticas, de resistencia y corte directo ejecutados en el laboratorio de mecánica de rocas de la UNI:

Figura 12: Resultados de los ensayos de propiedades físicas.

– Ensayos de Propiedades Físicas

VETA PABLO			
Parámetros	Caja Techo		Promedio
Muestra	SOC	DLEP-A01	
Litología	Dacita	Dacita	Dacita
Densidad Seca (gr/cm ³)	2.47	2.53	2.50
Densidad Húmeda (gr/cm ³)	2.52	2.55	2.53
Porosidad Aparente (%)	4.82	2.14	3.48
Absorción (%)	1.95	0.86	1.40
Peso Especifico Aparente (KN/M3)	24.35	24.94	24.64

– Ensayos de Resistencia a la Compresión Uniaxial

VETA PABLO			
Parámetros	Caja Techo		Promedio
Muestra	SOC	DLEP-A01	
Litología	Dacita	Dacita	Dacita
Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)	82.60	65.10	73.85

– Ensayos de Propiedades Elásticas

VETA PABLO			
Parámetros	Caja Techo		Promedio
Nivel	SOC	DLEP-A01	
Litología	Dacita	Dacita	Dacita
Modulo de Young (E) GPa	21.28	18.84	20.06
Relación de Poisson (ν)	0.26	0.27	0.265

– Ensayos de Corte Directo

VETA PABLO			
Parámetros	Caja Techo	Caja Techo	Promedio
Nivel	SOC	DLEP-A01	
Litología	Dacita	Dacita	Dacita
Angulo de fricción (φ)	30.26°	29.06°	29.66°
Cohesión (MPa)	0.10	0.071	0.085

Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

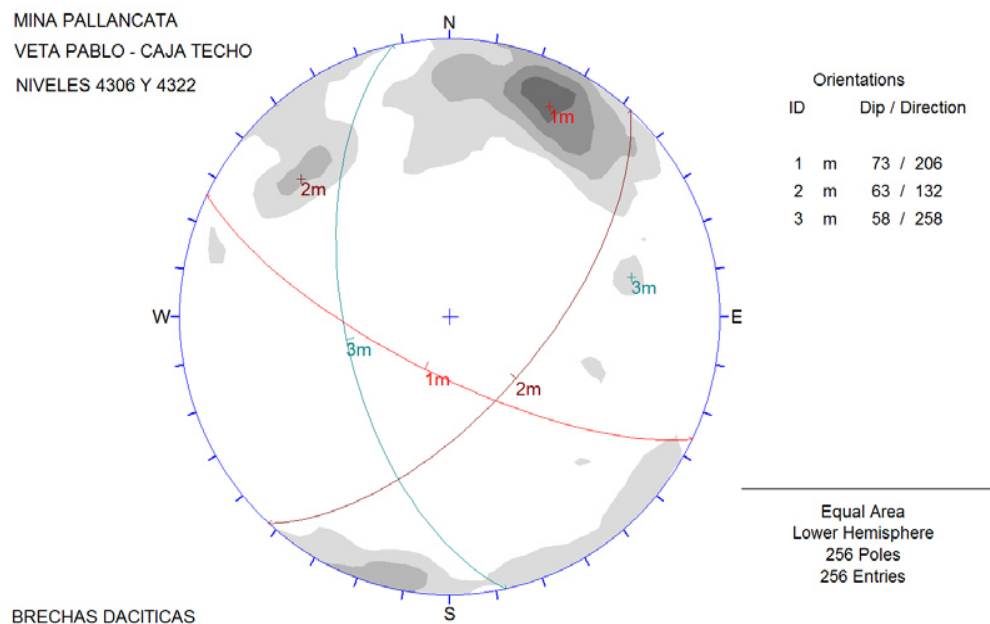
- **Características de discontinuidades**

Las características de las discontinuidades de la caja techo se determinó mediante la ejecución de registros lineales en el cruceo 4306, subnivel 4306NE, subnivel 4306SW, cruceo 4322, subnivel 4322NE y subnivel 4322SW con el objetivo de determinar los principales sistemas de fracturas, la frecuencia de

fracturas por metro lineal (f/ml), persistencia, abertura, alteración, relleno y rugosidad, así como la presencia de agua en la caja techo y la intensidad del tipo de alteración hidrotermal.

En la caja piso techo se determinaron dos sistemas principales de fracturas N65°E/73°SW y N42°E/63°SE y sistema adicional de fracturas N10°W/58°SW (ver figura 31) en condiciones húmedas con una frecuencia de 9 a 12 discontinuidades por metro lineal, persistencia de 1.0 a 3.0 m, rugosas, ligeramente onduladas con rellenos duros y aberturas menor a 5 mm, moderadamente alteradas con recubrimiento de clorita y epidota, por lo que se consideró como índice de alterabilidad (Id) una valoración de 8 (según Bieniawski, 2014).

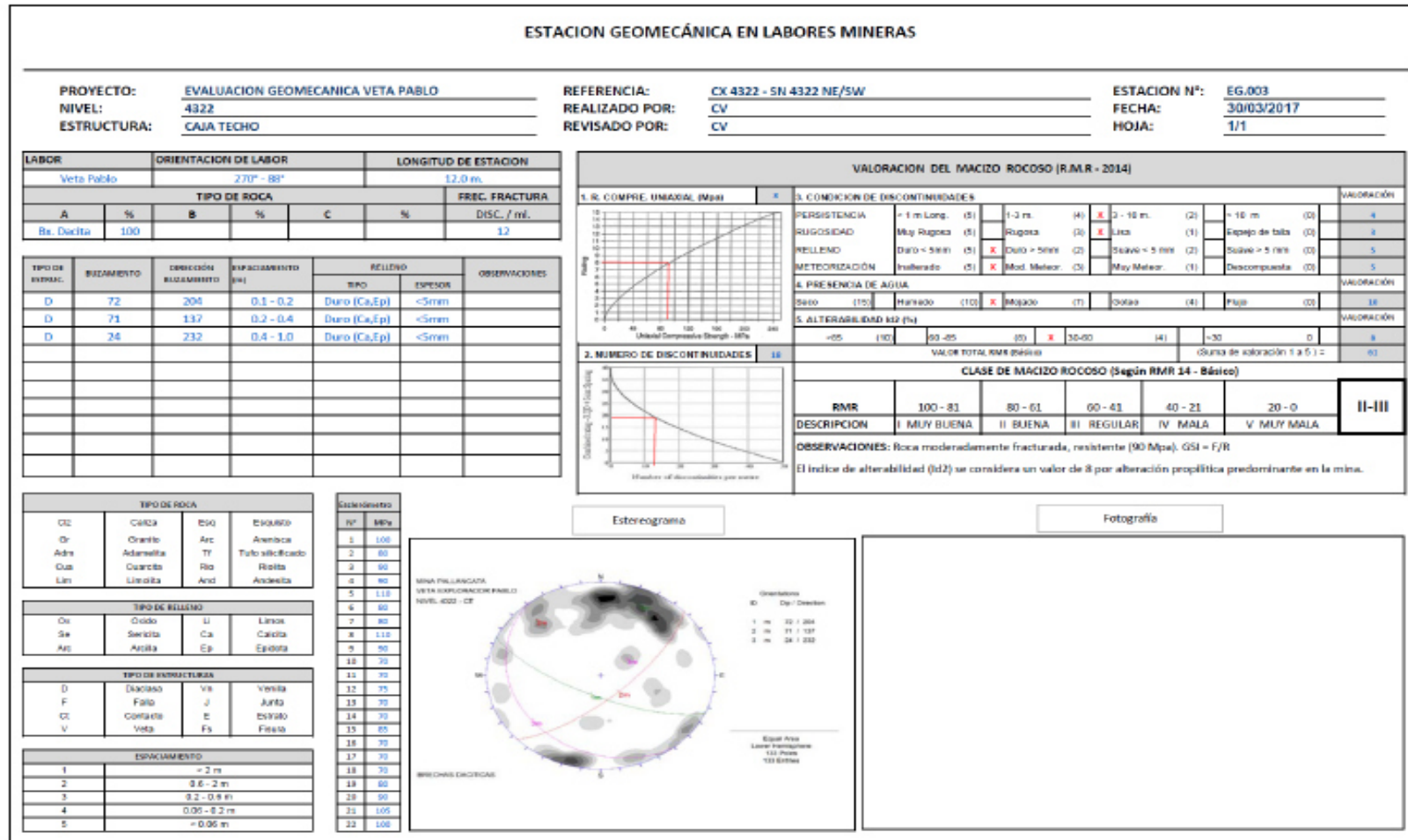
Figura 13: Principales sistemas de fracturas del composito de las mediciones de las discontinuidades en caja techo de la Veta Pablo en mina Pallancata.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

A continuación, se muestran las estaciones geomecánicas de la caja techo de la Veta Pablo:

Figura 15: Estación Geomecánica en labores mineras.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

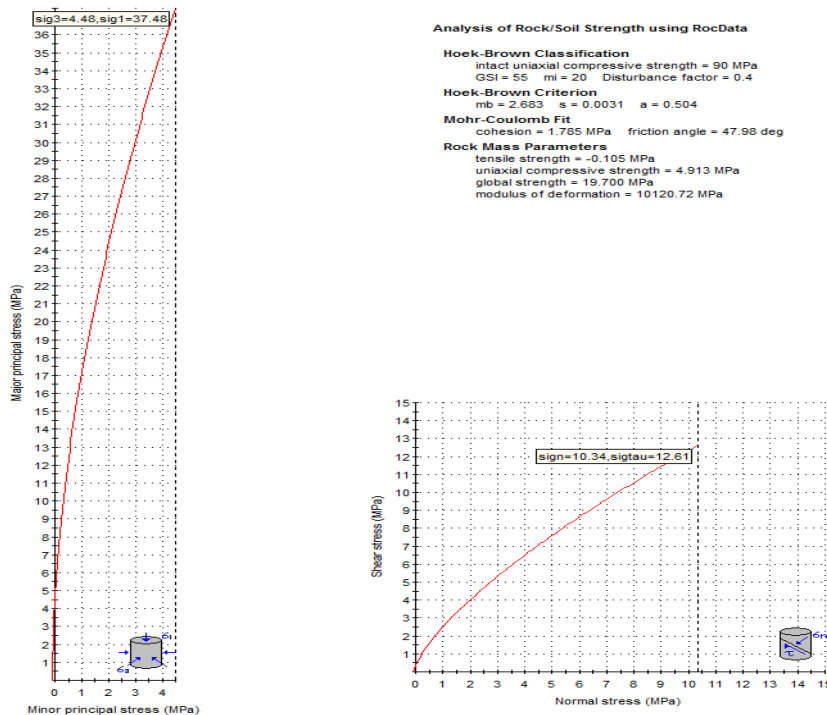
- **Características del macizo rocoso**

Las características del macizo rocoso de la caja techo se determinó según el programa RocData (Rocscience) tomando en cuenta los siguientes parámetros: Resistencia a la compresión simple promedio de 90 MPa, índice GSI de 55, parámetro "mi" correspondiente a roca Dacítica propilitizada equivalente a 20 y un parámetro "D" correspondiente al daño por voladura de 0.4. Así mismo, se tomó en cuenta una profundidad promedio de los subniveles de 350 m.

De acuerdo al RocData se obtuvo los siguientes resultados (ver figura 16):

- $Mb = 2.683$, $s = 0.0031$ y $a = 0.504$
- Cohesión = 1.785 MPa
- Ángulo de fricción interna = 47.98°
- Resistencia del macizo rocoso = 4.913 MPa
- Módulo de deformación del macizo rocoso = 10120.72 MPa

Figura 16: Características del macizo rocoso de la caja techo de veta Pablo mediante el programa RocData.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

De acuerdo a las características de las discontinuidades de la caja techo, familias de fracturas, grado de fracturamiento del macizo rocoso (RQD), espaciamiento, persistencia, abertura, rugosidad, relleno, alteración y presencia de agua se obtuvo un índice RMR' (14) promedio de 60 y un índice Q' promedio de 7.2. Estos valores obtenidos se utilizarán para la aplicación del método gráfico de estabilidad y el diseño del sostenimiento.

b. Condiciones geomecánicas de la Zona Mineralizada (Veta Pablo)

• **Características de Roca Intacta**

Las características de la roca intacta de la zona mineralizada de veta Pablo se determinó en base a los ensayos de mecánica de rocas realizados en testigos de los sondajes ejecutados en los niveles 4306 y 4322 y de los sondajes exploratorios ejecutados a partir del nivel 4350.

Las muestras de roca corresponden a la zona mineralizada afectadas por inyecciones hidrotermales cuarcíferas que han intersecado a las dacitas pertenecientes a la unidad Subvolcánica y cuyos constituyentes mineralógicos predominante es el cuarzo.

La resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta en la zona mineralizada varía entre 120 a 150 MPa y de acuerdo a ensayos esclerométricos la resistencia de la roca intacta varia de 110 a 120 MPa, clasificándose como una roca resistente (R5).

A continuación, se muestran los resultados de los ensayos de propiedades físicas, elásticas, de resistencia y corte directo ejecutados en el laboratorio de mecánica de rocas de la UNI:

Tabla 4: Resultados de los ensayos de propiedades físicas

– Ensayos de Propiedades Físicas

VETA PABLO			
Parámetros	Zona mineralizada		Promedio
	SOC	DLEP-A01	
Muestra	Qz	Qz	Qz
Litología	Qz	Qz	Qz
Densidad Seca (gr/cm ³)	2.53	--	2.53
Densidad Húmeda (gr/cm ³)	2.54	--	2.54
Porosidad Aparente (%)	1.56	--	1.56
Absorción (%)	0.62	--	0.62
Peso Especifico Aparente (KN/M3)	24.84	--	24.84

– Ensayos de Resistencia a la Compresión Uniaxial

VETA PABLO			
Parámetros	Zona mineralizada		Promedio
	SOC	DLEP-A01	
Muestra	Qz	Qz	Qz
Litología	Qz	Qz	Qz
Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)	129.70	--	129.70

– Ensayos de Propiedades Elásticas

VETA PABLO			
Parámetros	Zona mineralizada		Promedio
	SOC	DLEP-A01	
Nivel	Qz	Qz	Qz
Litología	Qz	Qz	Qz
Modulo de Young (E) GPa	25.45	--	25.45
Relación de Poisson (v)	0.23	--	0.23

– Ensayos de Corte Directo

VETA PABLO			
Parámetros	Zona mineralizada		Promedio
	SOC	DLEP-A01	
Nivel	Qz	Qz	Qz
Litología	Qz	Qz	Qz
Angulo de fricción (φ)	29.56°	--	29.56°
Cohesión (MPa)	0.095	--	0.095

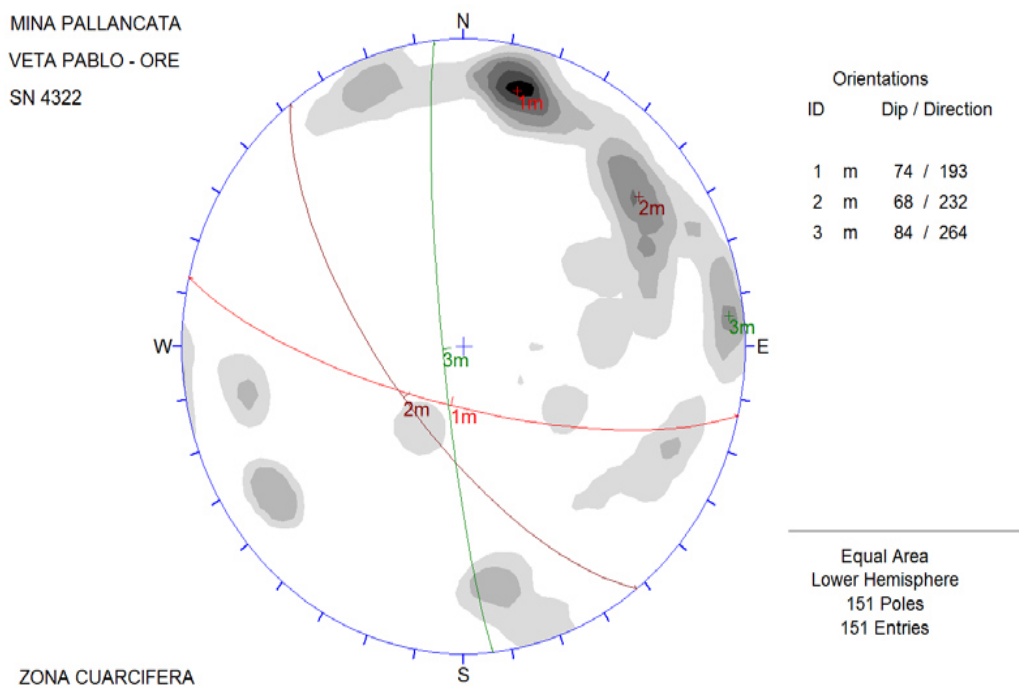
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

- **Características de Discontinuidades**

La característica de las discontinuidades de la zona mineralizada se identificó mediante la ejecución de registros lineales en el SN 4322 con el objetivo de determinar los principales sistemas de fracturas, la frecuencia de fracturas por metro lineal (f/ml), persistencia, abertura, alteración, relleno y rugosidad, así como la presencia de agua en la zona mineralizada y la intensidad del tipo de alteración hidrotermal.

En la zona mineralizada se determinaron tres sistemas principales de fracturas: N78°W/74°SW, N38°W/68°SW y N05°W/84°SW (ver figura 17) en condiciones húmedas con una frecuencia de 12 a 15 discontinuidades por metro lineal, persistencia de 1.0 a 3.0 m, rugosas, ligeramente onduladas con rellenos duros y aberturas mayor a 5 mm, moderadamente alteradas con recubrimiento de clorita y epidota, por lo que se consideró como índice de alterabilidad (Id) una valoración de 8 (según Bieniawski, 2014).

Figura 17: Principales sistemas de fracturas del composito de las mediciones de las discontinuidades en la zona mineralizada de la Veta Pablo en mina Pallancata.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

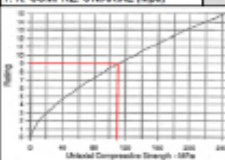
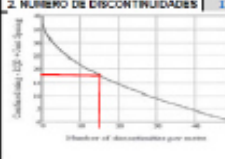
A continuación, se presentan las estaciones geomecánicas realizadas en la zona mineralizada de la veta Pablo:

Tabla 5: Estación geomecánica en labores mineras.

ESTACION GEOMECAÁNICA EN LABORES MINERAS						
PROYECTO: <u>EVALUACION GEOMECAÁNICA VETA PABLO</u>		REFERENCIA: <u>GL 4322</u>		ESTACION N°: <u>EG.005</u>		
NIVEL: <u>4322</u>		REALIZADO POR: <u>CV</u>		FECHA: <u>30/03/2017</u>		
ESTRUCTURA: <u>ZONA MINERALIZADA</u>		REVISADO POR: <u>CV</u>		HOJA: <u>1/1</u>		

LABOR		ORIENTACION DE LABOR		LONGITUD DE ESTACION		
Veta Pablo		75°		12.0 m.		
TIPO DE ROCA			FREC. FRACTURA			
A	%	B	%	C	%	DISC. / m.
Cuarzo	100					14

TIPO DE ESTRUCT.	BUZAMIENTO	DIRECCION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO (m)	RELLENO		OBSERVACIONES
				TIPO	ESPEJOR	
D	74	192	0.1 - 0.2	Duro [Ca,Ep]	<5mm	
D	68	232	0.2 - 0.4	Duro [Ca,Ep]	<5mm	
D	84	264	0.2 - 0.4	Duro [Ca,Ep]	<5mm	

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R - 2014)						
1. R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa)		2. CONDICION DE DISCONTINUIDADES				VALORACION
		PERSISTENCIA	< 1 m Long. (5)	1-3 m. (6)	X 3 - 10 m. (7)	> 10 m. (8)
		RUGOSIDAD	Muy Rugosa (5)	Rugosa (6)	X Lisa (7)	Espesa de falla (8)
		RELLENO	Duro < 5mm (5)	Duro > 5mm (6)	X Suave < 5 mm (7)	Suave > 5 mm (8)
		METEORIZACION	Intactado (5)	X Muy Menor (6)	Muy Menor (7)	Desconspanta (8)
4. PRESENCIA DE AGUA		VALORACION				
Secco (15)		Humedo (16)	X Mojado (7)	Goteo (8)	Flujo (9)	
6. ALTERABILIDAD I&2 (%)		VALORACION				
>65 (10)		60-65 (11)	X 30-60 (14)	<30 (15)	0	
VALOR TOTAL RMR (Básico)		(Suma de valoración 1 a 5) =				
RMR		III				
DESCRIPCION		I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA				
OBSERVACIONES: Roca muy fracturada, muy resistente (115 Mpa). OS1 = RNP/8						
El índice de alterabilidad (I&2) se considera un valor de 8 por alteración propiética predominante en la mina.						

TIPO DE ROCA			
Clz	Caliza	Esq	Esquistos
Gr	Granito	Arc	Artesica
Adn	Adarnelita	Tl	Talo silicificado
Qca	Cuarzo	Rq	Resista
Lin	Lincolita	And	Andesita

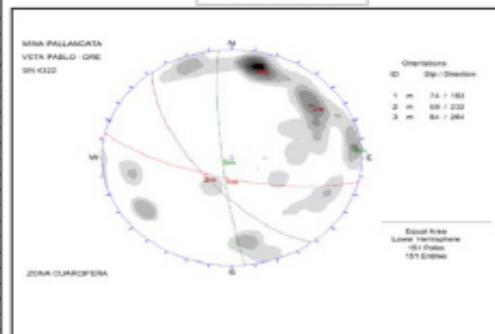
TIPO DE RELLENO			
Cx	Ciacho	L	Limos
Se	Sericio	Ca	Caliza
Arc	Arzila	Ep	Epidota

TIPO DE ESTRUCTURAS			
D	Diacata	Vs	Varilla
F	Falla	J	Junta
Cl	Contacto	E	Estrato
V	Veta	Fs	Fisura

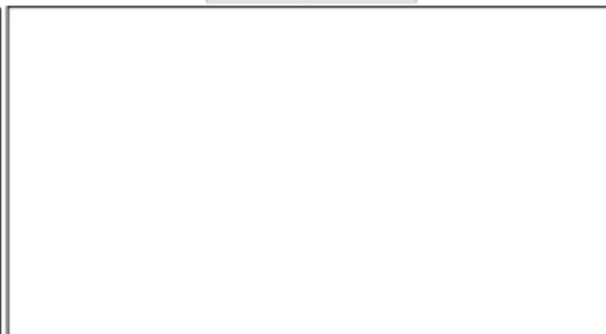
ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.05 - 0.2 m
5	< 0.05 m

Escalonamiento	
N°	MPa
1	95
2	130
3	95
4	135
5	130
6	140
7	130
8	130
9	70
10	130
11	70
12	130
13	130
14	130
15	130
16	130
17	130
18	130
19	130
20	130
21	130
22	130

Estereograma



Fotografía



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

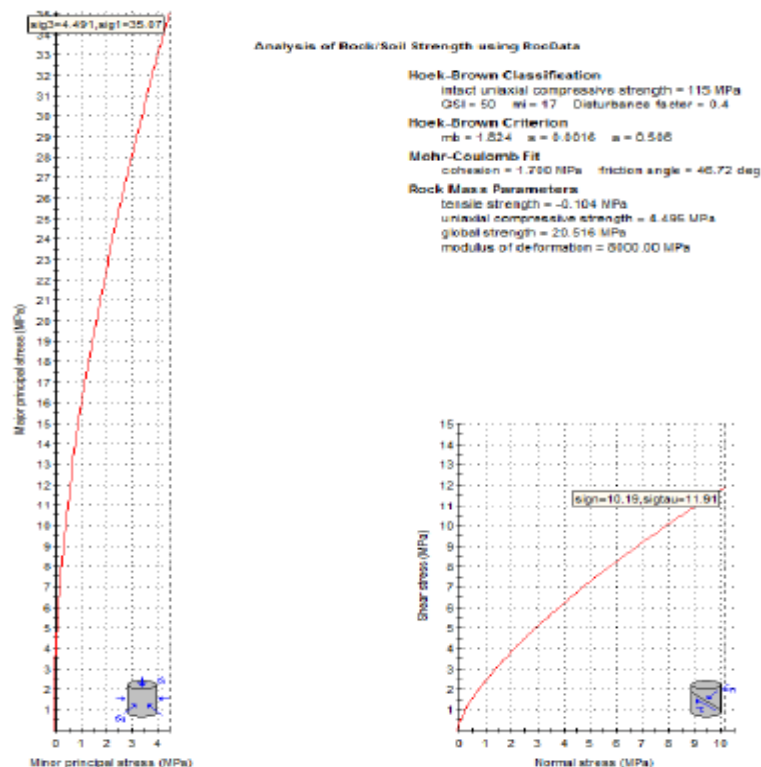
- **Características del Macizo Rocoso**

La característica del macizo rocoso de la zona mineralizada se determinó según el programa RocData (Rocscience) tomando en cuenta los siguientes parámetros: Resistencia a la compresión simple promedio de 115 MPa, índice GSI de 50, parámetro "mi" correspondiente a roca cuarcífera equivalente a 20 y un parámetro "D" correspondiente al daño por voladura de 0.4. Así mismo, se tomó en cuenta una profundidad promedio de los subniveles de 350 m.

De acuerdo al Roc Data se obtuvo los siguientes resultados (ver figura 18):

- $Mb = 1.824$, $s = 0.0016$ y $a = 0.506$
- Cohesión = 1.700 MPa
- Ángulo de fricción interna = 46.72°
- Resistencia del macizo rocoso = 4.495 MPa
- Módulo de deformación del macizo rocoso = 8000 MPa

Figura 18: Determinación de las características del macizo rocoso de la zona mineralizada de veta Pablo mediante el programa RocData.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

De acuerdo a las características de las discontinuidades de la zona mineralizada, familias de fracturas, grado de fracturamiento del macizo rocoso (RQD), espaciamiento, persistencia, abertura, rugosidad, relleno, alteración y presencia de agua se obtuvo un índice RMR' (14) promedio de 55 y un índice Q' promedio de 6.1. Estos valores obtenidos se utilizarán para la aplicación del método gráfico de estabilidad y el diseño del sostenimiento.

c. Condiciones geomecánicas de la Caja Piso

- **Características de Roca Intacta**

Las características de la roca intacta de la caja piso de veta Pablo se determinó en base a los ensayos de mecánica de rocas realizados en testigos de los sondajes ejecutados en los niveles 4306 y 4322 y de los sondajes exploratorios ejecutados a partir del nivel 4350.

Las muestras de roca son de composición dacítica probablemente pertenecientes a la unidad subvolcánica, cuyos constituyentes mineralógicos principales son cuarzo (5% a 25%), plagioclasas (5% a 15%) y biotitas (5% a 10%) englobados en una pasta consistente en micro cristales de sílice y feldespatos.

La resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta en la caja techo varía entre 110 a 130 MPa y de acuerdo a ensayos esclerométricos la resistencia de la roca intacta promedio es de 100 MPa, clasificándose como una roca resistente (R4).

A continuación, se muestran los resultados de los ensayos de propiedades físicas, elásticas, de resistencia y corte directo ejecutados en el laboratorio de mecánica de rocas de la UNI:

Tabla 6: Resultados de los ensayos de propiedades físicas.

– Ensayos de Propiedades Físicas

VETA PABLO			
Parámetros	Caja Piso		Promedio
Muestra	SOC	DLEP-A01	
Litología	Dacita	Dacita	Dacita
Densidad Seca (gr/cm ³)	2.51	2.52	2.51
Densidad Húmeda (gr/cm ³)	2.54	2.56	2.55
Porosidad Aparente (%)	3.21	3.41	3.31
Absorción (%)	1.28	1.35	1.31
Peso Específico Aparente (KN/M3)	24.73	24.92	24.82

– Ensayos de Resistencia a la Compresión Uniaxial

VETA PABLO			
Parámetros	Caja Piso		Promedio
Muestra	SOC	DLEP-A01	
Litología	Dacita	Dacita	Dacita
Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)	131.0	110.1	120.5

– Ensayos de Propiedades Elásticas

VETA PABLO			
Parámetros	Caja Piso		Promedio
Nivel	SOC	DLEP-A01	
Litología	Dacita	Dacita	Dacita
Modulo de Young (E) GPa	24.79	15.88	20.33
Relación de Poisson (ν)	0.24	0.24	0.24

– Ensayos de Corte Directo

VETA PABLO			
Parámetros	Caja Piso	Caja Piso	Promedio
Nivel	SOC	DLEP-A01	
Litología	Dacita	Dacita	Dacita
Angulo de fricción (φ)	30.60°	29.72°	30.16°
Cohesión (MPa)	0.086	0.099	0.105

Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

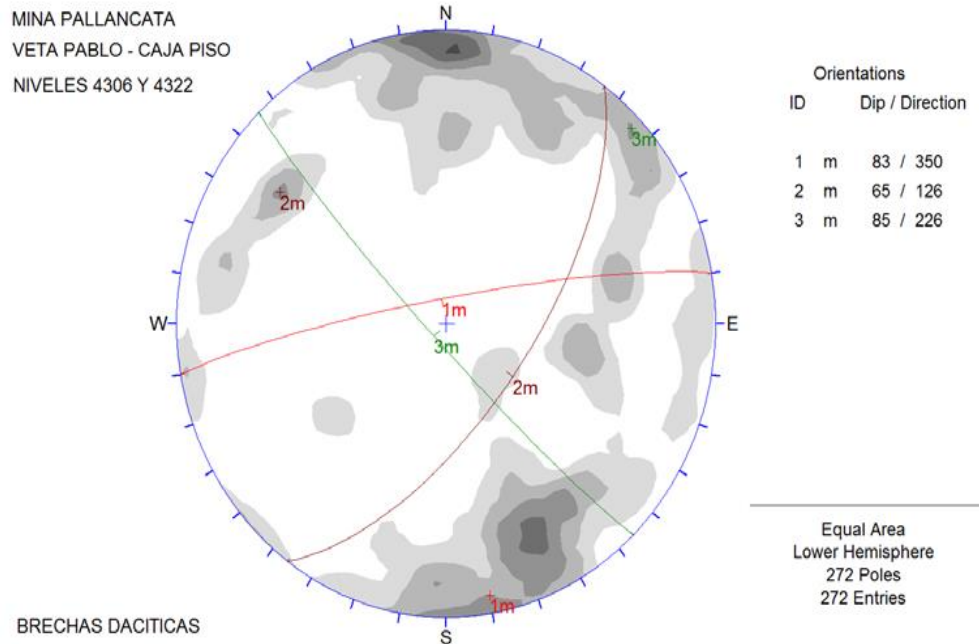
- **Características de Discontinuidades**

Las características de las discontinuidades de la caja piso se determinó mediante la ejecución de registros lineales en el crucero 4306, subnivel 4306NE, subnivel 4306SW, crucero 4322, subnivel 4322NE y subnivel 4322SW con el objetivo de determinar los principales sistemas de fracturas, la frecuencia de fracturas por metro lineal (f/ml), persistencia, abertura, alteración, relleno y rugosidad, así como la presencia de agua en la caja techo y la intensidad del tipo de alteración hidrotermal.

