

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“ANÁLISIS DEL MACIZO ROCOSO Y SU APLICACIÓN DE CABLES
BOLTING EN LA EJECUCIÓN DE ECHADEROS DE RELLENO
DETRITICO EN LA MINA SAN RAFAEL MELGAR - PUNO”

TESIS PRESENTADA POR:

Bachiller: Yarica Conde Castelo

Para optar al Título Profesional de Ingeniero de
Minas.

Asesor: Ing. Edmundo Alarcón Cáceres

Cusco – Perú

2019

DEDICATORIA

Con todo el cariño y con una profunda gratitud dedico esta tesis a mis padres Percy Conde Cruz y Gladys G. Castelo Sulcarani, quienes son mis guías, por a verme brindado su apoyo, comprensión y motivarme constantemente durante la ejecución de mi tesis.

A Héctor Paredes Huisa y a mí hija Georghyna K. Paredes Conde quienes son mi motivación en mi desarrollo personal y profesional.

A mis hermanos, mis maestros, amigos y compañeros de trabajo por su apoyo incondicional.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, a la escuela profesional de Ingeniería de Minas, por sus enseñanzas impartidas para mi formación profesional.

A los miembros del Jurado calificador de Tesis, por sus observaciones y recomendaciones para la mejor culminación del trabajo de investigación.

Al Ing. Edmundo Alarcón Cáceres, Ing. Juan F. Soto Elguera e Ing. Rubén Llamocca Vivanco, por su acertada dirección, ayuda y sugerencias para la presentación de la Tesis.

A mis compañeros de trabajo de MINSUR S.A. Y EPCM EXPERTS S.A.C, de igual manera a los integrantes del área de Geomecánica y Planeamiento por facilitarme los datos para la ejecución de este trabajo.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE GENERAL.....	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	ix
ÍNDICE DE TABLAS	xi
ÍNDICE DE ANEXOS	xii
RESUMEN	xiii
ABSTRACT	xiv
INTRODUCCIÓN	xv

CAPITULO I

DISEÑO DE LA INVESTIGACION

1.1. Planteamiento del Problema	17
1.2. Formulación del Problema	18
1.2.1. Problema general.....	18
1.2.2. Problemas específicos.....	18
1.3. Objetivos de la Investigación.....	19
1.3.1. Objetivo general.....	19
1.3.2. Objetivos específicos	19
1.4. Justificación y Delimitación de la Investigación	19
1.4.1. Justificación de la Investigación.....	19
1.4.2. Delimitación de la Investigación.....	20
1.5. Hipótesis	20
1.5.1. Hipótesis General	20
1.5.2. Hipótesis Específicas.....	20
1.6. Diseño Metodológico de la Investigación	21
1.6.1. Método de Investigación	21
1.6.2. Tipo de Investigación	21
1.6.3. Nivel o Diseño de Investigación	21
1.6.4. Variables y su Operacionalización	22
1.6.5. Población y muestra	23
1.6.5.1. Población	23
1.6.5.2. Muestra	23

CAPITULO II

MARCO CONCEPTUAL

2.1. Antecedentes de la Investigación.....	24
2.2. Bases Teóricas.....	25
2.2.1. Importancia de la Estabilidad del Macizo Rocoso	25
2.2.2. Tipos de Sostenimiento	27
2.2.3. Sostenimiento Por Refuerzo Y Por Soporte	27
2.2.3.1. Sostenimiento por Refuerzo	27
2.2.3.2. Sostenimiento por Soporte	28
2.2.4. Cables Bolting Y Sus Funciones	28
2.2.5. Consideraciones para Utilización de Cables Bolting.....	30
2.2.6. Aplicación de Cable Bolting	30
2.2.7. Materiales	33
2.2.8. Equipo para Cable Bolting	35
2.2.9. Procedimiento de Instalación de Cable Bolting.....	35
2.2.10. Estabilidad de echaderos.....	38
2.3. Marco Conceptual.	40
2.3.1. Gran Cavidad o Gran Vacío	40
2.3.2. Macizo Rocoso.....	40
2.3.3. Roca Intacta.....	40
2.3.4. Estructura del Macizo Rocoso	41
2.3.4.1. Fallas	41
2.3.4.2. Diaclasas	41
2.3.4.3. Planos de Foliación o Esquistosidad.....	41
2.3.4.4. Diques.....	42
2.3.5. Propiedades de las Discontinuidades	42
2.3.5.1. Orientación.....	42
2.3.5.2. Espaciado	42
2.3.5.3. Persistencia.....	42
2.3.5.4. Rugosidad.....	42
2.3.5.5. Abertura	42
2.3.5.6. Relleno.....	43
2.3.6. Propiedades Físicas de las Rocas.....	43
2.3.6.1. Densidad (ρ)	43

