



**FACULTAD DE INGENIERÍA Y DE ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MINADO
SUBTERRÁNEO PARA MEJORAR LOS ESTÁNDARES
DE SOSTENIMIENTO DE LA MINA SAN CRISTÓBAL -
2016”**

Presentado por:

Bach. ELVIN MANUEL CONDOR CERVANTES

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Cerro de Pasco - Perú

2018

DEDICATORIA:

A mis padres, por haber sembrado en mí la semilla de la superación, además por su estímulo y apoyo incondicional

AGRADECIMIENTO

A mi familia, por su comprensión; a mis maestros y guías por haber trazado mis pasos y enseñarnos el camino de la sabiduría; y a todas las personas quienes me ayudaron en la realización del presente material de estudio. ¡Gracias!

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo realizar un estudio geomecánico de la masa rocosa del yacimiento San Cristóbal, con el fin de mejorar los estándares del minado subterráneo actual, para que éste sea seguro y eficiente, para cumplir con el objetivo mencionado, fue necesario realizar trabajos de campo, laboratorio y gabinete.

El método que se ha utilizado es el analítico, determinativo y aplicativo. La forma que se desarrolla la investigación es exploratorio.

Los resultados obtenidos luego de los diferentes trabajos donde se realizó la evaluación geomecánica de la mina, se han registrado que la calidad del macizo rocoso es variable comprendiendo desde mala B-IVB hasta regular A-III A.

Asimismo la mina tiene un minado profundo, en donde los esfuerzos inducidos tienen influencia y por lo que el sostenimiento se realiza con Shotcrete en labores excavadas en rocas de calidad buena a regular A, además reforzados con pernos helicoidales o pernos Hydrabolt; de esta manera se demuestra de acuerdo a lo investigado mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal de acuerdo a nuestra hipótesis general planteada.

Un parámetro del comportamiento geomecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta, los cuales se encuentran resumidas en los Cuadros 6 y 7, dichos datos son el resultado de los ensayos de laboratorio y nos sirven para mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal – 2016

De los resultados individuales obtenidos para cada veta, se observa una tendencia similar bastante definida de los sistemas principales en las tres vetas. A partir de ello se tiene una serie de información para mejorar los estándares de sostenimiento en la mina San Cristóbal - 2016

ABSTRACT

The aim of this research work is to perform a geomechanical study of the rock mass of the San cristóbal deposit, in order to improve the standards of the current underground mining, so that it is safe and efficient, in order to fulfill the aforementioned objective, it was necessary perform field work, laboratory and cabinet.

The method that has been used is analytical, determinative and applicative. The way the research is developed is exploratory.

The results obtained after the different works where the integral geomechanical evaluation of the mine was carried out, have registered that the quality of the rock mass varies from bad B-IVB to regular A-III A.

The mine also has a deep mine, where the induced efforts have influence and so the support is made with shocret in work excavated in rocks of good quality to regular A, also reinforced with helicoidal bolts or hydrabolt bolts; in this way it is demonstrated according to what was researched to improve the sustainability standards of the san Cristóbal mine according to our general hypothesis.

A parameter of the geomechanical behavior of the rock mass is the uniaxial compressive strength of the intact rock, which are summarized in tables 6 and 7, these data are the result of laboratory tests and serve to improve sustainability standards.

ÍNDICE

CARÁTULA	i
DEDICATORIA:.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
ÍNDICE.....	vi
ÍNDICE DE CUADROS	x
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
ÍNDICE DE FIGURAS	xii

CAPÍTULO I

EL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	17
1.1.1. Descripción de la realidad problemática	17
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	19
1.2.1. Problema general.....	19
1.2.2. Problemas específicos.....	19
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	19
1.3.1. Objetivo general	19
1.3.2. Objetivos específicos	20
1.3.3. Descripción de la Mina San Cristóbal.....	20
1.3.4. Marco geológico	21
1.3.5. Métodos de minado.....	37
1.4. Justificación del estudio.	49
1.4.1. Justificación teórica.....	50
1.4.2. Justificación práctica.	50

1.4.3. Importancia de la investigación.....	50
1.5. Limitaciones de la investigación	51

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación.....	52
2.1.1. Antecedentes internacionales	52
2.1.2. Antecedentes Nacionales.....	55
2.2. Bases Teóricas	58
2.2.1. Mecánica de Rocas.....	58
2.2.2. La mecánica de rocas en la ingeniería de minas.....	60
2.2.3. Efectos del agua subterránea	62
2.2.4. La Geomecánica Aplicada al Diseño Subterráneo:	64
2.3. Definición de términos básicos.....	70
2.3.1. Evaluación	70
2.3.2. Estándar (¿qué hacer?):	71
2.3.3. Geomecánica	71
2.3.4. Roca intacta	72
2.3.5. Masa rocosa.....	72
2.3.6. Orientación	72
2.3.7. Espaciado.....	72
2.3.8. Persistencia.....	72
2.3.9. Rugosidad	73
2.3.10. Apertura	73
2.3.11. Relleno.....	73
2.3.12. Excavación Subterránea	73

2.3.13. Sostenimiento	73
2.3.14. Refuerzo	74
2.3.15. Soporte.....	74
2.4. Hipótesis	74
2.4.1. Hipótesis general	74
2.4.2. Hipótesis específicas.....	74

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Tipo y nivel de investigación.....	77
3.1.1. Tipo de investigación	77
3.1.2. Nivel de investigación	77
3.2. Métodos de investigación	78
3.3. Diseño de investigación.....	78
3.4. Población y muestra	79
3.4.1. Población	79
3.4.2. Muestra.....	79
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA LA RECOLECCIÓN DE DATOS.....	79
3.5.1. Técnicas para la recolección de datos	79
3.5.2. Instrumentos para la recolección de datos.....	79
3.6. Técnicas de análisis de datos	80
3.7. Validez y confiabilidad del instrumento.....	80
3.8. Plan de recolección y procesamiento de datos	80

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1. Resultados.....	85
----------------------	----

4.1.1. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	85
-------------------------------------------------------------------	----

CAPÍTULO V

PRUEBA DE HIPÓTESIS Y DISCUSIÓN

5.1. Prueba de Hipótesis	132
5.1.1. Hipótesis General	132
5.2. Discusión de resultados	133
CONCLUSIONES.....	136
RECOMENDACIONES	138
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	140
ANEXOS	142

Anexo 1.- Matriz de Consistencia

Anexo 2.- Data base del mapeo geomecánico de labores subterráneas

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1. Criterios para determinar la aplicación del método de explotación.....	49
Cuadro 2. Operacionalización de las variables.....	76
Cuadro 3. Sistemas de discontinuidades estructurales	87
Cuadro 4. Criterio para la clasificación de la masa rocosa.....	94
Cuadro 5. Calidad de la masa rocosa por sectores	96
Cuadro 6. Resumen de la zonificación geomecánica	96
Cuadro 7. Sostenimiento para labores de avance permanentes	110
Cuadro 8. Sostenimiento para labores de avance temporales.....	111
Cuadro 9. Dimensiones máximas de tajeos - Longitud.....	115
Cuadro 10. Métodos de minado subterráneo en orden de costos	123

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Resultados de los ensayos de carga puntual	99
Tabla 2. Resultados de los ensayos de compresión uniaxial	99
Tabla 3. Resultados de los ensayos de compresión triaxial.....	100
Tabla 4. Resultados de los ensayos de resistencia a la tracción	100
Tabla 5. Resultados de los ensayos de propiedades físicas	101
Tabla 6. Resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades.....	101
Tabla 7. Resultados de propiedades de resistencia de la masa rocosa	102
Tabla 8. Resultados de Aberturas máximas de las excavaciones permanentes.....	108

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación y acceso al área Mina San Cristóbal – Yauli. Recuperado de https://austriaduvaz.pe/ubicacion/	21
Figura 2. Geología regional del distrito minero San Cristóbal. Departamento de Geología de la Cia Vólcan Unidad Yauli.	23
Figura 3. Columna estratigráfica generalizada de la región Yauli - San Cristóbal. Boletín 44 - INGEMMET	24
Figura 4. Modelo Geológico Veta San Cristóbal. Departamento de Geología de la Cia Vólcan Unidad Yauli	31
Figura 5. Esquema típico de un block de minado por SLS. Área de planeamiento de Minas de la Cia Vólcan Unidad Yauli.....	39
Figura 6. Variante de esquema de un block de minado por SLS. Área de planeamiento de Minas de la Cia Vólcan Unidad Yauli.....	45
Figura 7. Diagrama estereográfico de contornos del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli.....	88
Figura 8. Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad – Yauli	89
Figura 9. Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli	89
Figura 10. Diagrama estereográfico de contornos del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli.....	90
Figura 11. Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli.....	90

Figura 12. Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli	91
Figura 13. Diagrama estereográfico de contornos del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli.....	91
Figura 14. Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad – Yauli	92
Figura 15. Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli	92
Figura 16. Ejemplo de la zonificación geomecánica (Sección 1000-E). Area de Geomecánica de la Cia Vólcan Unidad Yauli	98
Figura 17. Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes (Según Grimstad y Barton, 1993). Area de Geomecánica de la Cia Vólcan Unidad Yauli.....	109
Figura 18. Gráfico de estabilidad. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992). Area de Geomecánica de la Cia Vólcan Unidad Yauli	114

INTRODUCCIÓN

La Geomecánica es una disciplina que merece una Investigación para establecer las dimensiones adecuadas de las diferentes labores y, así prevenir accidentes por caída y desprendimiento de rocas, de la misma manera establecer la importancia de la dirección del avance del minado y especificar el tipo de sostenimiento.

La aplicación de un determinado método de explotación subterránea de un yacimiento está condicionada a las características geomecánicas del macizo rocoso en la que se emplaza, al rendimiento del método expresado en toneladas de mineral, recuperación, selectividad, bajos costos y seguridad.

Me motiva desarrollar esta investigación, el mismo que se titula “EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MINADO SUBTERRÁNEO PARA MEJORAR LOS ESTÁNDARES DE SOSTENIMIENTO DE LA MINA SAN CRISTÓBAL – 2016”, lo cual permitirá tener un conocimiento adecuado de las condiciones del macizo rocoso. Por qué todo trabajo de explotación subterránea debe ser eficiente y eficaz, requiere de estudios, que consideran la mejor alternativa para un yacimiento, donde se diseñan y se plantea el método del minado, el dimensionamiento de los tajeos, el dimensionamiento de equipos, tipo de sostenimiento, diseño de relleno, entre otros. Sin embargo cuando se desarrolla la explotación se presentan problemas operacionales no previstos o que no fueron evaluados con debida atención por omisión de diversos factores.

El presente trabajo de investigación tiene objetivo realizar una evaluación geomecánica de la masa rocosa del yacimiento San Cristóbal, con el fin de mejorar los estándares del minado subterráneo, para que este sea seguro y eficiente. Los alcances relacionados con el objetivo planteado son: evaluar las condiciones naturales del yacimiento o ambiente geomecánico; caracterizar geomecanicamente la masa rocosa;

determinar las propiedades de comportamiento del terreno; zonificar geomecánicamente el yacimiento y evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones.

En este marco, se tiene que demostrar cada una de las condiciones naturales del yacimiento, en dónde los aspectos geomecánicos jugarán un rol importante desde el punto de vista técnico.

Por otro lado, para la evaluación geomecánica del yacimiento, en una primera etapa, se orientaron los trabajos a la ejecución de investigaciones básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permita evaluar los factores principales de control de la estabilidad y estimar así los parámetros geomecánicos básicos.

En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

Según los resultados que se obtuvieron en las dos etapas precedentes, se evaluaron los métodos de minado y se dimensionaron los diferentes componentes estructurales asociados al minado, planteándose al final las estrategias de minado.

Asimismo, se determinaron en base a ensayos realizados in-situ y en laboratorio las propiedades físicas y parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa.

También se evaluaron factores adicionales que podrían influir en las condiciones de estabilidad de las labores mineras subterráneas, como la presencia de agua y los esfuerzos in-situ.

Las conclusiones y los resultados de nuestra investigación utilizando toda la información geológica y geomecánica desarrollada, durante las investigaciones básicas y utilizando herramientas de cálculo de la mecánica de rocas, se ha llevado a cabo un número de análisis, los mismos que son resultados cuantitativos, mediante los cuales se

han determinado las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones, las aberturas máximas y el sostenimiento de las excavaciones (permanentes, temporales y tajeos); también se ha evaluado la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa y la influencia de los esfuerzos sobre las condiciones de estabilidad local y global de las excavaciones asociadas al minado subterráneo de Mina San Cristóbal.

CAPÍTULO I

EL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.1. Descripción de la realidad problemática

La minería es un trabajo de alto riesgo, un trabajador que realiza sus actividades se encuentra susceptible a sufrir accidentes mortales, incapacitantes y leves, de ellos el 40% de estos accidentes es a consecuencias de caída de rocas, los cuales se muestran en las estadísticas sobre accidentes que anualmente publica el ministerio de Energía y Minas.

Para realizar una explotación subterránea de manera eficiente y eficaz, se requiere de estudios, que consideran la mejor alternativa para un yacimiento determinado, donde se diseñan y plantean el método minado, dimensionamiento de los tajeos, dimensionamiento de equipos, tipo de sostenimiento, diseño de relleno, entre otros. Sin embargo cuando ya se desarrolla la explotación se presentan problemas operacionales no previstos o que no fueron evaluados con debida atención por omisión de

diversos factores, ello puede conllevar a muchas operaciones a replantear o rediseñar la manera de ejecutar el proceso productivo, a su vez estos generarían altos costos y hasta poner en riesgo la continuidad de la mina.

La Geomecánica es una disciplina que permite establecer las dimensiones adecuadas de las diferentes labores, de la misma manera establece la dirección del avance del minado, especifica el tipo de sostenimiento. La aplicación de un determinado método de explotación subterránea de un yacimiento está condicionada a las características geomecánicas del macizo rocoso en la que se emplaza, al rendimiento del método expresado en toneladas de mineral, recuperación, selectividad, bajos costos y seguridad.

Es importante un buen sostenimiento del macizo rocoso en una excavación subterránea de manera tal que esta contribuya a su estabilización. La estabilidad de la roca circundante a una excavación simple como un tajeo, una Galería, un crucero, un baypass, etc, depende de los esfuerzos y de las condiciones estructurales de la masa rocosa detrás de los bordes de la abertura. Las inestabilidades locales son controladas por los cambios locales en los esfuerzos, por la presencia de rasgos estructurales y por la cantidad de daño causado a la masa rocosa por la voladura. En esta escala local, el sostenimiento es muy importante porque resuelve el problema de la estructura de la masa rocosa y de los esfuerzos, controlando el movimiento y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿De qué manera influye la evaluación geomecánica del minado subterráneo para mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal - 2016?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Qué relación existe entre la caracterización geomecánica del minado subterráneo y el mejoramiento de los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal - 2016?
- b) ¿De qué manera incide las propiedades de comportamiento de la masa rocosa en el mejoramiento de los estándares de sostenimiento del minado subterráneo de la mina San Cristóbal - 2016?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo general

Determinar de que manera influye la evaluación geomecánica del minado subterráneo para mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal - 2016.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Definir que relación existe entre la caracterización geomecánica del minado subterráneo y el mejoramiento de los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal – 2016
- b) Evaluar la incidencia de las propiedades de comportamiento de la masa rocosa para el mejoramiento de los estándares de sostenimiento del minado subterráneo de la mina San Cristóbal – 2016

1.3.3. Descripción de la Mina San Cristóbal

La Unidad Económica San Cristóbal es propiedad de Volcán Compañía Minera S.A.A., ubicada en el Distrito de Yauli, provincia Yauli, del departamento de Junín. Se caracteriza por la explotación de yacimientos polimetálicos en el Perú.

Geográficamente se encuentra en el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales del Perú; a 175 Km de la ciudad de Lima. Sus coordenadas geográficas son: 76° 05' de longitud Oeste y 11° 43' de latitud Sur, según se puede apreciar en la Figura 1.

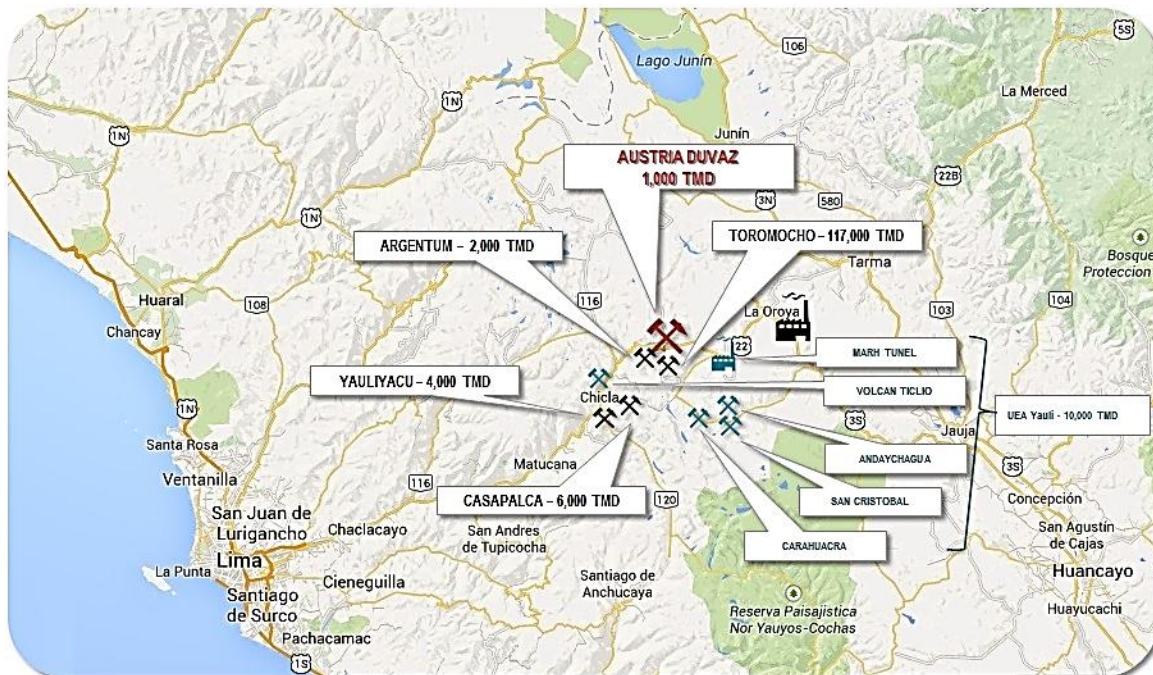


Figura 1. Ubicación y acceso al área Mina San Cristóbal – Yauli. Recuperado de <https://austriaduvaz.pe/ubicacion/>

La altitud media del distrito es de 4,700 msnm. San Cristóbal es accesible, utilizando la carretera central, de la cual, cerca de la localidad de Pachachaca, parte un ramal de 20 kilómetros que conduce a San Cristóbal.

1.3.4. Marco geológico

Geomorfología

Presenta drenaje en dirección NW, hacia el valle del río Yauli que constituye el eje de drenaje de las nacientes de la cuenca del lado derecho del río Mantaro, el relieve del área de estudio ha sido modelado por varios agentes de erosión, principalmente glaciario, fluvial, pluvial, climática, este relieve forma parte del domo de Yauli.

El Domo de Yauli se caracteriza por una topografía accidentada con cumbres que llegan a los 4,900 msnm de altitud, las cumbres por encima de 4,500 msnm presentan un clima frígido o glacial, el altiplano entre 4,000 a 4,500 msnm tiene un clima frío o de Puna.

La zona está afectada por un período lluvioso, con máximas precipitaciones entre los meses de diciembre a abril, pero por encima de 3,900 msnm las precipitaciones son en forma de nevada, granizo, y algunas veces están acompañadas por tormentas eléctricas.

Geología regional

El distrito minero de San Cristóbal está localizado en la parte Suroeste de una amplia estructura regional de naturaleza domática que abarca íntegramente los distritos de San Cristóbal y Morococha, conocida como el complejo Domo de Yauli que presenta una ventana de formaciones Paleozoicas dentro de la faja Intra-cordillerana de formaciones Mezosoicas.

El Paleozoico tiene 2 pisos, el inferior formado por el Grupo Excélsior y el superior por el Grupo Mitu. El Excélsior está aflorando a lo largo del anticlinal de Chumpe en la parte Oeste del domo y en el anticlinal de Ultimátum hacia el Este. El Mitu aflora en la mayor parte del domo. El margen está constituido por las formaciones Mezosoicas: Grupo Pucará, Grupo Goyllarisquizga, Grupo Machay y Formación Jumasha. Cuerpos intrusivos y capas extrusivas testifican la actividad ígnea de la zona, ver Figura 2.

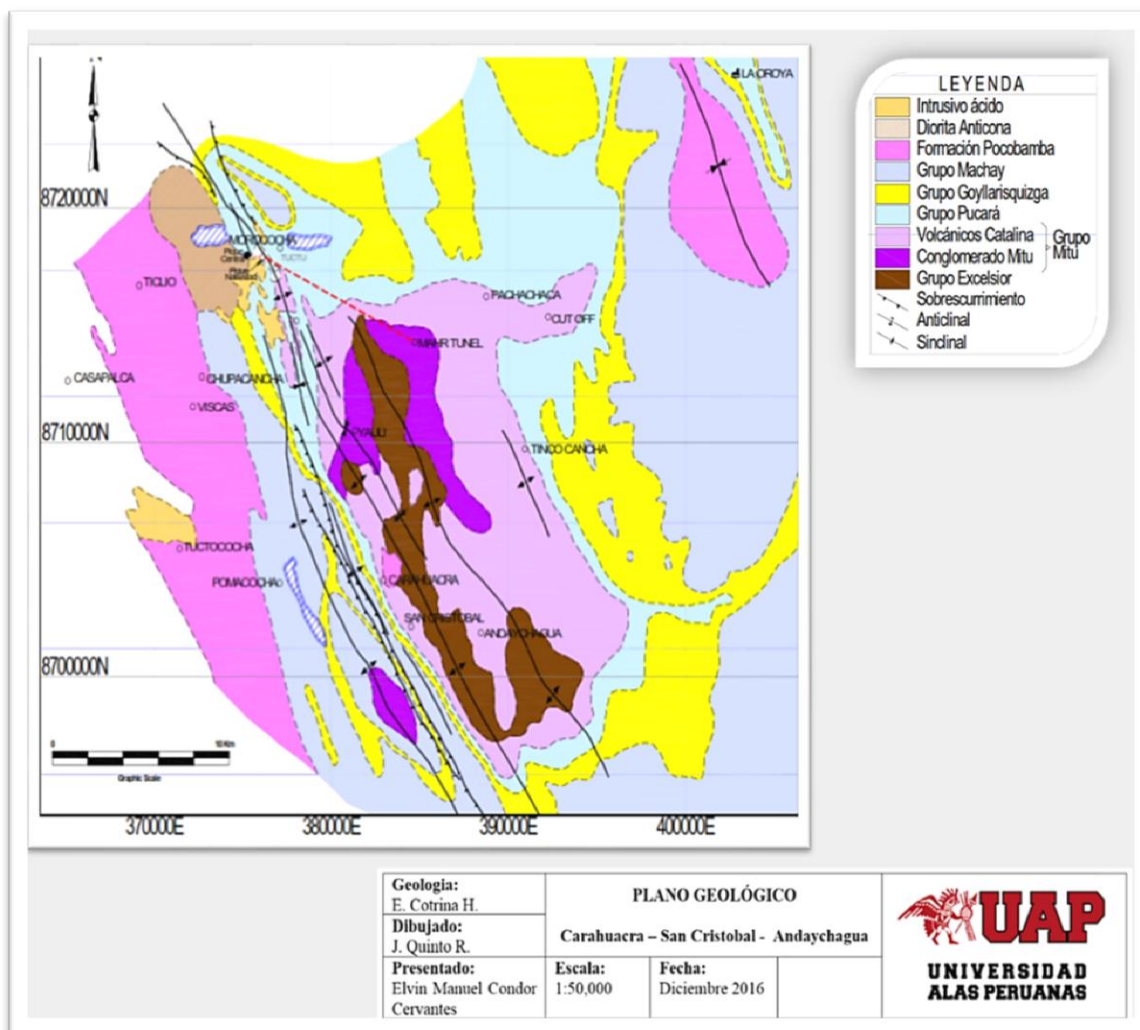


Figura 2. Geología regional del distrito minero San Cristóbal. Departamento de Geología de la Cia Vólcan Unidad Yauli.

Estratigrafía

En la Mina San Cristóbal, la secuencia litológica se extiende desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior. Ver Figura 3.

Grupo Excelsior (Silúrico-Devónico)

El grupo Excelsior está representado por las rocas más antiguas, tales como lutitas pizarrosas, filitas negruzcas y areniscas esquistosas finamente estratificadas, presentando un metamorfismo regional conteniendo numerosos lentes de cuarzo, los cuales son de mayor espesor en los núcleos anticlinales. Al

sureste de San Cristóbal, las filitas se alternan con horizontes de mármol y bancos calcáreos marmolizados con fósiles (crinoideos). La columna estratigráfica de la Región Yauli – San Cristóbal, se muestra en la Figura. 3

ERA	SISTEMA	UNIDADES ESTRATIGRÁFICA	ROCAS INTRUSIVAS	SIMBOLOGÍA
Cenozoico	Cuaternario	Dep. aluviales		
		Dep. Glaciares		
		Dep. fluvio-glaciares		
		Dep. coluviales		
	Terciario		Mz/granod.	
Mesozoico	Cretáceo	Fm Jumasha	Diorita	
		Fm Pariatambo		
		Fm Chúlec		
		Grupo Goyllarisquizga		
	Triásico-Jurásico	Grupo Pucará		
Paleozoico	Pérmico-Triásico	Grupo Mitú		
	Devoniano	Grupo Excélsior		

Figura 3. Columna estratigráfica generalizada de la región Yauli - San Cristóbal. Boletín 44 - INGEMMET

La potencia total de este grupo es desconocida, sin embargo, J.V. Harrison (1943) determinó una potencia de 1,800 m para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma. Estas rocas estructuralmente presentan anticlinales de orientación NW-SE, dentro de una franja de afloramientos que comprende el área de Yauli y Carahuacra-San Cristóbal, todo el conjunto está intensamente plegado, con la formación de una esquistosidad sub- paralela a los planos axiales de los pliegues.

Grupo Mitu (Pérmico).

Esta unidad geológica se puede observar en los alrededores de Morococha y en el Domo de Yauli - San Cristóbal, se encuentra discordantemente sobre las rocas del Grupo Excelsior y está conformada por un Miembro Inferior de rocas clásticas rojizas de facies continentales y por un Miembro Superior de rocas volcánicas denominado “Volcánicos Catalina”.

En el Miembro Superior se puede observar areniscas, conglomerados y brecha volcánica, mientras que el Miembro Inferior está conformado por derrames lávicos de dacita y andesita de color gris a verde, los que por intemperismo toman un color marrón; hacia la parte superior de este miembro se puede observar aglomerados volcánicos y hacia el Noreste aparece una serie vulcano - sedimentaria con conglomerados y areniscas.

La mineralización en este grupo es ampliamente reconocida a lo largo de todo el Domo de Yauli, siendo principalmente en la forma de filones y diseminada. Debido a su naturaleza irregular la potencia total del Grupo Mitu es muy variable, al Oeste de la mina San Cristóbal la potencia de los Volcánicos Catalina es aproximadamente 800 metros. La edad del Grupo Mitu fue considerada como del Carbonífero Superior (Mc Laughlin 1940) y posteriormente asignada al Pérmico.

Grupo Pucará (Triásico Superior - Liásico)

El Grupo Pucará yace discordantemente sobre el miembro clástico del Grupo Mitu o sobre los Volcánicos Catalina. Esta unidad aflora en el sector

Noreste del cuadrángulo de Matucana, extendiéndose ampliamente sobre el cuadrángulo de La Oroya.

El Grupo Pucará está constituido de una secuencia de calizas gris claras, blanquecinas, en capas delgadas y medianas; alternan ocasionalmente con unidades de margas inter-estratificadas con areniscas calcáreas, lutitas gris violáceas y rojizas, además de calizas dolomíticas. Este grupo infra-yace concordantemente a la serie arenosa del Grupo Goyllarisquizga. A este grupo se le ha asignado la edad de Triásico Superior-Liásico.