En la caja piso se determinaron tres sistemas principales de fracturas N80°E/83°NW y N35°E/65°SE y N45°W/85°SW (ver figura 35) en condiciones húmedas con una frecuencia promedio 12 discontinuidades por metro lineal, persistencia de 1.0 a 3.0 m, rugosas, ligeramente onduladas con rellenos duros

y aberturas menor a 5 mm, moderadamente alteradas con recubrimiento de clorita y epidota, por lo que se consideró como índice de alterabilidad (Id) una valoración de 8 (según Bieniawski, 2014).

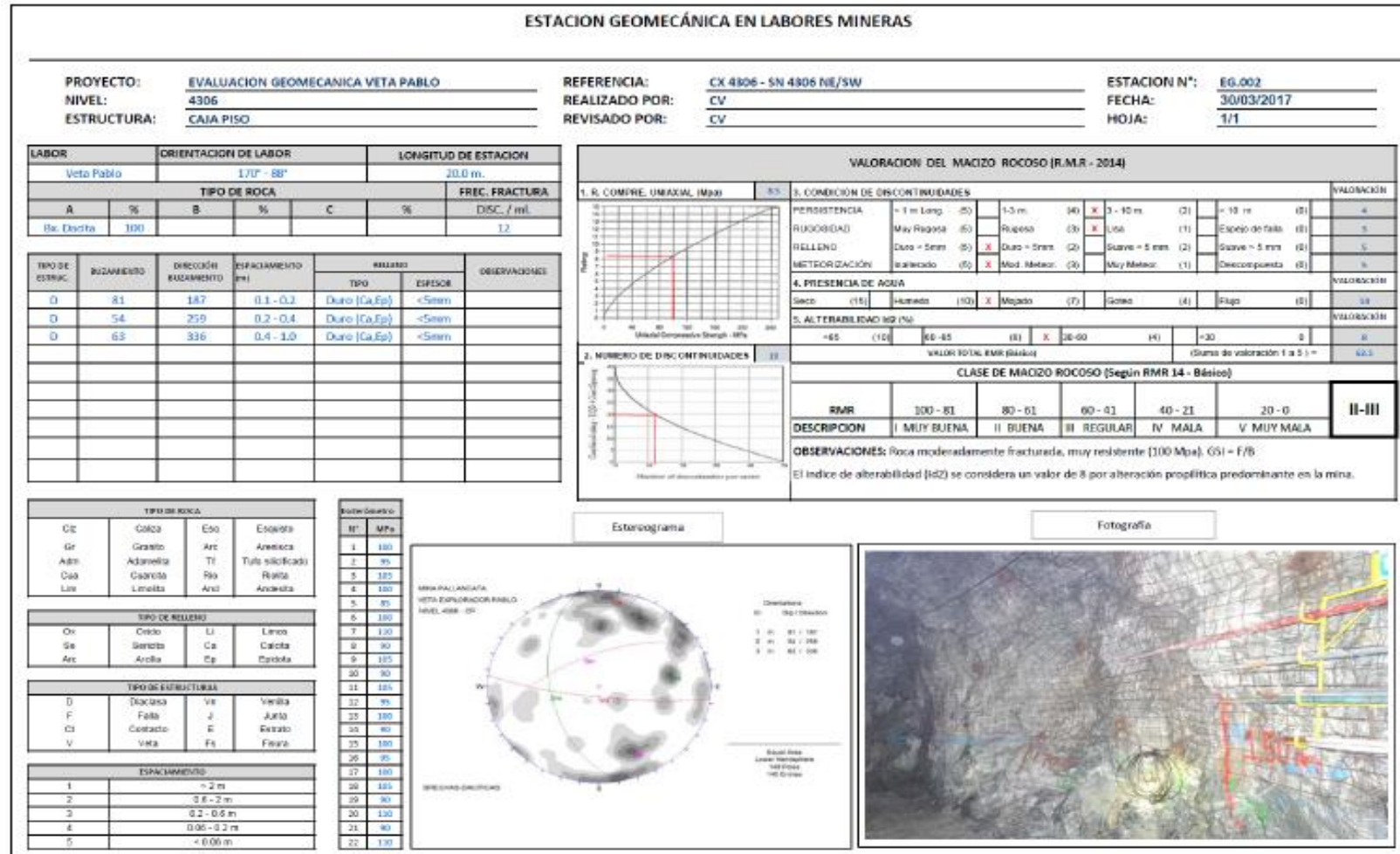
Figura 19: Principales sistemas de fracturas del compuesto de las mediciones de las discontinuidades en la caja piso de la veta Pablo en mina Pallancata.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

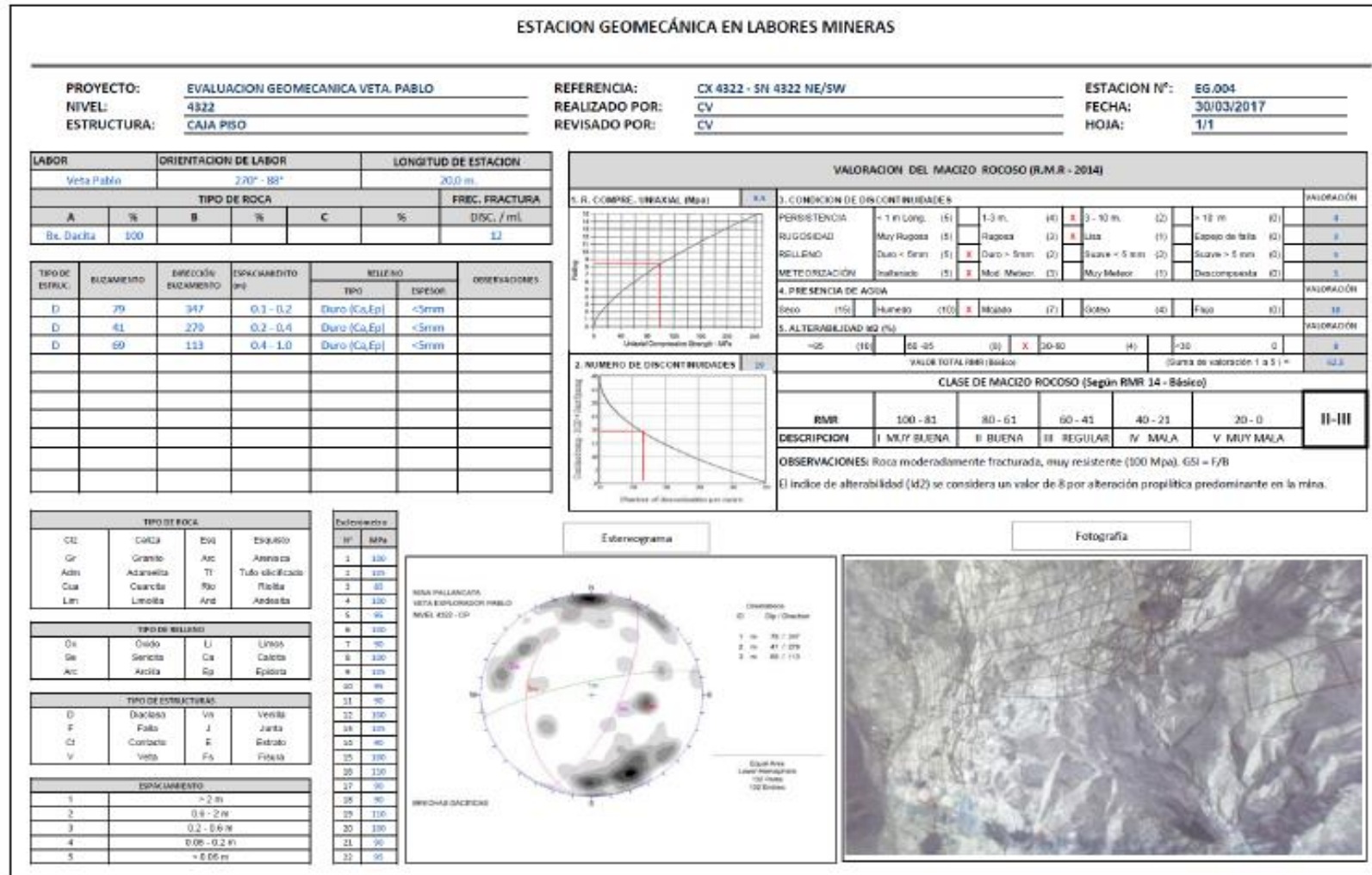
A continuación, se presentan las estaciones geomecánicas realizadas en la caja piso de la Veta Pablo:

Figura 20: Estación geomecánica en labores mineras.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschule Mining.

Figura 21: Estación geomecánica en labores mineras.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

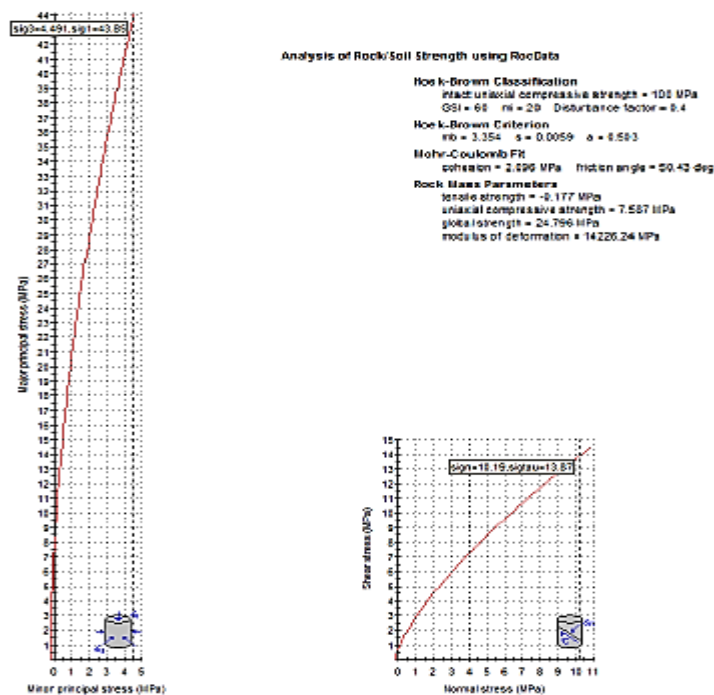
- **Características del Macizo Rocos**

Las características del macizo rocoso de la caja piso se determinó según el programa Roc Data (Rocscience) tomando en cuenta los siguientes parámetros: Resistencia a la compresión simple promedio de 100 MPa, índice GSI de 60, parámetro "mi" correspondiente a roca Dacítica propilitizada equivalente a 20 y un parámetro "D" correspondiente al daño por voladura de 0.4. Así mismo, se tomó en cuenta una profundidad promedio de los subniveles de 350 m.

De acuerdo al Roc Data se obtuvo los siguientes resultados (ver figura 22):

- $Mb = 3.354$, $s = 0.0059$ y $a = 0.503$
- Cohesión = 2.096 MPa
- Ángulo de fricción interna = 50.43°
- Resistencia del macizo rocoso = 7.587 MPa
- Módulo de deformación del macizo rocoso = 14226.24 MPa

Figura 22: Determinación de las características del macizo rocoso de la caja piso de veta Pablo mediante el programa RocData.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

De acuerdo a las características de las discontinuidades de la caja piso, familias de fracturas, grado de fracturamiento del macizo rocoso (RQD), espaciamiento,

persistencia, abertura, rugosidad, relleno, alteración y presencia de agua se obtuvo un índice RMR' (14) promedio de 65 y un índice Q' promedio de 8.8. Estos valores obtenidos se utilizarán para la aplicación del método gráfico de estabilidad y el diseño del sostenimiento.

2.3.3. CONCEPTOS TEÓRICOS DE VARIABLES DE DISEÑO Y ESTABILIDAD DE TAJEOS

a. Radio hidráulico

El concepto de radio hidráulico para tomar en cuenta el tamaño y forma de un plano de tajeo bajo análisis fue introducido por Laubscher y Taylor (1976). El radio hidráulico es el cociente del área de muro de tajeo y el perímetro de muro de tajeo, y favorece formas largas y estrechas sobre formas cuadradas.

Evaluar el radio hidráulico es fácil ya que la mayoría de formas de tajeo no son muy complejas. La metodología permite el análisis de superficies de tajeo muro por muro. La relación entre radio hidráulico (o sea área/perímetro) y longitud de excavación, dada por una altura fija, usualmente definida por el intervalo de subnivel, es proporcionada por:

- $HR = (H)(L) / 2(H+L)$
- $L = 2(H)(HR) / H - 2(HR)$

donde HR es el radio hidráulico y H y L son la altura y longitud del muro de tajeo, respectivamente.

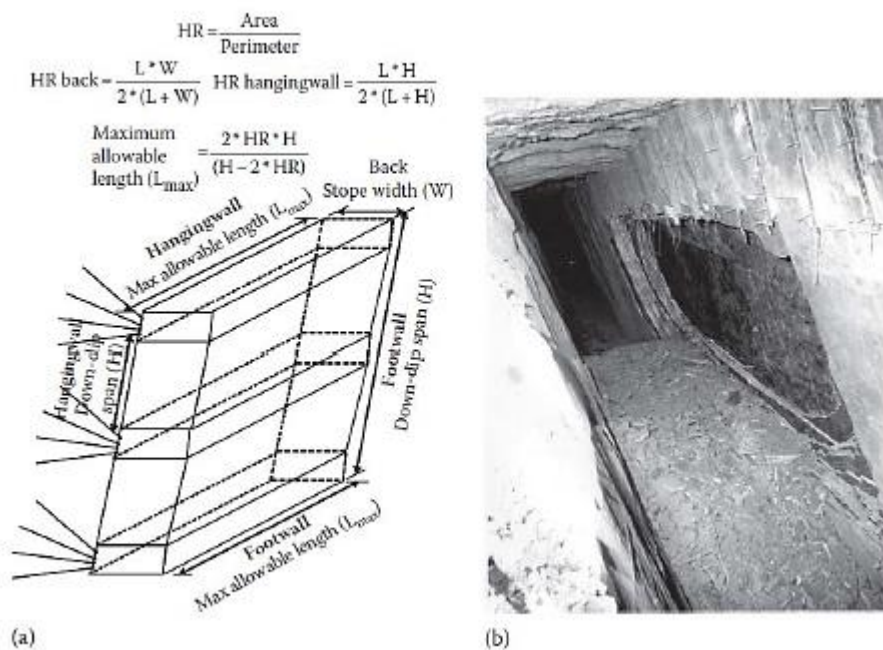
A fin de determinar las longitudes sin sostenimiento máximas permisibles, es necesario determinar primero la altura o la anchura de la excavación. Para muros verticales, esto generalmente se relaciona con las dimensiones de piso a piso para la superficie de tajeo en consideración.

Considerar, por ejemplo, la Figura 7a, que muestra que para una lapa el tramo de tajeo buzamiento abajo es "fijo", pues lo determina el intervalo de subnivel elegido. Para los techos y muros de extremo de tajeos, la anchura generalmente la controla el ancho del mineral o tajeo (pues para una veta angosta por lo general los tajeos a propósito no se minan más anchos que la anchura del mineral). Para una caja respaldo, debido al refuerzo de

emperrado de cable en cada intervalo de subnivel, la dimensión “fija” es el tramo buzamiento debajo de los pernos de cable (para yacimientos con buzamiento empinado extremado, esto es aproximadamente igual al espaciamiento de intervalo de nivel).

La Figura 7b muestra que la masa rocosa expuesta entre los pernos de cable debe ser inherentemente estable, pues los pernos de cable sólo minimizan la deformación localmente cerca de los piques de tajeo. Los pernos de cable también son muy eficaces para detener fallas buzamiento arriba.

Figura 23: Dimensiones fijas y permisibles de tajeo y (b) falla de caja respaldo.



Fuente: Departamento de Geología de Hochschild Mining.

b. Predicción de la estabilidad de tajeos.

El cálculo del número de estabilidad para un muro de tajeo particular se realiza multiplicando las variables que toman en cuenta las variables geotécnicas previamente descritas.

El trabajo de análisis regresivo inicial en Canadá incluyó un total de 175 casos de estudio de muros de tajeo abierto sin sostenimiento de 23 minas canadienses (Potvin, 1988). El gráfico de estabilidad inicial mostrado en la Figura 8 se compone de zonas estables y de hundimiento, separadas por

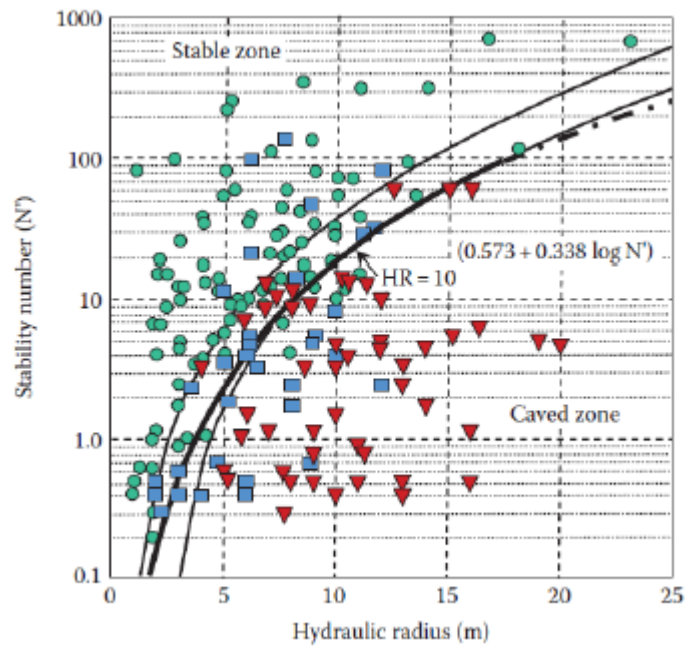
una zona de transición. Las cajas techo del tajeo fueron divididos por Potvin (1988) en tres grupos. Las cajas techo estables que experimentaban dilución baja se representaron con puntos de forma redonda. Las cajas techo de tajeo que experimentaban dilución y caída de rocas causando problemas operativos se clasificaron como inestables. En el gráfico se les muestra como puntos de forma cuadrada. Los puntos triangulares representan cajas techo que experimentaron inestabilidad severa.

La línea sólida negra mostrada en la Figura 8 fue calculada por Nickson (1992) para dar cuenta estadísticamente de la diferencia entre puntos estables y derrumbados. La relación entre el número de estabilidad N' y el radio hidráulico máximo sin sostenimiento permisible (HR permitido) es dado como función del número de estabilidad por:

$$\text{HR permitido} = 10[0.573+0.388\log N']$$

El límite de Nickson permite dimensiones de tajeo más grandes que las pronosticadas por la zona transicional sin sostenimiento de Potvin. El límite estadístico desarrollado por Nickson puede usarse para predecir la superficie máxima permisible de tajeo abierto relativa a ese número de estabilidad particular. Por ejemplo, para un número de estabilidad de 11, se permite un radio hidráulico correspondiente de 10 y se le recomienda como un primer estimado para el diseño de tramos de tajeo.

Figura 24: Gráfico de estabilidad inicial calculado de 175 historias de casos de muros de tajeo abierto sin sostenimiento.

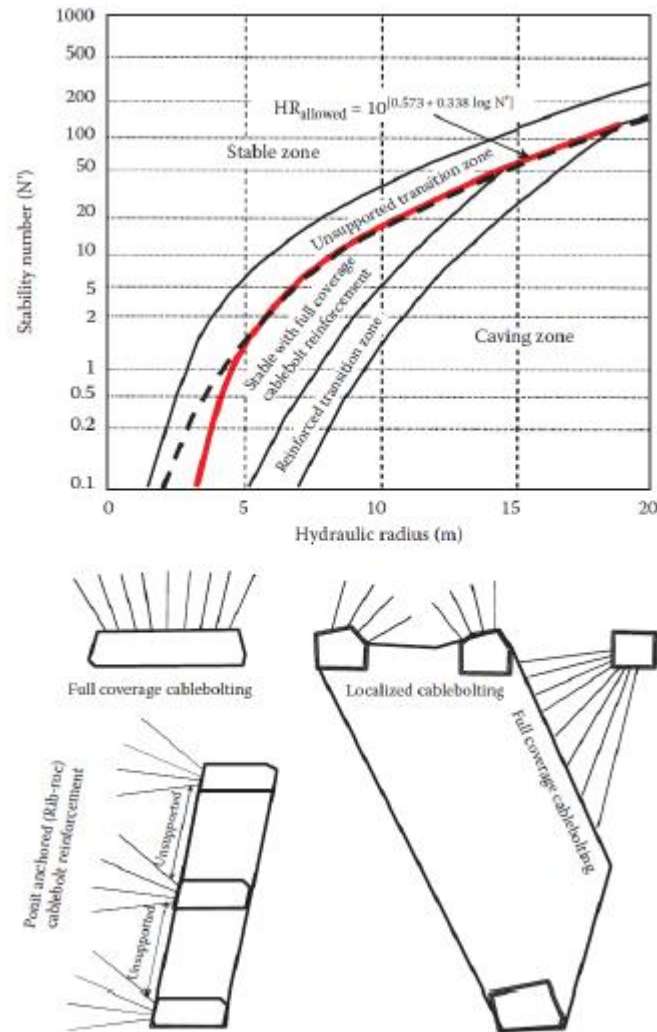


Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Nickson (1992) aumentó también la base de datos inicial para el método de gráfico de estabilidad y eventualmente actualizó el gráfico de estabilidad a la forma mostrada en la Figura 25. Esta figura puede usarse para evaluar los tamaños máximos permisibles de muros de tajeo ya sea para muros de tajeo sin sostenimiento o empernados de cable por patrón (cobertura total). Sin embargo, Nickson (1992) enunció claramente que no puede usarse el gráfico para diseñar tramos de caja respaldo con pernos de cable donde los cables se instalan desde locaciones de galería de perforación puntuales (empernado de cable de caja respaldo anclado puntualmente o roca de saliente); ver Rauert, 1995).

Las evaluaciones de la estabilidad de cajas techo de tajeo empernadas con cable deben asegurar que cualquier masa rocosa sin sostenimiento expuesta buzamiento abajo entre locaciones finitas de empernado de cable sea inherentemente estable.

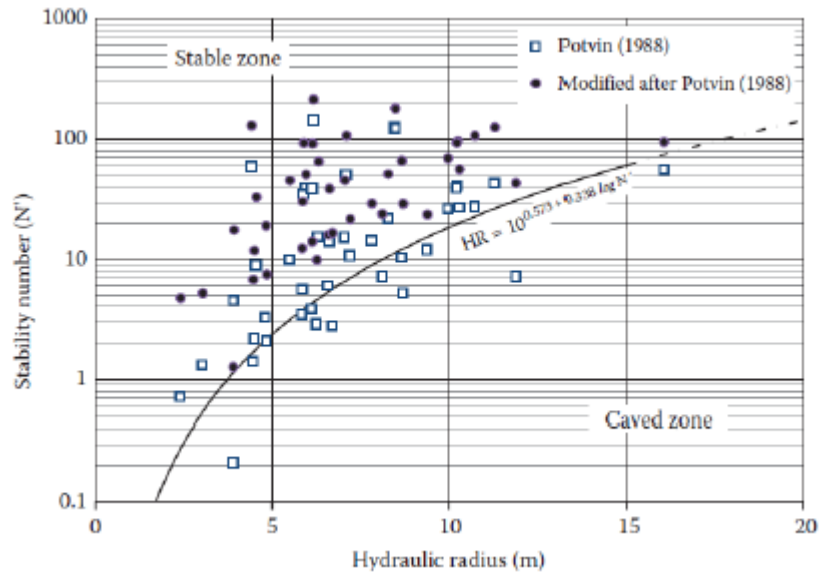
Figura 25: Gráfico de estabilidad mostrando zonas de terreno estable, terreno de derrumbe y terreno que requiere refuerzo de perno de cable.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

La Figura 26 muestra los datos de estabilidad de tajeo para muros de tajeo abierto (profundidad cero de falla) sin sostenimiento y completamente estables en la mina Cannington, Queensland (Coles, 2007). La figura compara los cálculos de Potvin (1988) con la predicción usando los parámetros actualizados presentados en este capítulo. La figura muestra también la relación original desarrollada por Nickson (1992).

Figura 26: Gráfico de estabilidad para muros de tajeo abierto sin sostenimiento y completamente estables (profundidad cero de falla), mina Cannigton, Queensland.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Sin considerar la metodología empírica escogida, el diseño final de un tajeo abierto siempre debe tener en cuenta las cuestiones geotécnicas discutidas anteriormente junto con las limitaciones económicas, de programación y minado. En consecuencia, siempre se requiere el juicio de ingeniería para establecer el diseño de muros de tajeo más eficiente.

c. Estimación de sobre excavación no controlada (ELOS)

El concepto de dilución puede vincularse a dos indicadores de la calidad de la explotación minera: desempeño y eficiencia. El desempeño de un caserón está generalmente medido en relación a su habilidad para maximizar la recuperación minera.

No obstante, el incrementar la recuperación conlleva inherentemente un aumento de la dilución debido al aumento del tamaño de las unidades, lo que implica pérdida de selectividad y mayor probabilidad de falla en las paredes. En relación a esto último, se ha establecido que el principal mecanismo o fenómeno físico que permite cuantificar la dilución en Sublevel Stopping corresponde a la sobre excavación de las paredes del caserón (Cepuritis & Villaescusa, 2006).

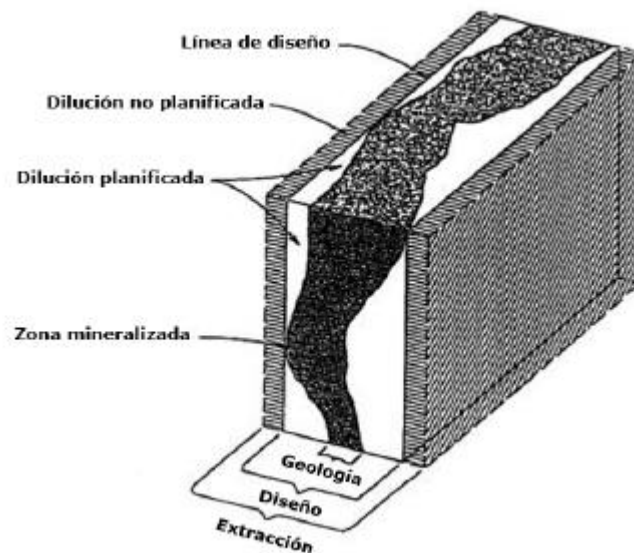
También se entiende a la dilución como un indicador de eficiencia minera, definida como la proporción de lastre introducido al proceso minero. Mayor eficiencia implicaría menor dilución, y por ende menores costos de producción. Ahora bien, dado que la dilución se cuantifica principalmente por la cantidad sobre excavación de las paredes del caserón, esta suele ser difícil de calcular ya que exige la implementación de levantamientos de cavidades por láser y posterior análisis comparativo (ver figura 12). Sin embargo, de acuerdo al grado de incertidumbre de la procedencia de la dilución, es posible distinguir dos tipos (Scoble & Moss, 1994):

Dilución planificada: Hace referencia al material estéril que es cubicado dentro de los márgenes de la definición física de la unidad básica minera, y forma parte de la planificación minera.

Dilución no planificada: Material adicional extraído que no corresponde a mineral, ya sea roca o relleno provenientes desde las afueras de los márgenes del caserón. La disponibilidad de este material ocurre debido a fracturamiento inducido en las paredes por daño por tronadura, desprendimiento de rocas desde las paredes inestables, o desprendimientos de relleno. Dado el impacto en los costos de producción, estimar la magnitud de la dilución no planificada permite diseñar caserones con un nivel de certidumbre mayor en relación a su estabilidad, y a la estabilidad de los pilares circundantes.

A su vez, esto permite definir los costos asociados a la tolerancia a la dilución para el sistema minero, entendiendo de forma exhaustiva la relación entre la recuperación y la dilución para la valorización de las operaciones mineras.

Figura 27: Demostración gráfica sobre tipos de dilución, Mah (1997)



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

- **Factores y mecanismos condicionantes de la dilución**

Diversos autores, a través del estudio de casos históricos o mediante modelamiento numérico de distintos casos representativos (Capes, 2009, Henning & Mitri, 2008, Henning & Mitri, 2007, Mah, 1997, Martin et al., 1999, Martin et al., 2003, Potvin, 1988), han concluido y destacan que la cantidad de dilución por sobre excavación observada y medida está fuertemente condicionada a cinco aspectos fundamentales que guardan relación con: la geometría de la excavación, la orientación de los esfuerzos principales y la competencia del macizo rocoso. Siendo estos:

- **Altura del caserón:** Asociada a la desviación excesiva de los tiros de producción conforme se aumenta la distancia de perforación, o a la estabilidad del macizo rocoso a medida que se aumenta la altura y con esto la luz máxima de exposición.
- **Ángulo de inclinación de la pared colgante:** Mientras más inclinada se encuentra la pared colgante, mayor será la dilución por sobre excavación debido a la presencia de esfuerzos verticales actuando sobre el macizo circundante, y al aumento de la altura real de la pared.
- **Tensor de esfuerzos imperante:** Se genera una zona de relajación en la pared colgante, debido a una redistribución de los esfuerzos hacia

los abutments. Se ha demostrado que la relajación puede causar condiciones de esfuerzos casi nulas lo que reduce la capacidad de la excavación de autosoportarse en un macizo fracturado y aumenta la probabilidad de formación de grietas nuevas (Diederichs & Kaiser, 1999, Hoek, 1968).

- Forma y tipo de caserón: esto hace referencia a la relación de aspecto que presenta un caserón. Se ha concluido que caserones más altos que anchos presentan menor dilución que sus pares con forma más cúbica (Henning & Mitri, 2007).
- Secuencia de extracción: Se alude a la secuencia de extracción ascendente de caserones con posterior relleno, en donde los caserones primarios, que se caracterizan por estar rodeados de roca presentan índices de dilución menores que los caserones terciarios que se rodean de pilares compuestos de relleno cementado.

- **Línea Equivalente de Sobre Excavación (ELOS)**

El término ELOS fue introducido por Dunne y Pakalnis, y Clark y Pakalnis (Clark & Pakalnis, 1997, Dunne & Pakalnis, 1996) para representar a la dilución en términos de una densidad lineal de sobre excavación. Este término uniformiza el volumen total de sobre excavación de una pared a lo largo de toda la extensión de su área (ver figuras 13 y 14).

Físicamente el término ELOS representa una profundidad promedio de sobre excavación para una pared, y tiene la ventaja de entregar información de manera independiente del valor del ancho del caserón, a diferencia del término porcentual.