2.3.6.2. Porosidad (η)	43
2.3.6.3. Absorción (ω).....	44
2.3.7. Propiedades de Resistencia Mecánica de la Roca	44
2.3.7.1. Resistencia a la carga puntual	44
2.3.7.2. Resistencia a la Compresión Uniaxial.....	47
2.3.8. Resistencia a la compresión Triaxial.....	48
2.3.9. Clasificaciones Geomecánicas del Macizo Rocoso	49
2.3.9.1. Sistema RMR	49
2.3.9.2. Sistema de Clasificación del Índice Q	51

CAPITULO III

DESCRIPCION DE LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL

3.1. Generalidades	54
3.1.1. Unidad de estudio	54
3.1.2. Ubicación	55
3.1.3. Accesibilidad.....	56
3.1.4. Reseña histórica	57
3.1.5. Historia de la explotación.....	58
3.1.6. Clima.....	62
3.1.7. Recursos.....	63
3.1.7.1. Recursos de Agua Superficial y Subterránea	63
3.1.7.2. Flora.....	64
3.1.7.3. Fauna.....	64
3.1.7.4. Suelos	65
3.2. Geología.....	66
3.2.1. Geología Regional	66
3.2.2. Geología local.....	67
3.2.3. Geología estructural.....	70
3.2.4. Geología económica y mineralización	70
3.3. Planeamiento	71
3.4. Operaciones mina	73
3.4.1. Perforación	74
3.4.2. Voladura	75
3.4.2.1. Uso de Deck en taladros largos	77
3.4.2.2. Método de explotación por taladros largos (Sublevel Stoping)	79

3.4.3. Carguío	79
3.4.4. Acarreo	80
3.5. Relleno en Pasta	80
3.6. Servicios Auxiliares	81
3.7. Proceso Metalúrgico.....	81

CAPITULO IV

ANALISIS DE LAS CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO EN LA CONSTRUCCION DE ECHADEROS

4.1. Criterios de Diseño del Estudio Geomecánico	83
4.1.1. Mapeo Geomecánico según orden de Sedimentación	84
4.2. Evaluación De Campo Y Laboratorio	84
4.3. Mapeo Geomecánico de Labores Subterráneas	86
4.4. Logueo de Perforaciones Diamantinas	90
4.5. Caracterización geomecánica del macizo rocoso	93
4.5.1. Geología	93
4.5.2. Geo-estructuras	93
4.5.3. Fallas	94
4.5.4. Discontinuidades.....	96
4.5.5. Propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta.....	99
4.5.6. Índice RQD	99
4.5.7. Sistema de Clasificación RMR76.....	101
4.5.8. Sectores de Diseño.....	104
4.5.9. Resistencia del Macizo Rocosos	104
4.6. Ensayos de Laboratorio de Mecánicas de Rocas	106
4.6.1. Propiedades Físicas	107
4.6.2. Ensayo de Resistencia a la Compresión Simple (Uniaxial) ..	109
4.6.3. Ensayo de Carga Puntual (Point Load Test).....	109
4.6.4. Resistencia a la Compresión Triaxial.....	110
4.6.5. Resistencia a la Tracción (Método Brasileiro)	112
4.6.6. Propiedades Elásticas	112
4.6.7. Estimación del m_i de la Roca Intacta.....	113