Un conjunto de facies calcáreas denominado Grupo Pucará reposa en marcada discordancia sobre el Grupo Mitu; este conjunto está dividido en tres formaciones: Chambará, Aramachay, y Condorsinga.

Formación Chambará (Triásico Superior), en su base es una serie terrígena seguida por otra calcárea constituida por calizas, calizas dolomíticas, dolomitas, separadas por capas calcáreo - arcillosas y tufos de algunos centímetros; las rocas calcáreas tienen un color gris claro variando a negro, que parece ligado a materia orgánica.

Formación Aramachay (Liásico: Hetangiano - Sinemuriano), está representada por pizarras limosas que predominan, seguidas de areniscas de grano fino, calizas y de chert en capas; las calizas se presentan en bancos de 20 a 50 centímetros, frecuentemente lenticulares, o en nódulos discoidales de hasta un metro de diámetro.

Formación Condorsinga (Liásico Toarciario), es casi exclusivamente calcárea, las calizas que la componen en su mayor parte son oolíticas o bioclásticas, ellas contienen chert abundante en la mitad inferior de la formación; intercalaciones tufáceas de color gris claro, de grano fino a medio, son comunes. Las calizas varían de color gris claro a gris oscuro, son de grano fino, con zonas fuertemente brechadas.

Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior)

El Grupo Goyllarisquizga aflora en los flancos de los pliegues del lado Oeste del anticlinal de Chumpe, hasta cerca de la divisoria continental, consistiendo en areniscas cuarcíticas blanquecinas con intercalación de lutitas y limonitas rojizas en la base y con areniscas calcáreas y lutitas grises en la parte superior, su grosor se estima en 250 m. yacen concordantemente sobre el Grupo Pucará y debajo de las calizas de la Formación Chúlec.

El grupo Goyllarisquizga, se depositó en dos fases sucesivas. La primera compuesta por depósitos de granulometría fina a muy fina, de facies llanura aluvial con pelitas rojas y escasas intercalaciones de areniscas de facies de desbordamiento, depositadas en un ámbito climático semiárido mostrando una fuerte oxidación de las pelitas. Durante la segunda fase hay un cambio brusco respecto a la primera, depositándose areniscas medianas hasta muy gruesas y niveles conglomeráticos con troncos de árboles actualmente silicificados, en un ambiente húmedo e importante actividad ígnea evidenciada por sills de basalto. El grupo Goyllarisquizga ha sido atribuido al Cretácico Inferior-Valanginiano-Aptiano.

Formaciones Chúlec, Pariatambo y Jumasha

Afloran en el sector Sureste y están constituidas por tobas piroclásticas, dacíticas - andesíticas de color beige, conformando relieves suaves. La roca está moderadamente argilizada y en las partes altas algunos afloramientos muestran crestos de silicificación. Ocasionalmente se observa pirita diseminada que por oxidación se transforman a Jarosita.

Estas formaciones tienen características litológicas, faunísticas y posición estratigráfica similares a las que presentan en la zona occidental de la cuenca del Cretáceo. Estas secuencias calcáreas cretáceas están expuestas formando parte de las estructuras del Norte de Morococha, del Suroeste del anticlinal de Morococha, del Oeste del anticlinal de Chumpe con extensión de afloramientos hasta la Divisoria Continental de Ticlio y Noroeste de esta localidad, así como de las estructuras de los nevados de Huallacancha y Colquepucro, donde las formaciones no han sido separadas.

Al Suroeste de la laguna Huayllaycocha, se observa caliza gris a marrón claro en capas medianas, con algunas intercalaciones de caliza margosa y lutita gris parda (Formación Chúlec).

Formación Chúlec, originalmente descrita por Mc Laughlin (1924) como el miembro inferior del Grupo Machay, fue elevada al nivel de formación por Benavides (1956). Esta formación totalmente carbonatada, litológicamente está conformada por una alternancia de calizas y margas de facies de plataforma externa; es muy fosilífera y constituye la primera formación cretácica de los

Andes Centrales correctamente datada. Toda la serie en su conjunto está intensamente bioturbada. En potencia varía desde 250 m justo al Suroeste de Morococha a 350 m en Carahuacra. La base de la Formación Chúlec está considerada como la base del primer horizonte calcáreo arriba de las areniscas cuarzosas del Grupo Goyllarisquizga y data del Albiano medio.

Formación Pariatambo, definida por Mc Laughlin (1924) como el miembro superior del Grupo Machay. Esta formación fácil de localizar en el paisaje por su coloración negra característica, escasa resistencia a la erosión y litología monótona está constituida por una alternancia margo-caliza de pequeños bancos claros y oscuros generalmente muy bituminosos, señalados por un olor fétido. Los niveles claros son mudstones con "packstones" calcáreo-dolomíticos algunas veces ligeramente limosos. Los bancos oscuros son margas calcáreo - dolomíticas muy bituminosas. Toda esta formación depositada en una plataforma relativamente profunda y aislada contiene numerosos amonites poco fragmentados y restos de peces. El tope, está marcado por la aparición de sílex que se halla a veces en tal cantidad que llega a formar bancos decimétricos con dolomitas intercaladas.

Las variaciones de espesor son pequeñas, entre 50 y 75 m; encontrándose los extremos en Morococha con 15 m y en San Cristóbal con 130 m, además en este último también se presenta una decena de metros de areniscas finas intercaladas en la parte media de la formación.

Formación Jumasha, concordantemente sobre la formación Pariatambo se encuentra la formación Jumasha. Litológicamente, es la más homogénea de las formaciones cretácicas expuestas en el Domo de Yauli. Consiste casi enteramente de una serie carbonatada dolomítica, masiva y poco fosilífera con escasos lentes de areniscas y sílex, depositada en una plataforma ligeramente confinada y de poca profundidad. Los amonites encontrados pertenecen al Albiano Superior-Turoniano.

Rocas Intrusivas

En el área de San Cristóbal ocurren 2 tipos de intrusivos: ácidos y básicos. Las rocas intrusivas ácidas están representadas en el área por stocks de monzonitas cuarcífera y diques de alaskita a lo largo o cerca de la zona axial del anticlinal de Chumpe. Una serie de diques irregulares, paralelos, con buzamientos verticales, conocidos localmente como diques de alaskita se encuentran intruyendo filitas del Grupo Excelsior, estos diques están asociados en profundidad con el intrusivo de Chumpe, petrográficamente los diques son granitos porfiríticos.

Intrusivos básicos han sido encontrados en la región de Andaychagua, así como cerca del intrusivo de Carahuacra, los del área de Carahuacra son diques de diabasa, que se ubican casi perpendicularmente al eje del anticlinal, en Andaychagua en los Volcánicos Catalina ocurre una intrusión de gabro tipo “pipe” de forma elipsoidal, su tamaño es de 70 x 250 m.

Geología local

En adelante, se describen las principales formaciones rocosas que se presentan en la zona de estudio, las cuales han dado origen y se relacionan con la mineralización, ver Figura 4.

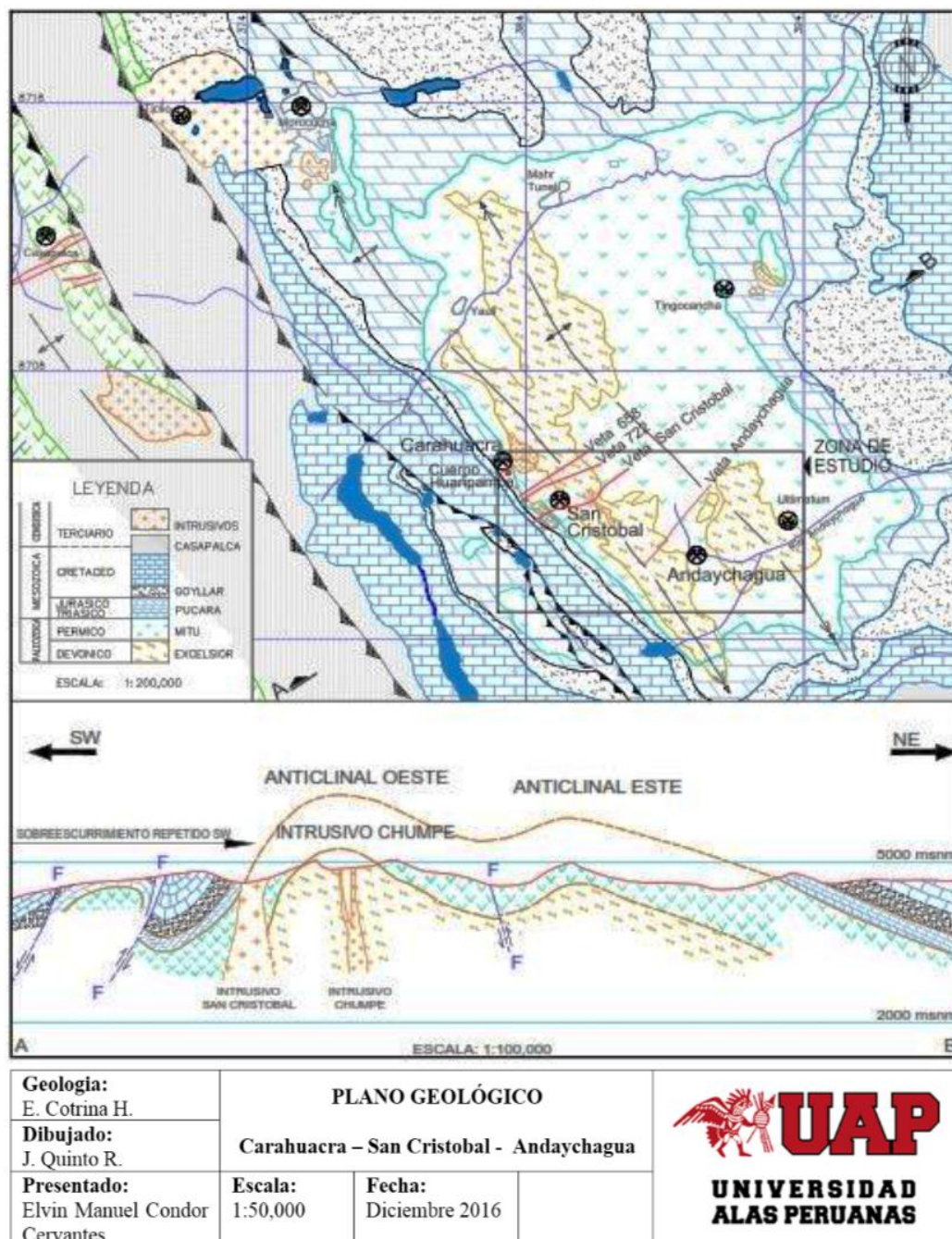


Figura 4. Modelo Geológico Veta San Cristóbal. Departamento de Geología de la Cia Vólcan Unidad Yauli

La zona de estudio se compone principalmente de filitas con bajo grado de fracturamiento en superficie, y venillas de cuarzo, de pirita y material arcilloso compacto, presenta poca oxidación y existen tramos con alto grado de fracturamiento. Los Meta-volcánicos, corresponden a una secuencia de transición entre el Grupo Excelsior y el Grupo Mítu, consiste en secuencias volcánicas que han sufrido metamorfismo de bajo grado, presentan textura brechosa, débil a moderado fracturamiento con una presencia intensa de venillas de calcita, y ligera mineralización de sulfuros.

Los volcánicos andesíticos presentan zonas de moderado a bajo grado de fracturamiento, en las zonas con fracturamiento moderado se puede observar venillas y cavidades mineralizadas con sulfuros además de una fuerte presencia de óxidos, mientras que en los tramos con bajo grado de fracturamiento la andesita presenta zonas con una textura brechada, además se puede observar abundantes venillas mineralizadas con sulfuros, venillas de calcita y algunos niveles arcillosos pero con poca presencia de óxidos.

Las calizas, presentan un fracturamiento de moderado a alto, las zonas donde el fracturamiento es moderado se encuentra rellena con venillas de calcita y escasa oxidación, mientras que en las zonas con alto grado de fracturamiento se puede observar parte de la alteración hidrotermal (argilización), la calcita muestra un color gris oscuro con venillas de calcita, alternan ocasionalmente con unidades de lutitas gris violáceas y rojizas así como margas y areniscas calcáreas. Se han encontrado rocas intrusivas de tipo micro- dioritas de textura fanerítica verde parduzco y tonalitas, poco a

moderadamente fracturada, con venas de calcita y óxidos de hierro y venillas de sílice.

Geología estructural.-

Plegamiento.- La estructura regional dominante es el domo de Yauli, que se extiende longitudinalmente en aproximadamente 35 km, desde San Cristóbal hasta Morococha, y transversalmente 10 km, el rumbo promedio de esta estructura es N40°W, es asimétrico, su flanco Este buza entre 30° y 40° mientras su flanco Oeste buza entre 60° y 80°, está conformado por varios anticlinales y sinclinales, de los cuales los anticlinales más importantes son el de Chumpe y el de Yauli (Ultimátum).

Sus ejes tienen un rumbo que varía entre N35° y 40° al Oeste. El anticlinal de Chumpe está en el extremo Oeste, su flanco occidental tiene un buzamiento de 55° al SW, mientras que el oriental buza 30° al NE; el núcleo de este anticlinal está formado por rocas del Grupo Excélsior; el flanco occidental está compuesto por calizas Pucará y areniscas Goyllarisquizga. En el flanco oriental se extienden las rocas del Grupo Mitu por varios kilómetros y sobre estas las del grupo Pucará. Es considerado como el extremo Suroeste del Domo de Yauli, donde la mayor acción del plegamiento ha tenido lugar.

Fracturamiento.- El fracturamiento en el área de San Cristóbal parece ser el resultado de las fuerzas compresivas e intrusivas que dieron lugar a la formación del Domo de Yauli. Probablemente a fines del cretácico, plegamiento “peruano” fuerzas de compresión de dirección NE-SW comenzaron a formar el

anticlinal de Chumpe, a medida que las fuerzas de compresión aumentaban de intensidad durante el plegamiento “Incaico” los estratos inferiores de caliza resbalaron sobre los volcánicos subyacentes dando lugar a la formación de repetidas fallas inversas acompañadas de pliegues de arrastre (los sobre-escurrimientos y fallas inversas encontradas al Oeste de San Cristóbal, en las calizas del Grupo Pucará, pueden pertenecer a este sistema).

Fuerzas tensionales al cesar momentáneamente las compresivas dieron lugar a la formación de fracturas longitudinales paralelas al eje del anticlinal de Chumpe, las cuales fueron posteriormente rellenadas por los diques de Alaskita que ocurren en el núcleo de dicho anticlinal.

Al seguir actuando las fuerzas de compresión dieron lugar a la formación de fracturas de cizalla de rumbo E-W, la veta principal San Cristóbal y la veta Virginia al pasar a las fillitas, y la veta Prosperidad. Durante el plegamiento “quechua”, el anticlinal de Chumpe continuó siendo afectado por fuerzas de compresión, además de la intrusión de los stocks, de monzonita cuarcífera, produjeron un levantamiento y arqueamiento del anticlinal, lo cual produjo fracturas de tensión: Virginia, Ferramina, San Cristóbal, Catalina, Polonia, en la zona de los Volcánicos.

Sistemas de fallamiento tensional.- Fracturas tensionales ocurren en toda el área del Domo de Yauli como respuesta a los esfuerzos compresivos NE-SW y forman varios sistemas encontrándose mineralización ligada a algunos de ellos. El sistema de fracturamiento NE-SW que controla la mineralización en San

Cristóbal y Carahuacra es más acentuado en esta zona debido a que marca la parte media del Domo de Yauli y de mayor abovedamiento del mismo donde se ha desarrollado un fallamiento en bloques por efecto de la relajación de esfuerzos en la fase de reajuste formando un graben cuyo centro se encuentra justamente en San Cristóbal. Este sistema de fracturamiento corta y disloca las formaciones sedimentarias en forma normal al rumbo de sus afloramientos.

a) Sistema NE: Este sistema es el más notorio por su densidad y está desarrollado en todo el Domo de Yauli. El fracturamiento tiene azimuths que varían de entre $N45^{\circ}$ - $75^{\circ}E$ con un promedio $N60^{\circ}E$; las estructuras de este sistema son las fallas del Valle de Yauli, Andaychagua-Huayhuay y Suitucancho. Las principales vetas del distrito minero Carahuacra-San Cristóbal-Andaychagua pertenecen a este sistema: vetas San Cristóbal, 722, 658, Andaychagua, Mery, Lidia, Polonia. En la parte media del Domo de Yauli en San Cristóbal las vetas San Cristóbal y Polonia conforman un gráben en cuyos correspondientes horts o semihorts se emplazan los cuerpos de Toldorrumi y Huaripampa.

b) Sistema SE: Este sistema de fracturamiento es muy difuso y no tiene una localización específica sin embargo parece estar relacionado al sistema de fallamientos inversos en el flanco oeste del Domo de Yauli. El rango de azimuths es de $N120^{\circ}$ - $150^{\circ}E$ con promedio de $N136^{\circ}E$.

Geología Económica

Sistema de Vetas Virginia:

Es un conjunto de fracturas mineralizadas, ubicadas a unos 800 m al norte de la veta San Cristóbal, estas fracturas ocurren en el flanco occidental del anticlinal de Chumpe, principalmente en los Volcánicos Catalina, en las calizas las fracturas continúan en forma irregular y algunas veces terminan formando cuerpos de mineral.

La mineralogía de las vetas del sistema Virginia, es muy similar entre ellas, los siguientes minerales han sido observados; esfalerita, galena, calcopirita, carbonatos, tetraedrita, marcasita, cuarzo, pirita y plata nativa, por lo general la mineralización de las vetas del sistema Virginia no sólo consiste en rellenos de fracturas, sino también de diseminaciones de sulfuros hacia las cajas.

La alteración de las rocas encajonantes varía principalmente de acuerdo al tipo de roca y al grado de mineralización que presenta. En las zonas de mejor mineralización, los volcánicos presentan el siguiente ensamble de alteración sílice + pirita cerca de la veta; sericita + caolín; clorita + caolín + sericita, alejándose de la veta.

Sistema de Vetas San Cristóbal:

El ancho de las vetas es variable en los diferentes tipos de roca y a lo largo de toda su extensión, la veta tiene una potencia que varía desde unos cuantos centímetros hasta varios metros, las potencias variadas sean posiblemente el resultado de las diferentes competencias de las rocas, del tipo de fractura

(tensional o de cizalla) y de las diferentes reactivaciones que ha tenido la fractura. Los minerales más comunes que ocurren en el sistema de vetas San Cristóbal son: esfalerita, galena, calcopirita, minerales de plata, wolframita, pirita, hematita, cuarzo, carbonatos, marcasita y barita que se encuentran principalmente al Oeste, en el área de los volcánicos.

Alteración de las rocas encajonantes: en las fillitas en donde se han desarrollado todas las etapas de mineralización la alteración consiste, de la veta hacia fuera, de una zona de silicificación de aproximadamente 2 m, luego una zona de 4 m de caolinización y/o sericitización, y finalmente, más o menos 10 m de cloritización y argilización. A lo largo de algunas vetas la alteración de la roca encajonante es menos extensa y se reduce a sólo unos pocos metros.

En las filitas cerca al contacto con los volcánicos, donde ocurre la mayor concentración de cobre, la alteración puede alcanzar hasta 30 m de distancia con una fuerte piritización. En los volcánicos, la zona de silicificación se reduce a unos cuantos centímetros y la zona de caolinización alcanza hasta 2 m.

1.3.5. Métodos de minado

En la mina San Cristóbal se aplican dos métodos: el Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos (SLS) y el Método de Explotación por Corte y Relleno Ascendente con Taladros Horizontales (Breasting).

1.3.5.1. Explotación por subniveles con taladros largos (SLS)

Criterios de diseño:

Las consideraciones técnicas para diseñar la explotación por el Método de Subniveles con Taladros Largos son:

- a) Que la potencia de la veta sea mayor de 1.00 m con buzamiento que esté por encima de los 55°. Esto para facilitar la perforación y reducir la desviación de los taladros, como también para permitir el deslizamiento del mineral arrancado sobre la caja piso.
- b) El macizo rocoso de las cajas deben ser de calidad Regular A hasta Mala A, con un RMR >30, especialmente en la caja techo, para minimizar los desprendimientos por debilidad de la caja techo después de la voladura.
- c) Vetas de mineral en masa rocosa de calidad Regular B hasta Mala B, con estructuras casi uniformes, RMR de 21 a 50 de modo que permitan hacer bancos de explotación con alturas de 10 a 12 metros y que permanezcan estables durante el tiempo de espera desde la preparación hasta la explotación.

Este método consiste en dividir el área contorneada económicamente minable de las vetas, en niveles de 50 metros de altura y que generalmente tienen de 500 a 600 m de largo. Este block se subdivide en bancos horizontales de explotación de 10 m a 12 m de altura, mediante subniveles de 3.8 m de ancho por 4.0 m de altura. En cada nivel se construyen una galería y tres subniveles

o pisos, de tal manera que entre el tercer subnivel y el nivel principal superior quede un puente de seguridad de 4 m de altura.

Longitudinalmente el block de minado se subdivide en 4 segmentos de 120 m a 150 m con la finalidad de tener varios frentes de explotación simultánea, ver Figura 5.

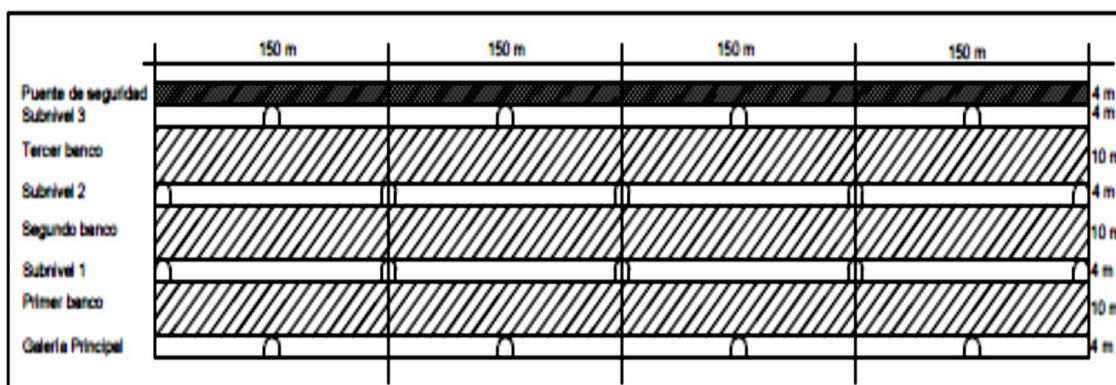


Figura 5. Esquema típico de un block de minado por SLS. Área de planeamiento de Minas de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Preparación:

La preparación se realiza a partir del piso del último nivel y de las rampas de profundización de la mina. Para iniciar la preparación se ingresa al centro de cada segmento a partir del by pass principal del último nivel, con accesos negativos hasta cortar la veta a la altura de la cota piso del tercer subnivel. De la misma manera se ingresa a los otros segmentos mediante accesos que parten de las rampas de profundización hasta llegar a la cota piso. Una vez cortada la veta se procede a construir el Subnivel del Piso 3 en varios frentes siguiendo el curso de la estructura mineralizada. El subnivel debe tener 4 m de altura y 3.80 m de ancho como mínimo, pudiendo ampliarse la sección si la estructura mineralizada es mayor.

A medida que avanza la profundización se ingresa a los pisos del segundo y primer subnivel, para ello se construye previamente un by pass intermedio en roca estéril, paralelo a las estructuras de la veta, en toda la longitud delimitada, luego, a partir de este by pass se construyen accesos positivos cortando la veta del segundo piso en un punto intermedio de los accesos del subnivel superior y a partir de esas intersecciones se construye el segundo subnivel. De la misma manera a partir del by pass intermedio se construyen accesos negativos que se dirigen a cortar la veta en el Piso 1, en la misma dirección de los accesos del Segundo Subnivel y a partir de esas intersecciones se prepara el Primer Subnivel, siguiendo siempre la estructura de la mineralización.

Cuando las rampas de profundización llegan o pasan la cota del nivel principal inferior, se construye el by pass principal de este nuevo nivel, el que sirve para integrar todas las rampas de profundización. A partir de este by pass se ingresa al centro de cada segmento de la veta hasta cortar la estructura mineralizada, de la misma manera se ingresa a los extremos a partir de las rampas o del by pass, según sea más fácil para cortar la estructura.

Finalmente se construye la galería principal del nivel en toda su longitud. Las dimensiones de las labores de acceso son de 4.0 m de ancho por 4.5 m de altura. La perforación de las rampas, by pass y accesos se ejecutan con jumbos electrohidráulicos que

tienen barrenos de 12 pies y 40 mm de diámetro. La voladura se efectúa con explosivos gelatinosos iniciados por faneles.

Sostenimiento:

Las labores de preparación como son los by passes y los accesos por lo general son excavadas en rocas volcánicas y filitas silicificadas en su mayor parte (rocas de calidad Regular A a Regular B) con un menor porcentaje en filitas deleznales (rocas de calidad Mala A a Mala B), por tanto, el sostenimiento predominante es el recubrimiento de la bóveda de las labores con una capa de shotcrete de 2" de espesor y pernos hydrabolt espaciados a 1.50 m. Para rocas de calidad Mala A se utiliza el shotcrete reforzado con fibras de acero más los pernos hydrabolt. Para rocas de calidad Mala B se utiliza el shotcrete reforzado con malla electro-soldada y pernos hydrabolt.

La calidad de las rocas encajonantes de las vetas es variable, van desde roca Regular B hasta roca Mala B, dependiendo de la matriz encajonante y la alteración de las cajas que en algunos tramos presentan capas de falsas cajas deleznales. De la misma manera la calidad de las rocas de las vetas también es variable, de tal modo que se aplica un tipo de sostenimiento para cada caso aplicando shotcrete simple y pernos hydrabolt en rocas de calidad Regular B, shotcrete con fibra de acero y pernos hydrabolt en rocas de calidad Mala A y shotcrete con malla electro-soldada y pernos hydrabolt en rocas de calidad Mala B.

El tiempo de exposición real de los subniveles es de varios meses hasta uno a dos años. Esto se debe a que la preparación se hace de manera simultánea a la profundización de las rampas principales, de modo que, cuando este avance baja a la altura del tercer subnivel o aún antes, se comienza la excavación de este subnivel con la finalidad de romper mineral para alimentar a la planta concentradora; a esto se debe que, en función del tiempo, los hastiales y el techo de los subniveles presentan signos de inestabilidad en tramos de cajas o mineral de mala calidad. En algunos puntos se presentan derrumbes en el piso de las vetas por la presencia de panizos en las falsas cajas, todo esto obliga a ejecutar constantes trabajos de reparación que incrementa los costos de sostenimiento. Existe como estándar de la mina el sostenimiento de shotcrete con malla electro-soldada y pernos helicoidales o pernos hydrabolt en los techos de la intersección de dos labores.

Explotación:

La explotación se inicia en el primer banco existente entre la galería del nivel principal y el subnivel del Piso 1, perforando taladros verticales paralelos al buzamiento de la veta en cada segmento del primer subnivel con una perforadora SIMBA, usando brocas de 48 mm de diámetro con espaciamiento de 1.60 m y con taladros de alivio de 0.80 m. Concluido en el primer subnivel, la perforación continúa en el segundo subnivel y luego

en el tercer subnivel a medida que avanza el minado, procurando no interferir con las labores de voladura y extracción en los pisos inferiores.

La voladura para el arranque del mineral se inicia disparando un slot de 2 m x 2 m en los extremos de cada segmento a minar, con el fin de crear una cara libre vertical en el banco de explotación, luego se continúa disparando tramos cortos de 3 a 4 filas (4.50 m a 6.00 m) hasta alcanzar una abertura máxima de unos 14 a 21 m de longitud. Se utiliza explosivo Emulnor activado con Faneles de periodo corto. Después de cada ciclo de arranque queda un espacio abierto de 14 a 21 m de largo por 18 a 20 m de altura. El arranque del mineral de los bancos se ejecuta avanzando hacia el acceso central del piso inferior de cada tramo.