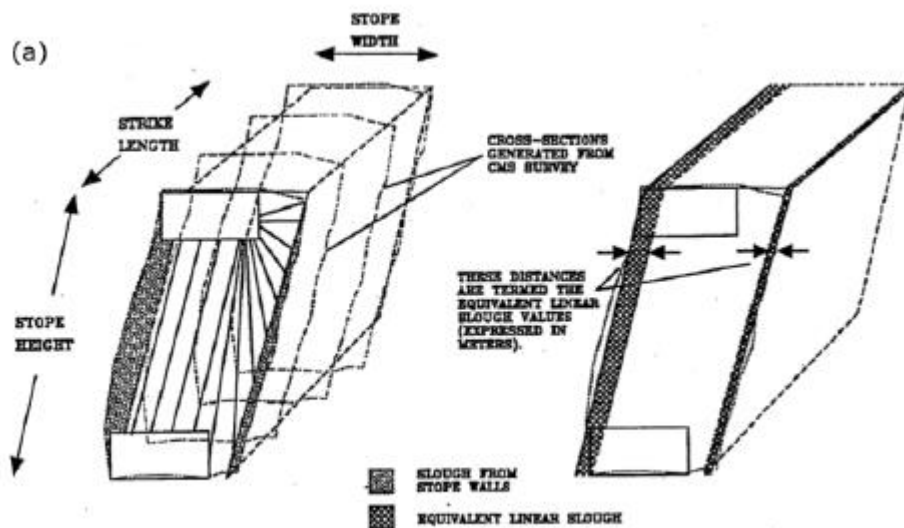
Cuando se expresa la dilución en términos porcentuales (%), el ancho del caserón genera grandes distorsiones en el análisis dado su peso en el volumen total de la excavación, pudiendo ser este último el caso de comparación entre vetas angostas y caserones de ancho considerable (Fuente: Henning (2007)).

$$ELOS [m] = \frac{\text{Volumen de sobre excavación de la pared [m}^3]}{\text{Área de la pared [m}^2]}$$

La ELOS convierte una medida volumétrica de la sobre excavación en una profundidad promedio, redistribuida sobre el área total estudiada. Así la dilución en términos porcentuales es fácilmente obtenida por la siguiente ecuación:

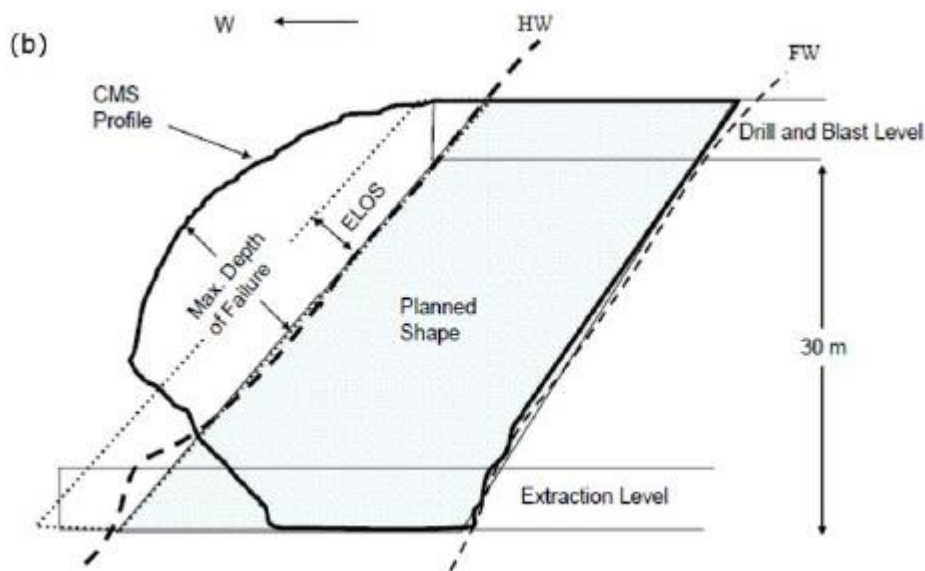
$$\%Dil = \frac{ELOS [m]}{\text{Ancho de la pared [m]}}$$

Figura 28: Explicación grafica tridimensional ELOS, Mah (1992).



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 29: Sección transversal de ELOS, Capes (2009)



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

- **Zonificación Generalizada en Gráficos Empíricos**

Debido a que los métodos de predicción de sobre excavación presentan gran variabilidad en los valores de la base de datos, éstos son zonificados en intervalos de igual potencial de sobre excavación. Estas zonas se asumen en asociación a ciertas prácticas operacionales, siendo estas:

Zona: $ELOS \leq 0.5$ [m] Se asocia principalmente a daño por voladura. Esta sobre excavación es provocada por el efecto de la propagación de onda de choque, vibraciones y desviaciones de los tiros de producción que generan un aumento del poder rompedor de la configuración de la voladura, más allá de los límites de diseño.

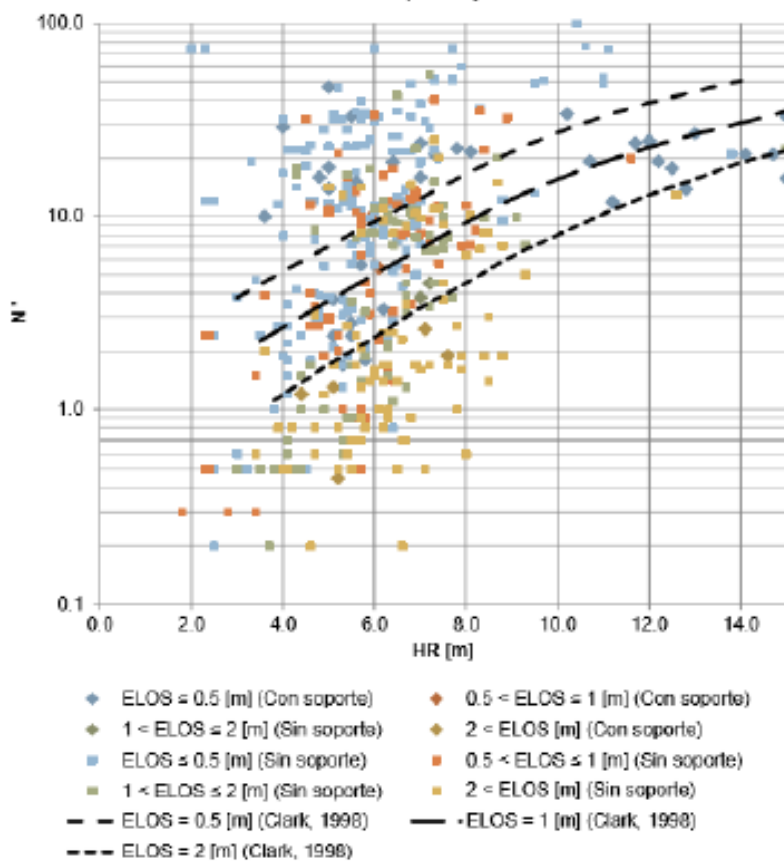
Zona: 0.5 [m] $\leq ELOS \leq 1.0$ [m] Considerado como dilución menor. Es provocada por fenómenos de deslizamiento de bloques o lajamiento de las paredes del caserón producto de la distribución de esfuerzos en torno al caserón.

Zona: 1.0 [m] $\leq ELOS \leq 2.0$ [m] Considerado como dilución moderada. Está asociada al desprendimiento y caída de bloques de roca desde la pared colgante y techo. Esto está principalmente controlado por la generación de una zona de relajación de esfuerzos adyacente a la pared colgante que

provoca un efecto de desconfinamiento de los bloques presentes, los que deslizan entre sí o caen por gravedad.

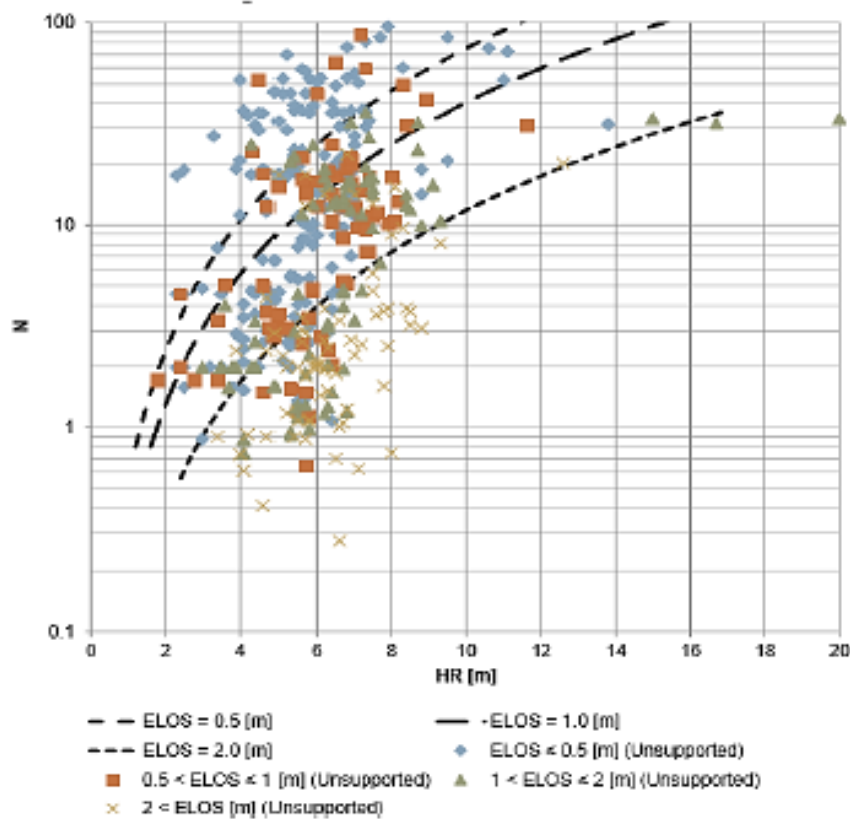
Zona: $ELOS > 2.0$ [m] Considerado como dilución severa. Esta zona corresponde a una sobre excavación mayor producto del desconfinamiento de la pared asociado a la zona de relajación de esfuerzos que ha concluido en un arco mecánico estable mucho más atrás de la delimitación de la pared colgante.

Figura 30: Guías de estimación de sobre excavación de Clark (1998)



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 31: Modelo de dilución actualizado - Nuevas guías de estimación de sobre excavación.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

d. Gráfico Múltiple GDE

La principal incertidumbre en túneles está relacionada con la identificación de los riesgos que se puedan presentar durante su excavación debido a los diferentes tipos de rotura que presenta el macizo rocoso. Esta incertidumbre se debe principalmente a la dificultad de realizar investigaciones detalladas, previas a las excavaciones, y a la complejidad de los procesos de formación del macizo rocoso que han intervenido en sus características actuales, por lo que, la predicción del comportamiento de una excavación es un punto clave en los diseños de túneles, habiéndole dedicado los especialistas en mecánica de rocas muchos esfuerzos con el objetivo de aumentar la fiabilidad de las evaluaciones con el fin de obtener las posibles respuestas del macizo rocoso.

Uno de los trabajos más recientes, relacionado con la predicción de riesgos, es el propuesto por el Dr. G. Russo, 2007 (Geodata Spa, Turin, Italy) titulado "Un enfoque racional simplificado para la evaluación preliminar del comportamiento de las excavaciones de túneles en roca", así como su actualización propuesta en el año 2014 y publicada en la revista Tunnelling and Underground Space Technology 41 (2014) 74-81 titulado "Actualización del Gráfico Múltiple - GDE para su aplicación en la evaluación preliminar del comportamiento del macizo rocoso en túneles".

Este enfoque de evaluación del comportamiento del macizo rocoso en una excavación subterránea correlaciona las diferentes clasificaciones geomecánicas (RMI, GSI y RMR) con el objeto de obtener un índice de competencia (IC), que al relacionarlo con las tensiones in-situ, producto de la profundidad de la excavación, nos permita identificar en forma preliminar los diferentes tipos de rotura del macizo rocoso que puedan presentarse durante la excavación.

El gráfico múltiple - GDE (Russo, 2007, 2014) está compuesto por cuatro sectores, habiéndose elaborado en cada uno ellos un uso sencillo de la cuantificación de las propiedades del macizo rocoso. Estos sectores son los siguientes (ver figura 17):

Sector I: Caracterización del macizo rocoso (Volumen de bloque + condición de discontinuidades).

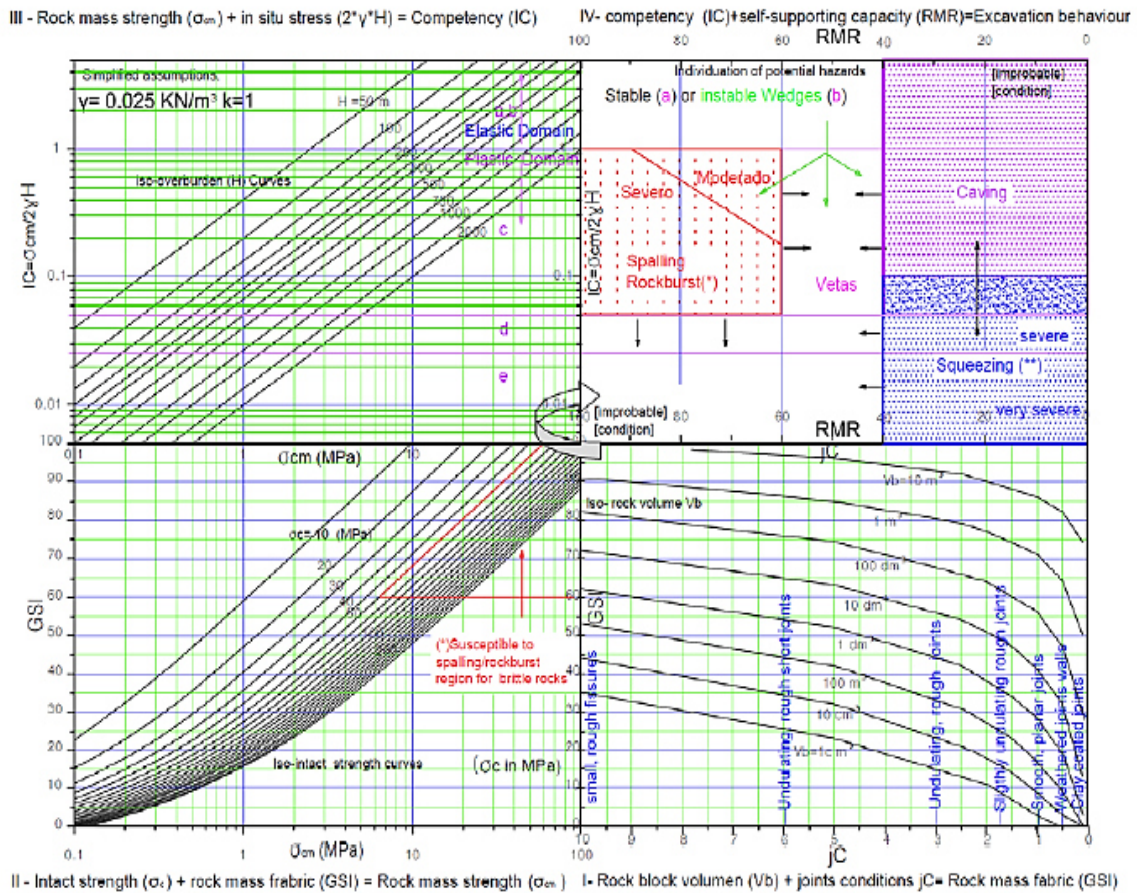
Sector II: Resistencia del macizo rocoso (Resistencia de la roca intacta + Caracterización del macizo rocoso).

Sector III: Índice de Competencia (Resistencia del macizo rocoso + Condición tensional in-situ).

Sector IV: Comportamiento de la excavación (Índice de competencia + Condición de auto-soporte).

La aplicación del gráfico múltiple se realiza en sentido horario siendo el sector I el inferior derecho, el sector II el inferior izquierdo, el sector III el superior izquierdo y el sector IV, el superior derecho.

Figura 32: Gráfico Múltiple - GDE (Russo, 2014).



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

2.3.4. DETERMINACIÓN DEL SISTEMA DE MINADO VETA PABLO.

a. Gráfico de Estabilidad

El método gráfico de estabilidad permite determinar el dimensionamiento óptimo de los tajeos según el método de explotación por subniveles con taladros largos. Este método de estabilidad correlaciona el número de estabilidad ($N' = Q' \times A \times B \times C$) con el radio hidráulico (RH) de la caja techo.

El índice Q' se determinó en base a las características geomecánicas de las discontinuidades del macizo rocoso observadas en la caja techo, determinándose un Q' equivalente a 7.2.

El factor A (Factor de esfuerzo en la roca), el factor B (Factor de ajuste por orientación de discontinuidades) y el factor C (Factor de ajuste gravitacional) se determinaron mediante los cuadros propuestos por Villaescusa y Potvin modificado. Así mismo, para la determinación del

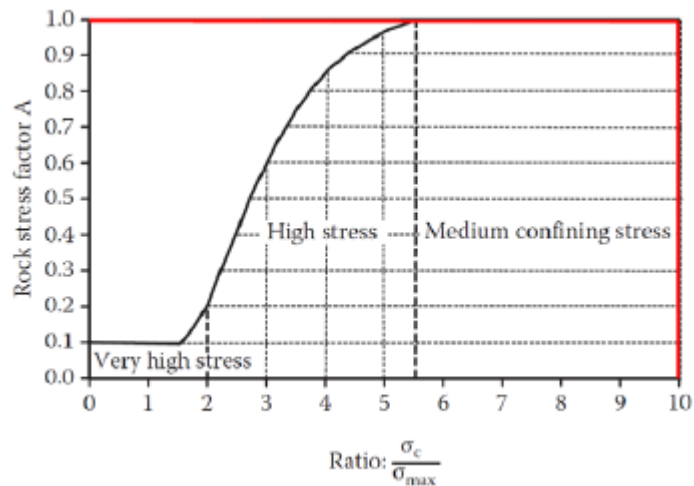
esfuerzo máximo (σ_{max}) se tomó en cuenta la densidad de la roca y la sobrecarga litostática.

Para determinar el factor A se tomó en cuenta la resistencia a la compresión uniaxial promedio (σ_c) de 95 MPa y esfuerzo vertical máximo (σ_{max}) de 9.45, obteniéndose un valor de 10 a la relación σ_c/σ_{max} , con lo cual el factor A equivale a 1.0 (ver figura 33).

El factor B se determinó en base a la diferencia de ángulos entre la orientación del eje del tajeo y la orientación de la discontinuidad de mayor predominio equivalente a 25° (según la proyección estereográfica del composito de medición de discontinuidades), obteniéndose el factor B equivalente a 0.42 (ver figura 34).

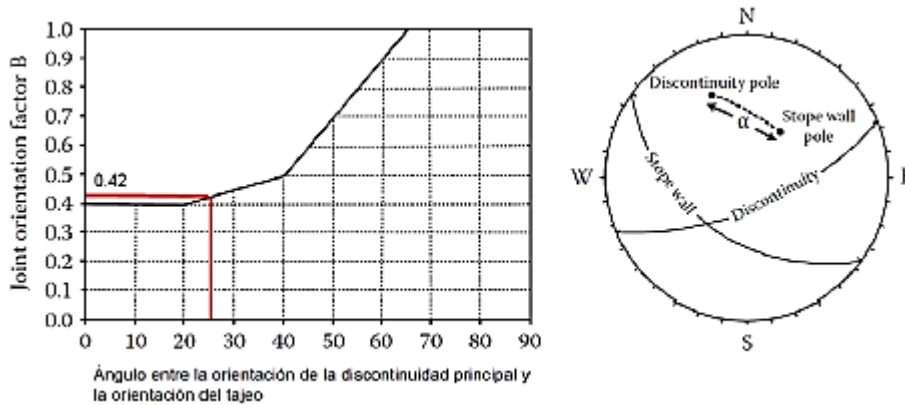
El factor C se determinó en base a la inclinación promedio de la Veta Pablo (70°), obteniéndose un valor de 6.5 (ver figura 35).

Figura 33: Determinación del factor de esfuerzo (factor A) en la caja techo de la veta Pablo, según Villaescusa (1996).



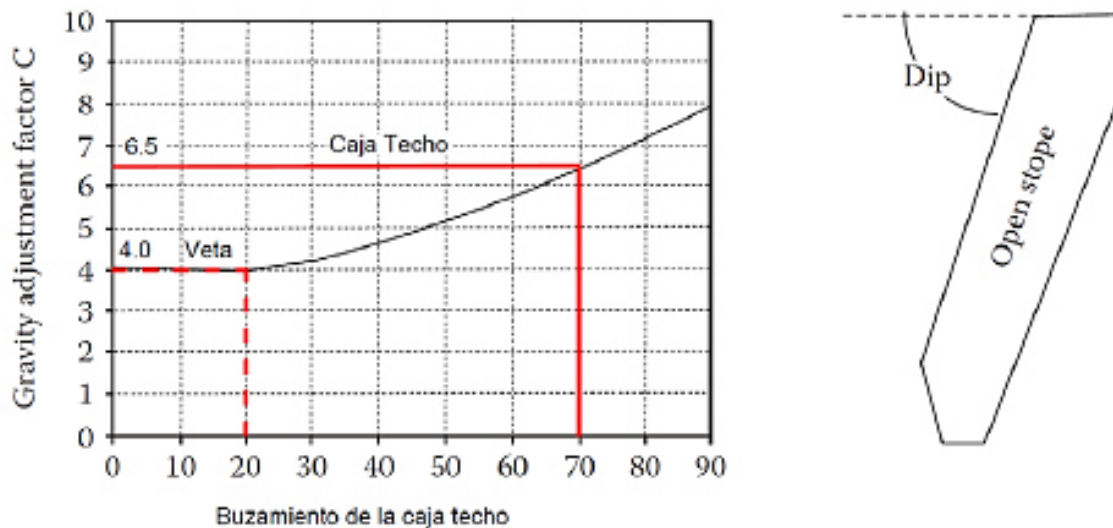
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 34: Determinación del factor de ajuste por orientación de discontinuidades (Factor B) en la caja techo de la veta Pablo según Potvin, 1988 modificado.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 35: Determinación del factor de ajuste gravitaciones (Factor C) en función de la inclinación de la caja techo de la Veta Pablo según Potvin, 1988 modificado.



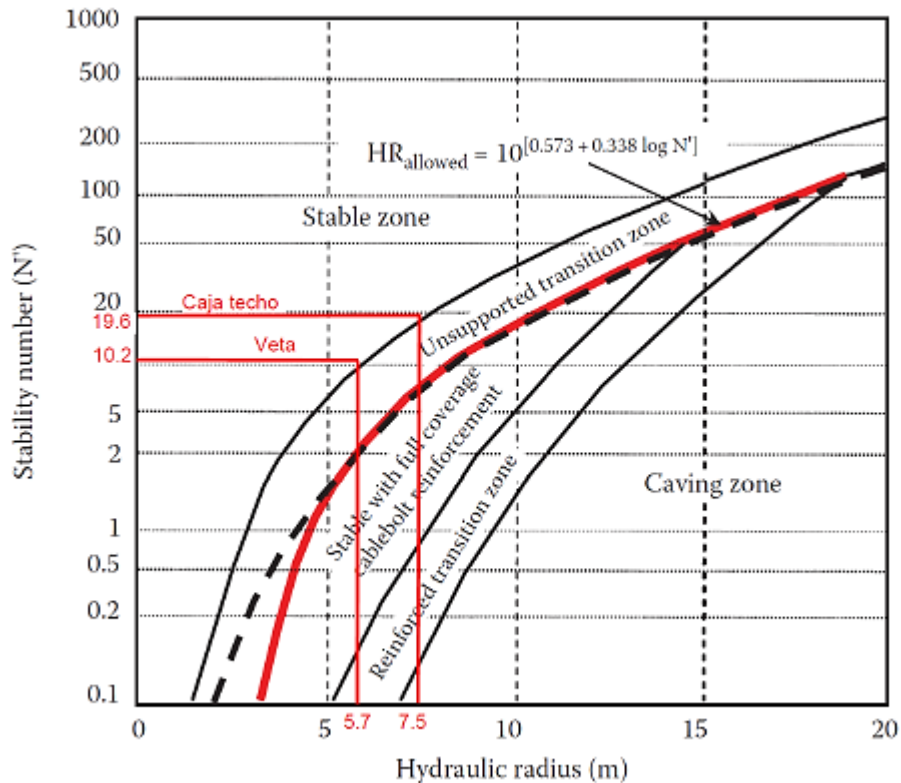
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Relacionando el valor del índice Q' y los valores de los factores A, B y C se determina que el número de estabilidad (N') es equivalente a 19.6.

Tomando en cuenta el número de estabilidad (N') equivalente a 19.6 y el radio hidráulico RH estable sin soporte equivalente a 7.5 (ver figura 40), se recomienda que las dimensiones de los tajeos proyectados para la explotación del minado de la veta Pablo con el método de subniveles con taladros largos sean de 30.0 m de longitud y 18.0 m de altura, con lo cual se obtiene un radio hidráulico de operación (RH operación) de

5.7 (inferior al RH estable sin soporte), considerando un subnivel superior de 4.0 m x 4.0 m, un subnivel intermedio de 4.0 m x 4.0 m (a partir del cual se realizarían las perforaciones de los taladros). A partir del subnivel inferior se realizará la extracción del mineral.

Figura 36: Gráfico de Estabilidad (Nickson, 1992). Se observa un radio hidráulico (RH) de 7.5 para condiciones de paredes estables sin sostenimiento en la veta Pablo.



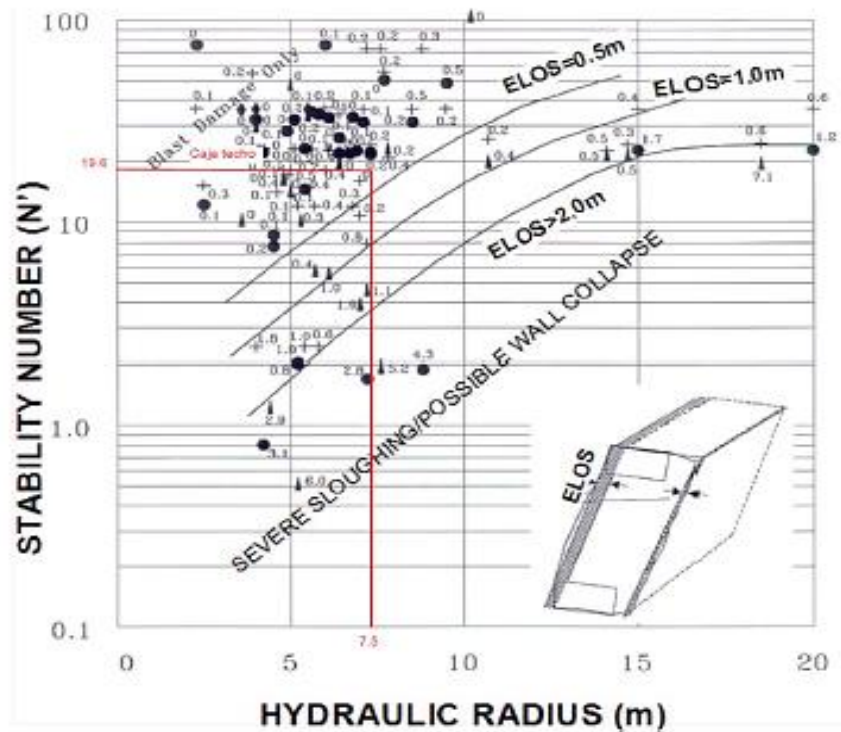
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

b. Estimación de sobre excavación no controlada (ELOS)

De acuerdo al gráfico de estimación empírica de sobre excavación no controlada (ELOS) y tomando en cuenta el valor del número de estabilidad (N') y el radio hidráulico sin sostenimiento (RH) obtenido del gráfico de estabilidad, se espera una dilución de 0.2 a 0.4 m para los paneles sin sostenimiento diseñados (30 m de longitud y 18 m de altura), ver figura 41, salvo la presencia de fallas subparalelas a la caja techo, las cuales deberán ser definidas por el departamento de geomecánica de la mina. En el caso de presentarse las fallas a una distancia menor a 5.0 m por detrás de la caja techo probablemente se requiera el uso de cables.

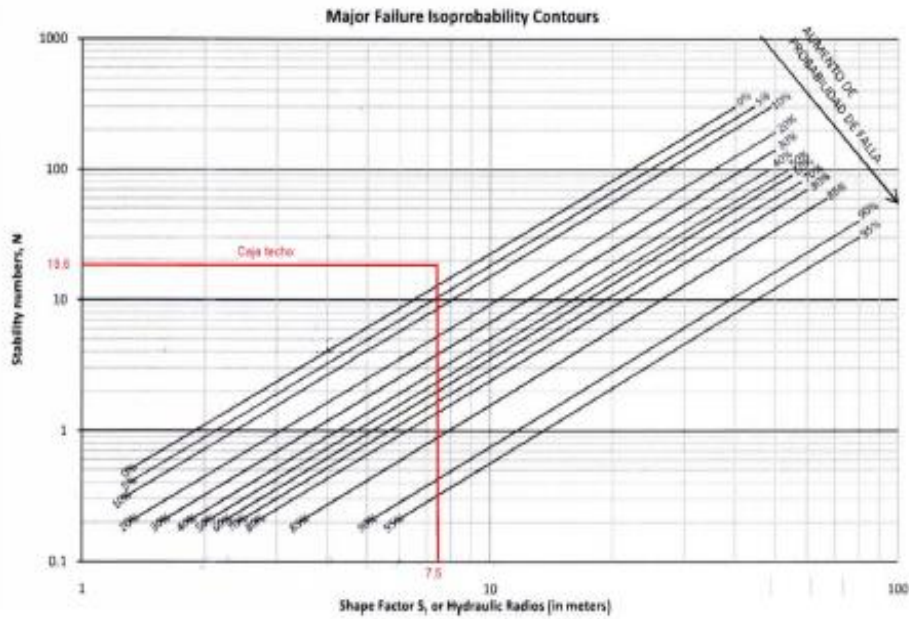
Según el gráfico de probabilidad de falla se espera condiciones estables en la caja techo (ver figura 38), salvo daños por desviación en la orientación de taladros y un exceso de carga en la voladura, lo cual debería ser controlado por mediciones de vibración.

Figura 37: Gráfico de Estimación Empírica de Sobreexcavación (ELOS) (Clark, 1988). Se observa una dilución de sobreexcavación entre 0.2 a 0.4 m en la veta Pablo.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 38: Gráfico de Probabilidad de Falla (C. Mawdesley, R. Trueman y W. J. Whiten, 2000). Se observa una probabilidad de falla de 0% para la veta Pablo.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

2.3.5. ANÁLISIS DE RIESGOS

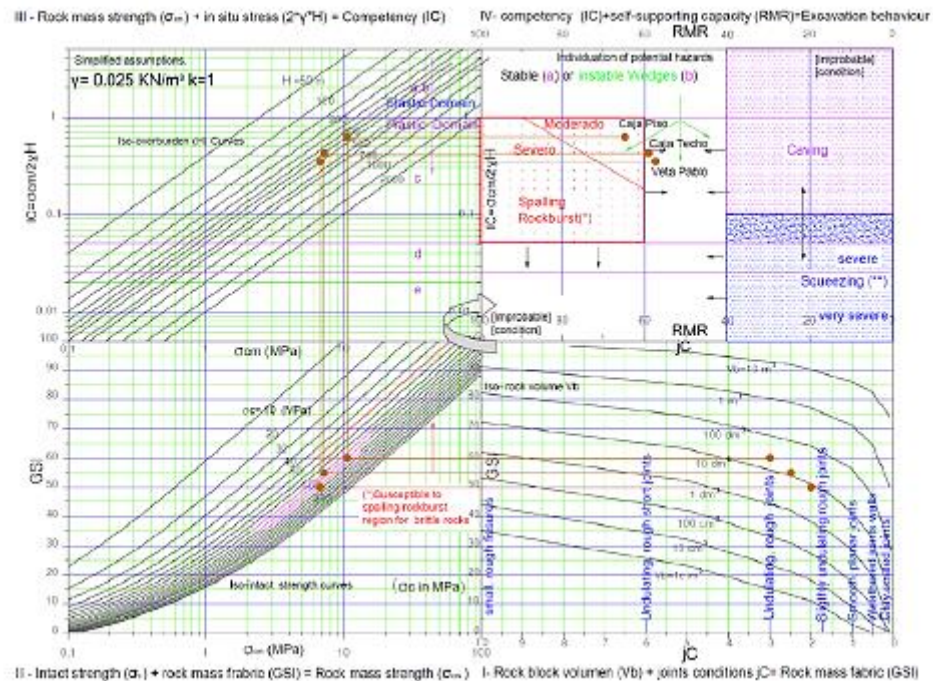
a. Gráfico múltiple - GDE

Para estimar los tipos de rotura del macizo rocoso en las excavaciones subterráneas se aplicó el Gráfico Múltiple - GDE actualizado por G. Russo (2014), con la cual se determina los posibles tipos de rotura en una excavación subterránea tomando en cuenta los siguientes parámetros:

- Caracterización del macizo rocoso (Parámetro jC e índice GSI) (Volumen de bloque + condición de discontinuidades)
- Resistencia del macizo rocoso (Resistencia de la roca intacta + caracterización del macizo rocoso)
- Índice de Competencia (IC) (Resistencia del macizo rocoso + condición tensional in-situ)
- Comportamiento de la excavación (Índice de competencia + condición de autoporte)

De acuerdo a la figura 39 se ha determinado la posible ocurrencia de cuñas en la caja techo y veta y lajamiento moderado en caja piso tomando en cuenta una cobertura litostática de 350 m.