CAPITULO V

PROPUESTA DE DISEÑO DE LA INSTALACION DE CABLES BOLTING GEMELOS

5.1. Diseño de Sostenimiento de Echaderos con Cables Bolting Propuesto.....	116
5.1.1. Sostenimiento con Cables Bolting Gemelos en el NV 4490 .	116
5.1.2. Voladura.....	124
5.2. Prueba de Pull Test de los Cables Bolting Mellizos Instalados.....	125
5.3. Parámetros de sostenimiento con cables bolting	126
5.3.1. Método de Operación	127
5.3.2. Diseño de la disposición del Cableado	128
5.3.3. Influencia de la Cohesión.....	129
5.4. Equipo e Insumos a Utilizar.....	131
5.4.1. Equipo para la Preparación de lechada de Cemento.....	131
5.4.2. Insumos a utilizar	132
5.5. Factor de seguridad de los Cables Bolting Instalados.....	133
5.6. Costo de construcción de echadero de relleno detritico.....	134
5.6.1. Costo de Perforacion de Avance Lineal.....	134
5.6.2. Costo de Voladura del Avance Lineal	135
5.6.3. Costo de extraccion y transporte del avance lineal.....	136
5.6.4. Costo sostenimiento de avance lineal.....	136
5.6.5. Costo de desquinche del realce del echadero	138
5.6.6. Costo de Voladura del desquinche del realce del echadero .	138
5.6.7. Costo de extraccion – transporte del desquinche del realce del echadero.....	139
5.6.8. Costo de sostenimiento del realce del echadero	139
5.6.9. Costo de perforacion para los cables bolting	140
5.6.10. Costo por Instalacion de Cables Bolting	141
5.6.11. Costo de Perforacion para el echadero.....	144
5.6.12. Costo de Voladura para el echadero.....	144
5.7. Discusión.....	147
CONCLUSIONES.....	148
RECOMENDACIONES.....	149
BIBLIOGRAFÍA.....	150
ANEXOS	155

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1 Características de las Masas Rocosas.....	26
Figura N° 2 Características de los Refuerzos	28
Figura N° 3 Características de los Cables Bolting	29
Figura N° 4 Tipos de Cables Bolting	29
Figura N° 5 Método Malkoski.....	31
Figura N° 6 Método Boca Taponeada.....	32
Figura N° 7 Método Boca Taponeada.....	33
Figura N° 8 Accesorios de Cables Bolting	34
Figura N° 9 Procedimiento de Instalación de Cables Bolting.....	37
Figura N° 10 Vista del solido del Gran Vacío	40
Figura N° 11 Macizo Rocosó	41
Figura N° 12 Compresión Simple o Uniaxial	47
Figura N° 13 Esquema de Ensayo Triaxial.....	49
Figura N° 14 Procedimiento para medir y calcular el RQD	53
Figura N° 15 Mapa de ubicación de la Mina San Rafael.....	56
Figura N° 16 Columna Estratigráfica.....	67
Figura N° 17 Plano de la Geología Local de la mina San Rafael	69
Figura N° 18 Sección longitudinal de la mina San Rafael.....	69
Figura N° 19 Sección longitudinal de la Veta San Rafael mostrando el zonamiento ...	71
Figura N° 20 Diseño de malla de chimenea VCR.....	77
Figura N° 21 Uso de Deck.....	78
Figura N° 22 Sistema de carguío.....	78
Figura N° 23 Circuito de Chancado en Planta de Procesos	82
Figura N° 24 Vista Longitudinal del Sector del Cuerpo Contacto de taladros Relogueados.....	85
Figura N° 25 Concentración de polos de fallas locales del sector de Cuerpo Contacto	95
Figura N° 26 Buzamiento y Dirección de buzamiento de los sistemas de fallas predominantes en el sector de cuerpo Contacto.....	95
Figura N° 27 Estereograma de Concentración de Polos de las Discontinuidades en la caja del Techo del Cuerpo Contacto	96
Figura N° 28 Proyección Estereográfica de los Principales Sistemas de las Discontinuidades en la Caja Techo del Cuerpo Contacto	97
Figura N° 29 Estereograma de Concentración de Polos de las Discontinuidades medidas en la Caja Piso del Cuerpo Contacto.....	97
Figura N° 30 Proyección Estereográfica de los Principales Sistemas de Discontinuidades en la Caja Piso del Cuerpo Contacto	98
Figura N° 31 Análisis Estadístico de los valores RQD para la Caja Techo	100
Figura N° 32 Análisis Estadístico de los valores RQD para la Caja Piso	100
Figura N° 33 Análisis Estadístico de los valores RMR para la Caja Techo	102
Figura N° 34 Análisis Estadístico de los valores RMR para la Caja Piso	103
Figura N° 35 Análisis Estadístico de los valores RMR para la Veta.....	103
Figura N° 36 Estimación del m_i para las Brechas.....	114
Figura N° 37 Estimación del m_i para las Pizarras.....	114
Figura N° 38 Estimación del m_i para el Monzogranito.....	115
Figura N° 39 Echaderos Nv 4490.....	117