Luego de cada disparo la limpieza del mineral se realiza por el subnivel inferior en dos guardias (aproximadamente 20 horas), utilizando un scooptram de 6 yd³ con telemando. El relleno se realiza con material detrítico por el piso superior del banco en voladura ingresando por el acceso opuesto al avance del arranque del mineral, de tal manera que el relleno no entorpece el avance de la explotación. El relleno se avanza restituyendo el piso del Subnivel en explotación hasta tener unos 5 m de luz al frente de rotura para reiniciar el ciclo. Los trabajos del rellenado también se ejecutan con scooptram de 6 yd³. El arranque del mineral se hace

independientemente en cada segmento del subnivel en explotación de tal manera que debe de haber como mínimo dos tajos en explotación simultánea.

El ciclo de minado consta de las siguientes actividades: voladura, limpieza y relleno hasta concluir el primer banco. Se continúa con este procedimiento en el siguiente subnivel para explotar el segundo banco y finalmente se llega al tercer subnivel para continuar con el minado. Concluida la explotación del tercer banco se rellena toda esta labor con material detrítico tratando de acumular el material hasta muy cerca del techo para reducir la perturbación del puente de seguridad.

El relleno es material detrítico producto de la excavación de las rampas y labores de acceso a otros subniveles. La eficiencia de recuperación del mineral por el método de Subniveles con Taladros Largos es de 90 a 92 %, quedando un 10 a 8% de mineral in situ en el puente de protección. La dilución del mineral llega a un 15% en rotura y otros 15% por contaminación en la limpieza.

Dentro de la clasificación de métodos de explotación en minería subterránea, el método SLS con relleno detrítico aplicado en San Cristóbal y descrito en este acápite corresponde a un típico “banqueo y relleno” (Bench & Fill – B&F) o denominado también método “AVOCA”.

Variaciones:

El diseño inicial del método de explotación por subniveles con taladros largos y relleno tiene variaciones. La primera variación es la disminución de la altura de los bancos de explotación en vetas cuyas cajas y mineral son de calidad Mala, pudiendo disminuir hasta una altura de 8.00 m a 6.00 m. En el Nivel 1120, Veta Split 658 inicialmente se diseñó para minar por SLS con relleno con bancos de 10 m, pero debido a la mala calidad de la roca encajonante que se encuentra en Filitas Excélsior se decidió combinar con el método corte y relleno con breasting, por tanto se está realzando el techo de la galería con breasting unos 4 m de tal manera que se llegará a tener un banco de 5.5 a 6 m de altura. Este procedimiento se repetirá en cada uno de los subniveles de este Nivel hasta concluir con el minado de los tres bancos.

La segunda variación es el diseño que se está proyectando para este método de minado en las preparaciones por debajo del Nivel 1120, específicamente en el Nivel 1170, ver Figura 6.

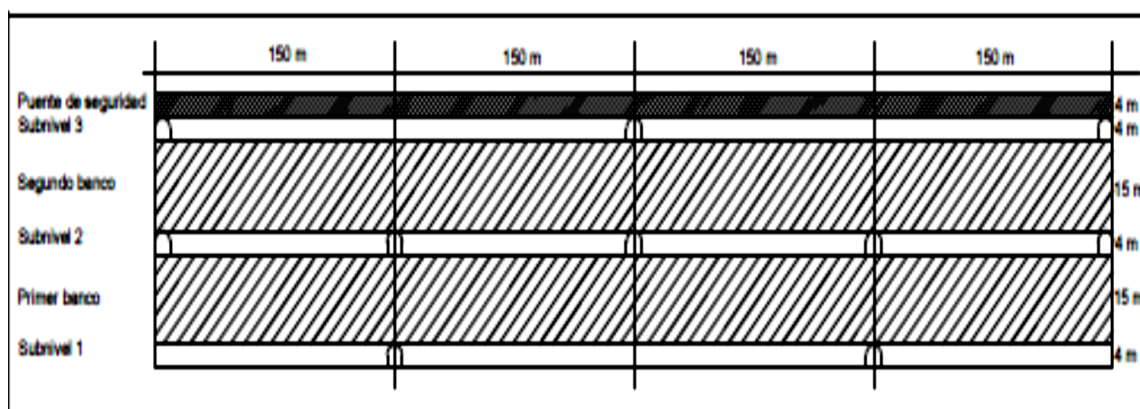


Figura 6. Variante de esquema de un block de minado por SLS. Área de planeamiento de Minas de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Para este nivel se está considerando bancos de explotación de 15 m, de tal manera que en cada nivel se construyan solo tres subniveles incluido la galería del nivel principal que pasa a ser Piso 1. Además se proyecta construir menor cantidad de accesos como se puede apreciar en el gráfico inferior para reducir costos. Uno de los objetivos del presente estudio es evaluar las posibilidades de esta variación en el diseño de este método de minado.

1.3.5.2. Explotación por corte y relleno con taladros horizontales (C&F)

Criterios de diseño:

Las consideraciones técnicas para diseñar la explotación por el método de corte y relleno ascendente con taladros horizontales (breasting) son:

- a) Potencia de la veta mayor de 1.00 m con buzamiento que sea menor de 55° que no es apropiado para el minado por talaros largos.
- b) Macizo rocoso de las cajas en rocas de calidad Mala B, con RMR menor a 30.
- c) Rocas mineralizadas con $RMR = 21$ a 40.
- d) Bancos de mineral de alturas menores a los 8 metros o puentes de recuperación de último corte.

Este método consiste en dividir el cuerpo mineralizado en niveles de 50 m de altura, luego en el nivel principal inferior se construye en veta la galería principal a partir de la cual se inicia la explotación en forma ascendente por rebanadas horizontales hasta llegar al nivel superior.

Preparación:

La preparación consiste en construir en el nivel principal un by pass que integre las rampas de profundización, y a partir de este by pass se construyen ventanas de acceso a la veta espaciados de 70 a 80 m para cortar la estructura de la veta. Una vez cortada la estructura de la veta se inicia la explotación del mineral construyendo la galería en el nivel principal siguiendo la estructura de la veta hacia ambos frentes de cada punto de intersección hasta concluir en toda su longitud. Concluida la excavación de la galería se procede a rellenar con relleno mixto: relleno detrítico hasta unos 2 m de altura y relleno hidráulico de 1.50 m de altura de tal manera que en su totalidad el relleno alcance 3.50 m, dejando un vacío de 0.50 m entre el relleno y el techo que servirá como cara libre para continuar con la explotación.

Explotación:

Una vez rellenada la galería hasta los 3.50 m y fraguado el relleno se reinicia el ciclo para el siguiente corte realizando la labor de acceso como una rampa hasta llegar a 4 m con el fin de

alcanzar el techo del nuevo corte en la estructura de la veta. Ya en la veta se sigue la dirección de la estructura. El mineral se arranca en rebanadas cortas, para ello se hacen perforaciones de taladros horizontales (breasting) en el frente paralelas a la estructura con jumbo electrohidráulico, utilizando barrenos de 12 pies de largo y 44 mm de diámetro.

El área de perforación en el frente es de 3.80 m de ancho por 4 m de altura desde la cara libre horizontal. La voladura se hace con gelatina explosiva. Con esta sección se logra arrancar unas 144 toneladas de mineral por disparo, con una dilución que llega hasta un 23% según la potencia e inclinación de la veta. Después de la voladura se ventila la labor antes del desate o la limpieza. El desate se hace manualmente y sobre carga utilizando el juego de barretillas. La limpieza del mineral se efectúa con scooptram de 4 yd³ para dejar el frente limpio para continuar con los trabajos de sostenimiento.

Sostenimiento:

Previamente antes del sostenimiento, se puede efectuar el desate con equipo mecanizado para no dejar bancos colgados detrás del sostenimiento. Considerando que las rocas encajonantes son de mala calidad, sobre todo la caja techo o el mismo mineral se procede a sostener con una capa de shotcrete de 2" con fibra de acero y reforzados con pernos hydrabolt espaciados a 1.50 m. Si el

macizo rocoso encajonante y el mineral son de calidad Mala B, se aplica sostenimiento combinado de shotcrete con malla electro-soldada y pernos hydrabolt en todo el arco. El ciclo de minado por este método es: Perforación y Voladura, Desate, Limpieza y Sostenimiento. Como cada acceso tiene dos frentes se puede trabajar alternando los frentes de modo que siempre haya mineral para extraer en cada acceso. La eficiencia de recuperación del mineral por el método de corte y relleno ascendente con taladros horizontales (breasting) es de 100 %, en tanto que la dilución por sobre-excavación es del orden de 23 %. En el siguiente Cuadro se detalla los métodos de explotación utilizados en la actualidad en la mina San Cristóbal por cada Nivel y Vetas.

Cuadro 1

Criterios para determinar la aplicación del método de explotación

B&F	C&F Breasting
Buzamiento de veta > 55°	Buzamiento de Veta < 55°
Caja techo en roca tipo IVA a IIIB, RMR > 30	Cajas en roca tipo IVB a IVA, RMR < 30
Mineral con RMR = 21 a 50.	Mineral con RMR = 21 a 40.
Bancos de mineral = 10 a 12 m.	Bancos mineral < 10 m. Recuperación último corte.

Fuente: Area de planeamiento de Minas de la Cia Vólcan Unidad Yauli

1.4. Justificación del estudio.

La presente investigación se enfocará en estudiar las evaluaciones geomecánicas del macizo rocoso del minado subterráneo en la mina San Cristóbal – 2016, ya que debido a los constantes accidentes que ocurren en la minería subterránea por caída de rocas, cabe estudiar si agentes como el agua y la temperatura influyen en estas, a través de filtraciones u otros. También la inestabilidad en el macizo rocoso que genera las voladuras que se efectúan en

operaciones mineras. Profundizar los conocimientos teóricos - prácticos del estudio de geomecánica a través de las interpretaciones geológicas para ver su comportamiento de la roca madre, de esta manera mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal.

1.4.1. Justificación teórica.

Esta investigación se realiza con el propósito de aportar al conocimiento existente, mediante la aplicación de la teoría y los conceptos básicos del estudio de la geomecánica, para conocer sus propiedades físico – químicas y determinar su comportamiento.

1.4.2. Justificación práctica.

Este trabajo de investigación busca minimizar las constantes caídas de rocas que se presenta durante el minado, aplicando los criterios geomecánicos en cada tipo de roca y de esta manera mejorar los estándares de sostenimiento

1.4.3. Importancia de la investigación.

La relevancia de la investigación consiste en analizar e identificar el macizo rocoso haciendo uso de la tabla GSI, con el aporte de la presente investigación se logrará mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal y mantener la capacidad operacional de producción de la Unidad.

1.5. Limitaciones de la investigación

Las limitaciones son mínimas, puesto que la información acerca del tema de investigación es amplia ya que se tuvo acceso a la base de datos del área de Geomecánica de la Mina San Cristóbal.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Siguiendo el presente estudio de investigación encontré una serie de trabajos de geomecánica desarrollados por investigadores peruanos y extranjeros, lo cual se consideró como antecedentes.

2.1.1. Antecedentes internacionales

Según, Rivero (2008). **Evaluación Geomecánica de Estrategias de Socavación en Minería Subterránea.** Tesis Universidad de Chile, cuyo objetivo general consiste en realizar una evaluación comparativa relativa, desde el punto de vista geotécnico, entre diferentes estrategias de socavación. Esto se desarrolla en el marco del proyecto Mina Chuquicamata subterránea, que se encuentra actualmente en su etapa de Ingeniería Conceptual.

Se concluye que los criterios de comparación escogidos, fueron: la razón entre el esfuerzo vertical inducido y el esfuerzo vertical in situ, medidos sobre el centro del pilar de hundimiento, para tener una idea de los esfuerzos inducidos; y el factor de seguridad sobre el macizo rocoso, según el criterio de falla de Mohr Coulomb, aplicados a los pilares de los niveles de producción y hundimiento. Estos índices permitieron establecer claras diferencias entre las distintas secuencias y geometrías de socavación, entre las que se pueden mencionar: 1. El hundimiento avanzado mediante corte plano es la estrategia que produce mayores esfuerzos inducidos, en particular, en los primeros 10 metros desde la frente de socavación, medidos a lo largo del centro de un pilar entre galerías de hundimiento. En este contexto, los esfuerzos verticales inducidos pueden disminuir un 30% si se emplea hundimiento convencional en vez de hundimiento avanzado con corte plano, debido a que el mayor ancho del pilar en el caso convencional permite distribuir sobre una mayor área los esfuerzos inducidos, produciendo concentraciones de esfuerzos menores; o bien, pueden descender un 20%, si bajo las mismas condiciones geotécnicas y de disposición geométrica de labores, se emplea un hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento avanzado con corte bajo. 2. En cuanto a la condición de los pilares en el nivel de hundimiento, la opción que ofrece mayores factores de seguridad es el corte inclinado. Esta variante, superó en promedio en un 40% a los factores de seguridad obtenidos en el caso corte plano, y en un 90% al caso convencional, que en promedio tuvo factores de seguridad de 0.8, aunque a 400 metros de profundidad no

podría ser descartada su implementación de manera tajante. Resultó de particular interés notar, dentro del método de corte inclinado, las diferencias geométricas y geotécnicas entre los dos tipos de pilares que se forman por la singular geometría de corte: por un lado, el pilar largo o empotrado en el macizo rocoso; y por el otro, un pilar similar al generado por el corte plano. El primero de los dos alcanza sistemáticamente una mejor condición, obteniendo factores de seguridad al menos 10% mayores (60% mayor con $k=2$). 3. El análisis de los pilares del nivel producción, indicó, que tal como se esperaba, el caso convencional es el que se produce la peor condición geotécnica, lo que viene a ratificar los conocimientos previos adquiridos respecto a esta política de socavación. Por otro lado, las variantes del hundimiento avanzado mostraron comportamientos similares sobre la unidad básica estudiada, solo presentando mayores diferencias en el caso $k=2$, en donde en promedio los pilares del corte inclinado tienen factores de seguridad 50% mayores a los de corte plano. Bajo las mismas condiciones geotécnicas, el factor de seguridad propuesto es, en promedio, al menos un 40% mayor si se utiliza hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento convencional, y un 20% mayor si se utiliza hundimiento avanzado con corte inclinado en lugar de hundimiento convencional.

Según, Hidalgo y Moreno (2011). Caracterización Geológica y Geomecánica Con fines Ornamentales de las Rocas Aflorantes en la Serranía El Oso, Ubicada en el Municipio Cedeño, Caicara Del Orinoco - Estado Bolívar. Tesis de pre-grado, cuyo objetivo es caracterizar

geológica y geotécnicamente con fines ornamentales de las rocas aflorantes en la Serranía El Oso, ubicado en el Municipio Cedeño, Caicara del Orinoco. Estado Bolívar. Su conclusión La muestra C-1 arrojó valores de resistencia a la compresión altos, y las muestras C-2 y C-3 arrojaron valores de resistencia media, según las normas UNE 22-175 y la clasificación de Deere y Miller (1963), se recomiendan como potenciales rocas aptas para uso ornamental, piedra picada o balasto.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

Según Bustamante (2008). **Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas Mina Huanzala CIA. Minera Santa Luisa S.A.** Tesis de posgrado UNI, cuyo objetivo fue, contribuir en reducir los accidentes (incapacitantes y fatales), daños a la propiedad (equipos e instalaciones), y paradas de procesos (operaciones), a la mina Huanzalá, mediante: a) Un estudio geomecánico y de un sostenimiento adecuado de labores mineras, tales como: Pernos de anclaje, cable bolting, shotcrete por vía seca - vía húmeda y la malla metálica, b) La Implementación del Sistema de Gestión de Seguridad, basado en el Sistema de Seguridad y Salud Ocupacional OHSAS:18001-1999 y el Sistema Ambiental ISO: 14001- 2004, que viene realizando la empresa, y c) El Planeamiento Estratégico que se desarrolló años atrás en la unidad y que se debe mejorar y actualizar con algunos conceptos modernos. Herramientas muy importantes en la actualidad que vienen desarrollando muchas empresas exitosas, todo esto permitirá a la empresa Santa Luisa, realizar sus operaciones con calidad a mediano plazo.

Por tanto, estas herramientas permitirán también, disminuir la ocurrencia de incidentes en las diferentes operaciones mineras.

Lograr una producción eficiente, y una buena productividad en las operaciones de la mina Huanzalá, sin lesiones personales, daños a equipos, ni paradas de las operaciones. Todo ello mediante un adecuado control de estabilidad de la masa rocosa en las labores mineras, tales como:

- Control de las dimensiones adecuadas de las diferentes labores, rampas, accesos, tajeos, etc.
- Cumplimiento del sistema de sostenimiento de acuerdo a las recomendaciones del área de geomecánica: pernos de anclaje, cable bolting, shotcrete, vía seca y húmeda y el enmallado de acuerdo al tipo de rocas y labores. La conclusión fue el sistema de sostenimiento que más se utiliza en las labores de desarrollo, preparación y explotación en la mina Huanzalá de Santa Luisa, son los pernos cementados. Sin embargo, el sistema de sostenimiento shotcrete, cables bolting se utilizan en zonas de acuerdo al tipo de terreno y la tabla geomecánico, asimismo El yacimiento de Santa Luisa presenta zonas de alto riesgo (Tipo de roca III-B- Regular “B” y IV Mala “A”) de acuerdo a la clasificación del macizo rocoso, pero, con los equipos Robolts que cuenta la empresa, en alguna forma garantiza una operación segura, equipos que perforan y colocan 40 a 50 pernos helicoidales cementados por guardia, permitiendo un sostenimiento adecuado.

Según Mendieta (2014). **Optimización de los Costos Operativos en la Unidad Cerro Chico**. Tesis de pregrado PUCP, cuyo objetivo fue lograr un minado más eficiente optimizando los costos operativos. La coyuntura actual de la operación presenta un elevado costo de minado producto del consumo de sostenimiento pasivo, es decir al sostenimiento con cuadros de madera en labores con un tipo de roca IVA y al método tradicional de corte y relleno ascendente. En base a los resultados de las pruebas realizadas, se recomienda a la Unidad Cerro Chico la implementación del nuevo método de minado y de sostenimiento así como la nueva proporción de cemento en el relleno hidráulico para de esta manera optimizar los costos y así mantener un minado más eficiente. La Tabla 1 y la Figura 1, nos muestra un comparativo entre los costos actuales de mina versus los costos a obtener aplicando los cambios sugeridos. Se concluye que es posible optimizar los costos de minado dentro de una operación, realizando estudios técnicos y orientados al constante análisis de las oportunidades de mejora.

- La implementación de un método de sostenimiento mecanizado en el 77% de las reservas empleando shotcrete, malla electrosoldada y Split sets es posible en terrenos tipo IVA donde tradicionalmente se ha sostenido con cuadros de madera, considerando la calidad de la información recolectada y el procesamiento adecuado ayudándonos con la tecnología de los software que nos permiten simular diferentes situaciones ingresando diferentes inputs en corto tiempo.
- La implementación de sostenimiento mecanizado frente al convencional con cuadros es más económico en 1.9 \$/tn, de mayor

productividad, de mayor confort y de mayor seguridad para los trabajadores dado que el sostenimiento se realiza con equipos bolter, putzmeister a diferencia de la colocación de cuadros de madera que exigen mayor esfuerzo físico para los trabajadores y mayor exposición al desprendimiento de rocas.

Según Arca y Tovar (2012). **Análisis de Esfuerzos de los pernos Hydrabolt para estandarización Geomecánica en la construcción de chimeneas con equipo ALIMAK STH - 5E en Consorcio Minero Horizonte S.A., 2012.** Tesis de pre grado, UNH, cuyo objetivo fue analizar los esfuerzos de los Pernos Hydrabolt, para la estandarización Geomecánica en la construcción de chimeneas con Equipo Alimak STH - 5E en Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2012 la conclusión nos sugiere de que si es muy importante realizar estos estudios de esfuerzos tanto como en los elementos de sostenimiento como la del macizo rocoso, para un control de estabilidad de la labor. Ya que cada proyecto tiene un comportamiento distinto al otro ya sea por filtraciones de agua, alteraciones, o daños de la voladura de parámetro O (Coeficiente de Masa de Roca Dañada).

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Mecánica de Rocas

Es la ciencia teórica y aplicada que trata del comportamiento mecánico de las rocas, estudia el comportamiento mecánico de las masas rocosas que se encuentran bajo la acción de fuerzas producidas por fenómenos naturales o impuestos por el hombre •Búsqueda cualitativa y cuantitativa

de los fenómenos naturales y ´su relación con el comportamiento de los materiales.

La problemática de la ingeniería mecánica en todos los diseños estructurales es la predicción del comportamiento de la estructura bajo las cargas actuantes o durante su vida útil. La temática de la ingeniería de mecánica de rocas, como una práctica aplicada a la ingeniería de minas, es concerniente a las aplicaciones de los principios de la ingeniería mecánica al diseño de las estructuras de roca generadas por la actividad minera.

Determinar el estado de tensiones en el interior del macizo rocoso significa conocer la intensidad, dirección y el sentido de las tensiones, donde se ha de realizar la excavación. Por esta razón, las direcciones de las tensiones principales, y sus intensidades, deben ser, por regla general determinadas a través de ensayos “in situ”.

Los esfuerzos que existen en un macizo rocoso inalterado están relacionados con el peso de las capas suprayacentes y con la historia geológica del macizo. Este campo de esfuerzos se altera cuando se realiza una excavación subterránea y, en muchos casos, esta alteración introduce esfuerzos suficientemente grandes que pueden sobrepasar la resistencia de la roca. En esos casos, el debilitamiento de la roca adyacente a los límites de la excavación puede llevar a la inestabilidad de ésta, manifestándose por el cierre gradual de la excavación, desprendimiento del techo y de las paredes o explosiones de rocas (“rock burst”).

2.2.2. La mecánica de rocas en la ingeniería de minas.

La problemática de la ingeniería mecánica en todos los diseños estructurales es la predicción del comportamiento de la estructura bajo las cargas actuantes o durante su Vida útil. La temática de la ingeniería de mecánica de rocas, como una práctica aplicada a la ingeniería de minas, es concerniente a las aplicaciones de los principios de la ingeniería mecánica al diseño de las estructuras de roca generadas por la actividad minera. Esta disciplina está estrechamente relacionada con las corrientes principales de la mecánica clásica y de la mecánica de materiales, pero hay varios factores específicos que la identifican como un campo distinto y coherente de la ingeniería.

Una amplia definición de la mecánica de rocas es la que ofreció el US National Comiteon Rock Mechanics en 1964 y subsecuentemente modificada en 1974: La mecánica de rocas es la ciencia teórica y práctica del comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos; es la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico.

Como se define la temática, es de fundamental importancia para la ingeniería de minas por que el acto de crear excavaciones para minar cambia los campos de fuerza del ambiente físico de la roca. El estudio de la respuesta de la roca a estos cambios requiere de la aplicación de técnicas analíticas específicamente desarrolladas para dicho propósito, los cuales ahora forman parte de la temática. La mecánica de rocas forma

parte de la amplia temática de la geomecánica que se enfoca a la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos, incluyendo los suelos. La erudita sociedad de geomecánica en Australia, La Australian Geomechanics Society, define a la geomecánica como “la aplicación de principios geológicos y de ingeniería al comportamiento de los suelos, del agua subterránea y al uso de estos principios a la ingeniería civil, ingeniería de minas, ingeniería de costas e ingeniería ambiental en el sentido más amplio”

Los principios de aplicación de la mecánica de rocas en la minería subterránea están basada en premisas simples y quizás evidentes en sí. Primero, se postula que a un macizo rocoso se le puede atribuir un sistema de propiedades mecánicas que pueden ser medidas en una prueba estándar o sé que pueden ser estimados utilizando técnicas establecidas. En segundo lugar, se afirma que el proceso de la explotación minera subterránea genera una estructura rocosa con huecos, elementos de soporte, estribos y que el funcionamiento mecánico de la estructura es favorable al análisis utilizando los principios de la mecánica clásica. La tercera posición es la capacidad de predecir y controlar el comportamiento mecánico de la roca encajonante en donde el proceso de minado puede garantizar o incrementar la seguridad y el comportamiento económico de la mina. Estas ideas pueden ser algo elementales. Sin embargo, incluso la aplicación limitada de los conceptos de mecánica en la excavación y en los diseños estructurales en minas es una innovación comparativamente reciente (HoeK y Brown, 1999).

2.2.3. Efectos del agua subterránea

El agua subterránea puede afectar el comportamiento mecánico de las rocas en dos sentidos. El más obvio es el que ocurre en la operación de la ley del esfuerzo efectivo. El agua bajo presión en las uniones que definen bloques reduce el esfuerzo normal efectivo entre las superficies de las rocas y por lo tanto reduce la potencial resistencia al corte. En las rocas porosas, como la arenisca, la ley del esfuerzo efectivo tiene un comportamiento igual que al de suelos granulares. El efecto de fisuras o poros de agua bajo presión reducen el esfuerzo último del macizo, en comparación con las condiciones que se presentan cuando se colocan drenes. Un efecto más sutil del agua subterránea sobre las propiedades mecánicas de las rocas puede surgir de la acción nociva del agua en determinadas rocas y minerales. Por ejemplo, la arcilla se muestra suave en presencia de agua, reduciendo el esfuerzo y aumentando la deformación del macizo rocoso.

Las rocas argilizadas, como las pizarras y las areniscas argilizadas, también demuestran una marcada reducción en la resistencia de los materiales seguida de infusión en el agua (infusión.-acción de introducir en agua caliente ciertas sustancias orgánicas para extraer de ellas las partes solubles). La implicación de los efectos del agua subterránea en la resistencia del macizo rocoso es muy considerable para las prácticas de minería. Puesto que el comportamiento de la roca se puede determinar por su ambiente geohidrológico, puede ser esencial en algunos casos mantener un control de las condiciones del agua subterránea en el área de la mina. Además, puesto que las operaciones de relleno son importantes

en algunas operaciones de explotación de minas, se debe considerar cuidadosamente desde el punto de vista de las características de los esfuerzos bajo las condiciones variables del agua subterránea.

Minería subterránea 1. Rock Mechanics for underground mining, Tercera Edición, B.H.G. Brady and E.T. Brown, Ed. Springer, 2006, Holanda. La extracción de minerales mediante minería subterránea envuelve la generación de diferentes tipos de aberturas, con un considerable rango de funciones. En una mina convencional se puede tener: tiros cortados, niveles de acarreo, contra frentes, cruceros de extracción, cámaras de bombeo, tiros de ventilación y entradas de aire que constituyen desde accesos a la mina hasta excavaciones para servicios. Su vida útil es comparable o en ocasiones excede la vida del depósito por ser minado y normalmente este tipo de obras se lleva a cabo en las tablas del depósito (roca estéril). Las obras de servicio y las de operaciones directamente asociadas con la recuperación del mineral que consisten en cruceros de extracción, frentes, contra pozos de acceso y metaleras, desde donde o en los cuales se lleva a cabo varias operaciones de producción. Estas obras se llevan a cabo en la zona mineralizada o en zonas estériles cercanas al depósito mineral y su vida útil está limitada a la duración de la actividad del minado en su vecindad inmediata. Muchas obras van siendo eliminadas conforme se va minando. El tercer tipo de obras subterráneas son las que se encuentran en el depósito mineral. Puede ser un rebaje, con unas tablas bien definidas formando los límites geométricos del hueco minado, el cual aumenta de tamaño conforme se

va minando. Alternativo a esto puede ser que el rebaje tal vez tenga relleno de fragmentos con unos límites pobremente definidos, que normalmente coinciden con los límites del depósito. Las zonas fragmentadas son generadas por disgregación inducida. La vida útil de cualquier tipo de estas obras (rebajes) está definido por la duración de la actividad de la extracción del mineral.

Independientemente del sistema de minado subterráneo que se adopte para la extracción de mineral, es posible especificar cuatro objetivos comunes de la mecánica de rocas para una buena ejecución de la estructura del minado, y para los tres tipos de obras subterráneas que se describieron anteriormente. Estos cuatro puntos son:

- Asegurar la estabilidad total de la estructura completa de la mina, definida por los rebajes y los huecos minados, mineral por minar y la roca estéril adyacente;
- Proteger las obras principales de servicio de principio a fin según la vida útil con la cual se diseñó.
- Proveer de accesos seguros a lugares de trabajo seguros, tanto en las zonas de producción y como en sus alrededores.
- Preservar las condiciones de minado para las reservas.