Figura 39: Análisis de rotura del macizo rocoso en la veta Pablo, según el Gráfico Múltiple (G. Russo, 2014)



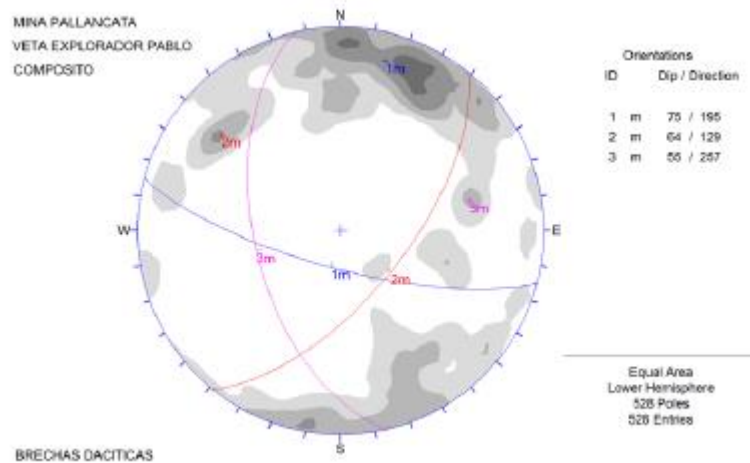
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Para confirmar la probable ocurrencia de cuñas en la caja techo y veta se tomó en cuenta el programa Unwedge (Rocscience) y la orientación de los principales sistemas de fracturas, incluyendo el ángulo de fricción interna (ϕ) y cohesión (c) obtenidos de los ensayos de corte directo, tanto para la bóveda de los subniveles con un ancho máximo de 10.0 m como para la caja techo de los tajeos tomando en cuenta una altura de 18.0 m.

b. Ocurrencia de cuñas

Para determinar la ocurrencia de cuñas en la bóveda se ha tomado en cuenta las mediciones de discontinuidades realizadas en los subniveles 4306 NE, 4306 SW, 4322 NE y 4322SW, así como en los cruceros 4322 y 4306 con un total de 528 mediciones, obteniéndose dos sistemas de fracturas predominantes (75/195 y 64/129) y un sistema de fracturas secundaria (55/257) en rocas sub volcánicas de composición dacítica, moderadamente fracturadas y resistente (F/R), roca Tipo IIIA, ver figura 40.

Figura 40: Proyección estereográfica del compuesto de medición de discontinuidades en la veta Explorador Pablo y crucero 4306 y 4322 en mina Pallancata.

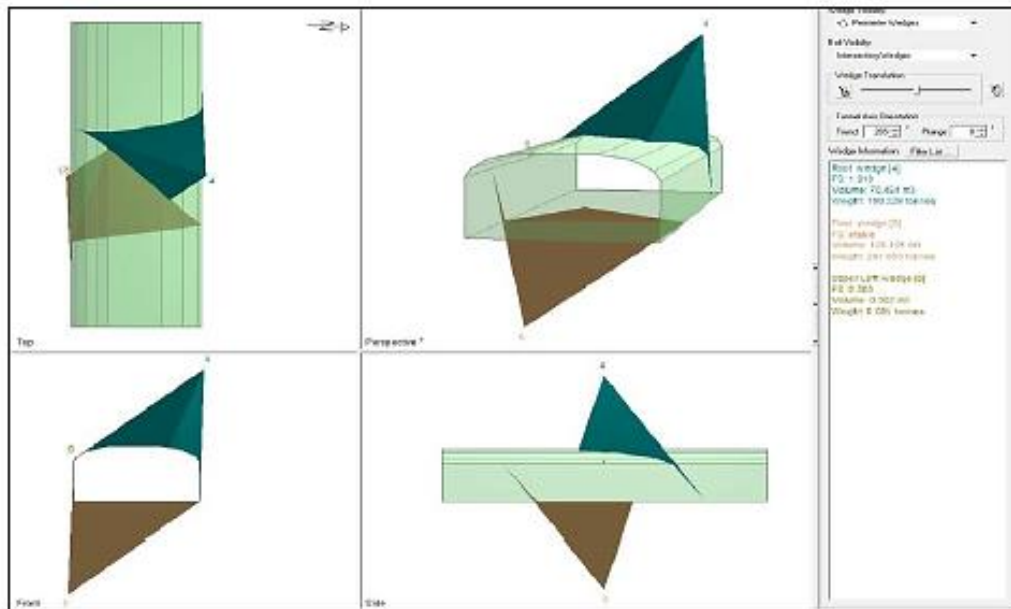


Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Tomando en cuenta los sistemas de fracturas, orientación del subnivel de N85°E, abertura máxima de 10.0 m, ángulo de fricción interna de 30° y una cohesión de 10 ton/m², proporcionado por el área de geotecnia de mina Pallancata, se obtiene una cuña máxima en la bóveda con un factor de seguridad (FS) de 1.9 según el programa Unwedge (ver figura 45), incrementándose el factor de seguridad a 2.36 con la colocación de pernos sistemáticos tipo swellex o hidrabolt de 2.1 m de longitud espaciados a 1.0x1.0 m (ver figura 46). La longitud del perno se determinó según la siguiente relación de Barton: $L=(2+0.15(B)) / ESR$. Las cuñas con dimensiones inferiores a 0.1 m³ (cuña 8) se controlaría con el uso de malla metálica.

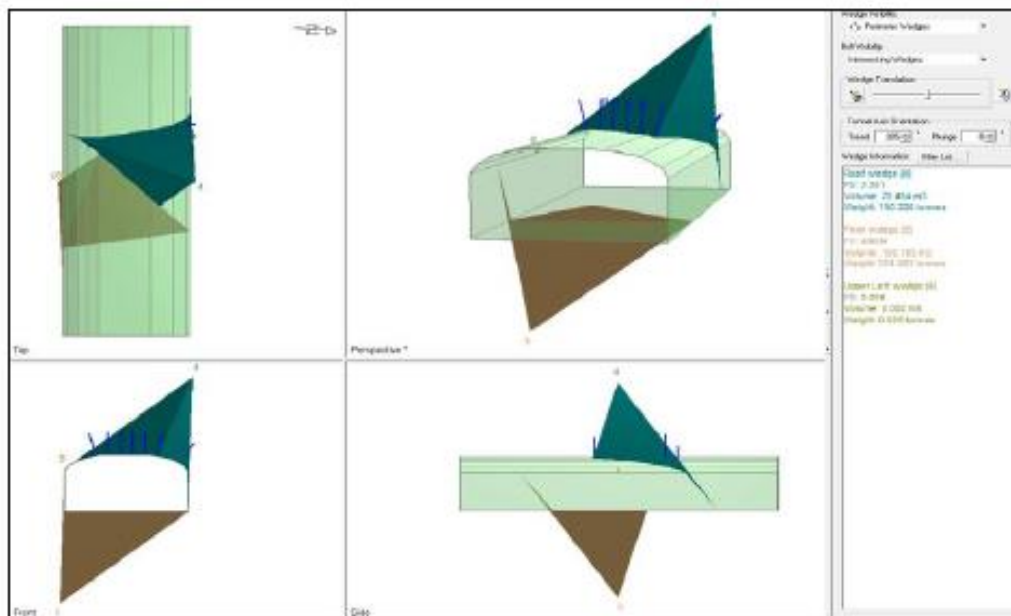
En aberturas de menores dimensiones (4.0, 6.0 y 8.0 m), las condiciones de estabilidad son mayores, no existiendo la ocurrencia de desprendimientos de cuñas en bóveda de los subniveles. El ángulo de fricción interna proporcionado por la mina corresponde a un macizo rocoso tipo III, coincidente con la calidad del macizo rocoso en veta Pallancata, sin embargo la cohesión proporcionada por la mina corresponde a un macizo rocoso tipo IV, siendo la cohesión para una roca tipo III de 25 ton/m², según Bieniawski 89, con lo cual se obtendría factores de seguridad significativamente más elevados (F.S>4.0), por lo que en forma conservadora se ha tomado en cuenta el valor de cohesión proporcionado por la mina.

Figura 41: Análisis de estabilidad de cuñas sin sostenimiento con un factor de seguridad (FS) de 1.9 según el programa Unwedge en veta Pablo, mina Pallancata.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 42: Análisis de estabilidad de cuñas con sostenimiento consistente en pernos swellex o hidrabolt de 2.1 m de longitud en reticulado de 1.0x1.0 con un factor de seguridad (FS) de 2.36 según el programa Unwedge en veta Pablo, mina Pallancata.

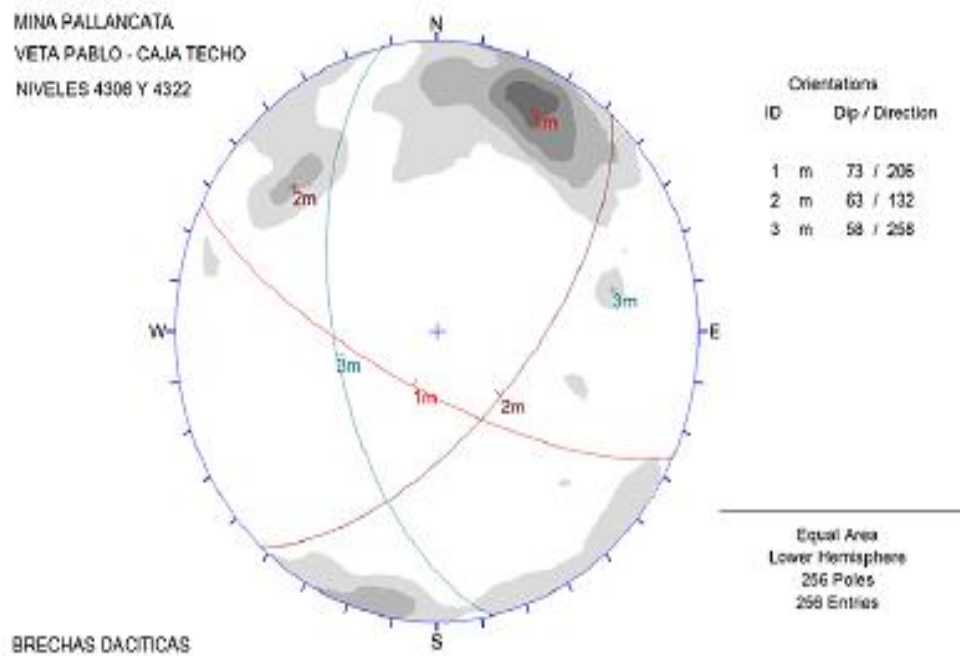


Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Para determinar la ocurrencia de cuñas en la caja techo se ha tomado en cuenta las mediciones de discontinuidades realizadas en el crucero 4306

y subniveles 4306 NE y 4306 SW, obteniéndose dos sistemas de fracturas predominantes (73/206 y 63/132) y un sistema de fracturas secundaria (58/258) en rocas sub volcánicas de composición dacítica, moderadamente fracturadas y resistente (F/R), roca Tipo IIB-III A, ver figura 43.

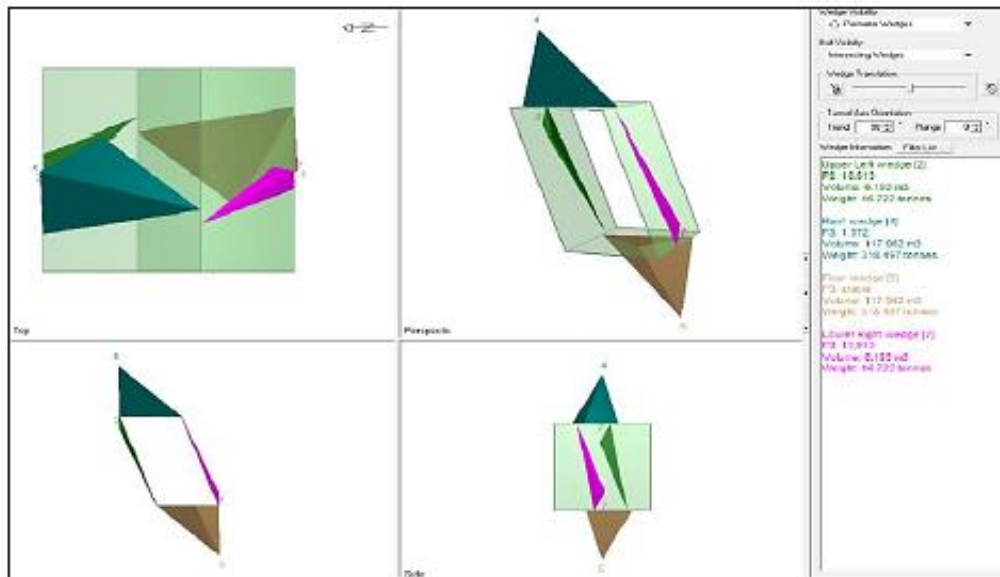
Figura 43: Proyección estereográfica del composito de medición de discontinuidades en la caja techo de la veta Pablo en mina Pallancata.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Tomando en cuenta los sistemas de fracturas, orientación del subnivel de E-W, altura de banco sin sostenimiento de 18.0 m con un ancho de 10.0 m., ángulo de fricción interna de 30° y una cohesión de 10 ton/m², proporcionado por el área de geotecnia de mina Pallancata, se obtiene una cuña en la caja techo (cuña 7) con un factor de seguridad (FS) de 13.9 según el programa Unwedge (ver figura 48). En el caso de presentarse fallas subparalelas a la caja techo hasta una distancia máxima de 5.0 m, el factor de seguridad podría ser afectado y se requeriría de cables de anclaje para evitar la presencia de lajamiento o cuña.

Figura 44: Análisis de estabilidad de cuñas sin sostenimiento con un factor de seguridad (FS) de 13.9 según el programa Unwedge en caja techo de la veta Pablo, mina Pallancata.

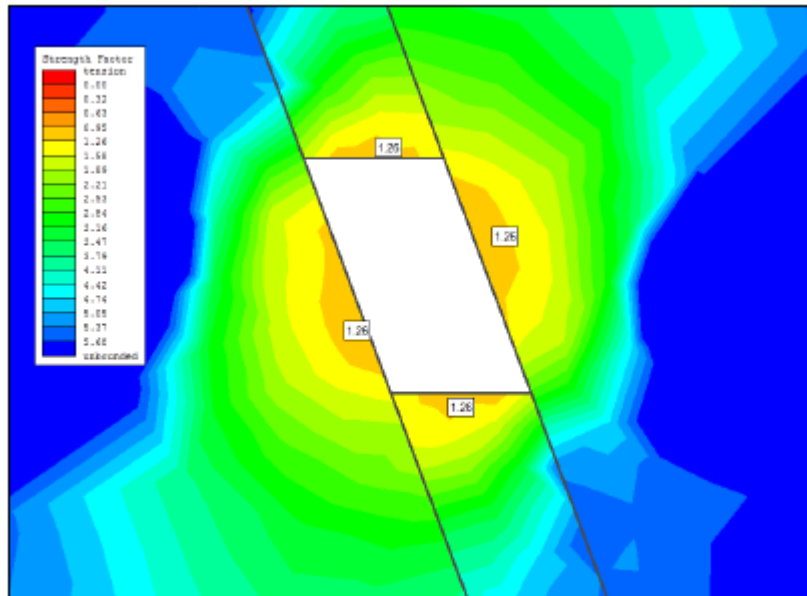


Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

c. Ocurrencia de deformaciones

En base al análisis de riesgo tenso-deformacional mediante el programa Phase2 (Rocscience), se determina una condición de equilibrio límite en las cajas piso y techo con un factor de seguridad (F.S) de 1.26 (ver figura 49), lo cual verifica que los tajeos de 70° de inclinación con alturas de bancos sin sostenimiento de 18.0 m son estables entre los niveles 4306 a 4322, salvo la ocurrencia de zonas de fallas cercanas a las cajas, las cuales deberán ser definidas por la Superintendencia de Geología, lo cual requeriría la utilización de cables para su estabilización.

Figura 45: Análisis de estabilidad tenso-deformacional de un tajeo de 18.0 m de altura y 10.0 m de ancho, según el programa Phase2, en la veta Pablo entre los niveles 4306 a 4322. Se observa un factor de seguridad (F.S) de 1.26.



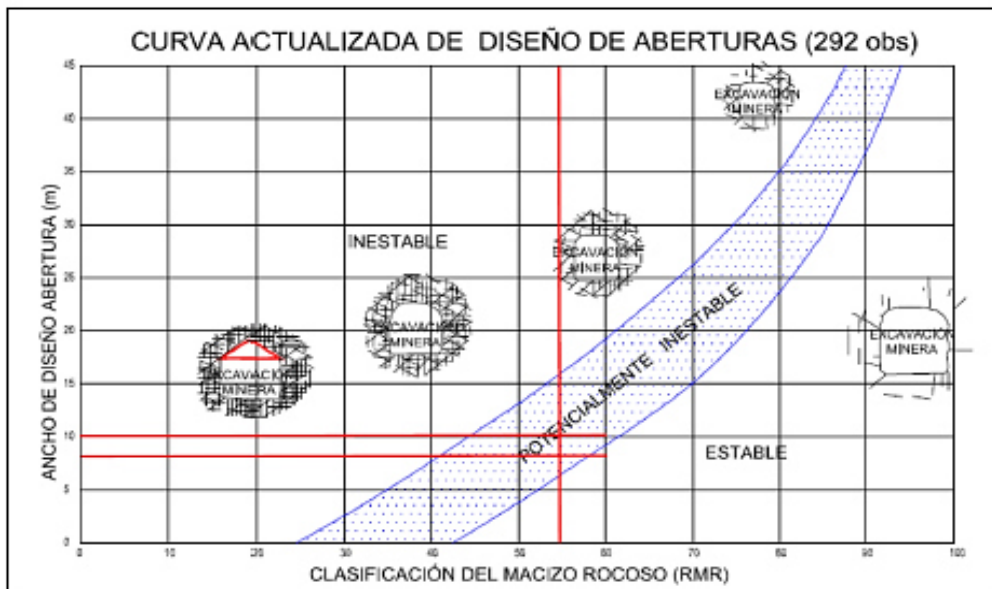
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

2.3.6. SOSTENIMIENTO DE SUBNIVELES

Para el diseño del sostenimiento se ha tomado en cuenta el tiempo de autoaporte y el tipo de soporte a ser colocado en el ensanche de los subniveles mediante las tablas actualizadas de diseño de aberturas subterráneas (Palkanis, 2002), ver figura 46, tiempo de autoaporte (Bieniawski, 1989), ver figura 47 y tipo de sostenimiento (Vallejo, 2011) para aberturas de 8.0 y 10.0 m en los subniveles 4306 y 4322, ver figura 48, observándose que ambas aberturas son estables con sostenimiento consistente en pernos sistemáticos de 2.1 m de longitud cementados o hidrabolt en reticulado de 1.0x1.0 m. con malla de refuerzo. El tiempo de autoaporte será de 6 a 10 días

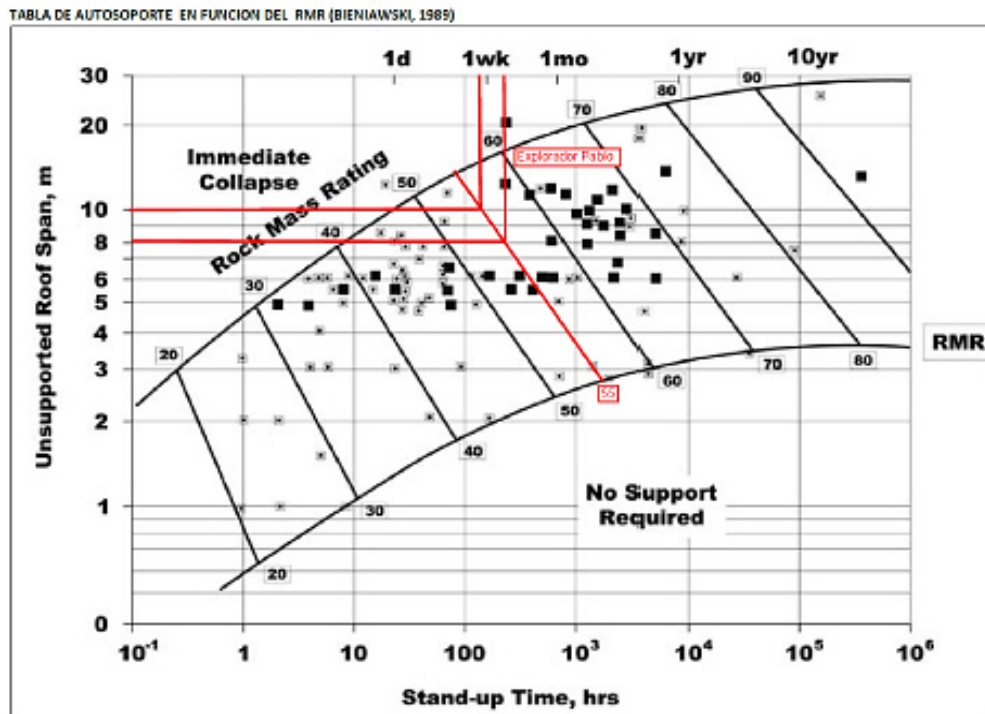
Sin embargo, utilizando los procedimientos de ensanche de subniveles que se vienen aplicando en el estándar de minado de paneles entre subniveles con taladros largos en mina Inmaculada, para aberturas menores de 10.0 m de ancho, el sostenimiento se aplicaría por cada ciclo de avance de 3.0 m de longitud, con lo cual se mejora notablemente la condición de estabilidad en los subniveles hasta una longitud de 30.0 m correspondiente al minado con taladros largos de cada panel. En el caso de presentarse fallas hacia la caja techo con previa verificación de la condición geológica, se recomienda el uso de cables.

Figura 46: Curva de diseño de aberturas en excavaciones subterráneas (Palkanis, 2002).



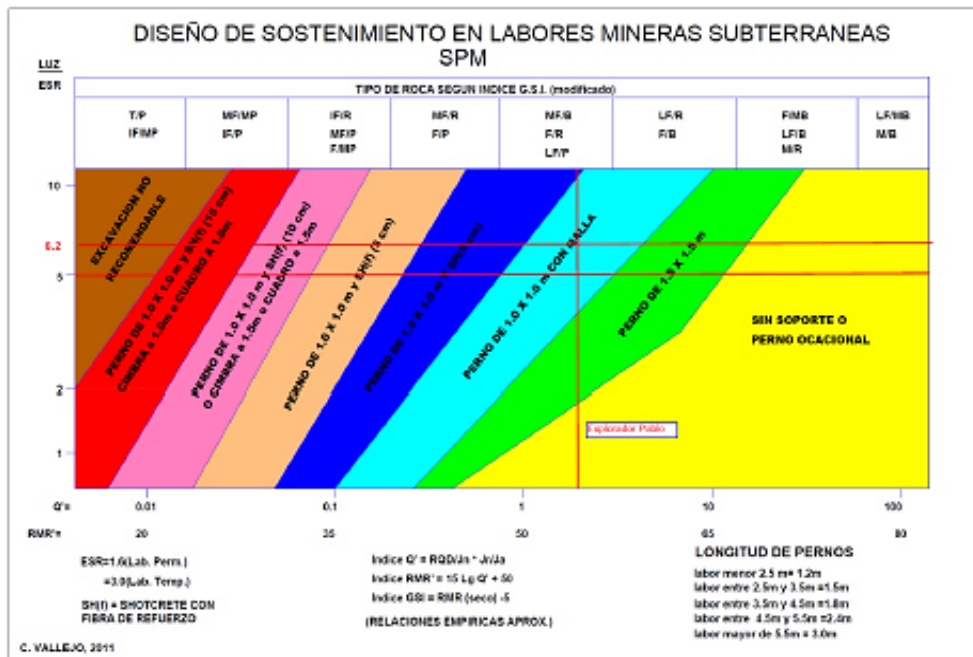
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 47: Tiempo de autoaporte de subniveles de la veta Pablo.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 48: Tipos de sostenimiento en subniveles de la veta Pablo.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

En el subnivel superior, ensanchado a 10.0 m. en una longitud de 30.0 m para la explotación del panel, se deberá reforzar el sostenimiento una vez rellenado el panel. Este reforzamiento se realizará colocando una capa de shotcrete sin fibra de 5 cm o 7.5 cm de espesor, de acuerdo a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, debiéndose colocar además una estación de convergencia en la parte central de cada panel rellenado y después de la colocación del shotcrete, este procedimiento debe ser similar a lo largo de la explotación de todo el subnivel 4322.

Así mismo, si se observará en el subnivel ensanchado cuñas inestables por intersección de fallas se deberá colocar cintas metálicas y pernos adicionales, previos a la colocación del shotcrete.

2.3.7. METODOLOGÍA DE MINADO

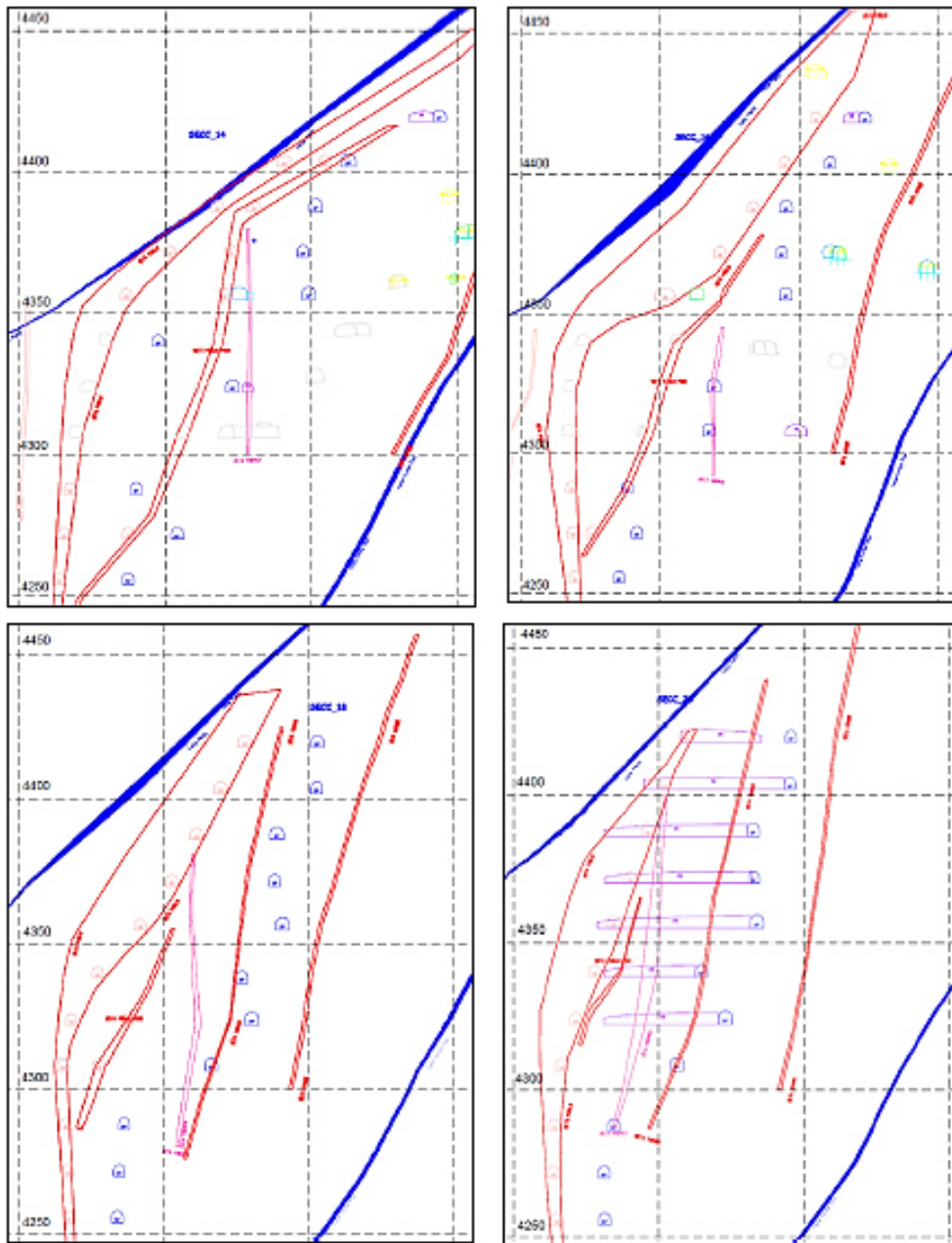
Para definir la metodología de minado se ha tomado en cuenta la inclinación de la caja techo, el ancho de la zona mineralizada, las condiciones geomecánicas y las condiciones estructurales que controlan la veta Pablo.

El inicio de explotación de la veta Pablo iniciado entre los subniveles 4306 a 4322 presenta una caja techo con inclinaciones promedio de 70°, por lo que el minado

será longitudinal para anchos de veta menor o igual a 10.0 m y minado transversal para anchos de veta mayor a 10.0 m. Así mismo, de acuerdo a las secciones de la veta Pablo elaboradas por la Superintendencia de Planeamiento de la mina Pallancata, a partir de la cota 4350, la veta Pablo presenta inclinaciones entre 30° a 60°, así como anchos de veta entre 8.0 a 25.0 m., en este caso toda la explotación se realizará con minado transversal (ver figura 49).

Los subniveles para la explotación de la veta Pablo se excavarán a partir de la caja piso y en los paneles transversales, especialmente en los casos con inclinaciones de veta entre 30° a 60° se utilizará como pre-soporte los enfilajes que consisten en pernos de 3.0 m con espaciamientos entre 0.5 a 0.8 m y un ángulo de inclinación entre 40° a 45°.

Figura 49: Secciones 14, 16, 18 y 20 de la veta Pablo, proporcionado por la Superintendencia de Planeamiento de la unidad minera Pallancata. Se observa la irregularidad, inclinación y ancho de la veta que requerirá diversos diseño y procedimientos de minado.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

a. Inclinación de la veta entre 60° a 90° con anchos menores a 10.0 m

Para definir la metodología de minado mediante paneles longitudinales se ha tomado en cuenta anchos de ore menor a 10.0 m e inclinaciones de veta y caja techo entre 60° a 90°, considerando que el subnivel se excava en la zona mineralizada a partir de la caja techo (ver figura 50).