Figura N° 40 Equipo Simba S7D	118
Figura N° 41 Malla de Perforación para Cables Bolting	118
Figura N° 42 Malla de Perforación para los echaderos	119
Figura N° 43 Ángulos de taladros perforados	119
Figura N° 44 Cables Bolting Mellizos o Gemelos	120
Figura N° 45 Sección transversal de distribución de Cables Bolting	121
Figura N° 46 Instalación de Cables Bolting y Manguera	123
Figura N° 47 Proceso de Cementado	124
Figura N° 48 Proceso de Voladura.....	125
Figura N° 49 Método de Precargado.....	127
Figura N° 50 Interface de la roca y Cable.....	129
Figura N° 51 Influencia de la cohesión	130
Figura N° 52 Equipo para la Inyección de Cemento.....	132
Figura N° 53 Factor de Seguridad sin Cables Bolting de la zona de estudio	133
Figura N° 54 Factor de seguridad con Cables Bolting instalados en la zona de estudio	134

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1 Operacionalización de variables.....	22
Tabla N° 2 Índice para conversión de Is (50) a la resistencia de comprensión Simple	47
Tabla N° 3 Sistema de RMR según (Bieniaswski, 1976)	50
Tabla N° 4 Interpretación de valores del RQD	52
Tabla N° 5 Coordenadas geográficas	55
Tabla N° 6 Coordenadas UTM.....	56
Tabla N° 7 Volumen de almacenamiento en lagunas.....	63
Tabla N° 8 Flora	64
Tabla N° 9 Fauna	65
Tabla N° 10 Resumen comparativo de reservas y recursos años 2015-2016	72
Tabla N° 11 Evolución Histórica de perforación diamantina unidad San Rafael.....	73
Tabla N° 12 Parámetros de perforación	75
Tabla N° 13 Factores de Voladura	76
Tabla N° 14 Balance de Relleno en Pasta Año 2016	80
Tabla N° 15 Criterios de Diseño del Estudio Geomecánico.....	84
Tabla N° 16 Listado de las Estaciones Geomecánicas de Superficie.....	87
Tabla N° 17 Lista de Taladros Relogueados.....	91
Tabla N° 18 Resumen de Sistemas de Fallas Locales Predominantes.....	94
Tabla N° 19 Características Físicas de los Sistemas de Familias Predominantes.....	98
Tabla N° 20 Propiedades Físicas y Mecánicas de la Roca Intacta	99
Tabla N° 21 Parámetros de Clasificación de Sistema RMR76	101
Tabla N° 22 Clases de Macizo Rocoso y sus Índices RMR.....	102
Tabla N° 23 Resultados de los Índices y Calidad del Macizo Rocoso	104
Tabla N° 24 Parámetros de resistencia del Macizo Rocoso	106
Tabla N° 25 Relación de Ensayos Ejecutados de Laboratorio de Mecánica de Rocas	107
Tabla N° 26 Resultados de Propiedades Físicas de Muestras Tomadas de los Testigos.....	108
Tabla N° 27 Resumen de Resultados de Ensayos de Comprensión Simple	109
Tabla N° 28 Resumen de los Valores Is(50) de los Ensayos de Carga Puntual según su Litología.....	110
Tabla N° 29 Resumen de resultados de los Ensayos de Comprensión Triaxial.....	111
Tabla N° 30 Resumen de Resultados Ensayos de Tracción Indirecta	112
Tabla N° 31 Resumen de Resultados Ensayos de Propiedades Elásticas	113
Tabla N° 32 Puntos de distribución de Cables Bolting	122
Tabla N° 33 Parámetros de sostenimiento de cables bolting	122
Tabla N° 34 Resumen de Resultados Ensayos de Propiedades Elásticas	126

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo N° 1 Sistema de Acarreo	156
Anexo N° 2 Sistema de distribución de Relleno en Pasta.....	157
Anexo N° 3 Vista esquemática del Sistema de Drenaje.....	158
Anexo N° 4 Clasificación Geomecánica de la Estación N° 7 Nv 4430.....	159
Anexo N° 5 Clasificación Geomecánica de la Estación N° 11 Nv 4450	160
Anexo N° 6 Ensayo de Comprensión Simple DE13057	161
Anexo N° 7 Ensayo de Comprensión Triaxial DE13047, DE13055 y DE13037	162
Anexo N° 8 Ensayo de Tracción Indirecta EP10003	163
Anexo N° 9 Ensayo de Propiedades Elásticas EP10003.....	164
Anexo N° 10 Panel fotográfico.....	165