2.2.4. La Geomecánica Aplicada al Diseño Subterráneo:

La Geomecánica constituye en la actualidad la base científica de la ingeniería minera, puesto que está a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto “vida económica”,

junto con el beneficio económico con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas. En este contexto la Geomecánica involucra seguridad y economía.

Geomecánica

Es la conjunción de varias disciplinas (geología, mecánica de rocas, hidrogeología, etc.) que se encarga del estudio del macizo rocoso y su aplicación en resolver problemas constructivos en ese ambiente (minas subterráneas, superficiales, túneles, casa de fuerza, etc.).

Las principales funciones de la geomecánica son:

Determinar el tipo de sostenimiento a instalar en una labor, para lo cual se determinan los Índices Geomecánicos del macizo rocoso, tales como:

- Índice Q.
- Índice RMR.
- Índice MRMR.
- Índice GSI

Sostenimiento en minería subterránea

En toda explotación minera, el sostenimiento de las labores es un trabajo adicional de alto costo que reduce la velocidad de avance y/o producción pero que a la vez es un proceso esencial para proteger de accidentes a personal y al equipo.

Tiene por objeto mantener abierto ciertos espacios de la mina y crear ambientes de condiciones seguras que protejan a los mineros en sus diferentes actividades.

Toda fortificación está relacionada con el tipo de terreno dentro del cual se realizan los trabajos. Por esta razón antes de hacer el estudio de los diferentes métodos de fortificación veremos a grosso modo las clases de terrenos que más resaltan por sus características estructurales.

Estándares de sostenimiento

El estándar puede ser conceptualizado como la definición clara de un modelo, criterio, regla de medida o de los requisitos mínimos aceptables para la operación de procesos específicos, con el fin de asegurar la calidad de los materiales y la calidad de la instalación. Los estándares son utilizados como guías para evaluar su funcionamiento y lograr la mejoría continua de los servicios, y requieren estar establecidos a fin de contar con una referencia que permita identificar oportunamente las variaciones presentadas en el desarrollo de los procesos y aplicar las medidas correctivas necesarias. El estándar de sostenimiento es un documento de trabajo que se emplea en una mina para lograr niveles aceptables de riesgo y debe estar diseñado para aplicarse a todo tipo de actividad de sostenimiento. Está destinado a evitar o mitigar los impactos potenciales de caída de rocas o falla de sostenimiento. Además, debe constar de un conjunto de requisitos auditables que reflejen la calidad de los materiales de los elementos de sostenimiento y del proceso de instalación de la manera más efectiva. El propósito del estándar es especificar niveles de

desempeño tales que una mina que opere pueda ajustarse razonablemente a todos los requisitos especificados. Un sostenimiento apropiado implica que cada uno de los elementos de sostenimiento cumpla su función de soporte, para lo cual es necesario verificar ciertos requisitos de calidad, como conocer la función y tipo de falla, los requisitos de resistencia, las características de los componentes, la forma correcta de instalación o aplicación, los controles y ensayos de laboratorio, y los procedimientos o instructivos específicos que detallen los sucesivos pasos que se deben cumplir.

Deben establecerse estándares de sostenimiento para cada tipo de elemento de sostenimiento y/o sistema de sostenimiento que se emplea en una mina. A continuación, citamos algunos estándares importantes.

- Perno, placa de retén y tuerca
- Pasta de cemento para pernos y cables
- Concreto Lanzado (shotcrete).
- Malla.
- Cable, placa de retén, barril y cuña.
- Marcos metálicos.
- Muros de confinamiento, etc.

Las principales características que deben tomarse en cuenta para la elaboración de un estándar de sostenimiento son las siguientes:

- Función y tipos de falla Conocer la función y el tipo de falla de los elementos que componen un sistema de sostenimiento nos ayudará a

entender de mejor manera cómo operan éstos. Ello, a su vez, nos permitirá intervenir y realizar mejoras en las distintas etapas de los procesos que conforman la construcción de estos sistemas y así evitar el fallamiento o aumentar su capacidad de soporte.

- **Requisitos de resistencia** Se definen como requisitos de resistencia a las propiedades mecánicas que presentan los elementos de sostenimiento; es decir, ductilidad, dureza, resistencia (compresión, tracción y corte), maleabilidad, tenacidad, adherencia, fluencia, etc., que se obtienen a través de ensayos de laboratorio. Varios de estos elementos están estandarizados y normalizados por la normatividad internacional.
- **Características de los componentes** Dentro de las características que deben cumplir los componentes de los sistemas de sostenimiento se incluyen aspectos como: composición, forma, dimensión, peso, fabricación, transporte y almacenamiento de los materiales, según corresponda. De igual manera también se debe cumplir con lo estipulado en la normatividad internacional en lo referente a las características descritas anteriormente.
- **Instalación**, Este punto se refiere a la secuencia de las actividades y cómo deben realizarse para que finalmente se obtenga un producto de buena calidad. Es conveniente presentar esquemas donde se muestre una aplicación o instalación correcta de los componentes de un sistema de sostenimiento, con la finalidad de evitar posibles fallas por una mala ejecución de lo descrito anteriormente.

- **Controles y ensayos de laboratorio** Para lograr que se cumpla todo lo enunciado en los puntos anteriores, es conveniente realizar controles in situ de la ejecución de las actividades que se realizan, además de efectuarse ensayos de laboratorio, todo lo cual proporcionará una gran cantidad de información que nos permitirá verificar los requerimientos exigidos de un sistema de sostenimiento.

Procedimientos constructivos

Son documentos que describen, en forma detallada, los sucesivos pasos a cumplir para llevar a cabo las actividades que se requieren para la implementación de un sistema de sostenimiento por parte de los operadores. Los PETS cumplen con esta función.

Particularidades del minado subterráneo

Las siguientes, son las particularidades que se dan en el minado subterráneo de un yacimiento:

El uso de cualquier abertura o labor minera, está bajo el control del operador de la mina, y durante su utilización activa, las superficies de una excavación deberán ser objeto de inspecciones virtualmente continuas por parte del personal de la mina.

Los trabajos para mantener o restablecer condiciones seguras alrededor de una excavación, variarán desde el correcto desatado hasta la colocación de sostenimiento adecuado, y estos deben ser llevados a cabo en cualquier etapa, bajo la dirección de la supervisión de la mina.

El diseño de una excavación minera refleja un grado de control inmediato sobre la utilización, inspección, mantenimiento y colocación del sostenimiento de la excavación, suministrado por el operador de mina.

La estructura de la mina evoluciona durante la vida de la mina, por lo que la secuencia o estrategia de extracción de un tajeo o block de mineral asume gran importancia.

Estas particularidades deben ser tomadas en cuenta para el control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

2.3. Definición de términos básicos

2.3.1. Evaluación

Proceso que tiene como finalidad determinar el grado de eficacia y eficiencia, con que han sido empleados los recursos destinados a alcanzar los objetivos previstos, posibilitando la determinación de las desviaciones y la adopción de medidas correctivas que garanticen el cumplimiento adecuado de las metas presupuestadas. Se aplica ex ante (antes de), concomitante (durante), y ex post (después de) de las actividades desarrolladas. En la planeación es el conjunto de actividades, que permiten valorar cuantitativa y cualitativamente los resultados de la ejecución del Plan Nacional de Desarrollo y los Programas de Mediano Plazo en un lapso determinado, así como el funcionamiento del propio Sistema Nacional de Planeación. El periodo normal para llevar a cabo una evaluación es de un año después de la aplicación de cada Programa Operativo Anual. Fase del proceso administrativo que hace posible medir

en forma permanente el avance y los resultados de los programas, para prevenir desviaciones y aplicar correctivos cuando sea necesario, con el objeto de retroalimentar la formulación e instrumentación.

2.3.2. Estándar (¿qué hacer?):

Es la unidad de medida con la cual comparas, condiciones, características, márgenes, rangos, índices u otros. Los cuales se debes cumplir según lo establecido.

2.3.3. Geomecánica

La geomecánica es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación. Esta disciplina está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos, que relacionan el comportamiento de la formación bajo los cambios de esfuerzo producto de las operaciones petroleras de perforación, completación y producción de pozos. Aunque las bases de la geomecánica fueron realizadas a principios de siglo, las aplicaciones petroleras empiezan a tener mayor divulgación al comienzo de la década de los 70, y por lo tanto esta es una disciplina novedosa para la ingeniería de petróleo.

La geomecánica utiliza resultados experimentales de campo y laboratorio conjuntamente con soluciones analíticas para resolver problemas particulares.

2.3.4. Roca intacta

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

2.3.5. Masa rocosa

Es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales.

2.3.6. Orientación

Es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por su rumbo y buzamiento. Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación o en otras palabras son aproximadamente paralelas, se dice que éstas forman un “sistema” o una “familia” de discontinuidades.

2.3.7. Espaciado

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes.

2.3.8. Persistencia

Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea ésta, será menos estable.

2.3.9. Rugosidad

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea ésta, la masa rocosa será más competente.

2.3.10. Apertura

Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que ésta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.

2.3.11. Relleno

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando éstos son más duros, ésta es más competente.

2.3.12. Excavación Subterránea

Cualquier excavación practicada en un medio rocoso produce un desequilibrio, al extraer los materiales, se produce la eliminación del soporte natural de la masa rocosa circundante, lo que da lugar a una alteración de las condiciones de equilibrio, las mismas que son necesarias conocerlas a fin de asegurar su estabilidad.

2.3.13. Sostenimiento

Describe los procedimientos y materiales aplicados a mejorar la estabilidad y mantener la capacidad portante de la roca circundante a la excavación

2.3.14. Refuerzo

Consiste en sistemas que provee un refuerzo aumentando la resistencia friccional entre bloques que la componen.

2.3.15. Soporte

Soporte es un sistema pasivo, que actúan por sobre la roca.

2.4. Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La evaluación geomecánica del minado subterráneo, permite mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal - 2016.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a) Existe relación entre la caracterización geomecánica del minado subterráneo y la mejora de los estándares de Sostenimiento de la mina San Cristóbal – 2016
- b) Evaluando las propiedades de comportamiento de la masa rocosa se mejora los estándares de sostenimiento del minado subterráneo de la mina San Cristóbal – 2016.

2.5. Variables

2.5.1. Definición conceptual de la Variable

Caracterizado el estudio del macizo rocoso, por el método “directo por celdas de detalle” en 152 estaciones, su aplicación será resolver los problemas de sostenimiento en el minado subterráneo.

2.5.2. Variable Independiente

Evaluación geomecánica del minado subterráneo de la mina San Cristóbal - 2016.

- Indicadores e índices.

Mapeo geomecánico:

- Índice RMR
- Índice RQD
- Índice Q
- Tabla GSI

2.5.3. Variables dependientes

Los estándares para cada tipo de elemento de sostenimiento de la Mina San Cristóbal - 2016.

- Indicadores e índices.

Sostenimiento Permanente:

- Pernos helicoidales
- Concreto Lanzado (Shotcrete)
- Malla electrosoldada
- Cimbras (Marcos metálicos)

Sostenimiento Temporal:

- Perno Hydrabolt
- Concreto Lanzado (Shotcrete)
- Malla electrosoldada
- Cuadros de madera

2.5.4. Operacionalización de las variables

Con fines demostrativos, explicamos cada una de las columnas del cuadro que hacen parte del proceso de operacionalización de una variable del estudio. En el Cuadro 2, se muestra el resultado de la operacionalización de las variables.

Cuadro 2
Operacionalización de las variables

Variables	Dimensiones	Indicadores	Índice	
Independiente	Evaluación Geomecánica	Mapeo geomecánico	Índice RMR	> 60
				51 – 60
				41 – 50
				31 – 40
				21 – 30
				< 21
			Índice RQD	Buena
				Regular A
				Regular B
				Mala A
				Mala B
				Muy mala
			Índice Q	> 5.92
				2.18 – 5.92
				0.72 – 1.95
				0.24 – 0.64
				0.08 – 0.21
				< 0.08
			Tipo de roca (dominio)	II
				IIIA
				IIIB
IVA				
IVB				
V				
Dependiente	Estándares de sostenimiento	Sostenimiento permanente	Pernos helicoidales	7 pies Espaciado de 1.0 – 1.5 m
			Shotcrete	2" - 6"
			Malla electrosoldada	Diámetro 4.2 mm Abertura de 100 mm Dimensión 2.02 x 25 m
			Cimbras	Tipo 6W20 Espaciado 1.0 – 1.5 m
		Sostenimiento Temporal	Perno Hydrabolt	7 pies Espaciado de 1.0 – 1.5 m
			Shotcrete	2" - 4"
			Malla electrosoldada	Diámetro 4.2 mm Abertura de 100 mm Dimensión 2.02 x 25 m
			Marcos de madera	Típico

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1 Tipo y nivel de investigación

3.1.1 Tipo de investigación

El presente estudio es una investigación aplicada, que es aquella definida como la investigación que utiliza los conocimientos obtenidos mediante el método de investigación analítico y explicativo, y con ello desarrolla aplicaciones en busca de satisfacer una necesidad, donde se tomaron en consideración los fenómenos físicos (esfuerzos verticales, horizontales, etc.) para mejorar los estándares de sostenimiento.

3.1.2 Nivel de investigación

El presente trabajo de investigación es de carácter exploratorio, conforme a los propósitos y naturaleza de la investigación; el estudio se ubica en el nivel descriptivo, explicativo y correlacional.

3.2 Métodos de investigación

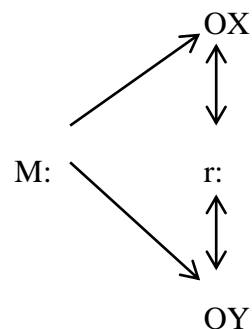
El método a usarse es del tipo: analítico, determinativo y aplicativo. La forma que se aborda la investigación es cuantitativa.

3.3 Diseño de investigación

Es diseño a usarse es descriptivo correlacional.

Es Descriptivo, porque requiere e interpreta lo que es, es decir, está relacionada a condiciones o conexiones existentes, efectos que se sienten o tendencias que se relacionan.

Es Correlacional, porque busca identificar probables relaciones de influencia entre variables medidas, con la finalidad de observar la dirección o grado en que se relacionan. Porque determinan la relación causa – efecto de una variable, una categoría en un momento específico. Esquematiéndose de la siguiente manera:



Donde:

M : muestra

O : observaciones obtenidas de cada una de las variable

X, Y : variables

r : relación

3.4 Población y muestra

3.4.1 Población

La población de estudio comprende el macizo rocoso que pertenece a todas las labores mineras de la Unidad Minera San Cristóbal – 2016

3.4.2 Muestra

Para el presente estudio la muestra es no probabilística, son datos geomecánicos de las labores conformada por galerías y Cruceros, Chimeneas desarrolladas en la Unidad minera San Cristóbal, 2016

3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA LA RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1 Técnicas para la recolección de datos

Se aplicaran las técnicas de:

- Análisis bibliográfico y documental, Procedimientos habituales que permitirán obtener información sobre la influencia importante de factores directos e indirectos de las características litológicas y estructurales de la mina y el método de explotación minera in situ.
- Mapeo geológico y geomecánico, de las labores subterráneas.
- Obtención de datos hidrogeológicos. Discontinuidades, fracturas, alteraciones superficiales, meteorización química.

3.5.2 Instrumentos para la recolección de datos

Los instrumentos de obtención de información con propósitos valorativos serán aplicados a la muestra en estudio, en coherencia con los objetivos del presente trabajo. Estación total, planos satelitales, martillo de

geólogo, martillo de Schmidt, infiltrómetro, flujo metro, brújula de mano, flexómetro, tablas GSI.

3.6 Técnicas de análisis de datos

Se debe recopilar todos los datos de información, y una vez recopiladas la información se procederá al análisis de los datos obtenidos en campo, para confeccionar el modelo geomecánico.

3.7 Validez y confiabilidad del instrumento

La validez, es el grado en que se mide realmente lo que se pretende medir. El instrumento utilizado en esta investigación, son las muestras del macizo rocoso obtenidas en el campo y otros datos geo estructurales que resulta del mapeo geomecánico,

Las labores mineras, cuyos componentes están formadas por estructuras complejas; así para ejecutar dichas labores mineras, es necesario poseer el amplio conocimiento del macizo rocoso.

3.8 Plan de recolección y procesamiento de datos

Identificación del macizo rocoso a investigar

Para tener el conocimiento del macizo rocoso hoy en día existen muchas Clasificaciones Geomecánicas, como: De Protodyakonov, Bieniawski, Laubscher y Taylor, Barton, Romana, que determinarán la calidad del macizo rocoso, cuya finalidad es dividir al macizo rocoso en dominios estructurales, cada uno de ellos con características similares, como: Litología, espaciado de juntas, entre otros.

Se evaluaron las propiedades físico-mecánicas de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa, utilizando para ello procedimientos alternativos, según normas del ISRM.

Las alternativas para determinar las propiedades físico mecánicas de la roca fueron: ejecución de ensayos con el martillo de geólogo, ejecución de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas, y, utilización del criterio de falla como el de Hoek & Brown (1990, 2006) para estimar los parámetros de resistencia de la roca intacta y de la masa rocosa.

Se determinó la calidad de la masa rocosa involucrada en el área de evaluación, mediante la aplicación de criterios de clasificación geomecánica, como los de Bieniawski (1989), Barton (1974) y Hoek & Marinos (2000).

Se llevó a cabo una zonificación geomecánica del yacimiento, a fin de determinar los dominios estructurales en base a la información obtenida en los puntos precedentes. Se aprovechó toda la información disponible de las fuentes antes indicadas.

Se evaluaron los factores adicionales, propios del yacimiento, que podrían influir en las condiciones de estabilidad de las labores mineras subterráneas (agua y esfuerzos).

Evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones:

Se analizaron las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones: Dirección preferencial de avance de las excavaciones, abiertos

máximos, tiempos de autosostenimiento, y la influencia de las discontinuidades estructurales y de los esfuerzos en las condiciones de estabilidad.

Se hizo uso de modelamientos numéricos en función de los mecanismos de falla potencial del terreno para analizar la estabilidad de las excavaciones y cualquier otro componente asociado al minado.

Todos los parámetros que se establecieron y las conclusiones que se obtuvieron, tienen el respectivo sustento técnico de la evaluación realizada.

Evaluación de los métodos de minado

Con la información previamente desarrollada y en forma conjunta con el personal de Planeamiento y Diseño de la empresa se evaluaron los métodos de minado.

Dimensionamiento y estrategias de minado:

De acuerdo al método o alternativas de métodos de minado evaluados se dimensionaron para cada método alternativo sus diferentes componentes estructurales asociados a los mismos.

Se definió la ubicación de las principales excavaciones de acceso y servicios de carácter permanente.

Se definieron los esquemas y las secuencias de avance del minado, de tal manera de maximizar la recuperación de las reservas y lograr adecuadas condiciones de estabilidad local y global.

Se evaluaron los requerimientos de sostenimiento de las labores mineras y se definieron los elementos de sostenimiento más adecuados para las condiciones geomecánicas encontradas.

Se evaluaron las necesidades de relleno a utilizarse en el minado del yacimiento. En general se dan recomendaciones sobre las técnicas de control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado para que este sea seguro y eficiente.

Actividades de campo:

- Reconocimiento geológico-geomorfológico de la zona de estudio.
- Mapeo geomecánico de la masa rocosa de las labores subterráneas.
- Ensayos in-situ y toma de muestras para determinación de las propiedades físico-mecánicas de la roca en laboratorio.
- Recopilación de información adicional (planos, informes, etc.), de interés para el estudio.

Actividades de laboratorio:

Se realizaron ensayos de laboratorio de mecánica de rocas para la determinación de las propiedades físico-mecánicas de la roca: Los ensayos realizados fueron:

- Propiedades físicas.
- Carga puntual y compresión uniaxial.
- Compresión triaxial.
- Tracción método brasileño.

- Corte directo.

Excepto el ensayo de corte directo, que fue llevado a cabo en superficies de discontinuidades, todo el resto de los ensayos fueron realizados en roca intacta.

Actividades en gabinete:

- Procesamiento y análisis de la información registrada en el mapeo geomecánico de la masa rocosa de las labores subterráneas.
- Evaluación de las propiedades físicas y de resistencia de la roca.
- Clasificación geomecánica de la masa rocosa.
- Zonificación geomecánica de la masa rocosa del yacimiento.
- Evaluación de los factores complementarios que tengan influencia sobre la estabilidad (agua subterránea y esfuerzos).
- Evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado del yacimiento.
- Evaluación de los métodos de minado en forma conjunta con el personal de la mina San Cristóbal.
- Dimensionamiento de los componentes estructurales asociados al método de minado.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1. Resultados

4.1.1. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.1.1.1. Caracterización de la masa rocosa

Registro de datos

El registro de la información geomecánica se efectuó a partir del mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta en las excavaciones de las labores mineras subterráneas ubicadas en los distintos niveles de la mina.

El mapeo geomecánico de la masa rocosa se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle". Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en un total de 152 estaciones de medición distribuidas en los distintos niveles de la mina, desde el

Nv. 1170 hasta el Nv. 730, todos ellos representados por un área de extensión variable de la roca expuesta.

Los parámetros de observación y medición del mapeo geomecánico efectuado fueron obtenidos en formatos de registro diseñado para este propósito, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos de resistencia y del grado de fracturamiento de la roca para definir el RQD (Rock Quality Designation).

Aspectos litológicos

Las características litológicas simplificadas de la masa rocosa en la mina San Cristóbal indican la presencia de roca volcánica y filitas. El extremo Oeste de la Veta 658 abarcando la tercera parte de ella se halla en volcánicos Mitu, el tramo restante de esta veta, así como la Veta Split 758 y la Veta 722 se hallan ubicadas dentro de las filitas Excélsior. En varios sectores de la zona de filitas, ésta aparece con alteración de silicificación.

Hacia el extremo Oeste de la Veta 658 se observa el contacto entre el Volcánico Mitu y las Calizas Pucará, estando entre ellas el Intrusivo San Cristóbal hacia el lado Sur de la Veta 658.

Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de distribución de discontinuidades o arreglo estructural de la masa rocosa, se ha procesado los datos con orientación empleando técnicas de proyección estereográfica, utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1995), elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá), y también la versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004).

Posteriormente se ha realizado una interpretación de todos los datos estructurales de las discontinuidades registradas durante el mapeo geomecánico teniendo presente las distintas vetas y en los diferentes niveles de la mina. Un resumen de los sistemas de discontinuidades de cada veta se presenta en el Cuadro 3.

Cuadro 3

Sistemas de discontinuidades estructurales

Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Veta Split 658	N46°W/56°SW 224°/56°	N63°E/73°NW 333°/73°	N63°E/77°SE 153°/77°	N17°W/58°NE 073°/58°
Veta 658	N53°W/57°SW 217°/57°	N65°E/76°NW 335°/76°	N65°E/77°SE 155°/77°	N27°E/65°SE 117°/65°
Veta 722	N52°W/54°SW 218°/54°	N69°E/75°NW 339°/75°	N64°E/79°SE 154°/79°	---
Compósito general	N48°W/55°SW 222°/55°	N67°E/76°NW 337°/76°	N63°E/78°SE 153°/78°	---

Fuente: Área de Planeamiento de Minas de la Cia Vólcan Unidad Yauli

De los resultados individuales obtenidos para cada veta, se observa una tendencia similar bastante definida de los sistemas principales en las tres vetas. A partir de ello se menciona lo siguiente:

Existen tres sistemas principales bien definidos. El Sistema 1 presenta rumbo NW y tiene moderado buzamiento al SW. Este sistema se halla transversal a las Vetas Split 658 y corta de manera diagonal a la Veta 722.

El Sistema 2 presenta rumbo NE y tiene alto buzamiento al NW. Este sistema está relacionado con el rumbo de las Vetas Split 658 y 658.

El Sistema 3 tiene el mismo rumbo del Sistema 2 pero su buzamiento es contrario al mismo, teniendo alto buzamiento hacia el SE.

En la Veta Split 658, mostrada en la figura 7, aparece un cuarto sistema con rumbos NE y moderados buzamientos al SE, en ambos casos; cuyos resultados de análisis se pueden apreciar en la Figura 7, 8 y 9.

Veta Split 658

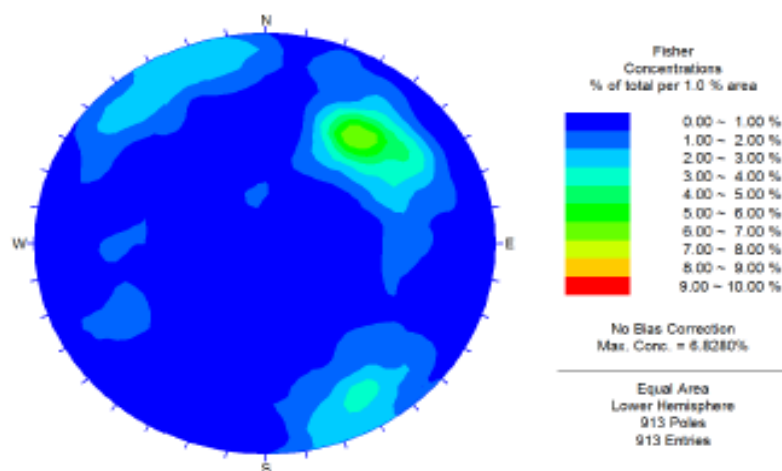


Figura 7. Diagrama estereográfico de contornos del compuesto de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli

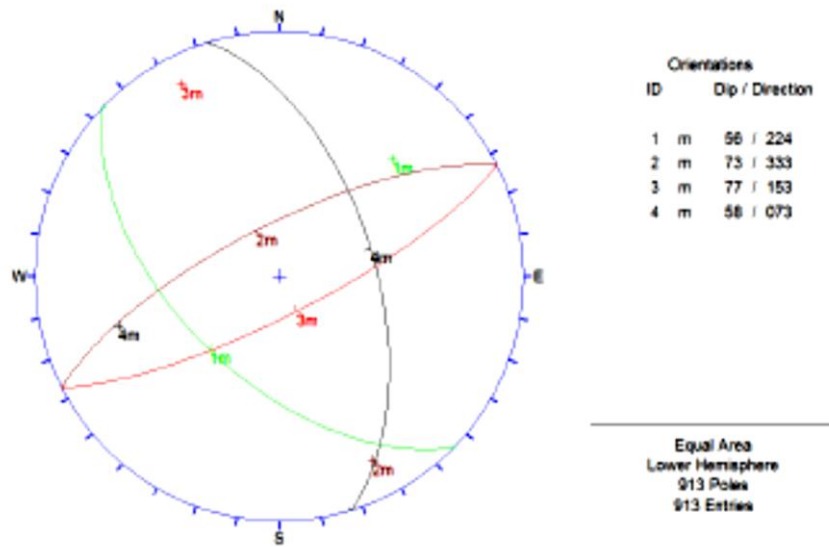


Figura 8. Diagrama estereográfico de planos principales del compuesto de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad – Yauli

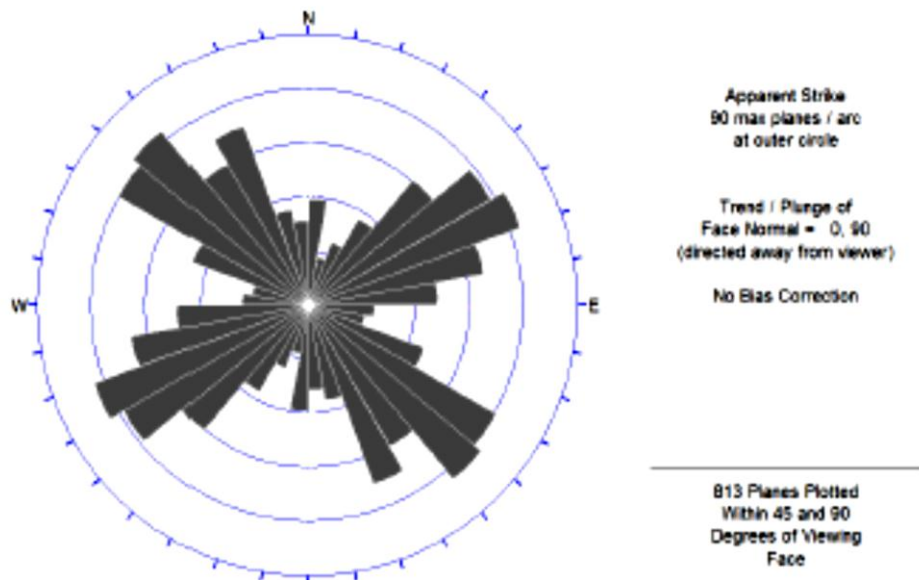


Figura 9. Diagrama de roseta del compuesto de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli

En la Veta 658, mostrada en la Figura 10, se observa los compósitos con buzamiento contrarios.