Para anchos de veta de 8.0 a 10.0 m, los ciclos de avance para el ensanche o desquinche del subnivel se muestran en las figuras 4 y 5. Se recomienda iniciar un nuevo ciclo una vez concluido en forma completa todas las etapas del ciclo anterior con el objeto de ampliar los subniveles en forma segura.

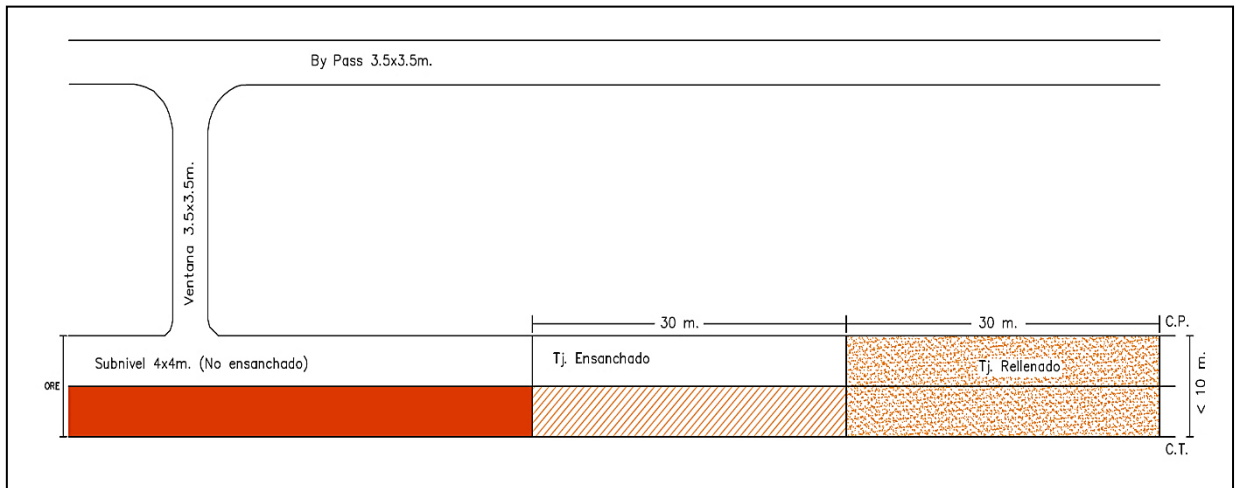
En ancho de ore de 8.0 m, el ciclo 1 se excavará en forma transversal y los siguientes ciclos se excavarán en forma longitudinal (ver figura 51). Cada ciclo comprende comprenden las etapas de perforación, voladura, limpieza, desatado y sostenimiento con shotcrete y pernos sistemáticos. Los equipos de colocación del shotcrete húmedo con robot siempre estarán debajo de la bóveda del subnivel, la cual se encuentra sostenida.

En ancho de ore de 10.0 m, los ciclos 1 y 2 serán transversales y los siguientes ciclos serán longitudinales (ver figura 52). Cada ciclo comprende las etapas de perforación, voladura, limpieza, desatado y sostenimiento con shotcrete y pernos sistemáticos.

El uso de cables de anclaje hacia la caja techo será definido exclusivamente por el geomecánico responsable de mina, tomando en cuenta la presencia de fallas hacia la caja techo, especialmente cuando las fallas se encuentran ubicadas a una distancia no mayor de 6.0 m detrás de la caja techo.

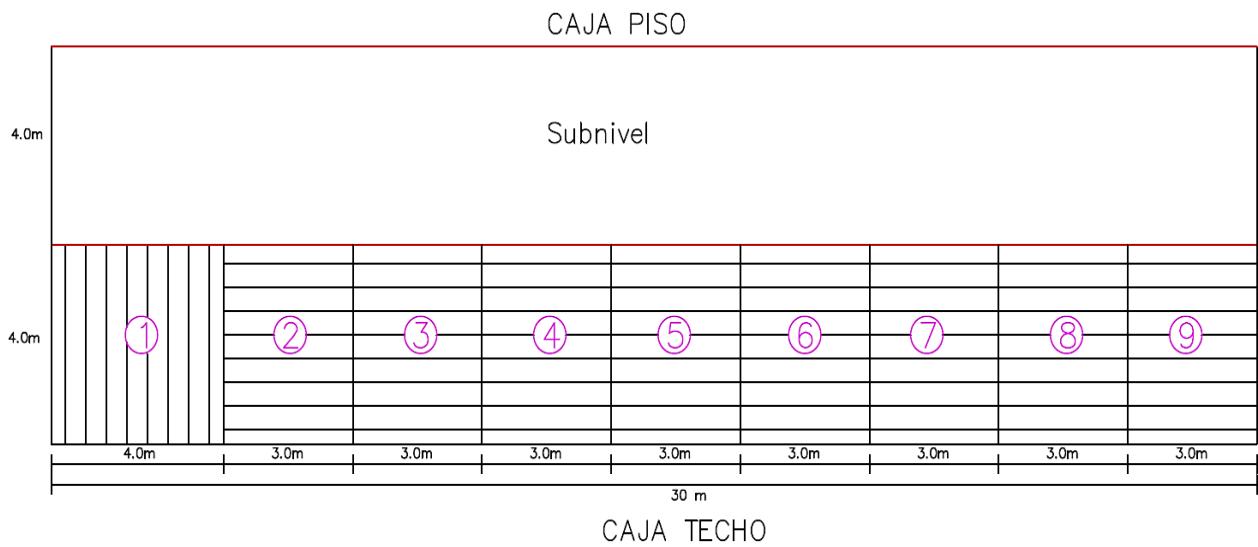
Estos procedimientos al igual que los estándares para la explotación de subniveles con taladros largos serán de conocimiento de todas las áreas que trabajan en interior mina, así como de las empresas especializadas que prestan servicios en interior mina, siendo el principal responsable de su correcta ejecución la Superintendencia de Mina y como fiscalizadores la Superintendencia de Planeamiento, la jefatura de Geotecnia y la Superintendencia de Seguridad y Control de Riesgos de la Unidad Minera.

Figura 50: Subnivel ejecutado a la caja techo del ore económico y ancho de ore menor a 10.0 m y ángulo de inclinación de veta entre 60° a 90° (Minado longitudinal).



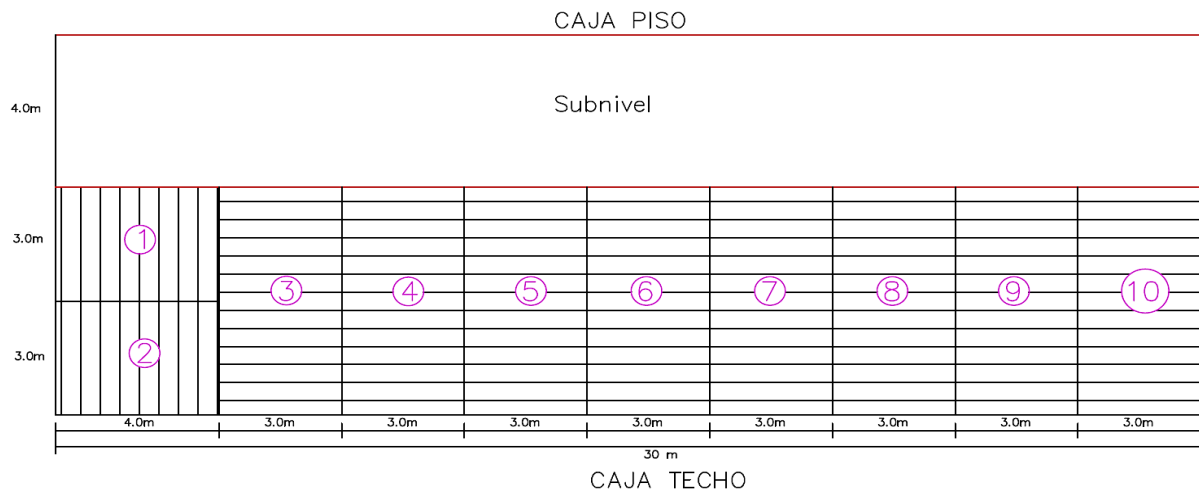
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 51: Secuencia de los ciclos de minado para anchos de ore de 8.0 m. e inclinaciones de caja techo entre 60° a 90°.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 52: Secuencia de los ciclos de minado para anchos de ore de 10.0 m. e inclinaciones de caja techo entre 60° a 90°.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

b. Inclinación de veta entre 60° a 90° con anchos mayores a 10.0 m

Para definir la metodología de minado mediante paneles transversales se ha tomado en cuenta anchos de ore mayores a 10.0 m e inclinaciones de veta y caja techo entre 60° a 90°, considerando que el subnivel se excava en la zona mineralizada a partir de la caja techo (ver figura 53).

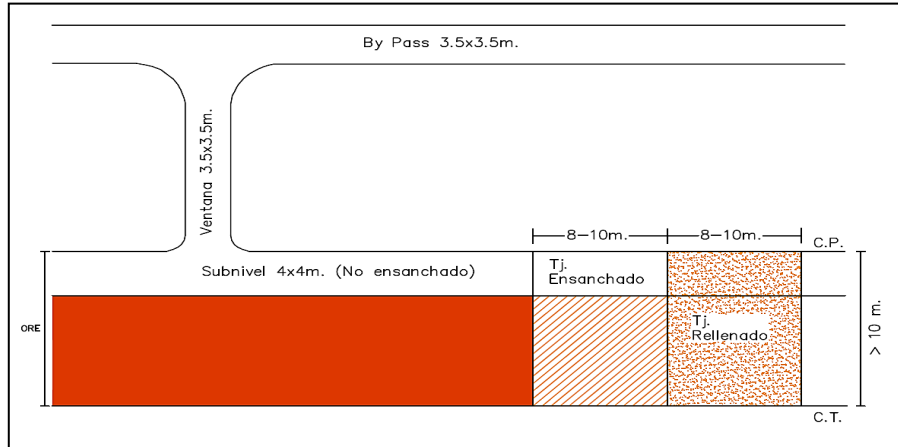
Para anchos de veta mayor a 10.0 m se ejecutarán paneles transversales de 10.0 m de ancho con dos cortadas o galerías de 5.0 m de ancho cada una, con ciclos de avance de 3.0 m hasta la caja techo. Los ciclos de avance para el ensanche o desquinche transversal del subnivel se muestran en la figura 54. Se recomienda iniciar un nuevo ciclo una vez concluido en forma completa todas las etapas del ciclo anterior con el objeto de ampliar los subniveles en forma segura.

El uso de cables de anclaje hacia la caja techo será definido exclusivamente por el geomecánico responsable de mina, tomando en cuenta la presencia de fallas hacia la caja techo, especialmente cuando las fallas se encuentran ubicadas a una distancia no mayor de 6.0 m por detrás de la caja techo.

Estos procedimientos al igual que los estándares para la explotación de subniveles con taladros largos serán de conocimiento de todas las áreas que trabajan en interior mina, así como de las empresas especializadas que prestan servicios en interior mina, siendo el principal responsable

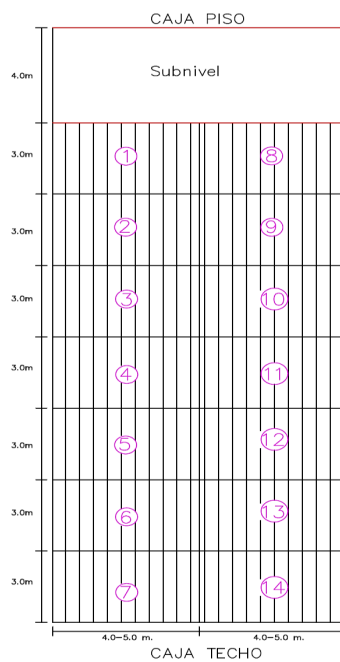
de su correcta ejecución la Superintendencia de Mina y como fiscalizadores la Superintendencia de Planeamiento, la jefatura de Geotecnia y la Superintendencia de Seguridad y Control de Riesgos de la unidad minera.

Figura 53: Subnivel ejecutado a la caja techo del ore económico y ancho de ore mayor a 10.0 m y ángulo de inclinación de veta entre 60° a 90° (Minado transversal).



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 54: Secuencia de los ciclos de minado transversal para anchos de ore mayor a 10.0 m. e inclinación de caja techo entre 60° a 90°.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

c. Inclinación de veta entre 30° a 60° con anchos variables

Los procedimientos de minado por subniveles con taladros largos en veta y caja techo con inclinaciones entre 30° a 60° se ejecutará con paneles transversales con anchos de 10.0 m, excavados con dos galerías de 5.0 m cada una. Los ciclos de avance tendrán una longitud de 3.0 m y se colocará enfilajes de 3.0 m de longitud con ángulos de 40° a 45° como pre soporte y shotcrete con fibra como soporte.

Hacia la caja techo se colocará, antes del último ciclo, cables de anclaje para asegurar la caja techo. En los casos que el contacto de la zona mineralizada sea una falla se deberá dejar un escudo de mineral de 2.0 a 3.0 m de espesor, la cual será anclada mediante cables.

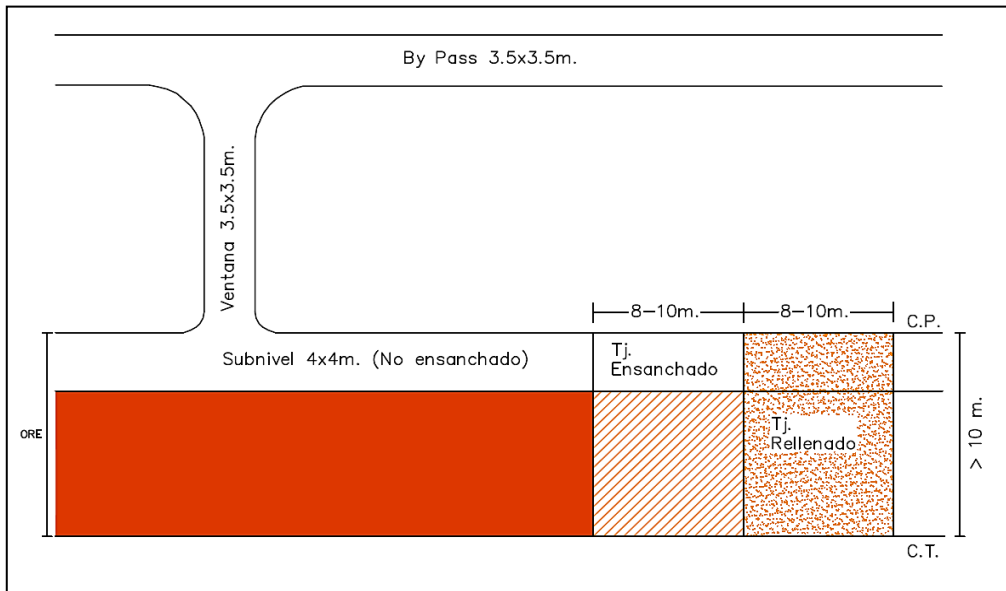
Los ciclos de avance de los paneles transversales con inclinaciones entre 30° a 60° se muestran en las figuras 55 y 56. Se recomienda iniciar un nuevo ciclo una vez concluido en forma completa todas las etapas del ciclo anterior con el objeto de ampliar los subniveles en forma segura.

El uso de cables de anclaje hacia la caja techo será definido exclusivamente por el geomecánico responsable de mina, tomando en cuenta la presencia de fallas hacia la caja techo, especialmente cuando las fallas se encuentran ubicadas a una distancia no mayor de 6.0 m detrás de la caja techo.

Estos procedimientos al igual que los estándares para la explotación de subniveles con taladros largos serán de conocimiento de todas las áreas que trabajan en interior mina, así como de las empresas especializadas que prestan servicios en interior mina, siendo el principal responsable de su correcta ejecución la Superintendencia de Mina y como fiscalizadores la Superintendencia de Planeamiento, la jefatura de Geotecnia y la Superintendencia de Seguridad y Control de Riesgos de la Unidad Minera.

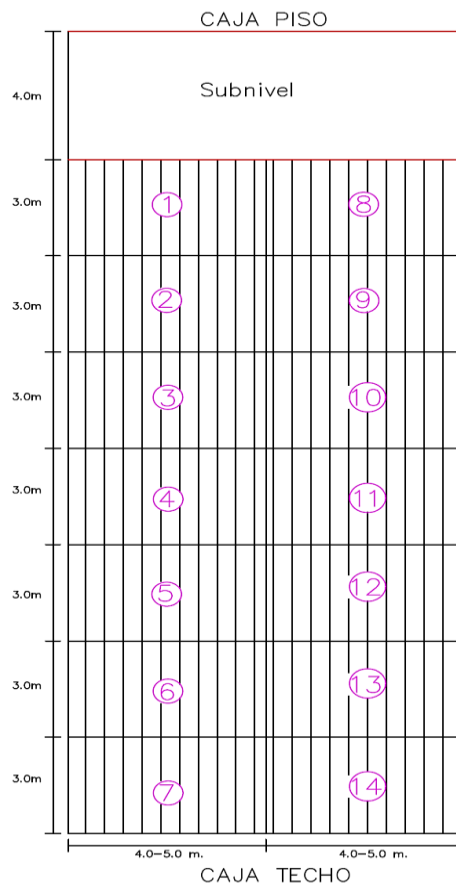
La definición final de los procedimientos de explotación de la veta Pablo con inclinaciones entre 30° a 60° se actualizarán conforme se avance con las investigaciones (sondajes de definición de ore y caja techo) proyectadas a partir de los subniveles que se ejecuten hacia la caja piso.

Figura 55: Subnivel ejecutado a la caja techo del ore económico y ancho variable (8 a 25 m) y ángulo de inclinación de veta entre 30° a 60° (Minado transversal).



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 56: Secuencia de los ciclos de minado transversal para vetas y caja techo con inclinación entre 30° a 60° y anchos variables.

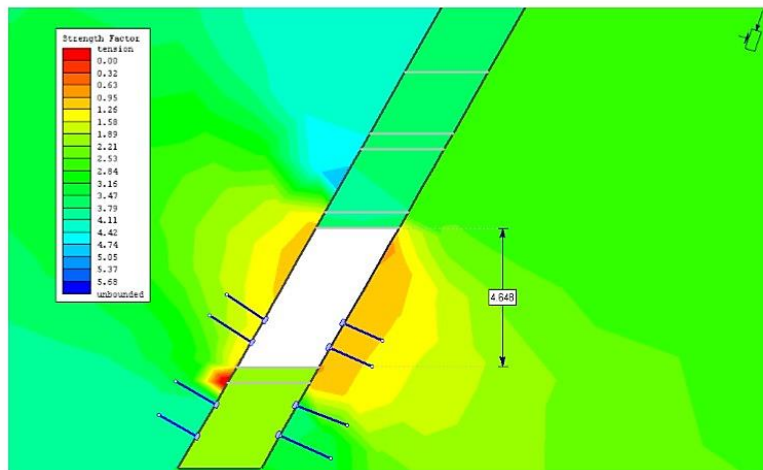


Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

d. Minado corte y relleno ascendente

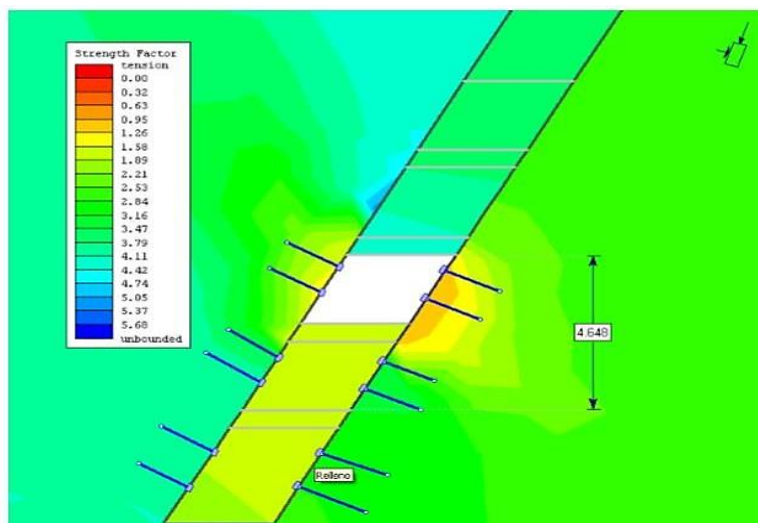
Es el minado más tradicional que todos conocemos que se va a considerar una altura de corte máximo de 5m. por el buzamiento pronunciado, y el sostenimiento va a ser perno split set de 5' con malla, el perno tendrá un espaciado de 1.2m. hacia la caja techo, y a la caja piso un espaciado de 1.5m.

Figura 57: Se aprecia la altura máxima de corte que se debe de hacer para que continúe estable.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 58: Luego de rellenar y realizar el sostenimiento se vuelve a estabilizar.

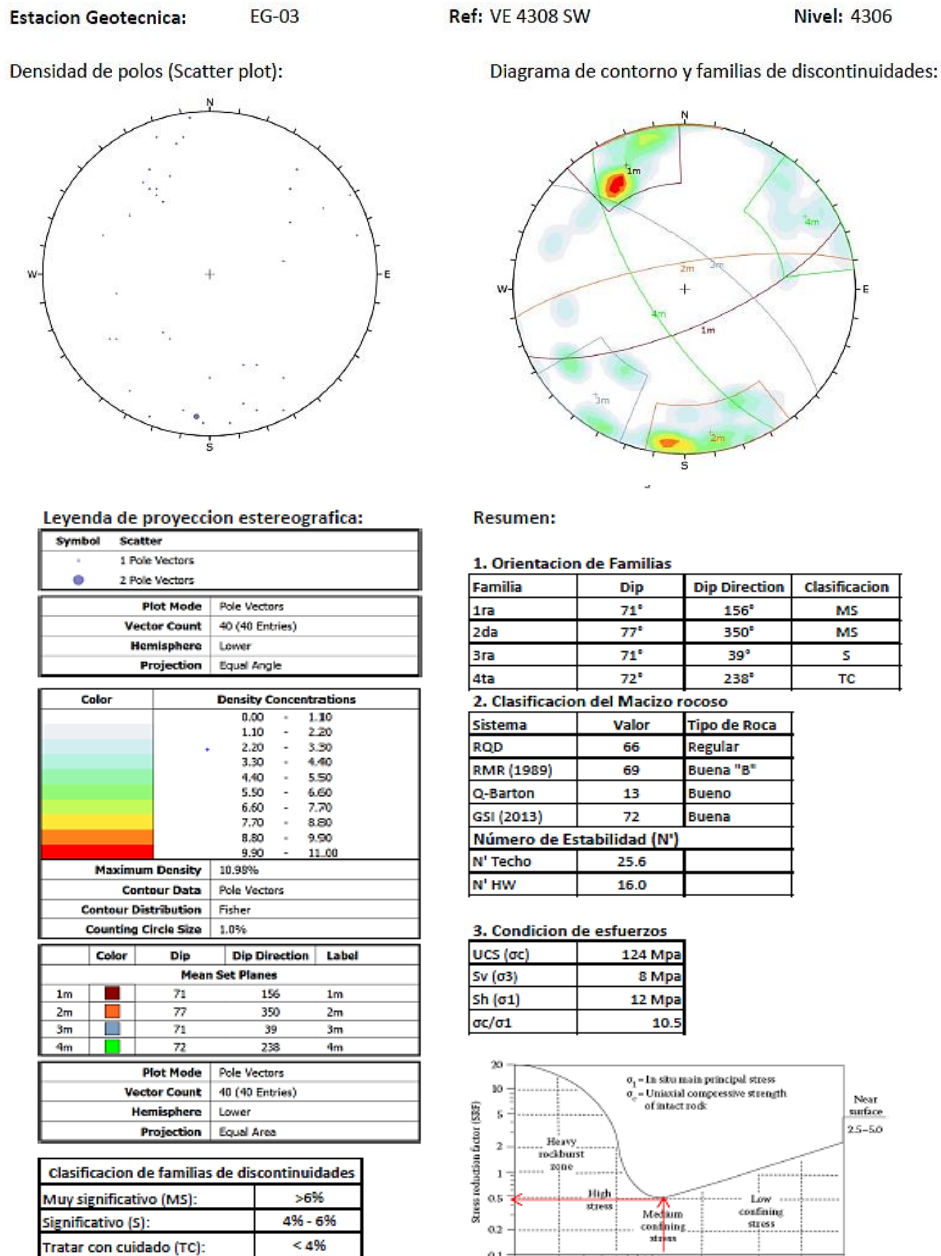


Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

2.4. CARACTERIZACIÓN MACIZO ROCOSO VETA PABLO – CABLE BOLTING

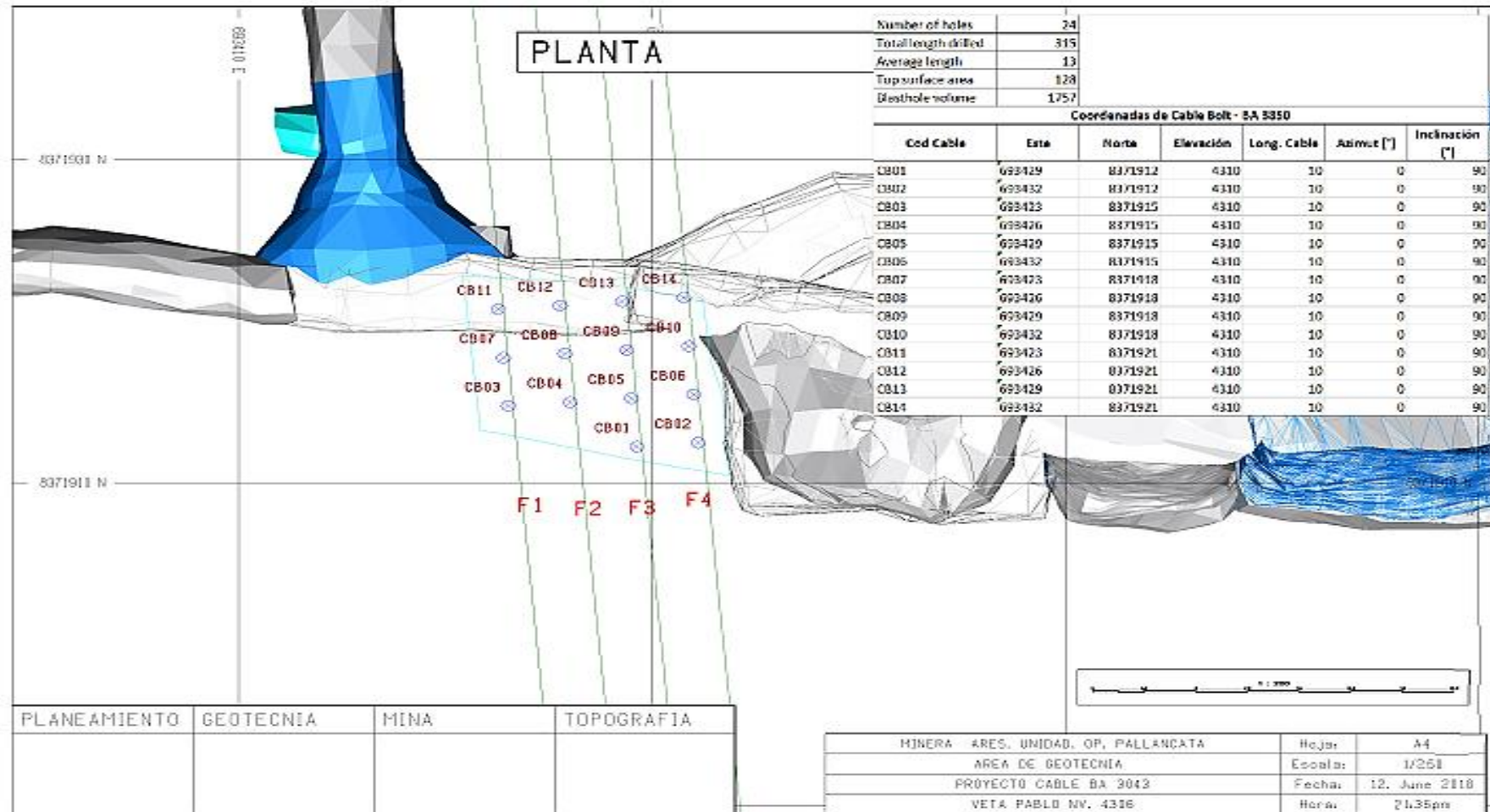
Se describirá la caracterización del macizo rocoso de la Veta Pablo, nivel 4306 y su asociación al diseño de cable bolting en base a la estación geotecnia EG - 03 como base del presente estudio, mayor detalle en Anexo 01.