RESUMEN

El presente estudio de investigación titulado: “Análisis del macizo rocoso y su aplicación de cables bolting en la ejecución de echadero de relleno detrítico en la mina San Rafael Melgar - Puno”, plantea como objetivo: controlar las características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico con la finalidad de mejorar y optimizar las operaciones mineras de la Mina San Rafael. Se utilizaron los métodos analítico y deductivo. El tipo de investigación fue descriptivo, debido a que se determinaron e identificaron particularidades propias de la mina San Rafael en relación a la estabilidad de los echaderos aplicando la instalación de Cable Bolting. En relación a la muestra se observaron 49 perforaciones en tres cámaras con un echadero cada uno. Se arribó a la siguiente conclusión: con la instalación de cables bolting mellizos se logró controlar la inestabilidad de los echaderos, el cual desarrollará una alta estabilidad y garantizará un proceso óptimo de relleno de la gran cavidad, a su vez se mejorará y se optimizará las operaciones mineras de la Mina San Rafael.

Palabras clave: Cables bolting, echaderos de relleno, estabilidad, macizo rocoso, operaciones mineras.

ABSTRACT

The present research study entitled: "Analysis the rock mass and its application of bolting cables in the execution of the detrital filling pit at the San Rafael Mine", aims to: control the negative characteristics of the rock mass that generate instability in the detrital filling stations with the purpose of improving and optimizing the mining operations of the San Rafael Mine. The analytical and deductive methods were used. The type of research was descriptive, due to the fact that specific characteristics of the San Rafael mine were determined and identified in relation to the stability of the landings by applying the Cable Bolting installation. In relation to the sample, 49 perforations were observed in three chambers with one stall each. The following conclusion was reached: with the installation of twin bolting cables it was possible to control the instability of the pitches, which will develop a high stability and guarantee an optimum filling process of the large cavity, in turn will be improved and optimized. mining operations of the San Rafael Mine.

Keywords: Bolting cables, filler pens, stability, rock mass, mining operations.

INTRODUCCIÓN

La investigación tiene como propósito demostrar que los echaderos pueden ser estabilizados mediante la instalación de Cables Bolting. En la zona de estudio, Mina San Rafael, provincia de Melgar, existe un vacío de 762,796 m³. La cavidad se encuentra ubicada topográficamente entre los niveles 4350 y 4490 en la zona denominada cuerpo contacto norte. Mediante la vista isométrica se observa el dimensionamiento del diseño en tres cámaras con un echadero cada uno.

Para que la producción no se vea afectada por una posible caída de rocas, es que se planteó instalar Cables Bolting, a fin de garantizar la producción y la seguridad de los trabajadores.

En relación a la estructura de la investigación, está organizada en los siguientes capítulos:

En el capítulo primero, se desarrolla el Diseño de Investigación, se da a conocer el planteamiento del problema, el estado de la situación en la zona de estudio en relación al análisis del macizo rocoso y la aplicación de Cables Bolting.

En el segundo capítulo, se desarrolla el marco teórico, de manera objetiva, considerando los ejes o temas más relevantes en función a la línea de investigación.

En el tercer capítulo, se desarrolla una pormenorizada descripción de la Mina San Rafael, su ubicación, accesibilidad, reseña histórica de la explotación de mineral, entre otros aspectos.

En el cuarto capítulo, se desarrolla el análisis de las características del macizo rocoso con el propósito de construir echaderos dándole sostenimiento a través de los Cables Bolting.

En el quinto capítulo, se desarrolla la propuesta diseño de la instalación de Cables Bolting gemelos.

Finalmente, se desarrollan las conclusiones según los objetivos planteados; asimismo, se realizan recomendaciones y se exponen la bibliografía y anexos, como información complementaria.

CAPITULO I

DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del Problema

El macizo rocoso de la Unidad Minera San Rafael, sufre desplazamientos hacia el vacío e inestabilidad en su modo actual, debido a que sectores aledaños al ámbito de estudio han constituido zonas de operaciones en el pasado; por ello, se producen nuevos estados de deformaciones, observándose características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos.