Veta 658

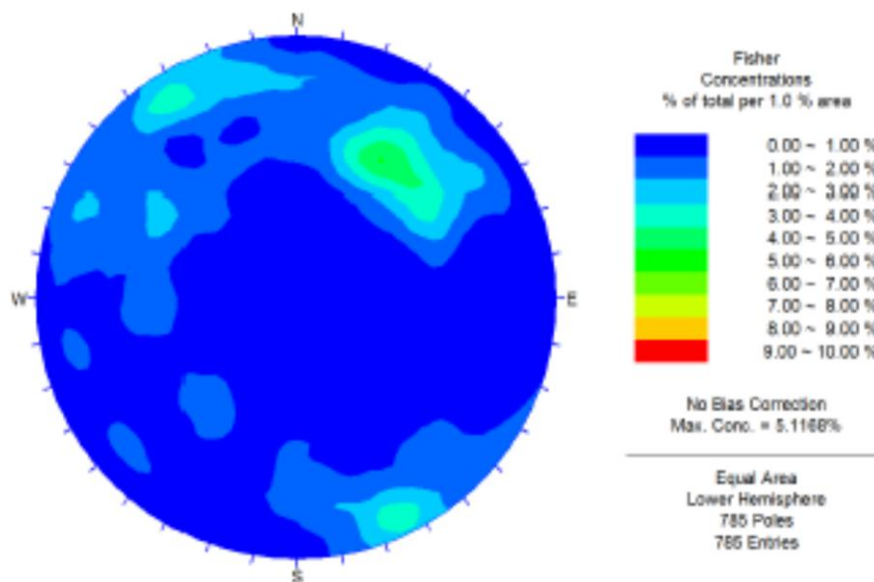


Figura 10. Diagrama estereográfico de contornos del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli

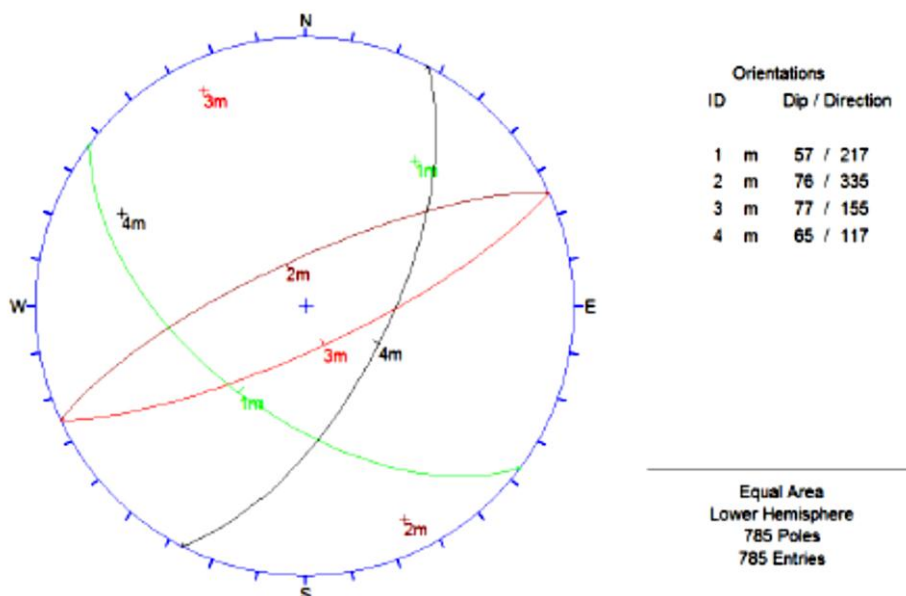


Figura 11. Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli

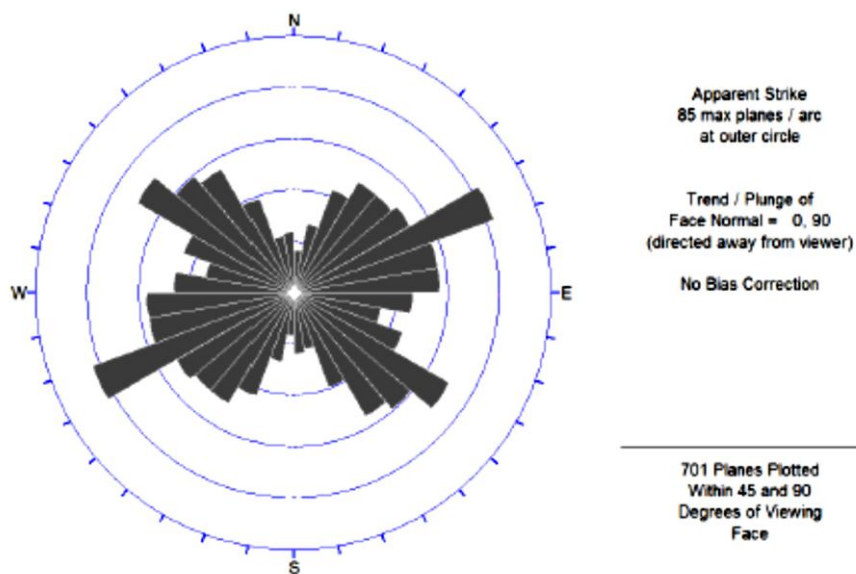


Figura 12. Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli

En la Veta 722, mostrada en la Figura 13, aparece un cuarto sistema con rumbos NEE y moderados buzamientos al SE, con planos y discontinuidades diferentes.

Veta 722

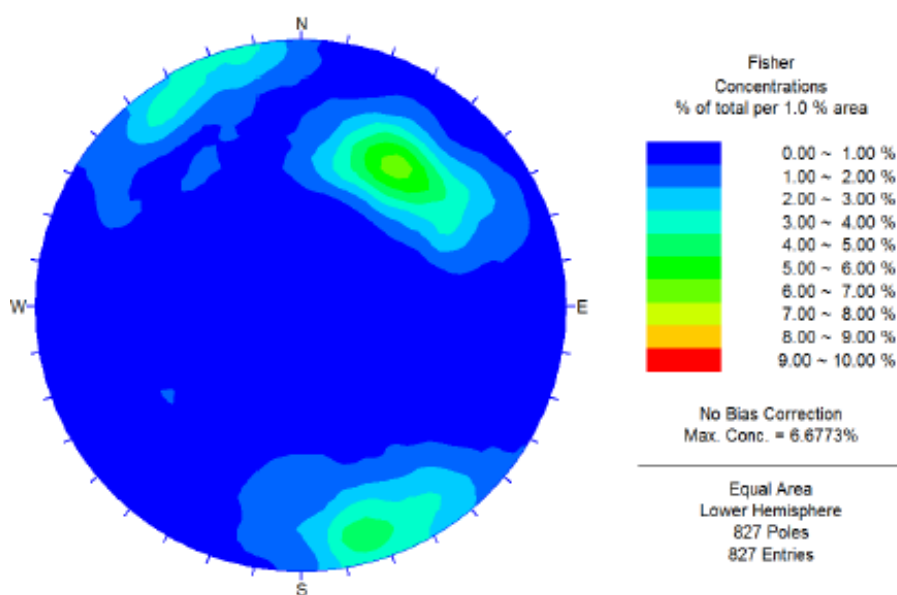


Figura 13. Diagrama estereográfico de contornos del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli

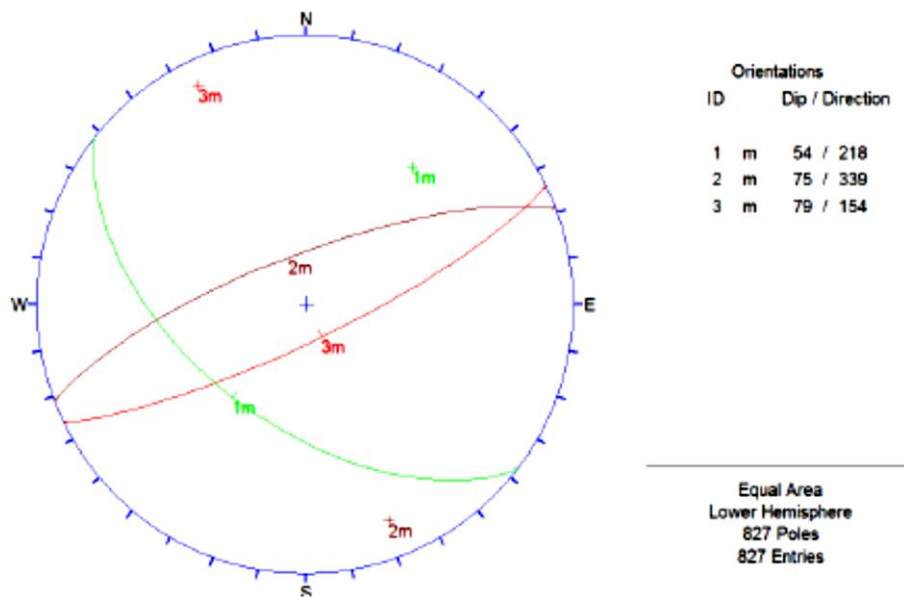


Figura 14. Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad – Yauli

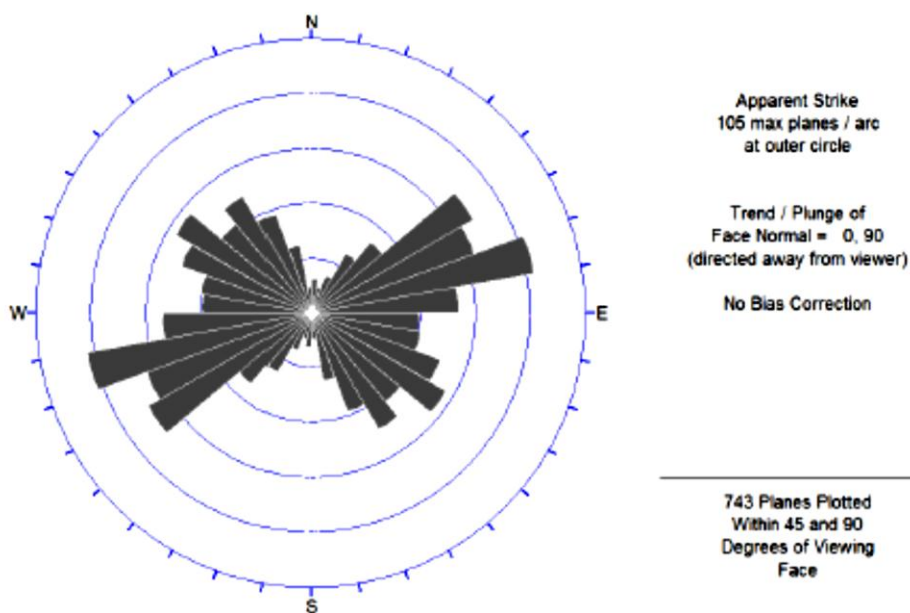


Figura 15. Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades. Departamento de Geomecánica – Vólcan Cia. Minera Unidad - Yauli

Los Sistemas 2 y 3 contribuyen a la generación de falsas cajas en las estructuras mineralizadas, estas se desprenden cuando se realiza la voladura de explotación de los taladros largos, sobre todo de la caja techo. Detrás de estas capas la calidad del macizo

rocoso mejora sustantivamente. Este hecho permite que los subniveles puedan mantenerse estables mientras dure el tiempo de preparación de estas labores hasta concluir la excavación del nivel principal.

Aspectos estructurales

Las características estructurales de las discontinuidades se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geomecánico de la masa rocosa presente en las labores mineras subterráneas de Mina San Cristóbal, la que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades tanto mayores como menores:

Fallas:

Las fallas tienen espaciamientos variables por lo general mayores a 3 m con persistencia estimada de decenas a centenas de metros. Las fallas presentan relleno de materiales de arcilla, panizo, pirita, materiales de brecha con óxidos, con espesores variables de hasta 50 cm. Las aperturas son menores a 5 mm. Las superficies de las caras son lisas a ligeramente rugosas en algunos tramos y en otro con espejos de fallas. Las fallas constituyen conductos para el agua. La mayor parte de las fallas observadas están asociadas a las vetas mineralizadas.

Diaclasas:

Sus características estructurales son: espaciamiento por lo general está entre 6 a 20 cm y menores a 6 cm, también hay tramos donde se observa espaciamientos de 20 a 60 cm, la persistencia estimada es de 1 a 3 m y de 3 a 10 m con apertura variable menor a 1 mm, las paredes son ligeramente rugosas a lisas, el relleno es suave con presencia de

arcilla y óxidos, las paredes de las discontinuidades varían desde moderadamente alteradas hasta sanas en algunos sectores, se observa presencia de humedad.

Clasificación de la masa rocosa

La clasificación geomecánica de la masa rocosa se realizó utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados.

Los valores de designación de la calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

El criterio de Bieniawski (1989) modificado para esta evaluación a fin de clasificar a la masa rocosa, se presenta en el siguiente Cuadro:

Cuadro 4

Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

Fuente: Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Las fuentes de información para clasificar a la masa rocosa de toda la mina han sido el mapeo geomecánico realizado en las labores mineras de los distintos niveles, todos ellos realizados como parte de la fase de campo del presente estudio.

Por otro lado, por tratarse de una evaluación geomecánica integral de la mina San Cristóbal, se han realizado mapeos geomecánicos sistemáticos en varias estaciones ubicadas en los distintos niveles, además, a medida que se realizaron estos mapeos, paralelamente se ha realizado de modo in-situ el registro de la calidad de la masa rocosa en todas las labores visitadas las cuales fueron plasmadas directamente en los planos.

La calidad de la masa rocosa en mina San Cristóbal es variable ya que se observa calidad desde Mala B – IVB hasta Regular A – IIIA.

Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales. Para la zonificación geomecánica de la masa rocosa se han considerado los aspectos litológicos, geoestructurales y de calidad de la masa rocosa. A partir de la clasificación de la masa rocosa descrita en el acápite anterior, se ha determinado la zonificación respectiva tomando en consideración cada estructura mineralizada en los distintos niveles de la mina.

Cuadro 5
Calidad de la masa rocosa por sectores

Sector	Rango RMR	Calidad de la masa rocosa
VETA SPLIT 658		
Caja piso alejada	45 – 55	IIIB y IIIA
Caja piso	28	IVB
Mineral	28 – 54	IVB, IVA, IIIB y IIIA
Caja techo	25 – 43	IVB, IVA y IIIB
Caja techo alejada	35 – 58	IVA, IIIB y IIIA
VETA 658		
Caja piso alejada	45 – 56	IIIB y IIIA
Caja piso	32 – 50	IVA y IIIB
Mineral	31 – 45	IVA y IIIB
Caja techo	28 – 54	IVB, IVA, IIIB y IIIA
Caja techo alejada	47 – 60	IIIB y IIIA
VETA 722		
Caja piso alejada	47 – 60	IIIB y IIIA
Caja piso	38 – 60	IVA, IIIB y IIIA
Mineral	36 – 45	IVA y IIIB
Caja techo	45 – 59	IIIB y IIIA
Caja techo alejada	55 – 60	IIIA

Fuente: Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Cuadro 6
Resumen de la zonificación geomecánica

Sector	RMR promedio	Dominio estructural
VETA SPLIT 658		
Caja piso alejada	54	DE-IIIA
Caja piso	28 y 42	DE-IVB y DE-IIIB
Mineral	25 y 36	DE-IVB y DE-IVA
Caja techo	34 y 41	DE-IVA y DE-IIIB
Caja techo alejada	54	DE-IIIA
VETA 658		
Caja piso alejada	54	DE-IIIA
Caja piso	43	DE-IIIB
Mineral	39	DE-IVA
Caja techo	44	DE-IIIB
Caja techo alejada	56	DE-IIIA
VETA 722		
Caja piso alejada	56	DE-IIIA
Caja piso	38	DE-IVA
Mineral	36	DE-IVA
Caja techo	44	DE-IIIB
Caja techo alejada	54	DE-IIIA

Fuente: Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

En este Cuadro se muestra los valores promedio de la calidad de la masa rocosa en las distintas estructuras mineralizadas y la roca encajonante de su entorno, es decir las cajas piso y techo. A partir de esto podemos mencionar lo siguiente:

En la Veta Split 658 se observa que la calidad de la masa rocosa es variable respecto a las otras estructuras donde la calidad es más regular. El tramo mineralizado presenta calidad promedio perteneciente al dominio estructural DE-IVB (RMR 21–30) y DE-IVA (RMR 31–40). En el caso de la caja piso y techo, la roca presenta calidades distintas según la ubicación, estas se hallan entre los dominios DE-IVB (RMR 21–30) y DE-IIIB (RMR 41–50). La calidad de las cajas alejadas mejora significativamente estando por lo general en el dominio DE-IIIA (RMR 51–60).

En el caso de la Veta 658, la calidad es más regular, en el tramo mineralizado se observa calidad perteneciente al dominio DE-IVA (RMR 31–40) y en las cajas inmediatas, la calidad pertenece DE-IIIB (RMR 41–50). A medida que la roca se aleja de la estructura mineraliza, ésta mejora, es decir en las cajas alejadas la calidad pertenece al DE-IIIA (RMR 51–60).

Para la Veta 722 el mineral y la caja piso presentan calidad perteneciente al dominio DE-IVA (RMR 31–40) mientras que en la caja techo la calidad mejora situándose en el dominio DE-IIIB (RMR 41–50). De modo similar a las otras estructuras, la calidad de las cajas alejadas mejoras sustancialmente llegando a pertenecer al DE-IIIA (RMR 51–60).

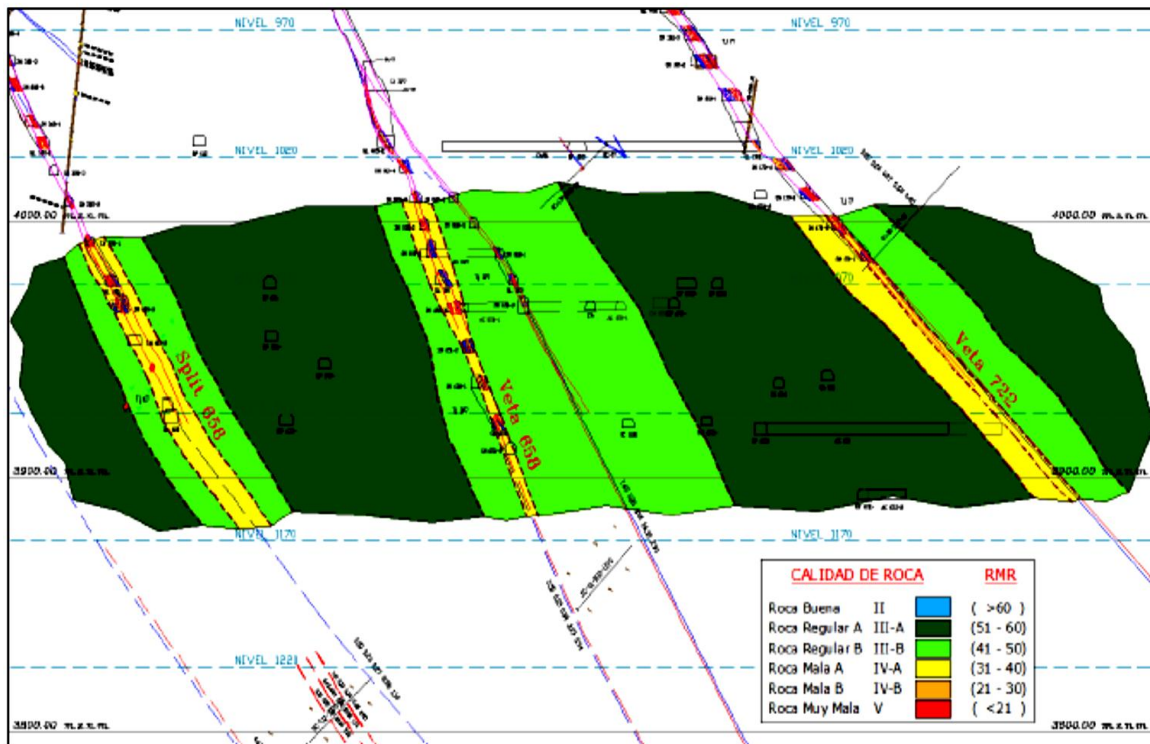


Figura 16. Ejemplo de la zonificación geomecánica (Sección 1000-E). Área de Geomecánica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Resistencia de la roca.-

Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta (σ_c) o denominada también UCS.

Durante los trabajos de campo como parte del mapeo geomecánico de las labores subterráneas, se llevaron a cabo ensayos de golpes con el martillo de geólogo siguiendo las normas sugeridas por la ISRM, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta.

Por otro lado, durante los trabajos de campo se realizó un muestreo sistemático de bloques de rocas con el fin de realizar ensayos de propiedades físicas y mecánicas en un laboratorio de mecánica de rocas. Dichos ensayos consistieron en lo siguiente: carga puntual, compresión uniaxial, compresión triaxial y tracción indirecta. Los resultados de estos ensayos se muestran en la Tabla 1 y 2:

Tabla 1
Resultados de los ensayos de carga puntual

Muestra	Litología	I_p (MPa)	σ_c (MPa)
M1	Filita	3.37	75.3
M2	Filita	5.54	119.2
M3	Filita silicificada	5.00	108.2
M4	Intrusivo	5.02	113.2
M6	Metavolcánico	2.53	56.5
M9	Filita silicificada	4.94	98.2
M10	Mineral	4.57	99.7
M11	Mineral	1.79	41.8

Elaboración propia, con asistencia del Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Tabla 2
Resultados de los ensayos de compresión uniaxial

Muestra	Litología	σ_c (MPa)
M3	Filita silicificada	97.9
M4	Intrusivo	103.4
M6	Metavolcánico	56.0
M9	Filita silicificada	80.1
M10	Mineral	80.5
M11	Mineral	36.5

Elaboración propia, con asistencia del Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Con los ensayos de compresión triaxial se han obtenido también, además de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, valores de la constante “ m_i ” del criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007) y los parámetros de resistencia al corte

de Mohr Coulomb: cohesión y ángulo de fricción, todos estos parámetros correspondientes a la roca intacta. Los ensayos de tracción indirecta fueron realizados con el Método Brasileiro y se aprecia en la Tabla 3 y 4.

Tabla 3
Resultados de los ensayos de compresión triaxial

Muestra	Litología	σ_c (MPa)	" m_i "	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
M1	Filita	57.08	8.15	14.81	36.89
M3	Filita silicificada	100.68	10.02	22.26	42.70
M4	Intrusivo	131.76	28.36	21.98	55.47
M6	Metavolcánico	67.36	14.78	14.12	46.32

Elaboración propia, con asistencia del Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Tabla 4
Resultados de los ensayos de resistencia a la tracción

Muestra	Litología	σ_t (MPa)
M1	Filita	6.6
M3	Filita silicificada	10.8
M4	Intrusivo	5.7
M6	Metavolcánico	7.3

Elaboración propia, con asistencia del Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Finalmente, para la roca intacta también se han realizado ensayos de propiedades físicas cuyos resultados se presentan en la Tabla 5:

Tabla 5
Resultados de los ensayos de propiedades físicas

Muestra	Litología	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso específico (kN/m ³)
M1	Filita	0.66	0.25	25.83
M3	Filita silicificada	0.90	0.30	29.11
M4	Intrusivo	1.42	0.55	25.39
M6	Metavolcánico	2.66	0.94	27.85
M10	Mineral	0.55	0.20	26.23
M11	Mineral	4.34	1.77	24.43

Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad controlada por las discontinuidades estructurales, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, ya que éstas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso, está regida por los parámetros de fricción y cohesión del criterio de falla Mohr-Coulomb.

Estos parámetros de resistencia al corte fueron determinados mediante ensayos de mecánica de rocas. Un resumen de los mismos se muestra en la Tabla 6.

Tabla 6
Resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades

Muestra	Litología	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
M1	Filita	0.085	27.75
M3	Filita silicificada	0.114	28.67
M4	Intrusivo	0.101	29.23
M6	Metavolcánico	0.082	28.61
M9	Filita silicificada	0.106	28.30
M10	Mineral	0.095	25.65

Elaboración propia, con asistencia del Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa se ha empleado el criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007) haciendo uso del programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2013). Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, además de la resistencia compresiva uniaxial y de la constante “ m_i ” de la roca intacta, todos ellos desarrollados en el presente estudio.

En la Tabla 7 se presentan los parámetros de resistencia de la masa rocosa asociados a las estructuras principales de mina San Cristóbal.

Tabla 7
Resultados de propiedades de resistencia de la masa rocosa

Litología	GSI	σ_c MPa	γ (MN/m ³)	“ m_i ”	m_b	s_{mr}	E_{mr} MPa	“ ν ”
VETA SPLIT 658								
Caja piso alejada	54	70	0.028	10	1.283	0.002747	8515	0.24
Caja piso	28	20	0.026	8	0.321	0.000098	490	0.30
Caja piso	42	40	0.026	8	0.601	0.000590	2225	0.26
Mineral	25	15	0.027	8	0.281	0.000067	320	0.30
Mineral	36	25	0.027	8	0.459	0.000273	950	0.28
Caja techo	34	25	0.026	8	0.420	0.000211	844	0.28
Caja techo	41	35	0.026	8	0.574	0.000519	1824	0.26
Caja techo alejada	54	70	0.028	10	1.283	0.002747	8515	0.24
VETA 658								
Caja piso alejada	54	70	0.028	10	1.283	0.002747	8515	0.24
Caja piso	43	40	0.026	8	0.628	0.000670	2376	0.26
Mineral	39	25	0.027	8	0.525	0.000401	1145	0.28
Caja techo	44	40	0.026	8	0.657	0.000762	2538	0.26
Caja techo alejada	56	80	0.028	10	1.403	0.003549	10989	0.24
VETA 722								
Caja piso alejada	56	80	0.028	10	1.403	0.003549	10989	0.24
Caja piso	38	25	0.026	8	0.502	0.000353	1075	0.28
Mineral	36	25	0.027	8	0.459	0.000273	950	0.28
Caja techo	44	40	0.026	8	0.657	0.000762	2538	0.26
Caja techo alejada	54	70	0.028	10	1.283	0.002747	8515	0.24

Elaboración propia, con asistencia del Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Donde:

GSI : Calidad de la masa rocosa GSI = RMR (para condiciones húmedas)

σ_c : Resistencia compresiva uniaxial de la masa rocosa

γ : Densidad de la roca intacta

m_i : Constante de la roca intacta

m_b : Constante de la masa rocosa

m_r : Constante de la masa rocosa

E_m : Módulo de deformación de la masa rocosa

ν : Relación de Poisson de la masa rocosa

Condiciones del agua subterráneas

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad, por ello es importante tomarlo en cuenta.

Según lo que se ha podido observar durante los trabajos de campo, en mina San Cristóbal hay significativa presencia de agua, principalmente hacia los extremos Este y Oeste donde se observa flujos que afloran de modo local. También se aprecia las filtraciones de los niveles superiores que caen puntualmente en distintos sectores. Como consecuencia de todas estas filtraciones y afloramientos de agua, en las rampas de profundización se puede observar significativa presencia de agua que continuamente está siendo bombeada.

Esta presencia de agua perjudica a la calidad de la masa rocosa, más aún cuando se trata de terrenos de mala calidad principalmente en los tramos de roca filita (filita no silicificada).

En ese sentido, controlar la dirección del avance del flujo de agua es una tarea que debe ser llevada cuidadosamente con el fin de minimizar la presencia del agua en sectores donde la masa rocosa es de mala calidad.