Figura 59: Resumen de caracterización del macizo rocoso.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 60: Proyecto cable bolting



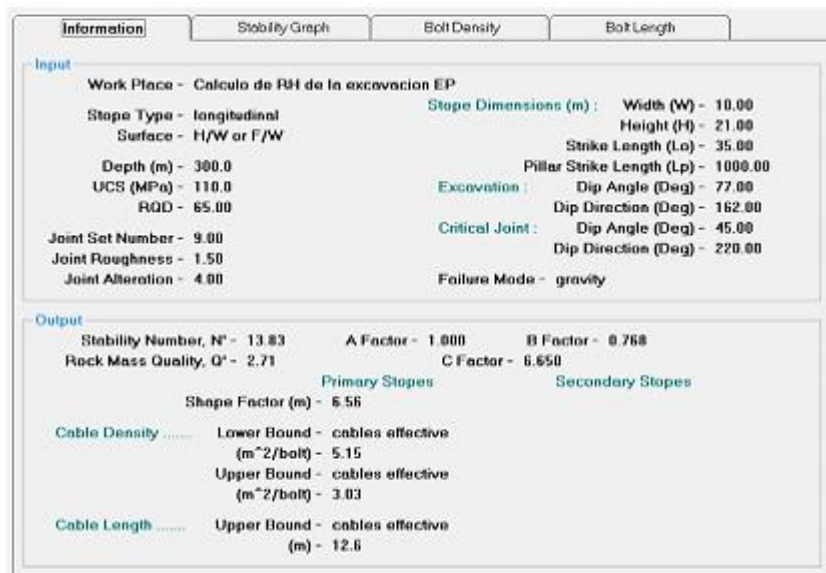
Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

2.4.1. DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAJEOS

El dimensionamiento de tajeos se realiza con el método gráfico de estabilidad teniendo las premisas el Q' (Barton), A, B y C

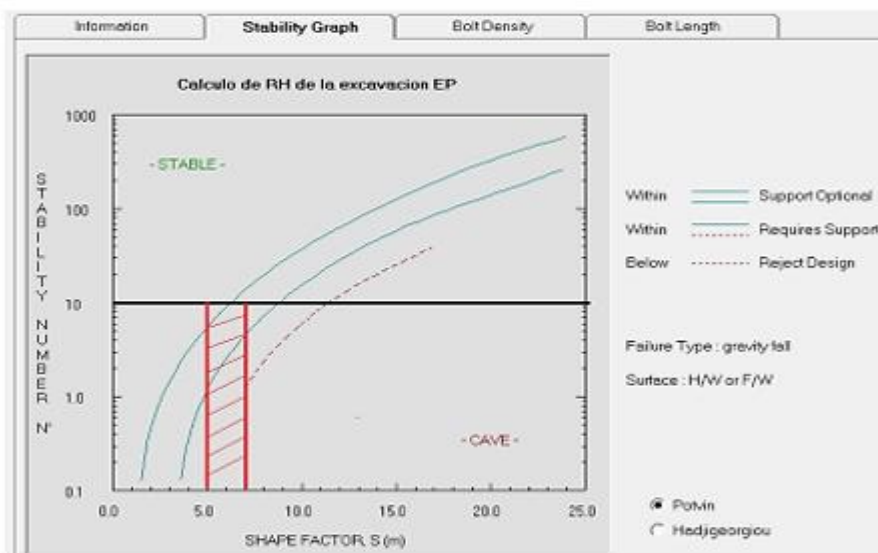
a. Método gráfico caja techo y caja piso

Figura 61: Input para determinar el radio hidráulico máximo en la caja techo y piso.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

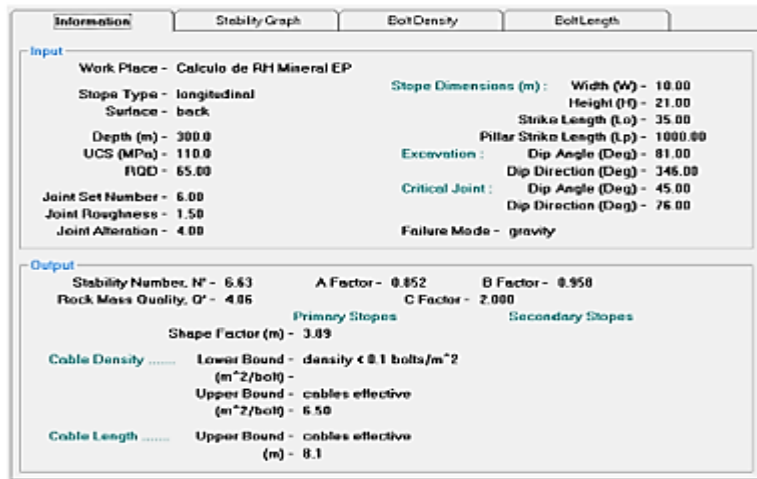
Figura 62: Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

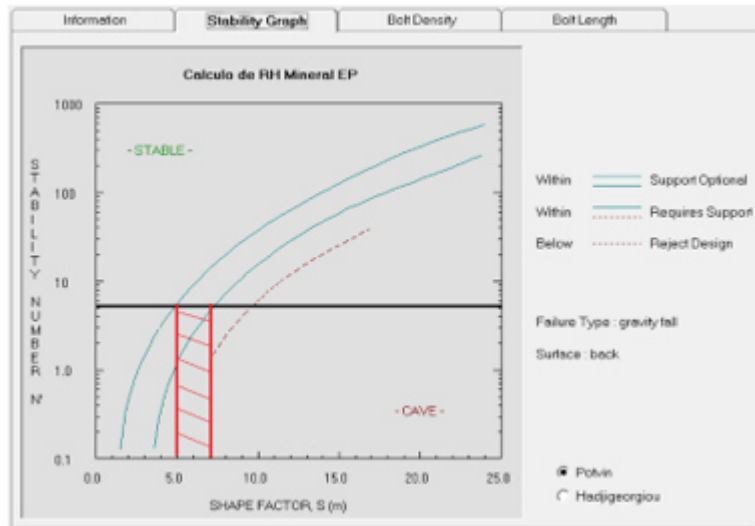
b. Método gráfico en mineral

Figura 63: Input para determinar el radio hidráulico máximo en mineral.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Figura 64: Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7.



Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

Tabla 7: Cuadro Radio Hidráulico máximo por caja.

Zona Evaluada	RH Max	Observaciones
Caja Techo y Piso	5 a 7	Para este RH no necesita sostenimiento inmediato
Mineral	5 a 7	Para esta Zona necesita sostenimiento al corto plazo

Fuente: Departamento de Geomecánica de Hochschild Mining.

2.4.2. COSTOS CABLE BOLTING – VETA PABLO NIVEL 4306

El total de taladros perforados para la instalación de cable bolting en la veta Pablo, labor BA 3043, nivel 4306 fue de 24 taladros con una longitud perforada de 312 metros, a un costo de US \$32.58/m y un costo total de US \$ 10,164.96.

Tabla 8: Estructura de costos cable bolting

Número de Taladros	24
Total Longitud Perforada	312
Promedio de Longitud	13
Area Superficial	128
Volúmen Barrenos	1757
Densidad	3

Fuente: Departamento de Planeamiento de Hochschild Mining.

Tabla 9: Estructura de precios unitarios.

CABLE BOLTING (10 m.) - EQUIPO TH Y TENSADO

Perforacion de Produccion	13.00	taladros/guardia			
Taladros perforados - Precorte		tal/tajeo			
Taladros perforados	13	tal			
m por taladro	10	m/tal			
Taladros Alivio	0	tal/gdia			
Total perforado	130	m			
Equipos de Perforacion					
Rendimiento de Simba	100	m/gdia			
Horas Trabajadas SIMBA	7	hr/gdia			
Consumo de Petroleo	1.50	Gal/hr			
Dias trabajados	30	dias	Horas por dia	10.28	Horas

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$/gdia	Sin Explosivo US\$/m
1.00	PERFORACION						3,179.40	24.21
1.01	Mano de Obra						328.31	
	Operador Simba	Gdia	1.29	1.00	62.48		80.29	
	Ayudante Operador Simba	Gdia	1.29	1.00	37.12		47.70	
	Maestro Sosténimiento	Gdia	1.29	1.00	43.92		56.44	
	Ayudante Sosténimiento	Gdia	1.29	2.00	34.02		87.44	
	Operador Telehandlers	Gdia	1.29	1.00	43.92		56.44	
1.02	Aceros de Perforacion						1,398.28	
	Barra SP T38-RD38-T38 x 4"	p.p		459.20	0.78		356.83	
	Broca Retractil FP T38 x 64MM	p.p		459.20	0.34		155.07	
	Shank COP 1838/1638 T38 x 435 MM	p.p		459.20	0.07		32.66	
	Copas de Afilado	Jgo		153.07	0.23		34.97	
	Aguzadora de copas	Pza		76.53	0.21		16.24	
	Manguera de 1" (100 m)	m		100.00	0.00		0.00	
	Tubería HDPE SDR 11 PN16 25mm	m		149.50	0.64		95.95	
	Lechada de cemento	kg		1,547.00	0.14		216.84	
	Cable de acero	m		130.00	2.77		360.56	
	Planchas (placas, cuña, barril)	Jgo		13.00	9.94		129.17	
1.03	Equipos						1,437.14	
	Simba	hr.		7.00	165.82		1,160.76	
	Combustible	Gal		5.25	2.47		12.97	
	Telehandler	hr.		7.00	27.84		194.89	
	Combustible	Gal		7.70	2.47		19.02	
	Bomba De Inyección	hr		6.00	4.00		24.00	
	Hilti	hr		5.00	1.50		7.50	
	Equipo Tensador (gata hidraulica)	hr		6.00	3.00		18.00	
1.04	Herramientas y EPP						15.68	
	Implementos de seguridad	Gdia		5.00	1.82		9.12	
	Herramientas	Gdia		1.00	4.04		4.04	
	Lamparas Mineras	Gdia		5.00	0.50		2.51	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)								24.21
	Utilidad Costo Directo				10%			2.42
	Gastos Generales				24.5%			5.86
COSTO TOTAL (US\$/m)								32.58

Fuente: Departamento de Planeamiento de Hochschild Mining.

2.4.3. CONSUMO DE CABLE BOLTING – DESARROLLOS VETA PABLO

El consumo de cable bolting para el año 2018 fue de 13,275 metros perforados y un costo total de US \$ 434, 955.75.

Tabla 10: Consumo de Cable bolting, labores de avance y tajeos de la veta Pablo.

CONSUMO DE CABLE BOLTING					
Año	Mes	Longitud	Cantidad	PU (US \$/m)	Total US \$
2018	Febrero	5	10	30.45	1,522.50
2018	Febrero	10	129	32.58	42,028.20
2018	Marzo	10	134	32.58	43,657.20
2018	Abril	5	3	30.45	456.75
2018	Abril	10	188	32.58	61,250.40
2018	Abril	15	40	34.13	20,478.00
2018	Mayo	5	57	30.45	8,678.25
2018	Mayo	10	61	32.58	19,873.80
2018	Mayo	15	120	34.13	61,434.00
2018	Junio	5	16	30.45	2,436.00
2018	Junio	10	134	32.58	43,657.20
2018	Junio	15	6	34.13	3,071.70
2018	Julio	5	29	30.45	4,415.25
2018	Julio	10	85	32.58	27,693.00
2018	Julio	15	45	34.13	23,037.75
2018	Agosto	5	115	30.45	17,508.75
2018	Agosto	10	165	32.58	53,757.00
		13,275.00		TOTAL	434,955.75

Fuente: Departamento de Planeamiento de Hochschild Mining.

2.4.4. PROGRAMA DE PRODUCCIÓN VETA PABLO

De acuerdo al plan de producción 2018 – 2019 en la veta Pablo, el cual considera labores de avance y tajeos, se considera un tonelaje producido de 662,741.23 toneladas con leyes de Ag@322.21 (g/t), Au@1.10 (g/t), potencia de 10.94 (m) y dilución de 20.36 (%) para el año 2018 y de 853,431.98 toneladas con leyes de Ag@293.34 (g/t), Au@1.05 (g/t), potencia de 10.37 (m) y dilución de 16.40 (%) para el año 2019.

Tabla 11: Programa de producción de la veta Pablo, labores de avance y tajeos.

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN - METAS FÍSICAS 2018														
TIPO	ITEMS	TOTAL 2018	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18
Tajeos Pablo	Tonelaje (t)	464,226.26	21,542.96	24,090.42	28,653.78	29,813.85	35,208.34	45,702.04	47,397.06	47,830.99	45,558.15	49,256.68	46,258.91	42,913.08
	Ley Ag (g/t)	337.59	386.83	346.02	312.22	381.46	352.35	326.26	288.03	343.52	350.76	358.59	283.58	362.87
	Ley Au (g/t)	1.15	1.29	1.15	1.07	1.21	1.16	1.09	1.02	1.19	1.20	1.22	1.01	1.24
	Potencia (m)	11.70	11.88	11.71	13.61	9.54	10.66	10.53	12.02	10.67	9.15	12.72	14.34	13.37
	Dilución (%)	17.43%	16.28%	15.36%	15.67%	17.57%	17.78%	25.58%	19.19%	16.58%	16.45%	15.40%	15.43%	15.82%
Avances Pablo	Tonelaje (t)	198,514.98	10,206.52	9,285.96	8,147.04	9,797.08	12,716.05	20,714.84	21,043.44	20,751.16	20,946.45	19,757.14	20,123.34	25,025.95
	Ley Ag (g/t)	286.24	279.39	382.25	304.69	299.79	245.40	321.98	251.46	308.27	227.00	271.17	288.26	304.12
	Ley Au (g/t)	1.00	0.98	1.23	1.04	1.04	0.90	1.09	0.93	1.12	0.78	1.02	0.98	1.02
	Potencia (m)	9.18	11.50	6.39	11.26	10.74	11.10	11.31	9.50	8.83	7.56	9.13	7.72	7.80
	Dilución (%)	27.23%	26.16%	24.87%	24.02%	25.93%	25.42%	23.95%	28.12%	24.76%	30.88%	30.16%	23.53%	32.63%
TOTAL PABLO	Tonelaje (t)	662,741.23	31,749.48	33,376.38	36,800.82	39,610.93	47,924.39	66,416.88	68,440.50	68,582.16	66,504.60	69,013.82	66,382.25	67,939.03
	Ley Ag (g/t)	322.21	352.29	356.10	310.55	361.26	323.97	324.92	276.79	332.85	311.78	333.56	285.00	341.23
	Ley Au (g/t)	1.10	1.19	1.17	1.07	1.17	1.09	1.09	1.00	1.17	1.07	1.16	1.01	1.16
	Potencia (m)	10.94	11.76	10.23	13.09	9.84	10.78	10.78	11.25	10.12	8.65	11.70	12.33	11.32
	Dilución (%)	20.36%	19.45%	18.01%	17.52%	19.64%	19.80%	25.07%	21.93%	19.06%	20.99%	19.63%	17.88%	22.01%

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN - METAS FÍSICAS 2019														
TIPO	ITEMS	TOTAL 2019	Ejecutado								Proyectado			
			ene-19	feb-19	mar-19	abr-19	may-19	jun-19	jul-19	ago-19	sep-19	oct-19	nov-19	dic-19
Tajeos Pablo	Tonelaje (t)	767,015.82	59,850.97	53,504.05	62,353.93	64,192.85	67,444.44	67,132.82	70,132.61	63,489.19	63,312.06	61,238.40	66,179.47	68,185.02
	Ley Ag (g/t)	294.29	255.94	292.68	273.88	321.92	289.86	317.17	287.67	279.94	310.78	295.39	262.06	338.88
	Ley Au (g/t)	1.06	0.95	1.05	1.01	1.17	1.01	1.13	1.04	0.99	1.12	1.03	0.94	1.22
	Potencia (m)	10.51	13.02	14.13	13.12	11.39	10.71	9.29	10.06	11.51	10.96	7.76	8.68	6.65
	Dilución (%)	15.13%	13.46%	10.80%	15.28%	12.91%	17.69%	15.85%	15.32%	16.25%	14.51%	17.36%	14.32%	17.13%
Avances Pablo	Tonelaje (t)	86,416.15	8,365.72	9,464.79	7,509.78	5,243.21	4,896.77	4,396.86	4,117.21	9,464.93	7,911.95	11,680.80	7,136.01	6,228.11
	Ley Ag (g/t)	285.86	343.99	325.77	204.56	235.75	248.24	296.95	434.88	260.38	295.15	285.21	270.92	255.87
	Ley Au (g/t)	1.01	1.21	1.13	0.78	0.84	0.88	1.09	1.56	0.96	0.99	0.95	0.98	0.88
	Potencia (m)	9.14	10.27	9.89	13.29	13.54	11.95	9.16	4.96	9.08	7.75	7.93	7.36	4.50
	Dilución (%)	27.32%	29.03%	28.55%	26.61%	26.52%	25.00%	39.09%	25.00%	25.00%	25.00%	27.79%	28.43%	25.00%
TOTAL PABLO	Tonelaje (t)	853,431.98	68,216.69	62,968.84	69,863.71	69,436.07	72,341.21	71,529.69	74,249.82	72,954.12	71,224.01	72,919.20	73,315.48	74,413.13
	Ley Ag (g/t)	293.44	266.74	297.65	266.43	315.42	287.04	315.93	295.84	277.40	309.05	293.76	262.92	331.93
	Ley Au (g/t)	1.05	0.98	1.06	0.99	1.15	1.00	1.13	1.06	0.99	1.10	1.02	0.94	1.19
	Potencia (m)	10.37	12.68	13.49	13.14	11.55	10.80	9.28	9.77	11.20	10.60	7.79	8.55	6.47
	Dilución (%)	16.40%	15.37%	13.47%	16.50%	13.94%	18.18%	17.28%	15.86%	17.38%	15.67%	19.03%	15.70%	17.79%

Fuente: Departamento de Planeamiento de Hochschild Mining.

2.4.5. DILUCIÓN DEL PLAN DE MINADO DE LA VETA PABLO

La dilución en la veta pablo producto de los métodos de minado Bench and Fill y SARC (subniveles ascendentes con relleno), labores de preparación y avance, generan diluciones promedio de 24.4 %, con leyes promedio de Ag@551.12 (g/t), Au@1.83 (g/t), potencia de 5.9 (m) y tonelaje diluido de 38,894 toneladas.

Tabla 12: Dilución del plan de minado

tj/av	TJ_AV	MMI	ZONA	VETA	Labor	T_DIL	Ley Ag (g/t)	Ley Au (g/t)	Pot. (m)	% Dil					
TJ	Tajo	BF	Pablo	Pablo	TJ1904_BA3260-1	1,267	630.53	2.71	3.2	15.0%					
					TJ1904_BA3260-2	2,082	278.16	1.30	4.7	15.0%					
					TJ1904_BA3260-3	2,427	279.54	1.23	5.6	15.0%					
					TJ1904_BA3057	457	418.54	1.39	7.6	15.0%					
					TJ1912_BA3210	2,282	317.28	1.00	2.1	15.0%					
				TJ1912_BA3205	3,546	784.20	2.41	3.4	15.0%						
				TJ1912_BA3009	2,225	948.75	2.85	2.7	15.0%						
				TJ1912_BA3006	1,158	532.79	1.68	1.7	15.0%						
				TJ1912_BA3206	1,701	630.28	1.97	2.5	15.0%						
				Total BF						17,144	557.17	1.88	4.8	15.0%	
					SARC	Pablo	Pablo	TJ1904_BA3256-1	3,055	1005.95	3.22	7.5	15.0%		
	Total SARC						3,055	1005.95	3.22	7.5	15.0%				
	Total Tajo						20,200	625.05	2.08	5.0	15.0%				
	Desquinche	BF	Pablo	Pablo	Pablo	TJ1904_BA3059	405	372.53	1.44	5.5	27.0%				
						TJ1904_BA3061	1,023	133.91	0.54	5.5	27.0%				
						TJ1904_BA3261	1,621	544.63	2.29	6.5	27.0%				
						TJ1904_BA3358	277	363.91	1.79	2.2	27.0%				
						TJ1912_BA3210	124	175.77	0.56	1.6	27.0%				
					TJ1912_BA3305	284	601.20	1.92	3.6	27.0%					
					TJ1912_BA3308	1,075	1350.03	4.29	3.6	27.0%					
TJ1912_BA3309					697	1626.69	4.72	3.5	27.0%						
TJ1912_BA3310					451	178.49	0.67	3.3	27.0%						
TJ1912_BA3306					230	670.40	2.12	2.9	27.0%						
TJ1912_BA3009					372	585.95	1.75	2.6	27.0%						
Total BF						6,558	686.46	2.33	4.5	27.0%					
Total Desquinche						6,558	686.46	2.33	4.5	27.0%					
Total TJ						26,758	640.10	2.14	5.0	17.0%					
AV	Crucero	SARC	Pablo	Pablo	CX3556	337	581.48	2.05	4.4	15.0%					
					Total SARC						337	581.48	2.05	4.4	15.0%
					Total Crucero						337	581.48	2.05	4.4	15.0%
	Subnivel	BF	Pablo	Pablo	Pablo	SN4338NE - 4.0 x 4.0 m	824	104.72	0.34	1.5	154.8%				
						SN4322NE - 4.0 x 4.0 m	1,160	226.61	0.84	1.7	131.6%				
					Pablo Piso	SN4323SW - 4.0 x 4.0 m	1,043	514.98	1.57	3.2	12.8%				
						SN4339SW - 4.0 x 4.0 m	1,078	583.30	1.73	2.3	54.6%				
						SN4371NE - 4.0 x 4.0 m	870	134.93	0.42	2.1	76.7%				
					Total BF						4,976	328.17	1.03	2.4	69.3%
					SARC	Pablo	Pablo	SN4322SW - 4.0 x 4.0 m	1,346	420.33	1.25	10.9	25.0%		
	Total SARC						1,329	565.99	1.77	13.4	25.0%				
	Total Subnivel						2,675	492.72	1.50	12.1	25.0%				
	Galería	BF	Pablo	Pablo	Pablo	GL4354NE - 4.0 x 4.0 m	772	59.40	0.17	1.3	188.3%				
					Pablo Piso	GL4307SW - 4.0 x 4.0 m	1,234	248.15	0.70	3.7	25.0%				
		Total BF						2,006	175.51	0.50	2.8	82.4%			
		SARC	Pablo	Pablo	GL4354SW - 4.0 x 4.0 m	1,127	586.30	1.95	15.3	25.0%					
					GL4306SW - 4.0 x 4.0 m	1,085	171.73	0.69	7.3	25.0%					
	Total SARC						2,212	383.00	1.33	11.4	25.0%				
	Total Galería						4,219	284.31	0.94	8.8	42.3%				
	Total AV						12,206	356.07	1.13	8.3	42.1%				
Total general						38,964	551.12	1.83	5.9	24.4%					

Fuente: Departamento de Planeamiento de Hochschild Mining.

CAPÍTULO III METODOLOGÍA

3.1. MÉTODO Y ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. ÁMBITO DE ESTUDIO

Se realiza en la Unidad Minera Pallancata, que se encuentra ubicada en la región de Ayacucho, provincia de Paucartambo y distrito de Coronel Castañeda.

3.1.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de estudio de investigación que se realiza es aplicado, ya que por medio del desarrollo de la investigación se pretende solucionar los problemas de dilución y recuperación de mineral que se tiene en la actualidad en la unidad minera de Pallancata.

3.1.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de investigación es descriptivo – explicativo, en primer lugar, se describe los datos de entrada (parámetros geomecánicos y operacionales), para luego buscar establecer la relación entre las variables.

3.1.4. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

- **Método General:** Método científico.

- **Método Específico:** El método de la investigación es descriptivo – explicativo. En un conjunto de datos y características de la población de estudio.

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

El diseño de investigación es experimental, se realiza la investigación en un tiempo dado específico (12 meses), en función a los reportes registrados en la unidad minera, con el fin de mejorar la recuperación de mineral y controlar la dilución del mismo en base a un cambio de sostenimiento en el plan de minado aplicado en la unidad minera de Pallancata.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. POBLACIÓN

La población está conformada por los bloques mineralizados de la zona intermedia de la unidad minera Pallancata de Hotchschild Mining.

3.3.2. MUESTRA

Se tomará como muestra bloques mineralizados del Nivel 4306 – 4322, Tajo 1904, Tajo 1912 y Tajo 1904, de Unidad Minera Pallancata de Hotchschild Mining.

3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Se realizará para la Implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en los métodos de minado Bench and Fill y subniveles ascendentes con relleno cementado (SARC) para evaluar los costos operativos en el método de minado mejorando las variables de dilución y recuperación de mineral en la unidad minera Pallancata, aplicando:

- Recolección de datos a través de revisión documental.
- Acopio de datos correspondiente a la minera.
- Revisión de fuentes bibliográficas referidas al tema de investigación

- La comparación de muestras del macizo rocoso con otros resultados
- Procesamiento y análisis de los datos.

3.4.1. INSTRUMENTOS UTILIZADOS EN LA RECOLECCIÓN DE DATOS:

Los instrumentos utilizados:

- Fotografías.
- Planos.
- Fichas de control del avance diario.
- La información fue obtenida de fuentes secundarias debido a que ha sido difícil acceder a la unidad minera.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS

4.1. RESULTADOS DEL TRATAMIENTO Y ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN

La implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral, permitió controlar y disminuir la dilución e incrementar el tonelaje producido en el periodo 2018 a 2019 ejecutado.

4.1.1. ANÁLISIS GEOMECÁNICO

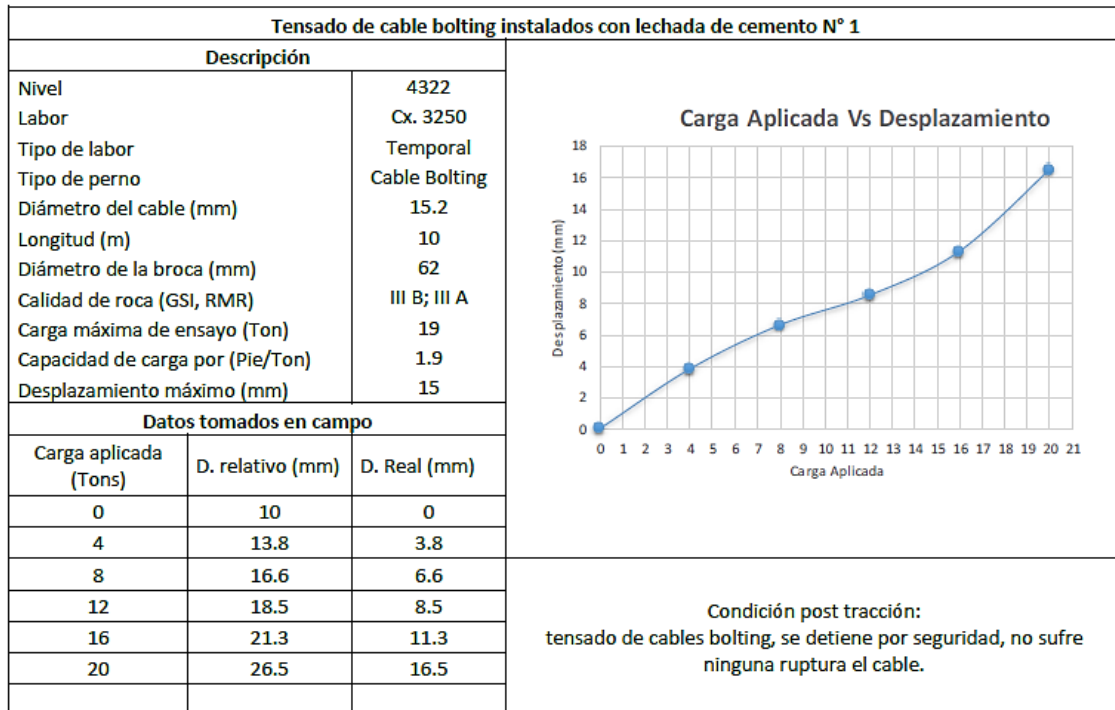
Instalación de cable bolting y tensado de cables 4306 – 4322

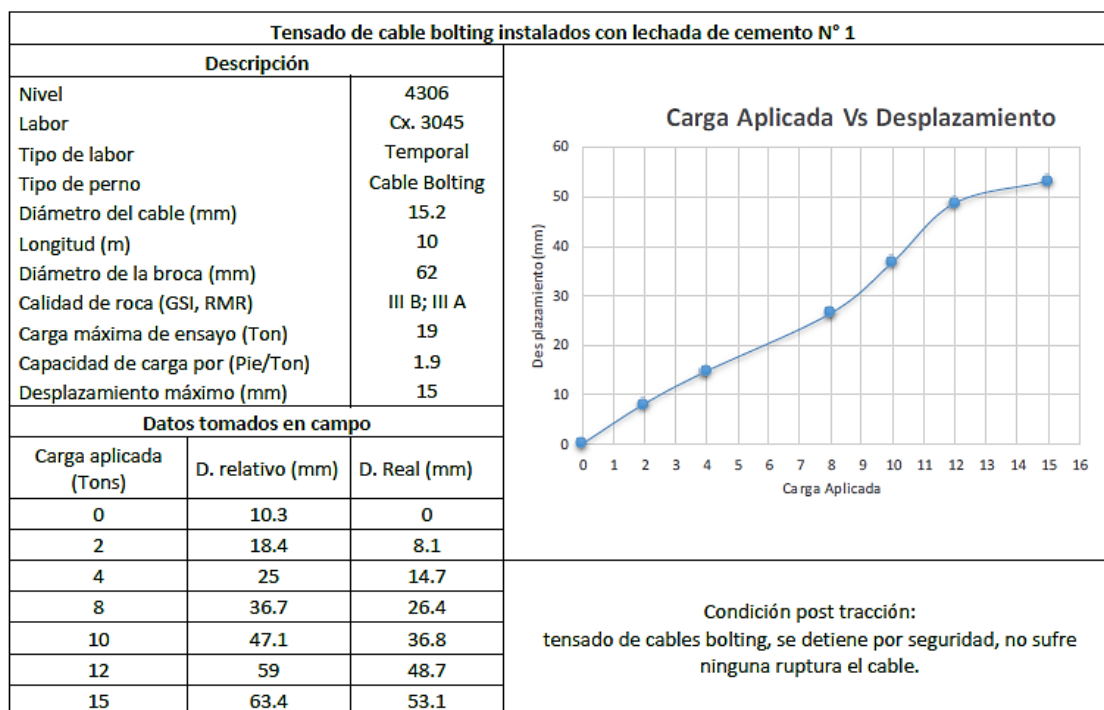
Todos los trabajos de campo en interior mina se realizaron en conjunto con el personal de compañía. Anexo 2

- Se realizó la afiliación para poder hacer el ingreso a la unidad minera Pallancata.
- Se ingresó a mina para hacer la capacitación al personal de la contrata IESA y CIA.
- Se hizo la capacitación en el tema de tensados de cables con el equipo tensador de DSI.
- Se tensó los cables bolting con cabeza expansiva / sin lechada de cemento, estas pruebas se realizaron en las siguientes labores: Cx.3557, Nv.4354, Zn. Pablo; Cx.3045, Nv.4306, Zn. Pablo.

- Se hizo las pruebas de tensado a los cables de cable bolting con lechada de cemento, estas pruebas se realizaron en las siguientes labores: Cx.3250, Nv.4322, Zn. Pablo.
- RMR: IIIB.

Figura 65: Tensado de cable bolting





Fuente: Elaboración propia.

Los cables instalados cumplen con la capacidad requerida de diseño de sostenimiento establecido por el Área de Geotecnia de la mina.

Se hizo la capacitación en el uso del equipo tensador para cables bolting.

CONCLUSIONES

1. Mediante el Análisis del Método Gráfico de estabilidad se determina que es factible las siguientes condiciones promedios:
 - Nv. 4322: N' Techo: 20 / RH Techo: 11.9
 - Nv. 4306: N' Techo: 26 / RH Techo: 12
2. Las condiciones antes mencionadas permiten hacer un análisis de sensibilidad del RH en escenarios con anchos de minado de 10, 12.5, 15, 17.5 y 20 m en los cuales se puede mantener longitudes de minado hasta 50 m y estar coberturados por el RH de diseño y así mismo el RH propuesto por el Ing. Carlos Vallejo.
3. Del análisis numérico, se determina que la sección transversal del minado mediante el método SARC es estable con el uso del Cable Bolting

manteniendo anchos de 10, 12.5, 15, 17.5 y 20 m. El análisis mantiene la siguiente interpretación:

- Se grafica $\sigma_3 < 1$ el cual evidenciando zonas de desconfinamiento y zonas de falla por tracción.
 - Se gráfica Strength Factor (SF) < 1 , el cual evidencia descompensación del umbral de esfuerzos.
 - La intersección de ambas gráficas nos indica la zona plástica que debe ser reforzado con cable bolting.
4. Por tanto, de acuerdo a los análisis de desarrollados, es factible dimensionar los tajos mediante el minado transversal con las siguientes características.
- Ancho de 15 a 20 m con longitud 50 m, mediante el reforzamiento con cable bolting de 10 m con espaciamiento de 3 m en configuración cuadrada.

4.1.2. ANÁLISIS DE PLAN DE PRODUCCIÓN

Producción de Mineral de Tajeos.

De acuerdo al plan de minado tipo LOM de la unidad minera, se implementó el sistema de sostenimiento de cable bolting para la recuperación de mineral.