Esfuerzos in-situ

La magnitud de los esfuerzos in-situ es de vital importancia conocerlos ya que estos influirán directamente en las condiciones de estabilidad de cualquier excavación cuando es creada. Para conocer las magnitudes de los esfuerzos in-situ se ha considerado utilizar los siguientes tres criterios: el primero, aplicando el concepto de carga litostática (Hoek & Brown, 1978) y el criterio de Sheorey (1994) para estimar la constante “k” (relación esfuerzo horizontal/esfuerzo vertical); el segundo, utilizando la información de mediciones de esfuerzos in-situ en minas aledañas; y el tercero utilizando la información del Mapa Mundial de Esfuerzos.

Para el primer caso, se tiene las tres estructuras donde el minado del nivel más profundo actual varía de 950 m (Veta 722) hasta 1050 m (Veta Split 758). Podemos considerar como un promedio la profundidad de 1000 m. Para la citada profundidad el esfuerzo vertical resulta 27 MPa, el valor de la constante “k” se estima en 0.39 por lo que esfuerzo horizontal resultaría 10.5 MPa.

En relación al segundo criterio, podemos utilizar los datos de mediciones in-situ de la mina más cercana como es el caso de la mina Andaychagua que se halla a menos de 10 km en línea recta en donde se han realizado mediciones instrumentales de los esfuerzos in-situ. Estas mediciones fueron realizadas a profundidades de 600 a 800 m utilizando la técnica del “overcoring” con celda triaxial CSIRO - HI. La revisión de la data de estas mediciones, correspondiente a los componentes de esfuerzos representativos del sitio de las mediciones, indican valores de “k” de 1.1 para el componente de esfuerzo horizontal NS y 1.2 para el componente de esfuerzo horizontal EW, es decir los esfuerzos in-situ horizontales son ligeramente mayores que el esfuerzo in-situ vertical. En consecuencia si se tiene como esfuerzo vertical in-situ 27 MPa, entonces los esfuerzos in-situ horizontales NS y EW resultan en 29.7 MPa y 32.4 MPa respectivamente.

En relación al tercer criterio, se ha revisado el Mapa Mundial de Esfuerzos verificándose que en la parte Sur del departamento de Junín los esfuerzos in-situ horizontales son ligeramente menores que el esfuerzo in-situ vertical y en la parte Norte de este departamento ocurre lo contrario. La Mina San Cristóbal se ubica en la parte central occidental del departamento de Junín en dónde podría ocurrir una situación intermedia.

Conjugando estos criterios podemos asumir valores de esfuerzos in-situ, estimando a partir de los valores de “k” que han resultado de las mediciones efectuadas en Mina Andaychagua, mientras no se tenga una fuente de información más precisa.

Cabe mencionar que a medida que se profundiza la mina se evidencia el incremento de la presión litostática de la roca suprayacente. El Nivel 1120 se encuentra a 1,155 m de profundidad respecto a la superficie. Se ha constatado que se escuchan crujidos del macizo rocoso en rocas volcánicas o filitas silicificadas y también se han producido desprendimientos de bloques en las labores de profundización que están bajando hacia el Nivel 1170, por lo que el sostenimiento se realiza con shotcrete en labores que están excavadas en rocas de calidad Buena a Regular A, además reforzadas con pernos helicoidales o pernos Hydrabolt espaciados de 1.50 a 1.60 m. Es recomendable en estos casos de preferencia utilizar los pernos helicoidales con malla metálica y/o Shotcrete.

CONSIDERACIONES SOBRE LAS CONDICIONES DE ESTABILIDAD

Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

Existen direcciones preferenciales en las cuales debe ser alineado el avance de las excavaciones, para lograr mejores condiciones de estabilidad de las mismas. Las condiciones más favorables para la estabilidad, ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular a las estructuras principales; de manera contraria, las condiciones más desfavorables para la estabilidad ocurren, cuando se avanzan las excavaciones en forma paralela a las estructuras principales.

De acuerdo al arreglo estructural que presenta la masa rocosa de la mina San Cristóbal y teniendo presente el similar arreglo estructural en las distintas vetas mineralizadas, la dirección preferencial de avance ocurre cuando las excavaciones son dirigidas de Norte a Sur o viceversa. Desde que, por razones técnicas, los tajeos serán alineados en forma paralela al rumbo de las vetas, adoptar estas direcciones significa condiciones desfavorables para la estabilidad de las labores

de avance y tajeos, por lo que hay que tomar medidas de control del caso en el tema del sostenimiento.

En caso haya opción de escoger para algunas excavaciones como es el caso de cruceros las direcciones preferenciales de avance, es recomendable tener presente este aspecto ya que con ello se tendrá oportunidad de controlar mejor las condiciones de estabilidad y tener menor costo de sostenimiento.

Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimiento

Para propósitos de esta evaluación, las excavaciones han sido divididas en tres categorías: excavaciones permanentes, excavaciones temporales y tajeos.

Excavaciones permanentes

Dentro de este grupo de excavaciones están consideradas por ejemplo: rampas, galerías de nivel, talleres de mantenimiento, estaciones de bombeo, comedores, polvorines, etc. En lo posible estas excavaciones deben ser orientadas según las direcciones preferenciales de avance mencionadas en el acápite anterior. Tomando en cuenta esta consideración, se mejorará la velocidad del avance de excavación y se disminuirán los requerimientos de sostenimiento.

En este tipo de excavaciones debe instalarse un sostenimiento también permanente, que sea resistente a la corrosión y que sea capaz de soportar cargas adicionales debidas a los cambios de las condiciones de esfuerzos a lo largo de la vida de la mina. Según los resultados de la clasificación y de la zonificación geomecánica del yacimiento, las excavaciones permanentes deben ubicarse en la

caja piso alejado, en donde predomina la presencia de masas rocosas de calidad Regular A (IIIA). Hay que tener presente que en la mina San Cristóbal las vetas se presentan algo paralelas, por lo que ubicar una excavación permanente al piso de una veta representa ubicarla en la caja techo respecto de la otra veta adyacente.

Si consideramos el criterio dado anteriormente para clasificar a la masa rocosa del yacimiento, podemos establecer las siguientes aberturas máximas de excavaciones para los diferentes rangos de valores RMR, ajustados por orientación de las discontinuidades.

Tabla 8
Resultados de Aberturas máximas de las excavaciones permanentes

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura máxima (m)
DE-II	> 60	65	8.1
DE-IIIA	51 – 60	55	5.2
DE-IIIB	41 – 50	45	3.3
DE-IVA	31 – 40	35	2.2

Elaboración propia, con asistencia del Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Las aberturas máximas mostradas en la Tabla 8, corresponden a excavaciones sin sostenimiento sistemático, es decir, por ejemplo en el caso de una roca de DE-IIIA RMR 55, aberturas de 5.2 m o menores no necesitarán sostenimiento sistemático sino solo sostenimiento esporádico según lo requiera la roca localmente.

El sostenimiento esporádico sería efectuado con pernos de roca tipo varilla corrugada o barra helicoidal, cementado o con resina de 7 a 8 pies de longitud. Para excavaciones de tamaño mayor que 5.2 m si se requerirá sostenimiento sistemático. Para la aplicación del sostenimiento también se debe tomar en cuenta la formación de cuñas en el techo y paredes.

Cabe señalar que en la minería subterránea, las labores mineras permanentes de desarrollo más comunes son aquellas que tienen alrededor de 4.5 m de abertura máxima (rampas, cruceros y galerías de nivel), para el caso de mina San Cristóbal, el ancho de estas excavaciones es en promedio 5 m.

El sostenimiento recomendado para labores permanentes se presenta en el Cuadro 7. Se indica además el sostenimiento para rocas de inferior calidad para que se tenga en cuenta en el caso de presentarse en nuevas zonas durante el desarrollo de la mina.

Se observa como Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes en la Figura 17.

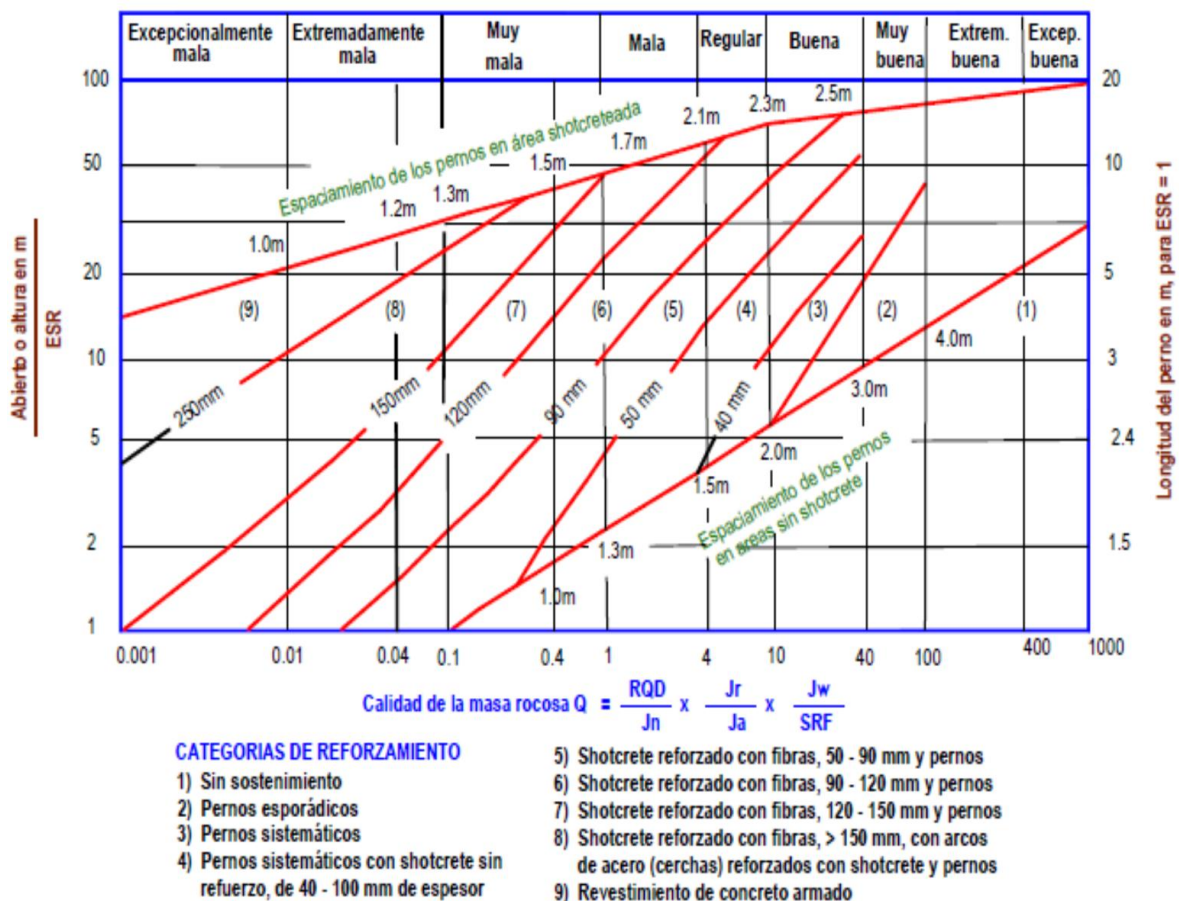


Figura 17. Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes (Según Grimstad y Barton, 1993). Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Los parámetros de dominio, rango y Sostenimiento para los tipos de rocas se observa en el Cuadro 7

Cuadro 7

Sostenimiento para labores de avance permanentes

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	Pernos esporádicos.
DE-III A	51 – 60	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.5 m. Donde se requiera añadir una capa 2" de espesor de shotcrete.
DE-III B	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.5 + 2" a 3" de espesor de shotcrete reforzado.
DE-IV A	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciado de 1.0 a 1.5 m + 4" de shotcrete reforzado. Donde se requiera utilizar malla metálica.
DE-IV B	21 – 30	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciado cada 1.0 m + malla metálica + shotcrete de 5" a 6" de espesor. Alternativamente, cimbras tipo 6W20 espaciadas cada 1.0 a 1.5 m, previamente una capa de shotcrete reforzado de 2" a 3" de espesor.
DE-V	< 21	Cimbras tipo 6W20 espaciadas cada 1.0 m, previamente una capa de shotcrete reforzado de 3" de espesor como preventivo. Avanzar el frente con spilling bar de fierro corrugado de 1" diámetro y/o de ser necesario avanzar con marchavantes.

Fuente: Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

En este caso, los pernos de roca recomendados deben ser de tipo varilla corrugada o barra helicoidal de 7 pies de longitud, cementado o con resina (cuando haya presencia del agua). Para excavaciones de mayor o menor tamaño a lo mencionado, habrá necesidad de realizar nuevas estimaciones del sostenimiento.

El análisis hasta aquí presentado es válido solo si están ausentes las formaciones de cuñas en los techos y paredes de las excavaciones. En ese sentido, se debe de complementar este análisis con los análisis de la estabilidad estructuralmente controlada.

Excavaciones temporales

Para el caso de estas labores de avance asociadas al minado en los tajeos, como galerías y cruceros de acceso a los tajeos en roca estéril o en mineral, las excavaciones temporales del tipo de ingreso de personal dentro de las mismas, tienen tamaño suficiente para permitir realizar un buen desatado periódico o reforzarlo adicionalmente. Para este caso se considera aberturas máximas de alrededor de 4.5 m, obtenida de los planos topográficos.

En el Cuadro 8 se presentan los estimados para el sostenimiento de labores de avance temporales, el cual incluye también a los tajeos con este ancho, en función de los tipos de rocas que se tiene en la mina. Para el caso de tajeos, los sostenimientos utilizados serán por lo general los que corresponden a rocas de los dominios DE-IIIB y DE-IVA.

Cuadro 8

Sostenimiento para labores de avance temporales

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-IIIA	51 – 60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-IIIB	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciado cada 1.5 m + una capa de shotcrete de 2" de espesor.
DE-IVA	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciado cada 1.0 a 1.5 m + 2" a 3" de shotcrete reforzado.
DE-IVB	21 – 30	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciado cada 1.0 m + malla metálica + shotcrete 3" a 4" de espesor.
DE-V	< 21	Una capa preventiva de shotcrete de 3" de espesor + pernos + malla + otra capa de shotcrete de 3" de espesor. De ser necesario usar cuadros de madera, paquetes de madera, gatas, puntales y otros.

Fuente: Área de Geomecánica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Para el caso de labores temporales, el sostenimiento recomendado es válido para anchos de excavaciones de alrededor de 4.5 m. Los pernos de roca a utilizarse en este

caso debe ser del tipo Split sets de 7 pies de longitud y en terrenos malos como DE-IVA y DE-IVB es recomendable el uso de los pernos tipo hydrabolts. En estos terrenos también es recomendable utilizar Shotcrete reforzado con fibras de acero, caso contrario se requeriría el uso de malla metálica. Para excavaciones de mayor o menor tamaño que el mencionado se deberá realizar nuevos estimados del sostenimiento.

Tajeos

En mina San Cristóbal, el minado se realiza generalmente por subniveles con taladros largos con uso de relleno detrítico denominado Bench & Fill. La evaluación está orientada a analizar las dimensiones de los tajeos que se vienen realizando y a dimensionar los tajeos que se desarrollarán en la profundización de la mina teniendo la consideración de obtener un grado de estabilidad aceptable. En ese sentido, para determinar las dimensiones de los tajeos utilizamos aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), tal como aparece en la publicación de Hoek, Káiser y Bawden (1995) – Ref. 8.

Este método fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. Al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, tomó en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos y analizó el comportamiento en grado de estabilidad de los mismos.

La información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o

inestable aún con sostenimiento. El método también es adecuado para el dimensionamiento del sostenimiento con uso de cablebolt.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S . El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo. El número de estabilidad N' , se define como:

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

Donde:

Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A es el factor de esfuerzo en la roca

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C es el factor de ajuste gravitacional

El factor de forma o radio hidráulico S , para la superficie del tajeo bajo consideración, se obtiene dividiendo el “área de la sección transversal de la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”.

Usando los valores del número de estabilidad N' , y el radio hidráulico S , se puede estimar la estabilidad de un tajeo a partir del “gráfico de estabilidad” mostrado en la Figura 18.

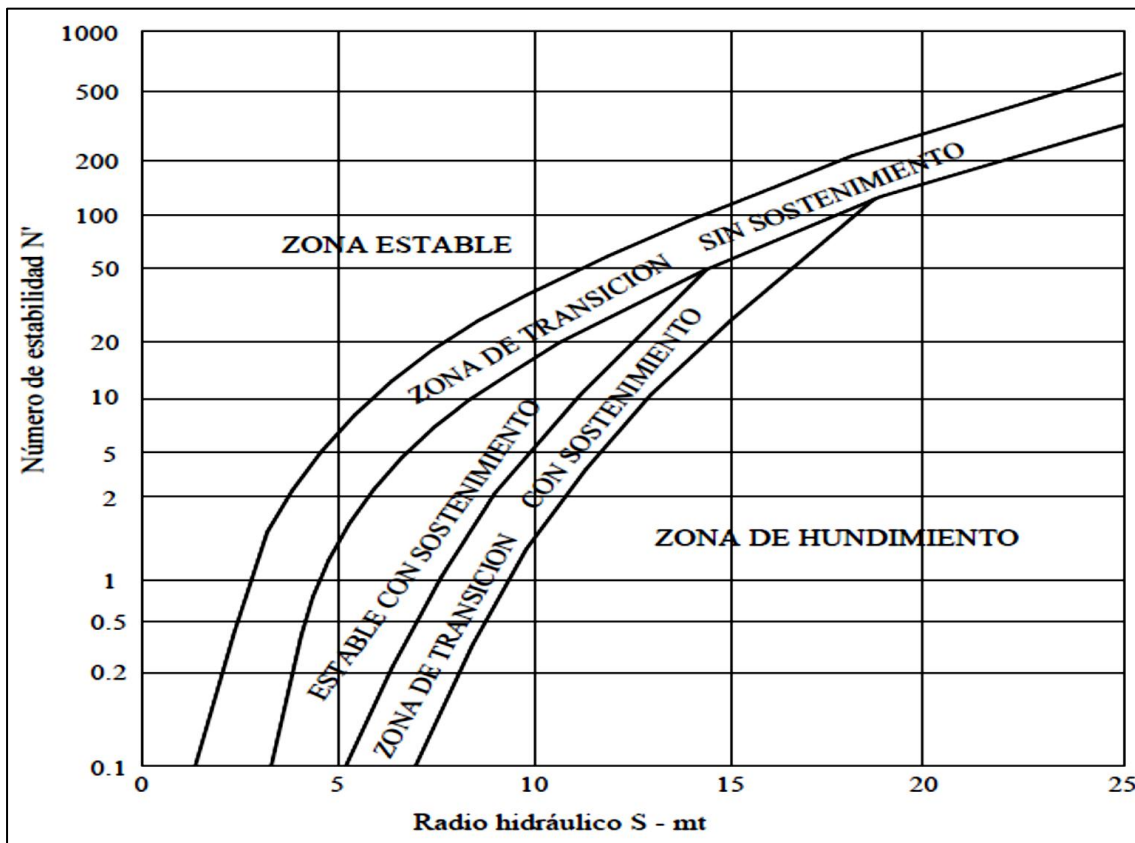


Figura 18. Gráfico de estabilidad. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992). Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Para los cálculos realizados se ha utilizado el software STOPESOFT desarrollado por Graeme Fitz (1999). Teniendo presente que las vetas son angostas, se han realizado los análisis para anchos de tajeos de 4 m y alturas variables de 14, 18, 20 y 23 m. Varias longitudes de tajeos fueron evaluadas y los resultados fueron ploteados en el Gráfico de Estabilidad Modificado, a fin de observar si el diseño cae en la región “estable sin sostenimiento”, o en la región “estable con sostenimiento opcional” o “estable con sostenimiento obligatorio”, o en la región de “hundimiento o colapso”.

Cabe indicar que el ancho de los tajeos viene a ser el mismo ancho de los subniveles, alrededor de 4 m, consecuentemente la estabilidad del techo estará condicionada por la estabilidad de los subniveles, por lo que realizar el análisis para el

techo es innecesario. La estabilidad de los tajeos estará condicionada al tamaño de las cajas, es decir a la altura de la caja techo y la longitud del tajeo abierto. Por otro lado, hay que tener presente la calidad de la masa rocosa de las cajas que está variando entre IVA hasta IIIB.

En ese sentido se ha realizado el análisis considerando estas calidades y en el siguiente Cuadro 9 se establece un resumen de los mismos.

Cuadro 9

Dimensiones máximas de tajeos - Longitud

Cond. Estab.	Altura de tajeo =							
	16 m	18 m	20 m	23 m	16 m	18 m	20 m	23 m
Veta Split 658								
	Calidad IVA – inclinación 61°				Calidad IIIB – inclinación 61°			
ESS	3	3	3	3	4	4	4	4
ESO	13	12	11	10	20	15	13	12
ECS	24	22	19	16	28	26	21	18
Veta 658								
	Calidad IVA – inclinación 67°				Calidad IIIB – inclinación 67°			
ESS	4	3	3	3	6	5	5	5
ESO	14	12	11	10	24	21	19	15
ECS	22	19	17	14	32	30	27	23
Veta 722								
	Calidad IVA – inclinación 46°				Calidad IIIB – inclinación 46°			
ESS	3	3	3	3	5	4	4	4
ESO	12	10	9	8	20	17	14	12
ECS	20	17	15	12	28	25	22	19

Fuente: Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Donde:

ESS = Estable Sin Sostenimiento;

ESO = Estable Sostenimiento Opcional;

ECS = Estable Con Sostenimiento obligado

Sr : Significa (sin restricción) que no hay límite de longitud en la superficie analizada para dicha condición de estabilidad.

A partir del Cuadro 9 se puede establecer las dimensiones de los tajeos según las condiciones geomecánicas que se presentan en cada veta y tajeo. Por ejemplo, en la Veta 658, en masas rocosas de calidad Regular B, para tajeos de 4 m de ancho y altura del mismo de 18 m se puede abrir una longitud hasta 21 m considerando utilizar sostenimiento opcional, si la altura fuese de 20 m, la longitud sería de 19 m. Para el caso de la Veta 722, para la misma calidad de masa rocosa, para las mismas alturas de tajeos se pueden abrir tajeos de longitudes 17 y 14 m, respectivamente, si la calidad fuese Mala A solo se podría abrir longitudes de 10 y 9 m.

Cabe señalar que el método gráfico de estabilidad fue desarrollado para dimensionar tajeos aplicado al método de minado tajeos por subniveles (SLS – SubLevel Stopping) y en terrenos de razonable a buena calidad. En terrenos de mala calidad, los resultados obtenidos hay que verificarlos con otros criterios de diseño, como los métodos numéricos que se presentan más adelante.

Estabilidad estructuralmente controlada:

Las discontinuidades estructurales como fallas, diaclasas, estratos y otros, constituyen planos de debilidad, que al interceptarse, podrían formar cuñas o bloques rocosos en el techo y/o paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar.

Por tanto, la estabilidad de las excavaciones rocosas estará condicionada por la presencia de estas cuñas o bloques, a esto es lo que se llama “estabilidad estructuralmente controlada”.

A fin de evaluar la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa de la minas San Cristóbal sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones que están asociadas al minado, se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlada, utilizando el programa de cómputo UNWEDGE (Rocscience, 2002). Paralelo se ha considerado la información desarrollada de distribución de discontinuidades y Resistencia de las discontinuidades. Además se ha considerado una labor de avance de 4.5 m de ancho. Algunos ejemplos de los datos de entrada y salida del programa de cómputo utilizado se presentan en el Anexo respectivo.

Los resultados de este análisis, han indicado lo siguiente:

- En las excavaciones asociadas a la Veta Split 658, para labores paralelas a la estructura se observa la formación de cuñas medianas en el techo que son inestables, las cuales pueden ser estabilizadas con pernos tipo barra helicoidal ubicados esporádicamente o pernos tipo hydrabolts espaciados a 1.5 m. También se observa formación de cuñas medianas en los hastiales pero éstas son estables.
- Para el mismo caso de la Veta Split 658, cuando las labores de avance son perpendiculares a la veta, se observa la formación de cuñas grandes en el techo que son inestables, las cuales pueden ser estabilizadas con pernos tipo barra helicoidal espaciados a 1.8 m o pernos hydrabolts espaciados a 1.4 m. Similarmente se observa la formación de cuñas en las paredes pero que se hallan estables.
- Para el caso de la Veta 658, los resultados mediante este análisis son similares a lo descrito para la Veta Split 658 para el avance paralelo. En esta dirección hay

presencia de cuñas inestables en el techo, las cuales pueden ser estabilizadas con pernos hydrabolts espaciados a 1.3 m o la instalación de pernos tipo barra helicoidal ubicados esporádicamente.

- En la Veta 658, cuando el avance es perpendicular al rumbo de la veta, los resultados son los mismos obtenidos para la Veta Split 658.

- Para la Veta 722, en dirección paralela a la estructura mineralizada se observa la formación de cuñas delgadas e inestables en el techo que puede ser manejadas con el empleo de pernos hydrabolts ubicados esporádicamente según la necesidad.

- En la Veta 722 cuando el avance es perpendicular al rumbo de la estructura, los resultados son similares que el caso de avance paralelo a la veta. En estos dos últimos casos se observa la formación de cuñas medianas en los hastiales las cuales se muestran estables.

Resumiendo, la influencia del comportamiento estructural sobre las condiciones de estabilidad de las labores de avance en las excavaciones asociadas a las Vetas Split 658 y 658 son similares, para el caso de la Veta 722 la influencia es menos significativa.

Los resultados de este análisis de estabilidad estructuralmente controlado, son aplicados principalmente para las rocas de calidad Regular B (DE-IIIB) y calidades superiores. En rocas de mala calidad, la estabilidad de las labores mineras estará controlada mayormente por la resistencia de la masa rocosa y por la influencia de los

esfuerzos, antes que por el arreglo estructural. Estos aspectos deben ser tomados en cuenta en adición a los sostenimientos anteriormente recomendados.

Otro aspecto estructural importante es aquel relacionado a la presencia de las zonas de fallas. No se ha podido observar mucho este aspecto pero su presencia influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado. Según lo conversado con el personal de geomecánica de la mina este hecho lo vienen manejando adecuadamente durante la operación de la mina ejecutando el sostenimiento necesario. Por otro lado, las técnicas de perforación y voladura que se utilicen tendrán un rol importante en estos casos, siendo recomendable realizar cuidadosos diseños y ejecuciones de perforación y voladura controlada para mantener principalmente la estabilidad adecuada de las paredes de los tajeos.

Estabilidad controlada por esfuerzos

San Cristóbal es una mina típica de minado profundo, en donde los altos esfuerzos inducidos por el minado tienen influencia en las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas a la explotación de la mina. Por ello, es importante realizar análisis esfuerzo/deformación.

Para analizar la estabilidad controlada por los esfuerzos se han realizado modelamientos numéricos esfuerzo/deformación utilizando el software PHASE2 de Rocscience (2010). Estos modelamientos han estado dirigidos a evaluar las condiciones de estabilidad local y global de las excavaciones y tajeos que están asociados al minado que se viene desarrollando en mina San Cristóbal.

Para este propósito se ha realizado el modelamiento en una sección transversal ubicada en la parte central del yacimiento y que involucra a las tres vetas (Split 658, 658 y 722). En este modelamiento se ha considerado la situación actual del minado y se ha simulado el minado hasta el Nv. 1170 para observar la influencia del minado cuando se alcance este nivel. Básicamente el método de explotación que se muestra en el modelo es el SLS con relleno detrítico o más apropiadamente denominado banqueo y relleno (Bench&Fill - B&F).

Los resultados del modelamiento numérico realizado han indicado lo siguiente:

- Los resultados de la simulación del minado por B&F en rocas de calidad Mala A (IVA), indican que cuando se apertura tajeos grandes, las condiciones de estabilidad son críticas ya que se observa gran perturbación en la masa rocosa de las cajas. Lo que se debe procurar es tener tajeos de menor altura las cuales permitan exponer menor longitud de tajeos abiertos y con ello aumentar la velocidad del ciclo de minado, mejorando así las condiciones de estabilidad. Actualmente en todas las vetas los subniveles se hallan preparados de tal manera que la altura del banco de mineral a explotar tienen alrededor de 10 m. En ese sentido, lo que actualmente se está haciendo en rocas de calidad Mala A es realizar un corte en realce del subnivel inferior con la finalidad de reducir la altura de banco y en consecuencia reducir la altura del tajeo.