Figura 66: Programación de producción 2018 - 2019

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN 18 - METAS FÍSICAS TAJEOS														
TIPO	ITEMS	TOTAL 2018	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18
Tajeos Pablo	Tonelaje (t)	464,226.26	21,542.96	24,090.42	28,653.78	29,813.85	35,208.34	45,702.04	47,397.06	47,830.99	45,558.15	49,256.68	46,258.91	42,913.08
	Ley Ag (g/t)	337.59	386.83	346.02	312.22	381.46	352.35	326.26	288.03	343.52	350.76	358.59	283.58	362.87
	Ley Au (g/t)	1.15	1.29	1.15	1.07	1.21	1.16	1.09	1.02	1.19	1.20	1.22	1.01	1.24
	Potencia (m)	11.70	11.88	11.71	13.61	9.54	10.66	10.53	12.02	10.67	9.15	12.72	14.34	13.37
	Dilución (%)	17.43%	16.28%	15.36%	15.67%	17.57%	17.78%	25.58%	19.19%	16.58%	16.45%	15.40%	15.43%	15.82%

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN 19 - METAS FÍSICAS TAJEOS														
			Ejecutado									Proyectado		
TIPO	ITEMS	TOTAL 2019	ene-19	feb-19	mar-19	abr-19	may-19	jun-19	jul-19	ago-19	sep-19	oct-19	nov-19	dic-19
Tajeos Pablo	Tonelaje (t)	767,015.82	59,850.97	53,504.05	62,353.93	64,192.85	67,444.44	67,132.82	70,132.61	63,489.19	63,312.06	61,238.40	66,179.47	68,185.02
	Ley Ag (g/t)	294.29	255.94	292.68	273.88	321.92	289.86	317.17	287.67	279.94	310.78	295.39	262.06	338.88
	Ley Au (g/t)	1.06	0.95	1.05	1.01	1.17	1.01	1.13	1.04	0.99	1.12	1.03	0.94	1.22
	Potencia (m)	10.51	13.02	14.13	13.12	11.39	10.71	9.29	10.06	11.51	10.96	7.76	8.68	6.65
	Dilución (%)	15.13%	13.46%	10.80%	15.28%	12.91%	17.69%	15.85%	15.32%	16.25%	14.51%	17.36%	14.32%	17.13%

Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

1. La producción en tajeos se incrementó en 302,789.57 toneladas, lo que representa el incremento en 60%.
2. Este incremento de producción es debido al cumplimiento del programa de desarrollo y preparación de los distintos niveles de producción.
3. La disminución de la dilución en el minado de los tajeos es de 2.30%, por lo que el incremento del valor de mineral se incrementa.
4. Este descenso de la dilución es producto de la implementación del cable bolting en los diferentes métodos de minado.

Producción de Mineral de Labores de Avance

Así mismo el plan de producción involucra el aporte de mineral en labores de avance, considerando la implementación del cable bolting para la recuperación de mineral.

CONCLUSIONES

1. La producción en labores de avance disminuyó en 112,098.82 toneladas, lo que representa un descenso en 43.5%.
2. Este descenso de aporte de mineral es debido al menor desarrollo de labores de avances en los distintos niveles de producción.
3. La dilución en labores de avance no varía en ambos periodos.

Figura 67: Programación de producción avances 2018 - 2019

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN AVANCES - 2018														
TIPO	ITEMS	TOTAL 2018	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18
Avances Pablo	Tonelaje (t)	198,514.98	10,206.52	9,285.96	8,147.04	9,797.08	12,716.05	20,714.84	21,043.44	20,751.16	20,946.45	19,757.14	20,123.34	25,025.95
	Ley Ag (g/t)	286.24	279.39	382.25	304.69	299.79	245.40	321.98	251.46	308.27	227.00	271.17	288.26	304.12
	Ley Au (g/t)	1.00	0.98	1.23	1.04	1.04	0.90	1.09	0.93	1.12	0.78	1.02	0.98	1.02
	Potencia (m)	9.18	11.50	6.39	11.26	10.74	11.10	11.31	9.50	8.83	7.56	9.13	7.72	7.80
	Dilución (%)	27.23%	26.16%	24.87%	24.02%	25.93%	25.42%	23.95%	28.12%	24.76%	30.88%	30.16%	23.53%	32.63%

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN AVANCES - 2019														
TIPO	ITEMS	TOTAL 2019	Ejecutado									Proyectado		
			ene-19	feb-19	mar-19	abr-19	may-19	jun-19	jul-19	ago-19	sep-19	oct-19	nov-19	dic-19
Avances Pablo	Tonelaje (t)	86,416.15	8,365.72	9,464.79	7,509.78	5,243.21	4,896.77	4,396.86	4,117.21	9,464.93	7,911.95	11,680.80	7,136.01	6,228.11
	Ley Ag (g/t)	285.86	343.99	325.77	204.56	235.75	248.24	296.95	434.88	260.38	295.15	285.21	270.92	255.87
	Ley Au (g/t)	1.01	1.21	1.13	0.78	0.84	0.88	1.09	1.56	0.96	0.99	0.95	0.98	0.88
	Potencia (m)	9.14	10.27	9.89	13.29	13.54	11.95	9.16	4.96	9.08	7.75	7.93	7.36	4.50
	Dilución (%)	27.32%	29.03%	28.55%	26.61%	26.52%	25.00%	39.09%	25.00%	25.00%	25.00%	27.79%	28.43%	25.00%

Fuente: Elaboración propia.

4.1.3. ANÁLISIS COSTOS DE IMPLEMENTACIÓN CABLE BOLTING

a. Costos Unitarios de Instalación de Cable Bolting y Tensado de Cables

La implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting en la recuperación de mineral de la veta Pablo, genera un incremento en el costo de minado, con una consecuente de mejora de la productividad en el plan de minado de largo plazo, así mismo permite el control de la dilución en la explotación de tajeos mediante el método de minado de taladros largos y un control de las leyes de cabeza.

Tabla 13: Consumos de cable bolting.

CONSUMO DE CABLE BOLTING					
Año	Mes	Longitud	Cantidad	PU (US \$/m)	Total US \$
2018	Febrero	5	10	30.45	1,522.50
2018	Febrero	10	129	32.58	42,028.20
2018	Marzo	10	134	32.58	43,657.20
2018	Abril	5	3	30.45	456.75
2018	Abril	10	188	32.58	61,250.40
2018	Abril	15	40	34.13	20,478.00
2018	Mayo	5	57	30.45	8,678.25
2018	Mayo	10	61	32.58	19,873.80
2018	Mayo	15	120	34.13	61,434.00
2018	Junio	5	16	30.45	2,436.00
2018	Junio	10	134	32.58	43,657.20
2018	Junio	15	6	34.13	3,071.70
2018	Julio	5	29	30.45	4,415.25
2018	Julio	10	85	32.58	27,693.00
2018	Julio	15	45	34.13	23,037.75
2018	Agosto	5	115	30.45	17,508.75
2018	Agosto	10	165	32.58	53,757.00
		13,275.00		TOTAL	434,955.75

Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

1. El consumo de cable bolting para el año 2018 fue de 13,275 metros perforados y un costo total de US \$ 434,955.75
2. El tonelaje por metro instalado para los periodos 2018 – 2019 es de 35 ton/m y de 58 ton/m respectivamente. El incremento de la productividad es debido a la implementación del cable bolting como control de la recuperación en los tajeos minados por el método de minado Bench and Fill y subniveles ascendentes con relleno cementado.
3. La dilución se redujo desde 17.43% a 15.13% en los periodos 2018 – 2019, producto de la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting, estos valores se ven reflejados en el incremento de la producción en ambos periodos.
4. Finalmente, la disminución y control de la dilución producto de la implementación del sistema de sostenimiento de cable bolting permite mejorar el valor actual neto.

CONCLUSIONES

1. La influencia en la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting permitió controlar la dilución de 17.43% a 15.13%, y mejorar la recuperación de mineral en el Nv. 4306, obteniendo un descenso del 2.3%, lo que genera el incremento de la ley de cabeza y por lo tanto mejorar el valor presente neto (NPV).
2. Los valores obtenidos en la evaluación geomecánica RMR y GSI fueron de: estación geotécnica EG – 01 fueron de 66 y 68, con calidad de roca buena B y buena respectivamente; estación geotécnica EG – 02 fueron de 68 y 69, con calidad de roca buena B y buena respectivamente y estación geotécnica EG – 03 fueron de 69 y 72, con calidad de roca buena B y buena respectivamente.
3. La implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting, generó una disminución de la dilución en un 2.3% comparado con el periodo anterior sin el uso de cable bolting en el mismo periodo de evaluación.
4. Mediante el análisis del método gráfico de estabilidad se determina que es factible las siguientes condiciones promedios: Nv.4306: N' Techo 26/RH Techo 12. Las condiciones permiten hacer un análisis de sensibilidad del RH en escenarios con anchos de minado de 10, 12.5, 15, 17.5 y 20 metros, en los cuales se puede mantener longitudes de minado hasta 50 metros. Por lo expuesto, se definió con ancho de 15 a 20 m, con longitud 50 m, mediante el reforzamiento con cable bolting de 10 m con espaciamiento de 3 m en configuración cuadrada.
5. El consumo de cable bolting para el año 2018 fue de 13,275 metros perforados y un costo total de US \$ 434,955.75. Considerando el tonelaje por metro instalado en los periodos 2018 y 2019 fue de 35 ton/m y de 58 ton/m respectivamente, por lo que el incremento de la productividad es debido a la implementación del cable bolting como control de la recuperación de mineral en los métodos de minado bench and fill subniveles ascendentes con relleno cementado.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda dejar 0.50 a 0.60 mt para poder realizar un buen tensado de los cables.
2. Se recomienda hacer el tensado después de haber fraguado la lechada de cemento.
3. Se recomienda tener una escobilla metálica para poder limpiar en cables.
4. Se recomienda para el diseño de todo sistema de sostenimiento, realizar una evaluación geomecánica que dé como resultado parámetros de alta precisión, que han de facilitar las labores mineras subterráneas.
5. Se recomienda diseñar el radio hidráulico en base al dimensionamiento de las áreas de trabajo con el fin de lograr un modelo de sostenimiento adecuado para las labores subterráneas.
6. Se sugiere que en los sistemas de sostenimiento se busque la reducción de costos, sin afectar los parámetros de seguridad.
7. Se recomienda realizar un tratamiento de la dilución de modo que pueda reducirse a parámetros mínimos. El indicador estándar podría ser de 5%, pues, con este valor la organización reduce significativamente sus costos de operación.
8. Se recomienda continuar realizando investigación operativa en el control de la dilución en los distintos frentes operacionales para generar programas de reducción de costos e incremento del valor presente neto.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Aduvire, O., López Jimeno, C., & Aduvire, H. (2000). Guía de Abandono y Clausura de Minas Subterráneas. Madrid: ETSI Minas de Madrid.
2. Barton, N. (1996). Investigation, design and support of major road tunnels in jointed rock using NMT principles. Keynote Lecture, IX Australian Tunnelling Conference, (págs. 145-159). Sydney.
3. Barton, N., & Grimstad, E. (2000). El Sistema Q para la Selección del Sostenimiento en el Método Noruego de Excavación de Túneles. En C. L. Jimeno (Ed.), Ingeotuneles (Vol. Libro 3).
4. EXSA: "Manual Práctico de Voladura". Editorial Lima – Perú (2001).
5. Hock y Brown. "Excavaciones Subterráneas en Rocas". Editorial Mc Graw Hill. México (1980).
6. Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002). Hoel-Brown failure criterion – 2002 Edition. NARMSTAC Conference, (págs. 267-273). Toronto, Canadá.
7. López Jimeno, C. G. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas. Escuela Técnica Superior de Ingenieros Minas.
8. Ministerio de Energía y Minas de la República del. (2007). Guía para la Evaluación de la Estabilidad de los Pilares Corona. Ministerio de Energía y Minas de la República del Perú
9. Ministerio de Energía y Minas de la República del Perú. (2016). Reglamento de Seguridad Ocupacional en Minería - DS N°024-2016-EM. Ministerio de Energía y Minas del Perú.
10. Navarro, R. U. (2004). Manual de anclajes en ingeniería civil. U.D. Proyectos Servicio Nacional de Geología y Minería (SNGM). (2002). Riesgo en la Minería Subterránea. Gobierno Nacional de Chile.

ANEXOS

ANEXO 1: RESUMEN DE CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO – NV 4306

RESUMEN DE CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Estación Geotécnica:

EG-03

Ref: VE 4308 SW

Nivel: 4306

Densidad de polos (Scatter plot):

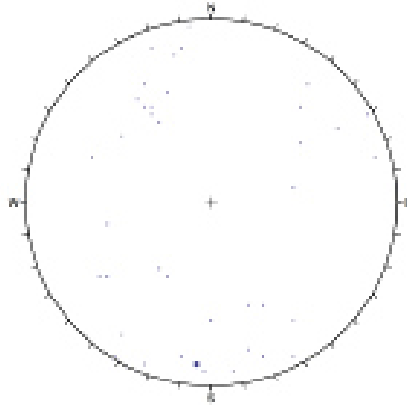
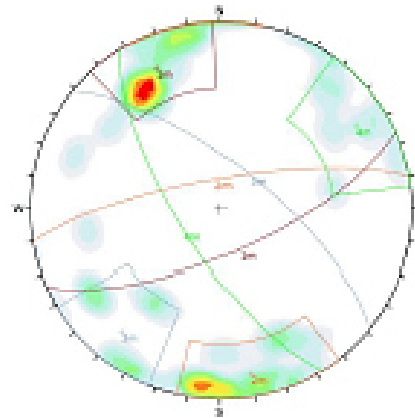


Diagrama de contorno y familias de discontinuidades:



Legenda de proyeccion estereografica:

Symbol	Scatter
•	1 Pole Vectors
•	2 Pole Vectors

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	48 (48 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Color	Density Concentrations
	1.00 - 1.50
	1.50 - 2.00
	2.00 - 3.00
	3.00 - 4.00
	4.00 - 5.00
	5.00 - 6.00
	6.00 - 7.00
	7.00 - 8.00
	8.00 - 9.00
	9.00 - 11.00

Maximum Density	10.00%
Contour Bars	Pole Vectors
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1ra	71	156	3ra
2ra	77	350	2ra
3ra	71	39	3ra
4ra	72	238	4ra

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	40 (40 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Clasificación de familias de discontinuidades	
Muy significativo (MS):	>6%
Significativo (S):	4% - 6%
Tratar con cuidado (TC):	< 4%

Resumen:

1. Orientación de Familias

Familia	Dip	Dip Direction	Clasificación
1ra	71°	156°	MS
2da	77°	350°	MS
3ra	71°	39°	S
4ta	72°	238°	TC

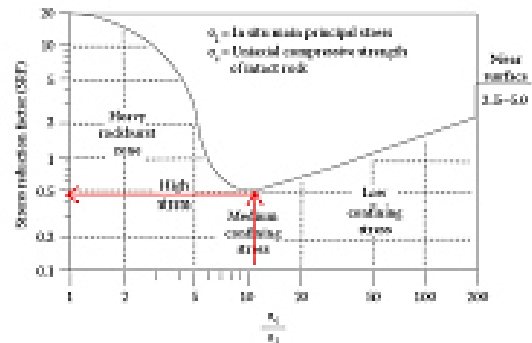
2. Clasificación del Macizo rocoso

Sistema	Valor	Tipo de Roca
RQD	66	Regular
RMR (1989)	69	Buena "B"
Q-Barton	13	Buena
GSI (2013)	72	Buena

Número de Estabilidad (N°)	
N° Techo	25.6
N° HW	16.0

3. Condición de esfuerzos

UCS (σc)	124 Mpa
Sv (σ3)	8 Mpa
Sh (σ1)	12 Mpa
σc/σ1	10.5



DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO

Estación Geotécnica: EG-08 **Ref:** VS 4.008 SW **Norte:** 8,671,958.040
Fecha: 21/04/18 **Labor:** VS 4.008 - SW **Zonas:** Falso **Nivel:** 4.006 **Encampara:** 309 m **Escala:** 603,447,683
Resistencia: 134 Mpa **Dañó soldadura:** 0.8 **Densidad:** 2.55 t/m³ **Sv:** 3.88 Mpa **Sv:** 11.82 Mpa **UCS/est:** 10.5 **Costo:** 4,806,000

N°	Dip	DGR	Litología	Espes (cm)	Fuerza (N)	Rag < esc	Rag > esc	Tipo Reflejo	Resist. Reflejo	Apertura Reflejo (mm)	Alteración	T/C	Humedad	Set	Observaciones
1	88.6	3	Roca Toba Dolomita Fracturamiento Leve	6 - 20	< 1	6 - 8	Ord./Fisica	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	3	
2	89.9	34		6 - 20	< 1	6 - 8	Ord./Fisica	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
3	82	127		6 - 20	< 1	6 - 8	Ord./Fisica	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
4	84	84.7		6 - 20	< 1	8 - 10	Ord./Rag	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
5	78	88.7		6 - 20	< 1	8 - 10	Ord./Rag	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
6	88	24		6 - 20	< 1	14 - 16	Ord./Fisica	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	3	
7	82.2	84		6 - 20	< 1	10 - 12	Ord./Fisica	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	3	
8	88	88.2		6 - 20	< 1	8 - 10	Plana/Rag	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
9	82	88.9		6 - 20	< 1	8 - 10	Plana/Rag	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
10	85	884		6 - 20	< 1	8 - 10	Plana/Rag	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
11	70	22.2		20 - 60	< 1	8 - 10	Plana/Rag	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
12	88	280		20 - 60	< 1	14 - 16	Plana/Rag	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
13	85	184		20 - 60	1 - 3	14 - 16	Ord./Rag	A'	5.1	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
14	70	110		6 - 20	1 - 3	12 - 14	Ord./Rag	CD	5.2	1 - 10.00	Fresca	verrilla	Seco	1	
15	55	188		20 - 60	1 - 3	12 - 14	Ord./Rag	A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
16	74	15.2		20 - 60	1 - 3	12 - 14	Ord./Rag	A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
17	68	145		20 - 60	1 - 3	12 - 14	Plana/Rag	A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
18	59	147		20 - 60	1 - 3	12 - 14	Plana/Rag	A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
19	84	189		20 - 60	1 - 3	12 - 14	Plana/Rag	A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
20	74	126		6 - 20	< 1	10 - 12	Ord./Rag	A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
21	88	55		20 - 60	< 1	6 - 8	Plana/Rag	A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	3	
22	84	140		20 - 60	< 1	6 - 8	Ord./Fisica	A'	5.2	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
23	85	85.3		20 - 60	< 1	6 - 8	Ord./Fisica	A'	5.2	0.25 - 0.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
24	75	280		20 - 60	1 - 3	6 - 8	Ord./Rag	CD-A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
25	80	80		20 - 60	1 - 3	8 - 10	Ord./Rag	CD	5.2	0.1 - 0.25	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
26	80	220		20 - 60	1 - 3	8 - 10	Ord./Rag	CD	5.2	0.1 - 0.25	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
27	80	10		20 - 60	1 - 3	14 - 16	Ord./Rag	A'	5.1	0.1 - 0.25	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
28	50	280		20 - 60	1 - 3	10 - 12	Ord./Rag	A'	5.1	0.1 - 0.25	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
29	50	80		20 - 60	1 - 3	8 - 10	Ord./Rag	A'	5.2	0.1 - 0.25	Fresca	Diáclasa	Seco	3	
30	74	166		6 - 20	1 - 3	8 - 10	Plana/Fisica	CD	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
31	88	172		6 - 20	< 1	8 - 10	Plana/Fisica	CD-A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
32	84	159		6 - 20	< 1	8 - 10	Plana/Fisica	CD	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
33	84	5		20 - 60	< 1	14 - 16	Ord./Fisica	A'	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
34	85	85.9		20 - 60	< 1	14 - 16	Ord./Fisica	CD	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
35	82.2	5		20 - 60	1 - 3	10 - 12	Ord./Rag	CD	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	2	
36	80	170		6 - 20	< 1	8 - 10	Ord./Rag	CD	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	1	
37	85	203		6 - 20	< 1	8 - 10	Ord./Rag	CD	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
38	50	80		2 - 6	1 - 3	8 - 10	Ord./Rag	CD	5.2	2.5 - 10	Fresca	Diáclasa	Seco	3	
39	60	145		2 - 6	1 - 3	12 - 14	Ord./Fisica	CD	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	4	
40	70	57		2 - 6	1 - 3	12 - 14	Ord./Fisica	CD	5.2	0.5 - 2.5	Fresca	Diáclasa	Seco	3	

Martillo Schmidt (realizar 20 mediciones)

Índice de rebote (sur 1)

Índice de rebote (sur 2)

48 / 50 / 48 / 48 / 46 / 50 / 45 / 38 / 39 / 43 / 40 / 40 / 40 / 41 / 46 / 43 / 47 / 43 / 45 / 46 / 46 / 48 /

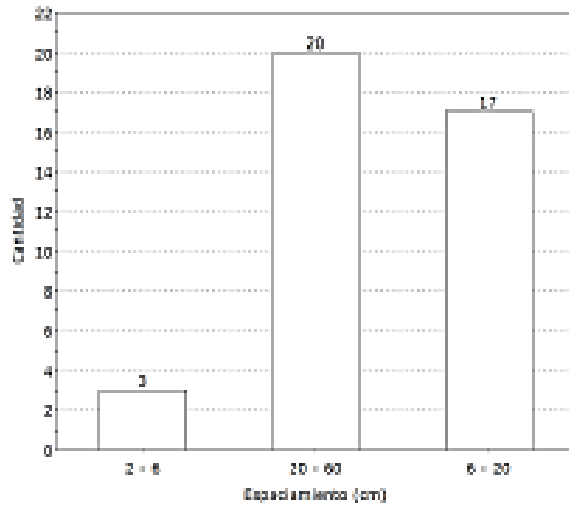
Orientación del equipo:

↑ ↓ ← →

RQD Equivalente
RQD^e = 1.05 - 0.9 R

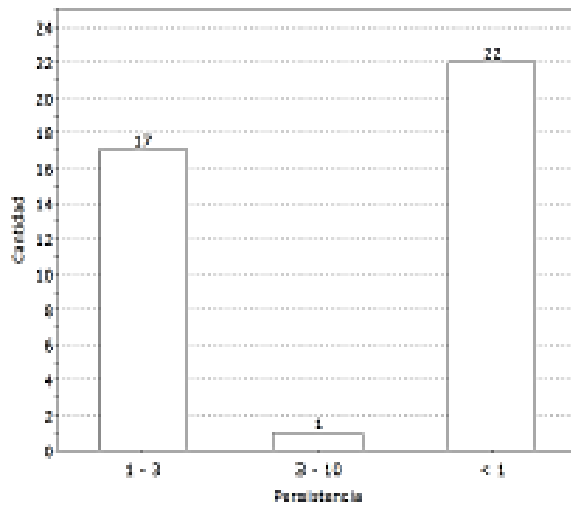
Rc: 25
RQD^e: 66

ESPACIAMIENTO



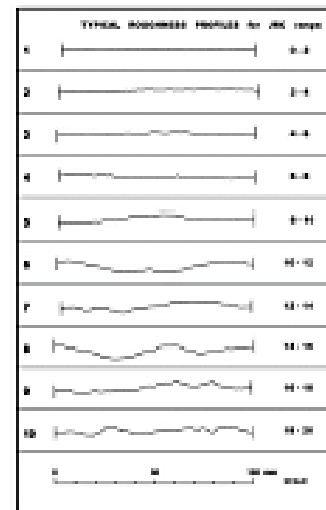
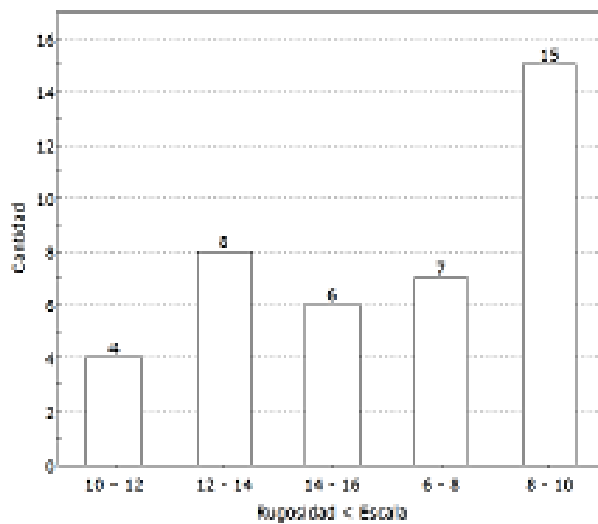
Descripción	Espaciamiento
Extremadamente cerrado	< 2 cm
Muy cerrado	2 - 5 cm
Cerrado	6 - 20 cm
Moderado	20 - 60 cm
Ancho	60 - 200 cm
Muy ancho	200 - 600 cm
Extremadamente ancho	> 600 cm

PERSISTENCIA

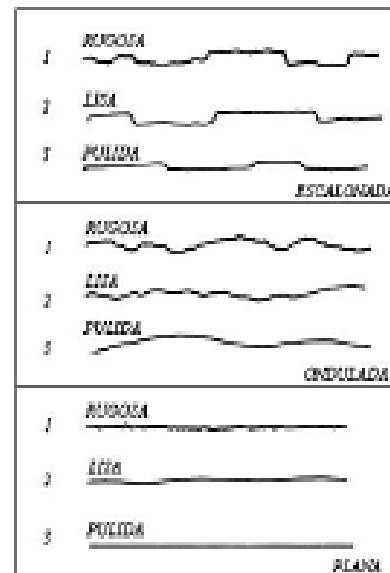
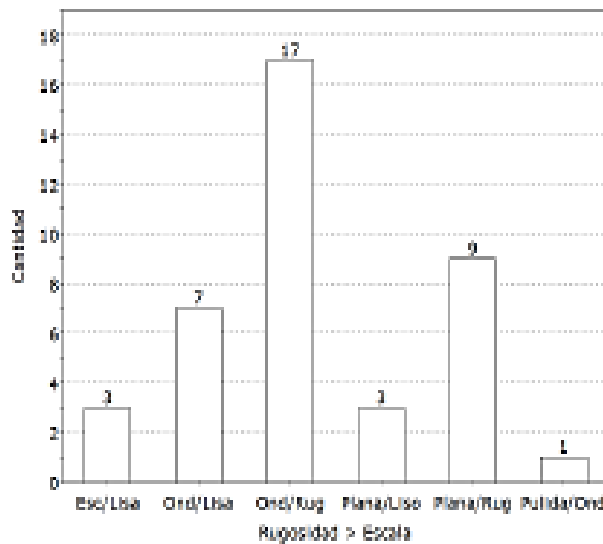


Descripción	Persistencia
Muy baja	< 1 m
Baja	1 - 3 m
Media	3 - 10 m
Alta	10 - 20 m
Muy alta	> 20 m

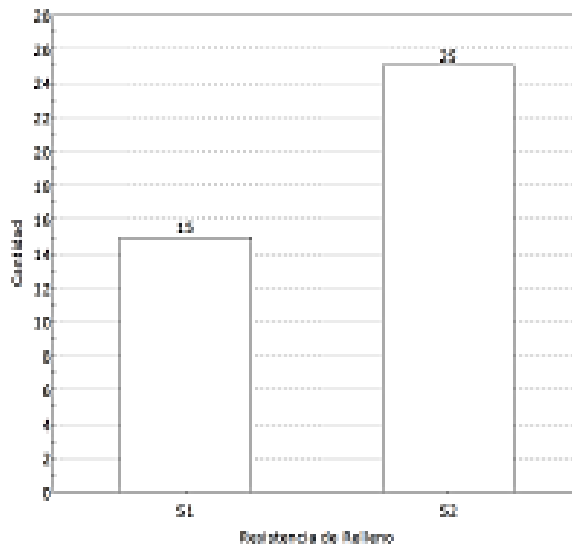
RUGOSIDAD < ESCALA (10 cm)



RUGOSIDAD > ESCALA (1 - 5 m)



RESISTENCIA DE RELLENO



Grado	Descripción
S1	Arcilla muy blanda
S2	Arcilla blanda
S3	Arcilla media
S4	Arcilla semidura
S5	Arcilla dura
S6	Arcilla muy dura
R0	Roca extremadamente débil
R1	Roca muy débil
R2	Roca débil
R3	Roca medianamente resistente
R4	Roca fuerte
R5	Roca muy fuerte
R6	Roca extremadamente resistente

RESUMEN

1. Litología: Roca Toba Destrítica
2. Espesamiento: de 20.0 cm a 60.0 cm por tanto se caracteriza como espesamiento moderado
3. Persistencia: menor a 1.0 m por lo tanto es categorizado como muy baja
4. Rugosidad a long. < 10cm: Se encuentra en la escala de 3 lo cual lo clasifica como ligeramente rugoso.
5. Rugosidad a long > 1m: Se encuentra en la escal 3 lo cual lo clasifica como ondulado rugoso.
6. Tipo de Relleno: Arcilla
7. Resistencia de relleno: Arcilla blanda
8. Apertura del Relleno: de 0.1 mm - 0.25 mm
9. Alteración: No alterado
10. Humedad: Seco

**RESISTENCIA A LA COMPRESION - CAMPO
MARTILLO SCHMIDT**

Estacion Geotecnica: EG-03

Medición 1

Item	Indice de rebote Campo	Indice de rebote validos
1	48	50
2	50	50
3	48	48
4	48	48
5	46	48
6	50	47
7	45	46
8	45	46
9	39	45
10	38	45
11	42	
12	40	
13	40	
14	40	
15	39	
16	40	
17	46	
18	47	
19	42	
20	45	
Promedio:		47.3
Contar		10

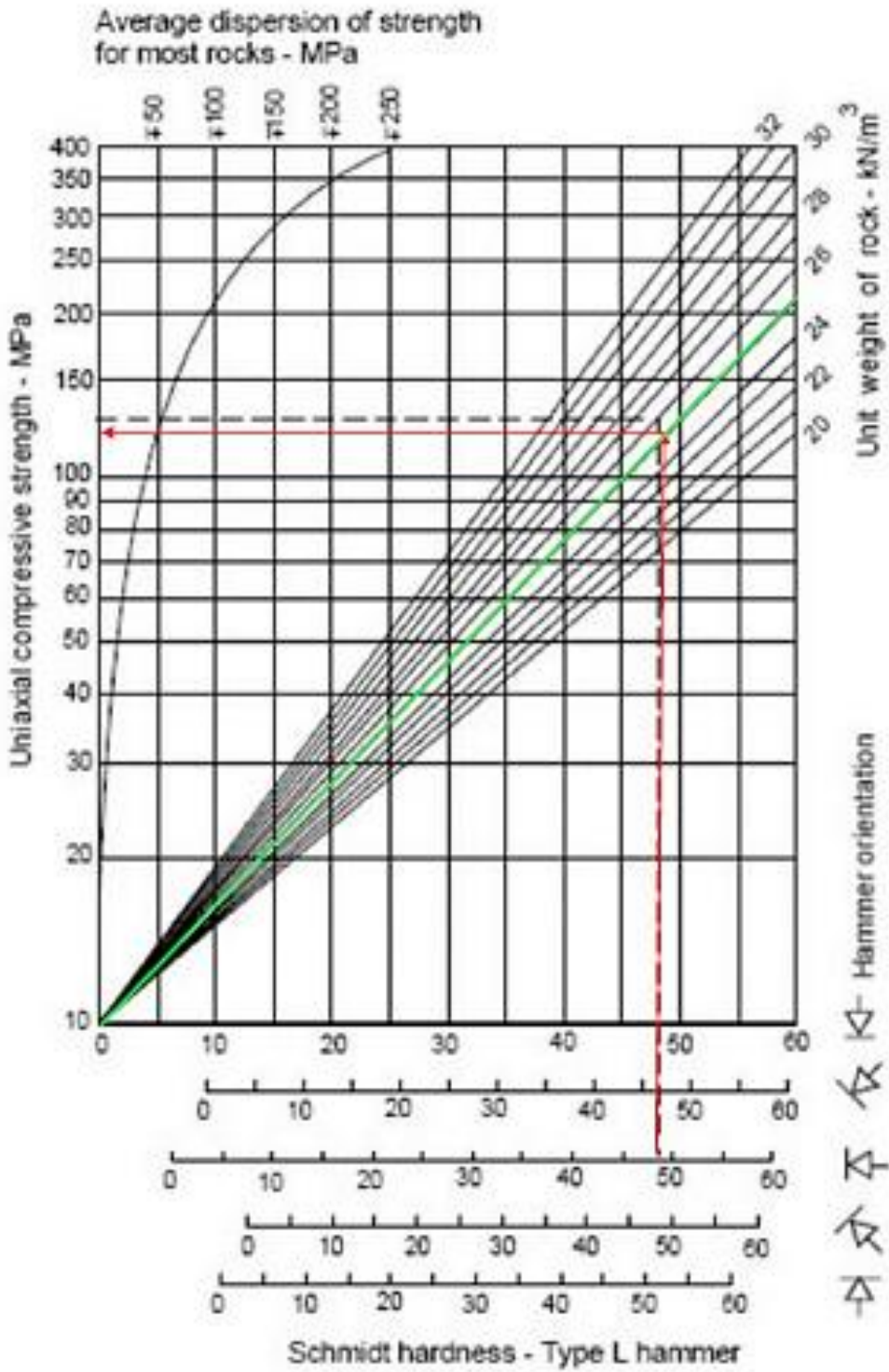
UCS: 124 Mpa.

Medición 2

Item	Indice de rebote Campo	Indice de rebote validos
1		
2		
3		
4		
5		
6		
7		
8		
9		
10		
11		
12		
13		
14		
15		
16		
17		
18		
19		
20		
Promedio:		#DIV/0!
		0

UCS:

ABACO DE CORRELACION - INDICE DE REBOTE & UCS

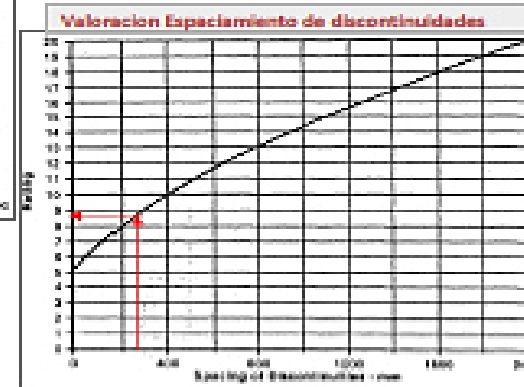
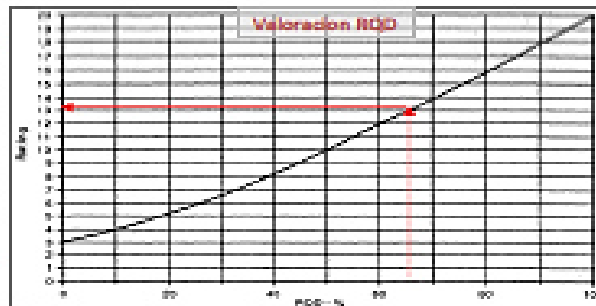


RMR - BIENIAWSKI (1989)

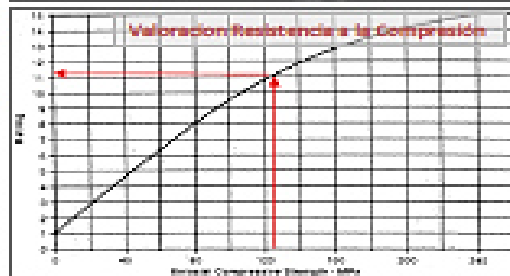
Estacion Geotécnica: EG-03

RESERVA	1. RESISTENCIA A LA COMPRESION (MPa)	2. RQD	3. ESPACIAMIENTO (m)	4. Condición de las discontinuidades					5. AGUA SUBTERRANEA	6. AJUSTE POR ORIENTACION	VALOR TOTAL Ponderado (Suma de valoración 1 a 5)	VALOR TOTAL Ponderado (Suma de valoración 1 a 6)
				Resistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración				
VAL	10 20 30 40 50	10 20 30 40 50	10 20 30 40 50	0 1 2 3 4 5	0 1 2 3 4 5	0 1 2 3 4 5	0 1 2 3 4 5	0 1 2 3 4 5	0 1 2 3 4 5	0 1 2 3 4 5	0 1 2 3 4 5	
Parámetros	1- > 20 MPa 2- 10-20 MPa 3- 5-10 MPa 4- 2-5 MPa 5- < 2 MPa	1- 100% 2- 75-100% 3- 50-75% 4- 25-50% 5- < 25%	1- > 1m 2- 0.6-1m 3- 0.3-0.6m 4- 0.1-0.3m 5- < 0.1m	1- > 3m 2- 1-3m 3- 0.5-1m 4- 0.1-0.5m 5- > 20m	1- Continuo 2- Muy Angulo < 0.1 mm 3- Angulo 0.1 - 10 mm 4- Alisado 10 - 50 mm 5- Muy liso > 50 mm	1- Muy rugoso 2- Rugoso 3- Alisado 4- Liso 5- Muy liso	1- Ninguna 2- Polvo fino < 0.1 mm 3- Polvo fino 0.1-0.5 mm 4- Polvo fino 0.5-1 mm 5- Polvo fino > 1 mm	1- No alterada 2- Alisado 3- Asociada 4- Alterada por toda la 5- Descompuesta	1- Completamente seco 2- Húmedo 3- Mojado 4- Gotero 5- Flujo	1- Muy favorable 2- Favorable 3- Regular 4- Desfavorable 5- Muy desfavorable	0-50	0-100

TIPO DE ROCA	RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACION
I	IHA IIB	71 - 80 BUENA "A" 61 - 70 BUENA "B"
II	IIA IIB	51 - 60 REGULAR "A" 41 - 50 REGULAR "B"
III	IIIA IIIB	31 - 40 MALA "A" 21 - 30 MALA "B"
V	VA	0 - 20 MUY MALA



EFECTO DE LA ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELES	
Rumbo perpendicular al eje del tunnel	
Excavacion hacia el buzamiento, buz 45 - 90	Excavacion hacia el buzamiento, buz 20 - 45
Muy favorable	Favorable
Excavacion contra el buzamiento, buz 45 - 90	Excavacion contra el buzamiento, buz 20 - 45
Regular	Desfavorable
Rumbo paralelo al eje del tunnel	
Buzamiento 45 - 90	Buzamiento 20 - 45
Muy Desfavorable	Regular
Buzamiento de 0 - 20, independiente del rumbo	
Regular	



Estacion Geotecnica: EG-03

Rock Quality Designation	RQD
May mala	0-25
Mala	25-50
Regular	50-75
Buena	75-90
Excelente	90-100

Cuando RQD < 20, se utiliza un valor de 20 para Q.

RQD = 65

Numero de sets	Jn
Roca masiva	0.5
Pocas sets aleatorios	1
1 set	2
1 Set + Random	3
2 sets	4
2 Sets + Random	6
3 sets	9
3 Sets + Random	12
4 Sets	15
Roca desintegrada	20

Jn = 15

Numero de rugosidad	Jr
<u>Discontinuas</u>	
Pulida	2
Suave	3
Rugosa	4
Resaca	1.5
<u>Onduladas</u>	
Pulida	1.5
Suave	2
Rugosa	3
Resaca	1
<u>Plana</u>	
Pulida	0.5
Suave	1
Rugosa	1.5
Resaca	1
<u>No hay contacto entre paredes</u>	1
<u>Desplazamiento mayor a 3 m</u>	(+1.0)

Jr = 3

Q - BARTON

Valor de Q: 13.1

Numero de alteración	Ja
Bien trabadas	0.75
No alteradas, patinas locales	1
Ligeramente alteradas, patinas que no se ablandan	2
Patinas limo arenosas, poca arcilla, no se ablandan	3
Patinas de minerales arcillosos que se ablandan	4
Patinas de arena, limos de arcilla	6
Relleno que no se ablanda, espesor < 5mm	8
Relleno que se ablanda, espesor < 5mm	8-12
Relleno gruesos > 5mm	6-14

Ja = 1

Agua	Jw
Seco (< 5L/m)	1
Moderado	0.7
Infiltración importante	0.3-0.5
Infiltración importante con desahucamiento	0.1-0.2
Infiltración importante sin desahucamiento	0.05-0.1

Jw = 1

Factor de reducción por esfuerzos	α 1/UCS	SRF	α 1/UCS DE E.G
<u>(Esfuerzo/Roca Intacta)</u>			
Cerca de superficie (Esfuerzos bajos)	>0	2.5	0.05 a 1.05
Esfuerzos bajos	0.01 a 0.1	1	
Esfuerzos moderados	0.1 a 0.2	0.5	
Esfuerzos altos	0.2 a 0.3	1 a 2	
Estabilidad de roca o flujo plástico	0.3 a 0.4	5 a 10	
Grandes Estabilidades de roca/flujo plástico	>0.4	10 a 20	
Extremas Estabilidades de roca/flujo plástico	>0.5	20 a 50	
Inflamamiento moderado		5 a 10	
Inflamamiento severo		10 a 15	
<u>(Factor para zonas débiles)</u>		SRF	
No hay zonas débiles/discretas		0	
Múltiples zonas débiles		10	
Una zona débil con arcilla (<50m)		5	
Una zona débil con arcilla (>50m)		2.5	
Zonas múltiples de óxido (sin arcilla)		7.5	
Una zona de óxido libre de arcilla (<50m)		5	
Una zona de óxido libre de arcilla (>50m)		2.5	
Estructuras abiertas en forma de cubos		5	

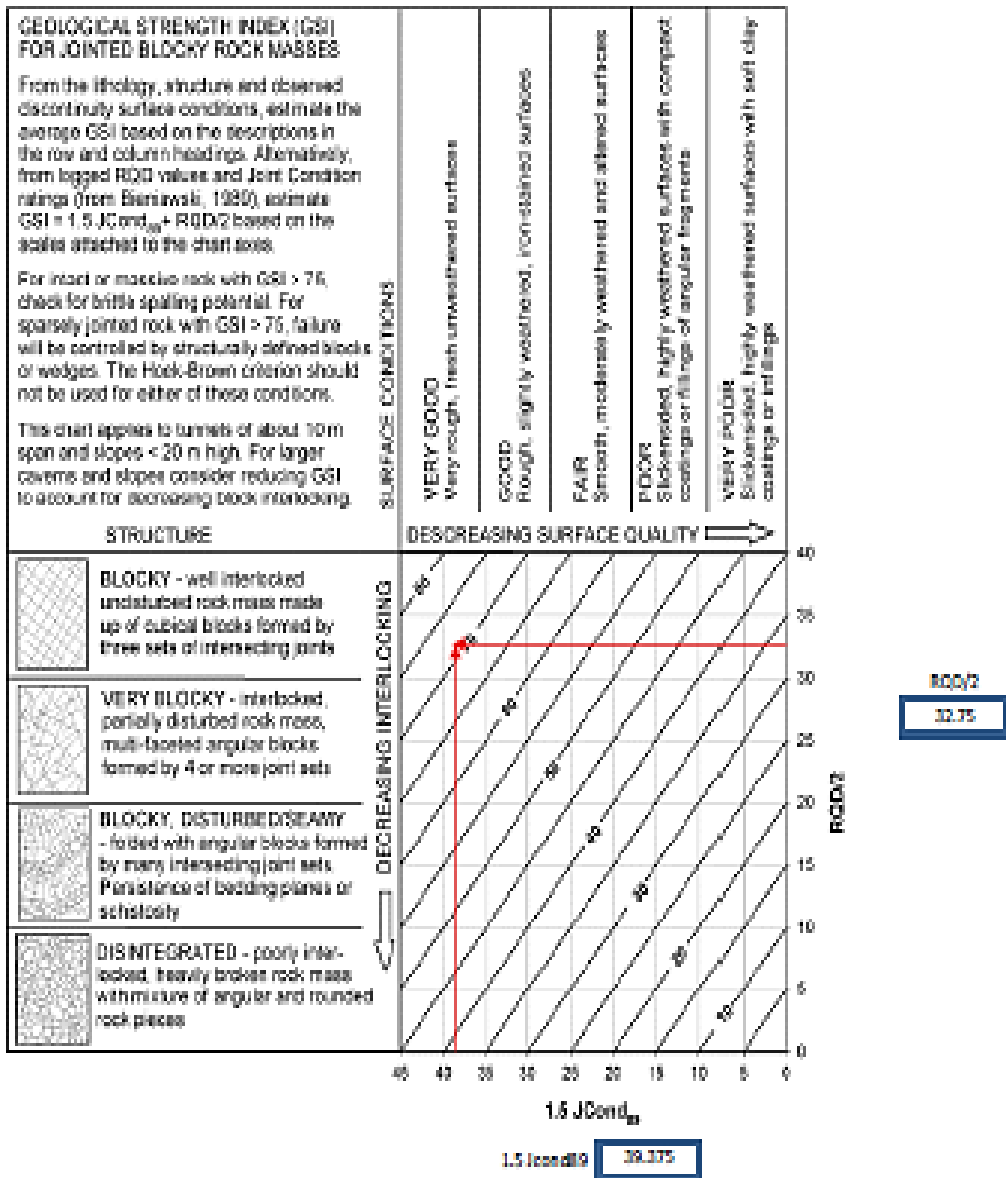
SRF1 = 1

SRF2 =

SRF1 vs SRF2: El sistema Q el mayor valor de SRF

GSI - HOEK Y BROWN (2013)

Estación Geotécnica: EG-03



$GSI = 1.5 \cdot J_{cond} + \frac{RQD}{2}$ <p>Comparing the ratings for J_{cond} with those allocated to J_1 and J_2 by Barton et al (1974) (7) (see Appendix 1) gives the relationship $J_{cond} = 25 \ln \ln(1 + J_1 J_2)$. Substitution of this relationship into equation 1 yields:</p> $GSI = \frac{37.5 \ln \ln(1 + J_1 J_2)}{(1 + J_1 J_2)} + RQD/2 \quad (1)$	<p>J₁: 3</p> <p>J₂: 1</p> <p>RQD: 66</p> <hr/> <p>GSI: 72</p>
---	--

UNIDAD BASICA DE EXPLOTACION

1. SIN ENTRADA DE PERSONAL

1. Grafico para estabilidad de caserones

Mathews 1981

Potvin 1988

Ouchi 2004

2. Grafico de Caving

Laubscher 1987-1990

2. METODO DE ESTABILIDAD GRAFICA:

i. Numero de estabilidad

Número de estabilidad: N' (Potvin), N (Mathews)

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

Q' Índice Q de Barton modificado

A Factor de esfuerzos

B Factor de orientación de discontinuidades

C Factor de ajuste por gravedad

$$Q = \frac{RQD}{J_N} \frac{J_c}{J_a} \frac{J_r}{SRF}$$

$$Q' = \frac{RQD}{J_N} \frac{J_c}{J_a}$$

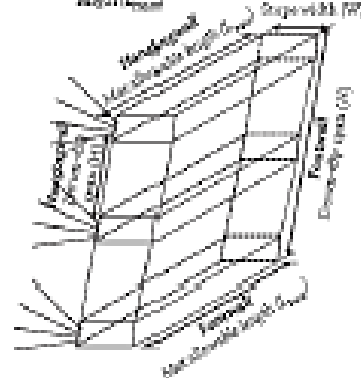
Rango	RQD, %	J_c/J_a	A	B	C	N'
Máximo	0.0 - 200	0.001 - 1	0.2 - 1	0.2 - 1	2 - 8	0.0001 - 1000
Típico (zona clara)	2.0 - 10	0.1 - 4	0.1 - 1	0.2 - 1	2 - 8	0.1 - 1000

ii. Radio Hidráulico

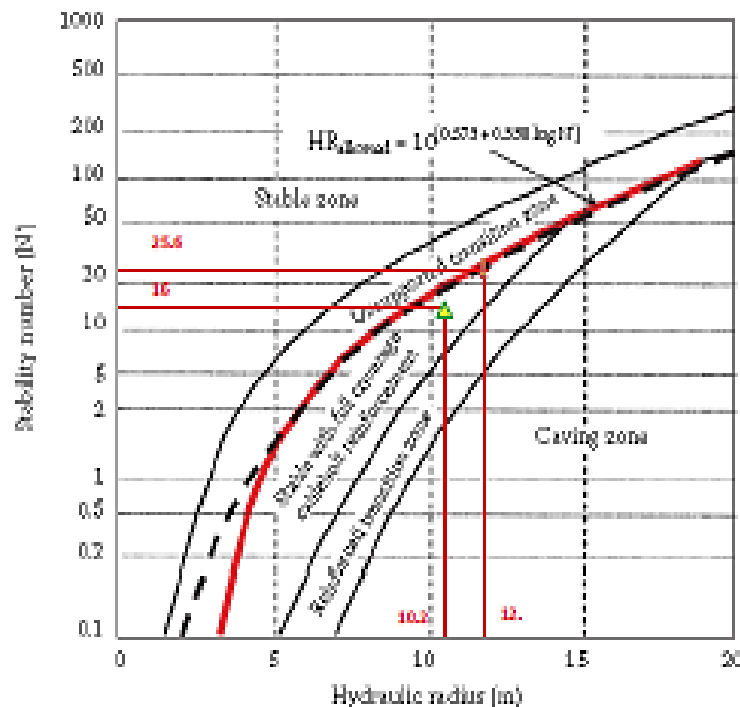
$$HR = \frac{Area}{Perimetro}$$

$$HR_{techo} = \frac{L' \cdot W}{2' \cdot (L' + W)} \quad HR_{longitudinal} = \frac{L' \cdot H}{2' \cdot (L' + H)}$$

$$HR_{transversal} = \frac{2' \cdot H \cdot H}{(H - 2' \cdot H)}$$



iii. Grafico de estabilidad

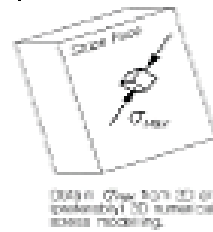
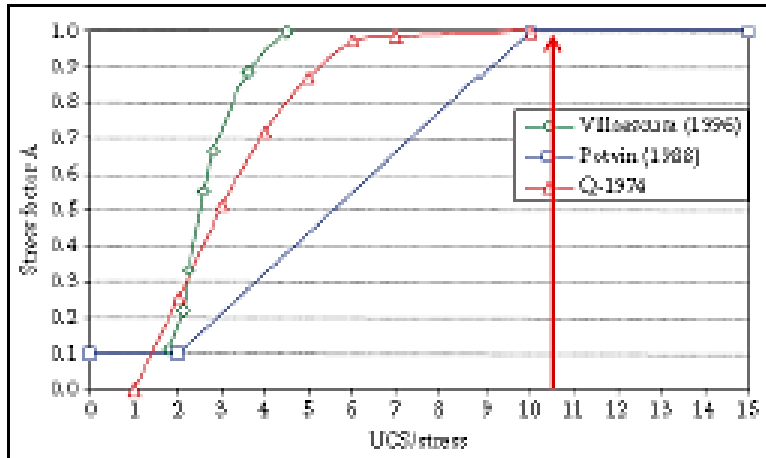


CARA	Q'	A	B	C	N'	RH	COND.
Techo	13.1	1	0.85	2.3	25.6		Estable
HW	13.1	1	0.2	6.1	16.0		Estable
FW		0	0	0	0		Estable

UNIDAD BASICA DE EXPLOTACION

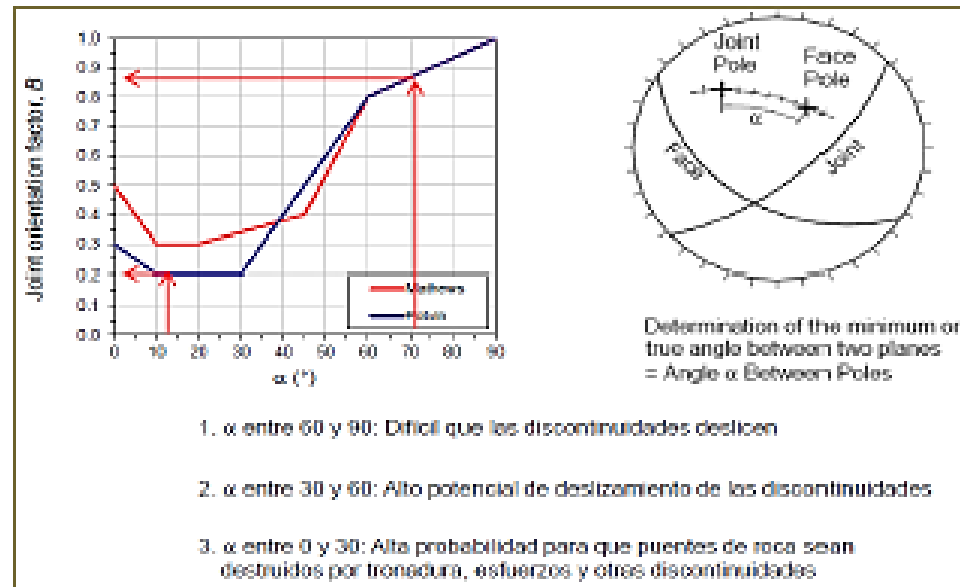
3. NUMERO DE ESTABILIDAD

Factor A:



	Techo:	HW	FW
UCS:	124.0	124	
Stress:	11.8	11.8	
UCS/Stress:	10.49	10.49	
A:	1	1	

Factor B:

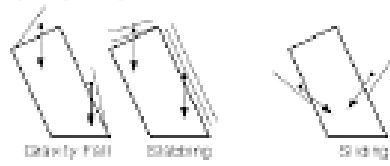


	Techo	HW	FW
α°	71°	13.92°	
B	0.85	0.20	

UNIDAD BASICA DE EXPLOTACION

Factor C:

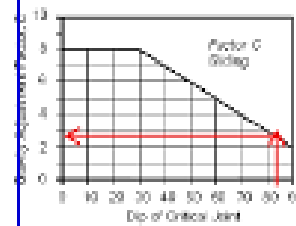
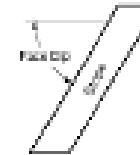
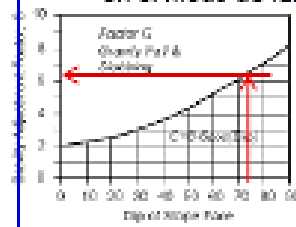
1) Determinar el modo de falla estructural



El método de Mathews utiliza solo el modo de falla Gravity Fall & Slabbing según la fórmula:

$$C = 8 - 7 \cos(Dip)$$

2) Determinar el factor C basándose en el modo de falla



	Techo:	HW	FW
DF/DCJ:	82°	70°	
C:	2.3	6.1	

ENVOLVENTE DE FALLA HOEK - BROWN (2012)

Estacion Geotecnica:

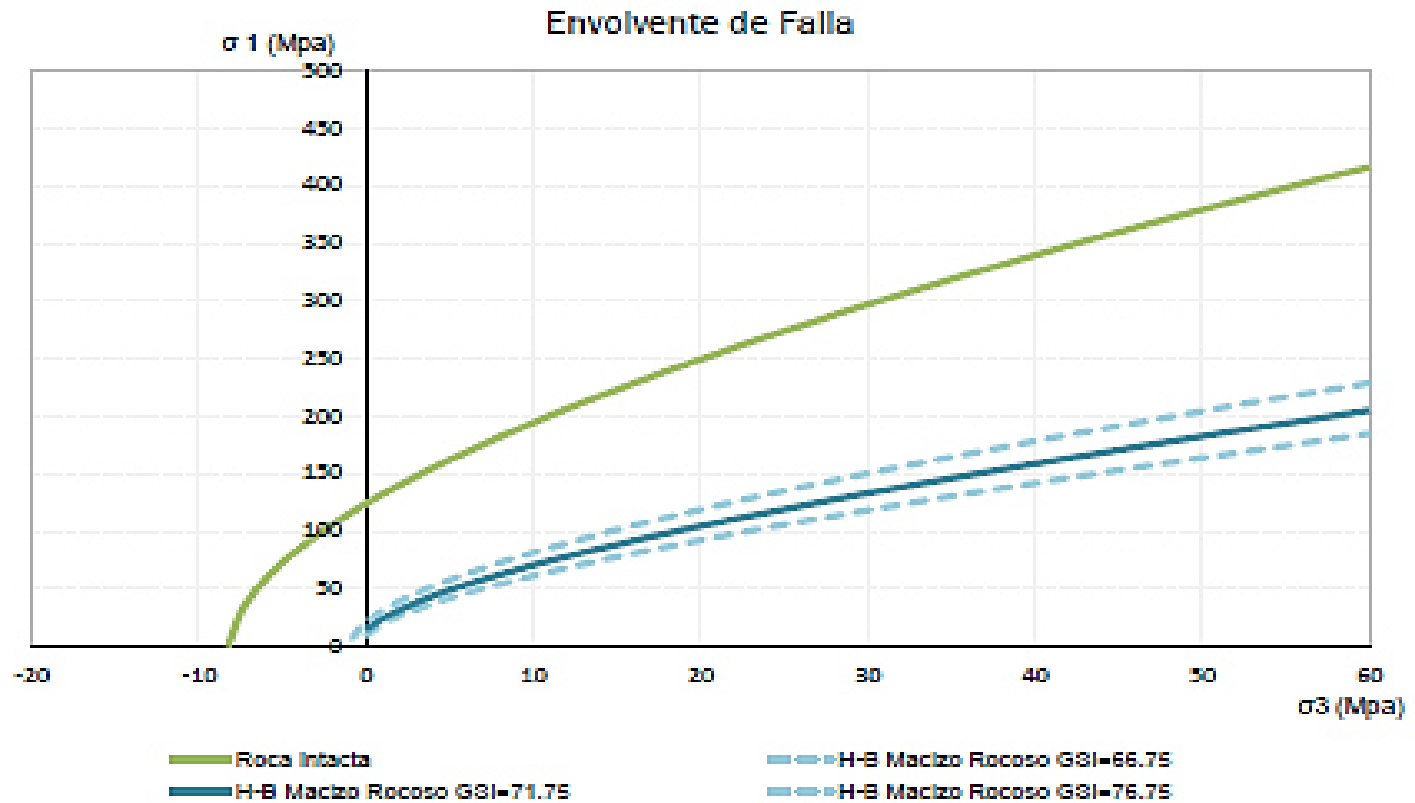
EG-03

Modificar solo las celdas azules

Roca Intacta	
σ_c (Mpa)	124
m_i	15

Macizo Rocosos	
GSI	71.75
s	0.014
a	0.501
m_b	2.791
D	0.8

D GSI ψ	5
--------------	---



RQD (%)

TIPO DE ROCA		RQD (%)	CLASIFICACION
I		90 - 100	Excelente
II	II-A	75 - 90	Buena
	II-B		
III	III-A	50 - 70	Regular
	III-B		
IV	IV-A	25 - 50	Mala
	IV-B		
V	V-A	<25	Muy mala

RMR

TIPO DE ROCA		RMR BENIAMSKI	CLASIFICACION
II	II-A	71 - 80	Buena "A"
	II-B	61 - 70	Buena "B"
III	III-A	51 - 60	Regular "A"
	III-B	41 - 50	Regular "B"
IV	IV-A	31 - 40	Mala "A"
	IV-B	21 - 30	Mala "B"
V	V-A	0 - 20	Muy mala

Qj-Barton (2002)

TIPO DE ROCA		Qj-Barton (2002)	CLASIFICACION
II	II-A	400 - 1000	Excepcionalmente buena
	II-B	100 - 400	Extremadamente buena
III	III-A	40 - 100	Muy buena
	III-B	10 - 40	Buena
IV	IV-A	4 - 10	Medio
	IV-B	1 - 4	mala
V	V-A	0.1 - 1	Muy mala

GSI

TIPO DE ROCA		GSI	CLASIFICACION
I		81 - 100	Muy buena
II	II-A	71 - 80	Buena
	II-B		
III	III-A	41 - 60	Regular
	III-B		
IV	IV-A	21 - 40	Mala
	IV-B		
V	V-A	0 - 20	Muy mala

ANEXO 2: PANEL FOTOGRÁFICO

Figura 68: Tensado de cable, hoja de capacitación y entrega de equipo a geotecnia.



Figura 69: Proceso de instalación del equipo pull test.



Figura 70: Resultados de las pruebas de arranque (pull test)



Figura 71: Control previo del macizo rocoso.



Figura 72: Ubicación de punto de instalación del cable.



Figura 73: Colocación del cable bolting con inyección de cemento.



Figura 74: Verificación proceso de instalación de los cables.



Figura 75: Verificación de la longitud de instalación de los cables.



Figura 76: Ubicación de Caserones.



Figura 77: Puntos de instalación de cables.

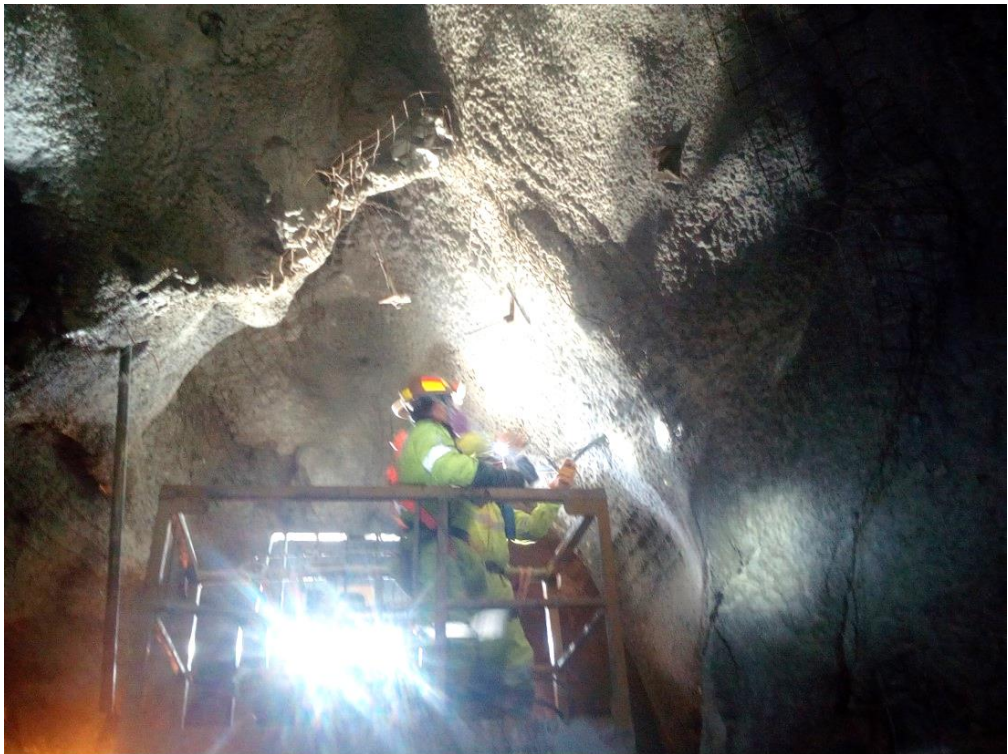


Figura 78: Control de humedad y temperatura.