Esta es una buena práctica para mejorar las condiciones, que debe continuar en los casos que el terreno lo requiera.

- En masa rocosa de calidad Regular B (IIIB), se puede explotar con el método B&F tomando en cuenta las condiciones de esfuerzos a la que hallan los tajeos así

como las dimensiones actuales que se vienen utilizando en San Cristóbal. En la simulación realizada se consideró la altura actual de bancos en los tajeos, que es alrededor de 10 m, la misma que representa una altura de tajeo de 18 m.

- Por otro lado, el personal de mina San Cristóbal ha manifestado que por un tema de producción y reducción de costos, se requiere incrementar la altura de banco hasta 12 y 15 m. En el modelamiento realizado se han considerado estas opciones, las cuales pueden ser visualmente identificadas en el Anexo 5. En el caso de la Veta Split 658, donde la calidad es Mala A, no es recomendable adoptar esta opción, ya que se expondría grandes altura de tajeos con comportamiento inestable. Para el caso de la Veta 658 donde el buzamiento es mayor, se puede explotar hasta bancos de 12 m lo que equivale tener tajeos de 20 m de altura.

- Para el caso de la Veta 722 que tiene bajo buzamiento (46°), las condiciones de estabilidad son aún más críticas. En tajeos con 10 m de altura de banco que genera 18 m de altura vertical de tajeo y 25 m de altura inclinada, las condiciones de estabilidad son críticas ya que toda la caja techo queda expuesta a la gravedad. En ese sentido pretender incrementar la altura del banco en esta veta no es lo recomendable, al contrario debería de reducirse la altura de banco.

PARAMETROS GEOMECANICOS DEL MINADO SUBTERRÁNEO

Métodos de minado

En la Mina San Cristóbal se utilizan actualmente los dos siguientes métodos de minado subterráneo: subniveles con taladros largos (SLS) y relleno, denominado también banqueo y relleno (Bench & Fill – B&F) o “AVOCA”, y el corte y relleno ascendente (Cut & Fill - C&F) con taladros horizontales (breasting). Ambos métodos son aplicados en las tres principales estructuras mineralizadas: Vetas Split 658, 658 y 722 método de acuerdo a los criterios de diseño mencionados.

A fin de verificar si estos métodos de minado son los más adecuados para las condiciones naturales del yacimiento San Cristóbal, o si podría haber alternativas de métodos de minado para este yacimiento, se ha hecho un ejercicio de selección del método de minado, concerniente con las condiciones naturales del yacimiento: características geológicas, morfológicas (forma, potencia, rumbo y buzamiento, y profundidad debajo de la superficie), reservas (tamaño y distribución de leyes), geomecánicas (calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral, resistencia de la roca y esfuerzos), y las características de presencia del agua subterránea.

Para el rango de condiciones geomecánicas de la masa rocosa del yacimiento, el proceso de jerarquización de los diferentes factores asociados a los diferentes métodos de minado subterráneo, indicó que los métodos de minado que se aparejan mejor a las condiciones naturales encontradas en las tres estructuras mineralizadas (Vetas Split 658, 658 y 722), desde el punto de vista técnico, son el “corte y relleno” (Cut&Fill - C&F) y el “conjunto de cuadros” (Square Set – SQS).

Desde el punto de vista económico, en el Cuadro 10 se presenta en forma ordenada, de menos a más, los costos de minado correspondientes a los principales métodos de minado subterráneos. En líneas generales se debe tratar de buscar la aplicabilidad de los métodos a un yacimiento mineral en el orden enumerado, e ir descartando hasta encontrar el método aplicable más económico. Este proceso no reemplaza a la evaluación económica comparativa que debe realizarse sobre los métodos candidatos a ser elegidos.

Cuadro 10

Métodos de minado subterráneo en orden de costos

Orden	Método de minado	Abreviación
1	Block ó Panel Caving	BC
2	Room and Pillar	R&P
3	Sub Level Stopping	SLS
4	Sub Level Caving	SLC
5	Cut and Fill Stopping	C&F
6	Vertical Crater Retreat	VCR
7	Top Slicing	TS
8	Shrinkage Stopping	SHS
9	Square Set Stopping	SQS

Fuente: Area de Geomecanica de la Cia Vólcan Unidad Yauli

Como las tres estructuras mineralizadas (Vetas Split 658, 658 y 722) tienen condiciones naturales cercanamente similares, el siguiente análisis es válido para las mismas. Se descarta la aplicación del BC, debido principalmente a la morfología de las estructuras mineralizadas y al tamaño de las reservas. Similarmente, debido a las características de la morfología de estos yacimientos el R&P queda descartado, sin embargo podría utilizarse algunas formas de pilares en combinación con otros métodos de minado. El SLS no es un método preferido, sin embargo, la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad y la experiencia práctica que se tiene en Mina San Cristóbal,

indican que con el uso de relleno este método es posible de ser utilizado (caso B&F). El SLC queda descartado por las mismas razones del BC. El C&F es el método preferido. El resto de los métodos de minado tienen costos más altos que los anteriores, por lo que no es recomendable evaluarlos, el SQS quedaría así descartado.

Según el análisis realizado, para las Vetas Split 658, 658 y 722 quedan como alternativas el SLS con relleno y el C&F, esto resulta en la alternativa de método de minado B&F, que es un método híbrido entre el SLS y el C&F, pero más productivo que el C&F solo. Este es uno de los métodos que actualmente se utiliza en Mina San Cristóbal y el personal de mina tiene experiencia en el mismo. También se utiliza el C&F con breasting. Se confirma aquí que los métodos de minado B&F y C&F con breasting son métodos adecuados para las condiciones naturales de las vetas mencionadas.

Parámetros de los métodos de minado

Ubicación de las labores de acceso y servicios permanentes

La principal característica morfológica de las tres vetas: Split 658, 658 y 720, es que éstas tienen rumbo con tendencia al Este y buzamiento al Sur, de Oeste a Este se van abriendo, llegando a tener cierto paralelismo entre ellas. En este contexto, las principales labores de acceso y servicios como las rampas, galerías de nivel y by passes se ubican en el techo de cada estructura mineralizada. Como la Veta Split 658 está ubicada al Norte, la Veta 658 al Centro y la Veta 722 al Sur, las labores mencionadas resultan ubicadas al techo de la Veta Split 658 y piso de la Veta 658, al techo de la Veta 658 y piso de la Veta 722 y al techo de la Veta 722, es decir, en los dos primeros casos,

las labores mineras de acceso y servicios se hallan ubicadas entre dos vetas en explotación.

Como la explotación está a una profundidad muy considerable (alrededor de 1,000 m), los esfuerzos inducidos por el minado de las vetas son altos y tienen influencia sobre las condiciones de estabilidad de las labores de acceso y servicios ubicados entre las vetas. Al haber esfuerzos inducidos altos y presentarse masa rocosas de calidad por lo general Regular A (IIIA – RMR 51-60), se presentan las condiciones necesarias para que ocurran problemas de altos esfuerzos en roca competente. Se ha observado en algunos lugares la generación del fenómeno conocido como “spalling”, que consiste en el descostramiento, lajamiento y astillamiento de la masa rocosa a causa de los altos esfuerzos.

Dado que por razones de orden técnico se deben mantener estas labores de acceso y servicios en sus ubicaciones mencionadas, no queda sino buscar soluciones para el problema de inestabilidad potencial utilizando adecuados sistemas de sostenimiento. El sostenimiento más adecuado en casos como este es la combinación de pernos helicoidales o de fierro corrugado completamente inyectados con pasta de cemento o con resina (si hubiera presencia de agua) con malla metálica. Si persistiera la inestabilidad potencial, se debe añadir al sostenimiento mencionado una capa de Shotcrete.

Esquemas de minado y dimensiones de tajeos

Minado por B&F

El método de minado por B&F se caracteriza por llevar el minado de manera longitudinal a la veta en este caso. Se construyen subniveles (inferior y superior)

dejando un banco de mineral entre ambos, el mismo que es minado progresivamente mediante taladros largos. Conforme se va rompiendo el mineral del banco por un frente, en retirada, y se va limpiando el mismo por el subnivel inferior, se va rellenando el tajeo por el otro frente desde el subnivel superior con relleno detrítico de preferencia seco, de esta manera se limita la longitud de las cajas expuestas, el relleno realiza el sostenimiento de las cajas.

Para el minado actual por B&F el block de minado está comprendido entre niveles principales de 50 m de altura, el block se subdivide en tres subniveles de 14 m de altura (piso a piso), quedando un banco de mineral de 10 m de altura, considerando que los subniveles tienen 4 m de altura, y hacia el nivel superior principal quedando un pilar puente de seguridad de 4 m de altura. El ancho de los tajeos alcanza por lo general de 1 a 2 m o algo más, principalmente cuando ocurren descajes a causa de la presencia de falsas cajas. La longitud desde la cresta del talud del relleno hasta el frente de rotura del mineral varía de 14 a 21 m. El ancho de los subniveles es de 3.8 m.

También como se mencionó que hay variaciones del B&F. Cuando la calidad de la masa rocosa es mala se disminuye la altura del banco de mineral combinando la explotación con el C&F con breasting. Se hace un corte inferior de 4 m de altura y se rellena, luego se aplica el B&F con banco de mineral de 6 m de altura, esto permite controlar mejor las inestabilidades potenciales principalmente de las cajas. Por otro lado, en el Nivel 1170, se está pensando aumentar la altura del banco de mineral a 15 m en lugar de 10 m, a fin de reducir costos de minado.

Los análisis llevados a cabo, justifican o avalan las dimensiones actuales del minado por B&F en Mina San Cristóbal, pero también indican que estas dimensiones están en el límite superior. Por ello no sería recomendable aumentar la altura del banco de mineral como se está pensando hacer en el Nivel 1170. Los altos esfuerzos y la calidad desfavorable de la masa rocosa contribuirían a general problemas de inestabilidad.

Método C&F

El corte y relleno tiene un extenso rango de variaciones como resultado del minado selectivo, buena recuperación y practica bajo condiciones geomecánicas diversas, y se presta a la mecanización de la explotación. Las técnicas de relleno que actualmente se disponen, pueden mejorar los aspectos técnicos y económicos de este método de minado, que frecuentemente ha reemplazado a otros métodos de minado.

La modalidad que se aplica en la Mina San Cristóbal, por el rango de condiciones geomecánicas que presenta la masa rocosa, es el corte y relleno ascendente y en breasting, puesto que ha quedado demostrado en la práctica que se puede controlar adecuadamente la estabilidad del techo y de las paredes de los tajeos.

En términos generales, los criterios de diseño o consideraciones técnicas adoptadas en la Mina San Cristóbal para la aplicación del C&F con breasting son adecuadas, asimismo el dimensionamiento del minado mencionados con este método de explotación es adecuado, recomendándose continuidad en su utilización.

Tiempos de autosostenimiento

La tecnología actual permite estimar el tiempo de autosostenimiento de excavaciones simples como pueden ser los túneles, galerías cruceros, rampas, subniveles y otros. En el caso de tajeos, como los correspondientes al método de minado B&F, el concepto que rige no es el tiempo de autosostenimiento sino el de “no ingreso del personal dentro del tajeo”. Por el tamaño de los tajeos, estos no pueden ser desatados totalmente, quizás sí parcialmente, por ello el personal no debe ingresar dentro del tajeo y la limpieza del mineral debe ser realizada con equipo a control remoto. Principalmente en las cajas el desatado es poco probable.

Teniendo en cuenta el concepto de no ingreso del personal dentro del tajeo, las operaciones unitarias tienen que ser realizadas una detrás de otra de manera inmediata, respetando el dimensionamiento establecido geomecánicamente. De este modo se controlará de manera adecuada la estabilidad de las excavaciones asociadas a este método de minado.

Respecto al método de minado C&F con breasting, en este caso sí puede establecerse el tiempo de autosostenimiento por tratarse de excavaciones simples lineales. De hecho, que en el Capítulo 5 se presentan las aberturas máximas y los tiempos de autosostenimiento para tajeos, que en el caso de masas rocosas de calidad mala el tiempo de autosostenimiento es muy corto, por ello es muy importante que se instale el sostenimiento tan pronto como sea posible.

Secuencias de avance del minado

Método B&F

Un aspecto importante que cabe señalar es que en el método de minado B&F el avance del minado en los tajeos es longitudinal, es decir paralelo a la estructura

mineralizada. Todo el dimensionamiento geomecánico realizado contempla esta situación de avance.

En el B&F, hay varias alternativas de secuencia de avance, se puede avanzar en un solo horizonte entre dos niveles o se puede hacer un minado simultáneo en varios horizontes. Cuando se avanza en un mismo horizonte es recomendable dividir a la estructura mineralizada en paneles para tener un número mayor de frentes de producción, el avance en este caso puede ser convergente o divergente entre panel y panel, ciclando adecuadamente la secuencia de avance.

Cuando se avanza en varios horizontes, es adecuado el minado en gradines, pues este permite tener más frentes de producción, su puesta en práctica depende de los procedimientos operativos, teniendo accesos adecuadamente ubicados pueden llevarse a cabo diferentes esquemas y secuencias de avance del minado, tal como se muestran en los ejemplos de las Figuras del Anexo. Desde el punto de vista geomecánico no habría mayores implicancias al adoptar una u otra secuencia de avance del minado. En este método de minado también es recomendable comenzar la explotación desde el fondo del yacimiento, de otro modo será necesario dejar pilares puentes de mineral, los cuales podrían perderse.

Otro aspecto de este tema está referido a la secuencia del minado de las vetas en estudio. Se minimizará la influencia del minado sobre las condiciones de estabilidad local y global, y en especial en las condiciones de estabilidad de las labores de acceso y servicio ubicados entre las vetas, si el minado se adelantara en la Veta 722 respecto a la Veta 658 y se adelantara este último respecto a la Veta Split 658. Actualmente el San

Cristóbal ocurre lo contrario. En el futuro en la medida de lo posible el minado debe ser adelantado en este orden: Vetas 722, 658 y Split 658.

Finalmente, en relación a la secuencia de avance en la ejecución de las labores de preparación en el método B&F, estas actualmente son ejecutadas de arriba hacia abajo, lo cual significa que las labores de preparación ubicadas en la parte superior tengan mucho mayor tiempo de exposición, incidiendo esto en la generación de procesos de inestabilidades y aumento del costo de sostenimiento. Es recomendable ejecutar las labores de preparación conforme vaya avanzando la explotación.

Método C&F

Una de las consideraciones importantes sobre la secuencia de avance del minado es la dirección que debe seguir el minado para lograr mejores condiciones de estabilidad de los tajeos, tanto a nivel local como global. Según lo señalado en el capítulo anterior y por razones de orden técnico, no habrá alternativas más que seguir la dirección longitudinal (sub-paralela) al rumbo de las vetas, significando esto condiciones muy desfavorables de estabilidad para los tajeos.

Por otro lado, en el método de “corte y relleno ascendente” como es el caso de San Cristóbal el minado progresa ascendentemente a partir de un determinado nivel construido para iniciar la producción, de tal manera de dejar tiempo para el desarrollo y preparación de la mina en niveles ubicados a mayor profundidad. En tal sentido, no hay particularidades en este de tipo de avance, por lo que los ingenieros de planeamiento y diseño de la mina deberán establecer la secuencia de avance que más se adecúe a los procedimientos operativos y de producción.

Además del sostenimiento, también hay otras herramientas para controlar adecuadamente la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, como la voladura y la velocidad en el ciclo de minado. En tal sentido, el haber adoptado el breasting es una buena medida de control de la estabilidad de los tajeos, se debe añadir a ello que se debe minar con la mayor velocidad posible en el ciclo de minado, de esta manera se controlará aún mejor las condiciones de estabilidad de las excavaciones.

Relleno:

Para el caso del B&F, lo usual es utilizar relleno detrítico para que el material de relleno genere un ángulo de reposo. En el minado de las Vetas Split 658, 658 y 722 se usan este tipo de relleno, lo cual está correcto. También podría utilizarse relleno hidráulico, pero en este caso habría necesidad de conformar diques o pilares de buzamiento en mineral para contener al relleno, pero esto distorsiona la esencia del método B&F.

Para el caso de C&F se usa la combinación del relleno detrítico y del relleno hidráulico, esto también es una buena medida; principalmente desde el punto de vista ambiental es recomendable utilizar rellenos que involucren el uso de los relaves de la planta de beneficio, por un lado se mejorarán las condiciones de estabilidad local y global de la mina, por otro lado, se minimizará la disposición de relaves en la superficie.

CAPÍTULO V

PRUEBA DE HIPÓTESIS Y DISCUSIÓN

5.1 Prueba de Hipótesis

5.1.1 Hipótesis General

El objetivo general planteado fue: “determinar de que manera influye la evaluación geomecánica del minado subterráneo para mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal – 2016”, y luego del registro de información geomecánica obtenida de toda la población de estudio, se ha encontrado que el macizo rocoso es muy variable en un rango de mala B-IVB hasta regular A-III A, para excavaciones tipo permanente y temporal; con esta información se debe mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristobal. Como resultado se determina que el sostenimiento se realiza con Shotcrete en labores excavadas en rocas de calidad mala B-IVB hasta regular A-III A, además reforzados con pernos helicoidales o pernos Hydrabolt. Con estos resultados se alcanza el objetivo general que además abarca a los objetivos específicos, demostrando así la hipótesis general planteada.

Asimismo los objetivos específicos planteados se alcanzaron ya que se demuestra una relación directa entre la caracterización de la masa rocosa y el mejoramiento de los estándares de la mina; también evaluando las propiedades de comportamiento físico y mecánico del macizo rocoso nos ayuda a mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal – 2016, finalmente quedando demostrado las hipótesis específicas.

5.2 Discusión de resultados

Determinado la caracterización, las propiedades, y la estabilidad del macizo rocoso, se efectuó la evaluación a partir de un mapeo geomecánico de las labores expuestas en los distintos niveles de la mina, evidenciando que en su mayoría presentan litología de rocas volcánicas y rocas metamórficas como la filita con alteraciones de silicificación, de la misma manera se estableció las características de las discontinuidades, interpretando cada uno de ellos, de la que se observa que tienen una tendencia similar en los sistemas principales de las tres vetas; con estos datos se realizó la clasificación del macizo rocoso utilizando el criterio de Bieniawski (1989).

Para conocer la estabilidad que controla las discontinuidades estructurales, se determinó la resistencia al corte regido por los parámetros de fricción y cohesión. La presencia de agua es un factor influyente ya que perjudica la calidad del macizo rocoso especialmente en la roca filita. Todos esta data determinada más la aplicación de software como DIPS, PHSES 2, etc., son determinantes para mejorar las condiciones de estabilidad de las excavaciones mejorando los

estándares de sostenimiento, con ello demuestro los objetivos y las hipótesis planteadas en el presente estudio.

Las rocas asociadas a la Mina San Cristóbal generalmente tienen resistencia compresiva uniaxial entre R3 y R4 (25-50 MPa y 50 a 100 MPa): resistencia baja a moderada. Cabe señalar que estos resultados están basados en ensayos de laboratorio de mecánica de rocas sobre muestras rocosas que pudieron ser extraídas en el campo. En la práctica, dada la mala calidad del terreno, no siempre es posible extraer muestras rocosas que sirvan para la ejecución de ensayos de laboratorio.

En relación a las condiciones de presencia de agua, se ha observado durante el mapeo geomecánico de las labores mineras significativa presencia de agua subterránea principalmente hacia los extremos Este y Oeste donde se observan flujos que afloran de modo local. También se han observado filtraciones de los niveles superiores que caen puntualmente en distintos sectores. En las rocas de menor calidad la presencia de agua podría influir en las condiciones de estabilidad de las excavaciones, siendo por tanto recomendable controlar la presencia del agua desarrollando sistemas de drenaje.

Se ha estimado que los esfuerzos in-situ verticales estarían en el orden de 27 MPa, correspondiente a una carga litostática de 1000 m de altura, y los esfuerzos in-situ horizontales NS y EW serían 29.7 y 32.4 MPa respectivamente. Para esta estimación se ha considerado razonable adoptar valores de “k” de 1.1 y 1.2 para los componentes de esfuerzos horizontales NS y EW.

Los resultados obtenidos en el presente estudio geomecánico justifican o avalan los parámetros de diseño del minado subterráneo utilizados actualmente en Mina San Cristóbal, en sus métodos de explotación “banqueo y relleno” (Bench&Fill – B&F) y “corte y relleno” ascendente (Cut&Fill – C&F) con breasting. Las dimensiones establecidas en estos métodos de minado están en su límite superior, no siendo recomendable sobrepasar las dimensiones actuales. Hay que tener presente que San Cristóbal es una mina profunda, con altos esfuerzos, y variadas calidades de masas rocosas, pudiendo presentarse problemas de altos esfuerzos tanto en las rocas de mala como de buena calidad.

CONCLUSIONES

1. Habiendo desarrollado el presente estudio de investigación se determinó que las características litológicas simplificadas del macizo rocoso en la mina San Cristóbal indican que se tiene roca tipo I, Roca tipo II, Roca Tipo III y Roca Tipo IV.
2. Según el criterio de clasificación geomecánica adoptado (Bieniawski, 1989), la masa rocosa asociada a las estructuras mineralizadas, en evaluación, tiene características de calidad variable. Tratándose de las estructuras mineralizadas, de las cajas piso y techo, la calidad de la masa rocosa es variable, encontrándose calidades desde Mala B (IVB RMR 21-30) hasta Regular A (IIIA RMR 51-60), pasando por Mala A (IVA RMR 31-40) y Regular B (IIIB RMR 41-50).

3. Los resultados de la zonificación geomecánica de la masa rocosa involucrada con las áreas de estudio, han indicado lo siguiente:

En la Veta Split 658 se observa que la calidad de la masa rocosa es variable respecto a las otras estructuras donde la calidad es más regular. El tramo mineralizado presenta calidad promedio perteneciente al dominio estructural DEIVB (RMR 21–30) y DE-IVA (RMR 31–40). En el caso de la caja piso y techo, la roca presenta calidades distintas según la ubicación, estas se hallan entre los dominios DE-IVB (RMR 21–30) y DE-IIIB (RMR 41–50). La calidad de las cajas alejadas mejora significativamente estando por lo general en el dominio DE-IIIA (RMR 51–60).

4. En el caso de la Veta 658, la calidad es más regular, en el tramo mineralizado se observa calidad perteneciente al dominio DE-IVA (RMR 31–40) y en las cajas inmediatas, la calidad pertenece DE-IIIB (RMR 41–50). A medida que la roca se aleja de la estructura mineraliza, ésta mejora, es decir en las cajas alejadas la calidad pertenece al DE-IIIA (RMR 51–60).

5. Para la Veta 722 el mineral y la caja piso presentan calidad perteneciente al dominio DE-IVA (RMR 31–40) mientras que en la caja techo la calidad mejora situándose en el dominio DE-IIIB (RMR 41–50). De modo similar a las otras estructuras, la calidad de las cajas alejadas mejora sustancialmente llegando a pertenecer al DE-III A (RMR 51–60).
6. Las rocas que se encuentran en la Mina San Cristóbal generalmente tienen resistencia compresiva uniaxial entre R3 y R4 (25-50 MPa y 50 a 100 MPa). Baja resistencia en la práctica, dada la mala calidad del terreno, no siempre es posible extraer muestras rocosas que sirvan para la ejecución de ensayos de laboratorio.

RECOMENDACIONES

1. Luego de haber realizado una serie de evaluaciones geomecánica se determinó Según el diseño estructural de la masa rocosa, la dirección preferencial de avance de las excavaciones se encuentra alineada aproximadamente con el N-S o viceversa. Se recomienda en lo posible adoptar esta dirección de avance. Por razones de orden técnico la explotación sigue en dirección de avance casi paralela a las Vetas Split 658, 658 y 722, significando condiciones favorables para la estabilidad de las excavaciones. Es necesario tomar en cuenta este hecho para adoptar los parámetros geomecánicos del minado y seguir mejorando los estándares de sostenimiento en la mina San Cristóbal.
2. Los sostenimientos especificados para labores permanentes y temporales no han tomado en cuenta la presencia de cuñas alrededor de la excavación. El análisis estructuralmente controlado ha indicado la formación de cuñas potencialmente inestables en la bóveda de las labores mineras. Particularmente en masas rocosas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50) y superiores se recomienda tomar en cuenta este hecho para la definición del tipo de sostenimiento a usarse.
3. Los resultados del análisis realizado con Método Gráfico de Estabilidad presentados en el Grafico 17, pueden ser utilizados como una primera aproximación para la definición del tamaño de los tajeos en las Vetas Split 658, 658 y 720, en función de la calidad de la masa rocosa, potencia de la estructura mineralizada y buzamiento de la misma.
4. Los resultados de los análisis realizados tanto con el Método Gráfico de Estabilidad como con los modelamientos numéricos, justifican el dimensionamiento

geomecánico del minado subterráneo que actualmente se utiliza en Mina San Cristóbal.

5. Los ejercicios de selección del método de minado efectuado para las Vetas Split 658, 658 y 720, confirman que los métodos de minado que actualmente se utilizan: “banqueo y relleno” (Bench&Fill - B&F) y “corte y relleno” (C&F) con breasting, se adaptan mejor a las condiciones naturales encontradas en el yacimiento, por lo que debe continuar su utilización en la explotación de Mina San Cristóbal.
6. Los análisis realizados han indicado que cuando la masa rocosa de las cajas de las vetas son de calidad Regular A y Regular B, las dimensiones actuales señaladas para los tajeos por B&F de ambas vetas son adecuadas para lograr condiciones de estabilidad satisfactorias, obviamente con el correspondiente sostenimiento de los subniveles. Para el caso de las cajas con roca Mala A las dimensiones actuales están al límite superior.
7. Para el caso del B&F es muy importante que se realicen cuidadosos diseños y estándares de ejecución de la perforación y voladura controlada, para mantener condiciones de estabilidad satisfactorias de las cajas de los tajeos, principalmente de la caja techo. Además, el buen paralelismo de los taladros contribuirá a minimizar la dilución, recomendándose el control de los mismos.
8. También es importante que como parte de los trabajos de rutina, el personal del Departamento de Geomecánica de Mina San Cristóbal lleve a cabo un programa de control de calidad integral del sostenimiento, principalmente de los pernos de roca y del shotcrete, antes, durante y después de su instalación. Estos controles deben estar dirigidos a los materiales y equipos que serán utilizados (antes), a los procedimientos a seguir en la instalación del sostenimiento (durante), y a la verificación del rendimiento del tipo de sostenimiento.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Arca, P., & Tovar, I. (2012). *Análisis de Esfuerzos de los pernos Hydrabolt para estandarización Geomecánica en la construcción de chimeneas con equipo ALIMAK STH - 5E en Consorcio Minero Horizonte S.A.* Tesis de pre grado, UNH.
- Bieniawski, Z. (1989). *“Engineering Rock Mass Clasification”* . Wiley – Interscience Publication.
- Brady, H. &. (1985). *“Rock Mechanics for Underground Mining”* . George Allen & Unwin – London .
- Brown, E. (1981). *“Rock Characterization Testing and Monitoring” ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods.* International Society for Rock Mechanic.
- Bustamante, A. (2008). *Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas Mina Huanzala CIA.* . Minera Santa Luisa S.A. Tesis de posgrado UNI.
- Heidbach, O. (2009). *“World Stress Map”.* Helmholtz Centre Potsdam. GFZ German Research Centre for Geosciences. 2nd Edition.
- Hidalgo, I., & Moreno, J. (2011). *Caracterización Geológica y Geomecánica Con fines Ornamentales de las Rocas Aflorantes en la Serranía El Oso, Ubicada en el Municipio Cedeño.* Estado Bolívar.: Caicara Del Orinoco.
- Hoek, E. (2002). *“Practical rock engineering”*. Rocscience.
- Hoek, E., Kaiser, P., & Bawden, W. (1995). *“Support of Underground Excavations in Hard Rock”* . A.A. Balkema.
- Hudson, J. (1993). *“Comprehensive Rock Engineering – Principales, Practice & Projects”*. . Volúmenes 3 y 4, Pergamon Press.
- Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). *“Underground Mining Methods: Fundamentals and International Case Studies”*. SME.
- Lulea. (1983). *“Mining with backfill” Proceedings of the International Symposium on Mining with Backfill. Lulea – Sweden.* . University of Technology.

Mendieta, L. (2014). *Optimización de los Costos Operativos en la Unidad Cerro Chico*. Tesis de pregrado PUCP.

MINEFILL. (2001). *Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. Proceedings of The 7TH International Symposium on Mining with Backfill*. USA: NY.

Rivero, V. (2008). *Evaluación Geomecánica de Estrategias de Socavación en Minería Subterránea*. . Tesis Universidad de Chile.

Rocscience. (2007). *Inc. Manuales del Software utilizado*.

ANEXOS

Anexo 1.- Matriz de Consistencia

“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MINADO SUBTERRÁNEO PARA MEJORAR LOS ESTÁNDARES DE SOSTENIMIENTO DE LA MINA SAN CRISTÓBAL - 2016”

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES	MUESTRA	DISEÑO
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variable independiente	Independiente		El método: Analítico, determinativo y aplicativo. La forma: Es cuantitativa. Nivel: Descriptivo, explicativo y correlacional El diseño a usarse es descriptivo correlacional.
¿De que manera influye la evaluación geomecánica del minado subterráneo para mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal - 2016?	Determinar de que manera influye la evaluación geomecánica del minado subterráneo para mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal - 2016	La evaluación geomecánica del minado subterráneo, permite mejorar los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal - 2016.	Evaluación geomecánica del minado subterráneo de la mina San Cristóbal - 2016	Mapeo Geomecánico: - Índice RMR - Índice RQD - Índice Q - Tabla GSI		
Problema Especifico	Objetivo Especifico	Hipótesis Especificas	Variable dependiente	Dependiente	Población: Comprende el macizo rocoso que pertenece a todas las labores mineras de la mina San Cristóbal – 2016 Muestra: Todos los datos geomecánicos, obtenidos de los 152 estaciones de monitoreo en la mina San Cristóbal - 2016	Esquemmatizándose de la siguiente manera:
a) ¿Qué relación existe entre la caracterización geomecánica del minado subterráneo y el mejoramiento de los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal -2016?	a) Definir que relación existe entre la caracterización geomecánica del minado subterráneo y el mejoramiento de los estándares de sostenimiento de la mina San Cristóbal - 2016	a) Existe relación entre la caracterización geomecánica del minado subterráneo y la mejora de los estándares de Sostenimiento de la mina San Cristóbal – 2016	Los estándares para cada tipo de elemento de sostenimiento de la Mina San Cristóbal - 2016.	Sostenimiento permanente: - Pernos helicoidales - Concreto Lanzado (Shotcrete) - Malla electrosoldada - Cimbras (Marcos metálicos)		<pre> graph TD M --> OX M --> OY OX <--> r OY </pre>
b) ¿De qué manera incide las propiedades de comportamiento de la masa rocosa en el mejoramiento de los estándares de sostenimiento del minado subterráneo de la mina San Cristóbal - 2016?	b) Evaluar la incidencia de las propiedades de comportamiento de la masa rocosa para el mejoramiento de los estándares de sostenimiento del minado subterráneo de la mina San Cristóbal – 2016	b) Evaluando las propiedades de comportamiento de la masa rocosa se mejoran los estándares de sostenimiento del minado subterráneo de la mina San Cristóbal - 2016		Sostenimiento temporal: - Perno Hydrabolt - Concreto Lanzado (Shotcrete) - Malla electrosoldada - Cuadros de madera		Donde: M : muestra O : observaciones obtenidas de cada una de las variable X, Y : variables r : relación

Anexo 2

Data base del mapeo geomecánico de labores subterráneas



**UNIVERSIDAD
ALAS PERUANAS**

MAPEO GEOMECANICO DE LABORES SUBTERRANEAS

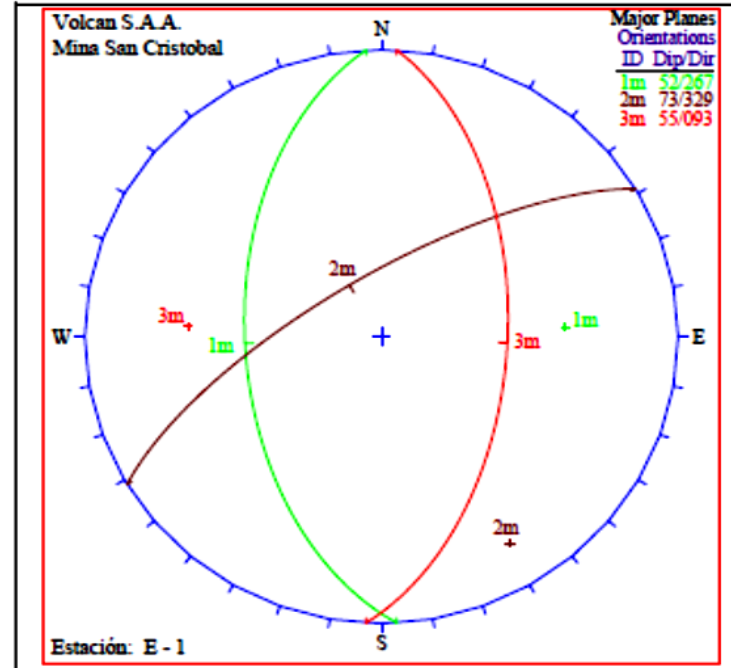
PROYECTO: **Evaluación Geomecánica del Minado de Mina San Cristóbal**
 UBICACION: **Rampa 616 cámara 2650** NIVEL: **1170**

PCR : **DHM/WVV**
 FECHA : **Feb - 2015**
 HOJA : **1 de 151**

Tesis presentada por:
Elvin Manuel CONDOR CERVANTES

Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)											
E - 1		DD	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO		RANGO DE VALORES						VALORACION			
		040°	55°	0	5 m			VALOR ESTIMADO									
TIPO DE ROCA		%		FRECUECIA FRACTURA													
A		B		Nº Fract. / m.		R. COMPRES. UNAXIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	X <25(2)	<5(1)	<1(0)	1	2	
FIL		100		> 26		RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	5-50 (8)	X <25	(3)	2	3	3	
TIPO		ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		ESPACIAMIENTO (m)									
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR	Comentarios		>2	(20)	0.2-0.6 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	X < 0.06	(5)	3	5	
J	265°	56°	5	Arc	1-5 mm			PERSISTENCIA	<1m long. (8)	1-3 m Long. (4)	X 3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	2		
J	250°	35°	5	Arc	1-5 mm			CONDICION DE	Cerrada (8)	<0.1mm apart. (5)	0.1-1.0mm (4)	X > 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	1		
J	260°	45°	5	Arc	1-5 mm			RUGOSIDAD	Muy rugosa (8)	Rugosa (5)	Lig rugosa (3)	X Jaa (1)	Espejo de falla (0)	4C	1		
J	270°	50°	5	Arc	1-5 mm			RELLENO	Limpia (8)	Duro < 5mm (4)	X Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	2		
J	275°	63°	5	Arc	1-5 mm			ALTERACION	Sana (8)	Lig. Alterada. (5)	X Muy Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	2		
J	275°	64°	5	Arc	1-5 mm			AQUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	X Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	7		
J	330°	72°	5	Arc	1-5 mm			VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 25									
J	310°	76°	5	Arc	1-5 mm			CLASE DE MACIZO ROCOSO									
J	340°	75°	5	Arc	1-5 mm			RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0	IV B	
J	338°	70°	5	Arc	1-5 mm			DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala		
J	095°	56°	5	Arc	1-5 mm												
J	090°	55°	5	Arc	1-5 mm												

RL (NUMERO DE REBOTE)			
J	RQD	J	RQD
5	91	15	55
6	88	16	52
7	84	17	48
8	81	18	44
9	77	19	40
10	74	20	37
11	70	21	33
12	66	22	29
13	63	23	26
14	59	24	22



ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS			
J	Junta	C	Contacto
F	Falla	mF	Microfalia

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
FIL SIL	Filts silicificadas	VOL	Volcánico
INT	Intrusivo	MVOL	Metavolcánico

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Py	Pirita
Arc	Arcilla	LI	Limos
Cb	Carbonatos	Hem	Hematita

ABREVIACION ESPACIAMEN.		RANGO UCS (MPa)	
1	> 2 m	R1	1 - 5
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50
4	0.06 - 0.2 m	R4	560 - 100
5	< 0.06 m	R5	100 - 250
		R6	> 250

N° ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)										
E - 2		DD	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO		RANGO DE VALORES						VALOR ESTIMADO		VALORACION
		355°	78°	0	5 m											
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA												
A		%	B	%	N° Fract. / ml.											
FIL		100			> 25											
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios		CONDICION DE JUNTAS		RANGO DE VALORES						VALORACION
ESTRUC	DIRECCION	BUZ.	BUZAMIENTO	TIPO	ESPESOR											
J	227°	65°	4,5	Py	1-5 mm											
J	228°	63°	4	Py	1-5 mm											
J	218°	50°	4	Py	1-5 mm											
J	222°	53°	4	Py	1-5 mm											
J	229°	58°	5	Py	1-5 mm											
J	222°	48°	5	Py	1-5 mm											
J	343°	86°	3	Py	1-5 mm											
J	335°	73°	4	Py	1-5 mm											
J	321°	69°	3	Py	1-5 mm											
J	325°	70°	3	Py	1-5 mm											
J	350°	86°	3	Py	1-5 mm											
J	332°	72°	3	Py	1-5 mm											
J	028°	78°	4	Py	1-5 mm											
J	038°	84°	4	Py	1-5 mm											
J	070°	74°	4	Py	1-5 mm											
J	347°	34°	5	Py	1 cm											
J	339°	57°	3	Py	1-5 mm											
J	343°	62°	3	Py	1-5 mm											

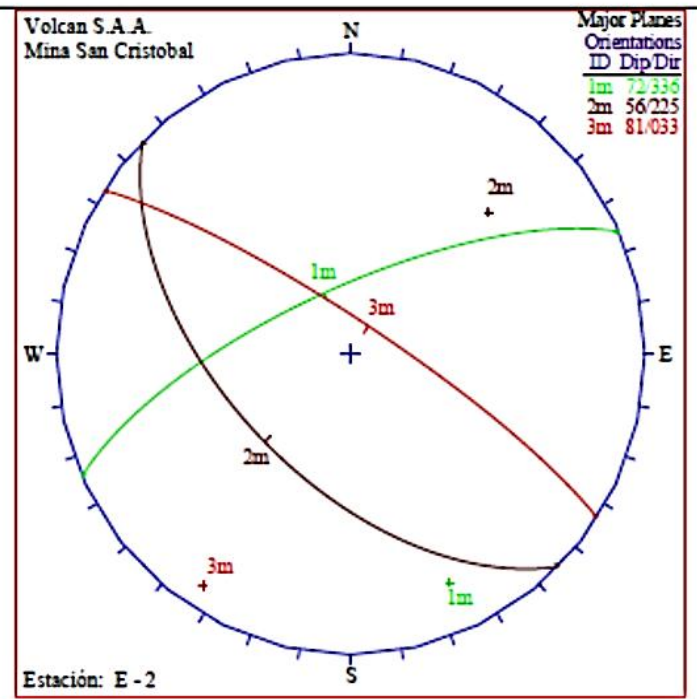
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						VALOR ESTIMADO	VALORACION
R. COMPRE. UNIAXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)		1	4
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X 5-50 (6)	<25 (3)		2	3
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	X 0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)		3	8
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (8)	X 1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	2
	ABERTURA	Cerrada (8)	X <0.1mm apart. (5)	0.1-1.0mm (4)	X - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	3
DE JUNTAS	RUJOSIDAD	Muy rugosa (8)	X Rugosa (5)	Lig rugosa (3)	Jas (1)	Espejo de falla (0)	4C	3
	RELLENO	Limpio (8)	X Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	2
ALTERACION	Sana (8)	X Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	X Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)		4E	2
	AQUA SUBTERRANEA	Seco (15)	X húmedo (1)	hoyado (1)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10

VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 37

CLASE DE MACIZO ROCOSO							IVA
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	
DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala

RL (NUMERO DE REBOTE)			
J	RQD	J	RQD

5	91	15	55
6	88	16	52
7	84	17	48
8	81	18	44
9	77	19	40
10	74	20	37
11	70	21	33
12	66	22	29
13	63	23	26
14	59	24	22



ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS			
J	Junta	C	Contacto
F	Falla	mF	Microfalla

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
FIL SIL	Flinta silicificada	VOL	Volcánico
INT	Intrusivo	MVOL	Metavolcánico

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Py	Pirita
Arc	Arcilla	LI	Limos
Cb	Carbonatos	Hem	Hematita

ABREVIACION ESPACIAMEN.	RANGO UCS (MPa)
1 > 2 m	R1 1 - 5
2 0.6 - 2 m	R2 5 - 25
3 0.2 - 0.6 m	R3 25 - 50
4 0.06 - 0.2 m	R4 50 - 100
5 < 0.06 m	R5 100 - 250
	R6 > 250





**UNIVERSIDAD
ALAS PERUANAS**

MAPEO GEOMECANICO DE LABORES SUBTERRANEAS

PROYECTO: **Evaluación Geomecánica del Minado de Mina San Cristóbal**
UBICACION: **Bypass 618 W**

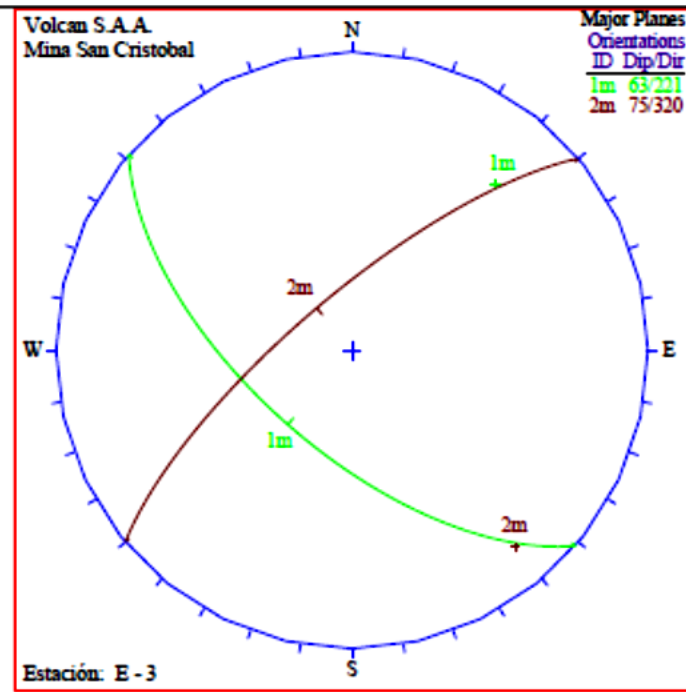
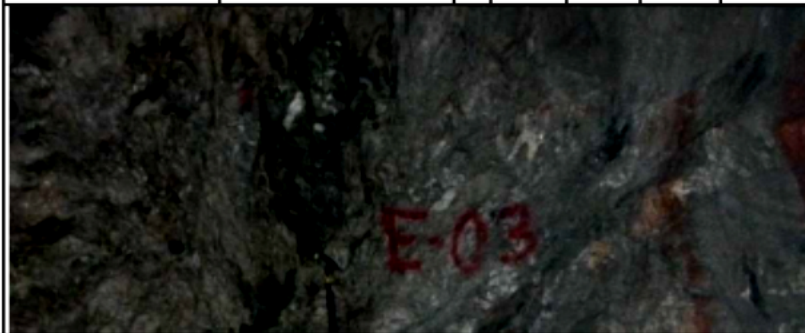
PCR : **DHM/WVV**

FECHA: **Feb - 2015**

HOJA : **3 de 151**

Tesis presentada por:
Elvin Manuel CONDOR CERVANTES

N° ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)												
	DD	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES					VALORACION		
E - 3	335°	80°	0 m	5 m													
TIPO DE ROCA					PARAMETRO	RANGO DE VALORES										VALORACION	
A	%	B	%	N° Fract. / ml.		VALOR ESTIMADO											
FIL GIL					50	FIL					50	19					
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios	CONDICION DE JUNTAS										
	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR		CONDICION	ABERTURA	RUJOSIDAD	RELLENO	ALTERACION	AQUA SUBTERRANEA	VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5)				
J	230°	53°	4	Cz	< 1 mm		<1m long. (8)	X	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	4			
J	227°	64°	4	Cz	< 1 mm		Cerrada (8)		<0.1mm apart. (5)	X	0.1-1.0mm (4)	X	> 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	2	
J	215°	50°	3	Py,Cz	< 1 mm		Muy rugosa (8)		Rugosa (5)	X	Lig.rugosa (3)		Jaw (1)	Espejo de falla (0)	4C	3	
J	214°	65°	3	Py	< 1 mm		Limpia (8)	X	Duro > 5mm (4)		Duro > 5mm (2)		Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	4	
J	220°	62°	4	Py	< 1 mm		Sana (8)	X	Lig. Alterada. (5)		Mod.Alterada. (3)		Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	5	
J	305°	61°	5	Py	< 1 mm												
J	330°	65°	5	Py	< 1 mm												
J	335°	58°	5	Py	< 1 mm												
J	325°	85°	5	Py	< 1 mm												
J	229°	48°	4	Cz	1-5 mm												
J	215°	75°	2	Cz	1-5 mm												
J	216°	82°	4	Py	1-5 mm												
J	217°	73°	3	Py	1-5 mm												
J	220°	80°	5	Py	1-5 mm												
J	310°	78°	4	Ox	1-5 mm												
J	128°	88°	5	Ox	1-5 mm												
J	325°	85°	3	Py	1-5 mm												
J	235°	42°	4	Ox	1-5 mm												
					CLASE DE MACIZO ROCOSO										III B		
					RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0					
					DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	III Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala					
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS					ABREVIACION DE TIPO DE ROCA					RL (NUMERO DE REBOTE)					Volcan S.A.A. Mina San Cristobal Major Planes Orientations ID Dip/Dir 1m 63/221 2m 75/320		
J	Junta	C	Contacto	FIL GIL	Filita silicificada	VOL	Volcánico	J	ROD	J	ROD						
F	Falla	mF	Microfalla	INT	Intrusivo	MVOL	Metavolcánico	5	91	15	55						
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO										6	88	16	52				
Ox	Oxido	Py	Pirita						7	84	17	48					
Arc	Arcilla	LI	Limos						8	81	18	44					
Cb	Carbonatos	Hem	Hematita						9	77	19	40					
ABREVIACION ESPACIAMEN.					RANGO UCS (MPa)					10	74	20	37				
1	> 2 m	R1	1 - 5						11	70	21	33					
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25						12	66	22	29					
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50						13	63	23	26					
4	0.06 - 0.2 m	R4	560 - 100						14	59	24	22					
5	< 0.06 m	R5	100 - 250														
6	< 0.06 m	R6	> 250														



N° ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		PARAMETRO	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																																																										
	DD	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA		RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO																																																										
E - 4	N 25 W	70 NE	0 m	10 m																																																												
TIPO DE ROCA					FRECUECIA FRACTURA	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																																																										
A	%	B	%	N° Fract. / ml.																																																												
FIL	100			>26																																																												
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																																																									
	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR		R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)	RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO																																																								
J	225°	38°	5	Arc	1-5 mm		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	4																																																			
J	226°	41°	4	Arc	1-5 mm		RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	5-50 (8)	X <25 (3)	2	3																																																		
J	230°	48°	4.5	Arc	1-5 mm		ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	X 0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	8																																																		
J	235°	58°	4.5	Arc	1-5 mm		CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (8)	1-3 m Long. (4)	X 3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	2																																																	
J	222°	38°	4.5	Arc	1-5 mm			ABERTURA	Cerrada (8)	<0.1mm apart. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	- 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	4																																																	
J	232°	47°	4.5	Arc	1-5 mm			RUGOSIDAD	Muy rugosa (8)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	X Jaa (1)	Espejo de falla (0)	4C	1																																																	
J	220°	55°	4.5	Arc	1-5 mm			RELLENO	Limpio (8)	Duro < 5mm (4)	X Duro > 5mm (2)	X Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	1																																																	
J	110°	56°	4.5	Arc	1-5 mm		ALTERACION	Sana (8)	Lig. Alterada. (5)	X Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	3																																																		
J	090°	57°	4.5	Arc	1-5 mm		AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	X humedo (10)	hoyado (1)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10																																																		
J	108°	40°	4.5	Arc	1-5 mm		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 36																																																									
J	095°	56°	4.5	Arc	1-5 mm		CLASE DE MACIZO ROCOSO																																																									
J	110°	67°	4.5	Arc	1-5 mm		RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0	IV A																																																	
J	087°	65°	4.5	Arc	1-5 mm		DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	III Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala																																																		
J	095°	50°	4.5	Arc	1-5 mm		<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="4">RL (NUMERO DE REBOTE)</th> </tr> <tr> <th>J</th> <th>ROD</th> <th>J</th> <th>ROD</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>5</td><td>91</td><td>15</td><td>55</td></tr> <tr><td>6</td><td>88</td><td>16</td><td>52</td></tr> <tr><td>7</td><td>84</td><td>17</td><td>48</td></tr> <tr><td>8</td><td>81</td><td>18</td><td>44</td></tr> <tr><td>9</td><td>77</td><td>19</td><td>40</td></tr> <tr><td>10</td><td>74</td><td>20</td><td>37</td></tr> <tr><td>11</td><td>70</td><td>21</td><td>33</td></tr> <tr><td>12</td><td>66</td><td>22</td><td>29</td></tr> <tr><td>13</td><td>63</td><td>23</td><td>26</td></tr> <tr><td>14</td><td>59</td><td>24</td><td>22</td></tr> </tbody> </table>										RL (NUMERO DE REBOTE)				J	ROD	J	ROD	5	91	15	55	6	88	16	52	7	84	17	48	8	81	18	44	9	77	19	40	10	74	20	37	11	70	21	33	12	66	22	29	13	63	23	26	14	59	24	22
RL (NUMERO DE REBOTE)																																																																
J	ROD	J	ROD																																																													
5	91	15	55																																																													
6	88	16	52																																																													
7	84	17	48																																																													
8	81	18	44																																																													
9	77	19	40																																																													
10	74	20	37																																																													
11	70	21	33																																																													
12	66	22	29																																																													
13	63	23	26																																																													
14	59	24	22																																																													

ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS

J	Junta	C	Contacto
F	Falla	mF	Microfalla

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

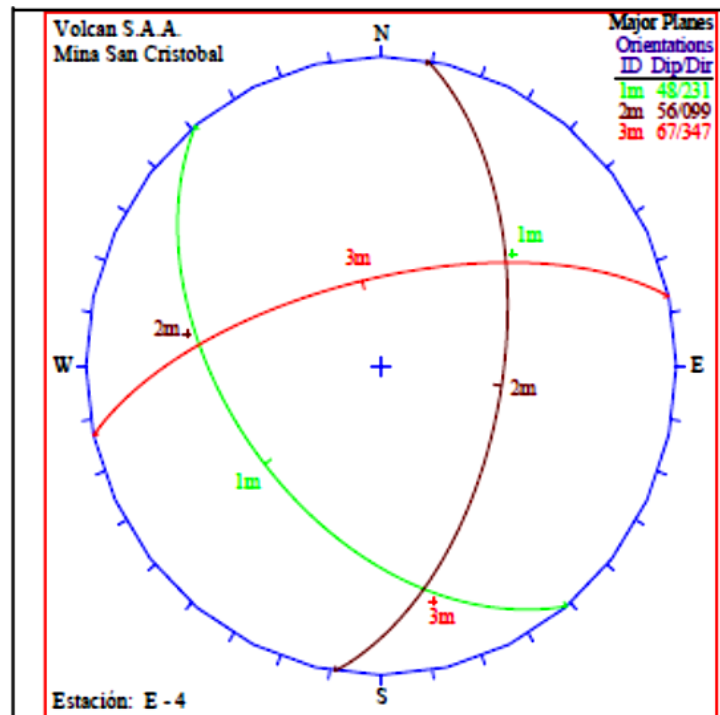
FIL SIL	Filita silicificada	VOL	Volcánico
INT	Intrusivo	MVOL	Metavolcánico

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO

Ox	Oxido	Py	Pirita
Arc	Arcilla	Li	Limos
Cb	Carbonatos	Hem	Hematita

ABREVIACION ESPACIAMEN. RANGO UCS (MPa)

1	> 2 m	R1	1 - 5
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50
4	0.06 - 0.2 m	R4	50 - 100
5	< 0.06 m	R5	100 - 250
		R6	> 250



N° ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																
E - 6		DD	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO		RANGO DE VALORES						VALORACI.								
		N 70 W	88 SW	0 m	6 m			VALOR ESTIMADO														
TIPO DE ROCA					FRECUENCIA FRACTURA		R. COMPRES. UNIAIXIAL (MPa)		>250	(15)	100-250	(12)	X	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	1	7
A					%	B	%	N° Fract. / m.	>25													
FIL					100			>25														
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios	ESPACIAMIENTO (m)		CONDICION DE JUNTAS		AGUA SUBTERRANEA		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 43									
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR									CLASE DE MACIZO ROCOSO								
J	080°	80°	4,5	Ox,Py	< 5 mm		>2	<1m long	(8)	X	1-3 m Long	(4)	X	5-10m	(2)	10-20 m	(1)	> 20 m	(0)	4A	3	
J	055°	86°	4,5	Ox,Py	< 5 mm			Cerrada	(8)		<0.1mm apart.	(5)	X	0.1-1.0mm	(4)	- 5 mm	(1)	> 5 mm	(0)	4B	4	
J	245°	88°	4,5	Ox,Py	< 5 mm			Muy rugosa	(5)	X	Rugosa	(5)	X	Lig rugosa	(3)	See	(1)	Espejo de falla	(0)	4C	4	
J	240°	85°	4,5	Ox,Py	< 5 mm			Limpia	(5)	X	Duro < 5mm	(4)		Duro > 5mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)	Suave > 5 mm	(0)	4D	4	
J	228°	88°	4,5	Ox,Py	< 5 mm			Seria	(5)		Lig. Alterada	(5)	X	Mod.Alterada	(3)	Muy Alterada	(2)	Descompuesta	(0)	4E	3	
J	060°	80°	4,5	Ox,Py	< 5 mm				(15)	X	Seco	(15)	X	Humedo	(10)	Gotero	(4)	Plujo	(0)	5	10	
J	055°	75°	4,5	Ox,Py	< 5 mm																	
J	040°	82°	4,5	Ox,Py	< 5 mm																	
J	168°	89°	3,4	Ox,Py	< 5 mm																	
J	330°	86°	3,4	Ox,Py	< 5 mm																	
J	325°	77°	3,4	Ox,Py	< 5 mm																	
J	325°	70°	3,4	Ox,Py	< 5 mm																	
J	155°	84°	3,4	Ox,Py	< 5 mm																	
J	140°	85°	3,4	Ox,Py	< 5 mm																	
J	340°	82°	3,4	Ox,Py	< 5 mm																	
J	335°	84°	3,4	Ox,Py	< 5 mm																	
J	158°	83°	2,3	Ox,Py	< 5 mm																	
J	175°	89°	4,5	Ox,Py	< 5 mm																	
J	335°	88°	4,5	Ox,Py	< 5 mm																	
J	325	55	3	Ox,Py	< 5 mm																	

ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS		ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
J	Junta	C	Contacto
F	Falla	mF	Microfalla
FIL SIL	Filita silicificada	VOL	Volcánico
INT	Intrusivo	MVOL	Metavolcánico

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Py	Pirita
Arc	Arcilla	L	Limos
Cb	Carbonatos	Hem	Hemattita

ABREVIACION ESPACIAMIENT.	RANGO UCS (MPa)
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m
R1	1 - 5
R2	5 - 25
R3	25 - 50
R4	50 - 100
R5	100 - 250
R6	> 250

R. (NUMERO DE REBOTE)			
J	RQD	J	RQD
5	91	15	55
6	88	16	52
7	84	17	48
8	81	18	44
9	77	19	40
10	74	20	37
11	70	21	33
12	66	22	29
13	63	23	26
14	59	24	22

Volcan S.A.A.
Mina San Cristobal

Major Planes
Orientations
ID Dip/Dir
1m 84/334
2m 85/058

Estación: E-5