Esta realidad hace que el acceso sea complejo y difícil por los eventos tectónicos, así como por la presencia de fallas, grietas y una gran cavidad, ocasionándose muchas veces accidentes del personal y de los equipos, así mismo estos aspectos están generando riesgos asociados a la inestabilidad del macizo rocoso y consecuentemente la caída de rocas, ya que constituye uno de los mayores problemas durante el minado y desarrollo de las labores subterráneas.

Actualmente los echaderos son el único modo de conducir relleno hacia el gran vacío; Esta situación afecta las operaciones mineras, ya que con la caída constante de rocas en los procesos de minado y desarrollo de las labores subterráneas no es posible orientar la productividad hacia el cumplimiento de

las metas; de igual modo la presencia de filtraciones de agua disminuyen la resistencia del macizo rocoso y la disolución de materiales, aumentando así la inestabilidad del echadero, exponiéndose a mayores peligros.

Por lo manifestado, para que estos echaderos no presenten fracturamientos y aflojamiento de la roca, generando deslizamientos a través de superficies de discontinuidad, convergencia o cierre de los contornos de la excavación o de las cajas y astillamientos, se requiere el diseño de una propuesta eficaz, por ello es indispensable la formulación y ejecución del diseño de los sistemas de refuerzo en los echaderos de la mina. Una alternativa es el uso de los cables Bolting mellizos. Esta propuesta consiste en el aseguramiento del macizo, para conseguir su estabilidad mientras duren las labores de rellenado. Así mismo se ve afectado la estructura de costos de instalación de los cables bolting mellizos por la cantidad de metros que se llegara a instalar.

1.2. Formulación del Problema

1.2.1. Problema general

¿Cuáles son las características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico y en qué medida afecta a las operaciones mineras de la Mina San Rafael?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuáles son las características del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael?
- ¿Cómo es el diseño de los sistemas de refuerzo en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael?
- ¿Cuáles son los costos del proceso de operación de la ejecución de echaderos de relleno detrítico utilizando cables bolting en la Mina San Rafael?

1.3. Objetivos de la Investigación

1.3.1. Objetivo general

Controlar las características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico con la finalidad de mejorar y optimizar las operaciones mineras de la Mina San Rafael.

1.3.2. Objetivos específicos

- Analizar las características del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael.
- Desarrollar un diseño adecuado de los sistemas de refuerzo en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael.
- Calcular los costos del proceso de operación de la ejecución de echaderos de relleno detrítico utilizando cables bolting en la Mina San Rafael.

1.4. Justificación y Delimitación de la Investigación

1.4.1. Justificación de la Investigación

Los argumentos, motivaciones o principios sustanciales que respaldan las razones por las que se realiza esta investigación radican en el hecho de que la minería es una actividad de primer orden en la economía del Perú; por consiguiente la información sobre sus características según los diferentes contextos permite mejorar operaciones, corregir errores y afianzar la producción.

La presente investigación es original debido a que el problema que se plantea es inédito, es decir se enfoca a las particularidades de la estabilidad de echaderos aplicando cables Bolting Mellizos en la Mina San Rafael, es decir, se propone un tema innovador y creativo.

Para ello se revisaron antecedentes con la finalidad de precisar los alcances y limitaciones; de ese modo, se pudo establecer que el uso de

cables Bolting es un mecanismo que debe estandarizarse para incrementar la seguridad ante la caída de rocas y su influencia en los echaderos.

En cuanto a la factibilidad de realización de la investigación, es positiva, debido a que la información que se recogerá y tratará está al alcance de la investigadora, de igual modo la disponibilidad de recursos financieros, humanos y materiales, determinarán, en última instancia, los alcances de la investigación.

1.4.2. Delimitación de la Investigación

La investigación está delimitada en los echaderos de la Mina San Rafael, que por importancia y su utilidad para la descarga de mineral y/o desmonte generara requieren resolver sus problemas para normalizar las operaciones mineras en la Unidad Minera San Rafael.

1.5. Hipótesis

1.5.1. Hipótesis General

Con la instalación de cables Bolting mellizos se logrará controlar la inestabilidad de los echaderos de relleno detrítico, la cual desarrollará una alta estabilidad y garantizará un proceso óptimo de relleno de la gran cavidad, a su vez se mejorará y se optimizará las operaciones mineras de la Mina San Rafael.

1.5.2. Hipótesis Específicas

- Con una evaluación geomecánica de las características del macizo rocoso e instalando los cables Bolting mellizos se logrará una estabilidad eficiente de los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael.
- Con un diseño adecuado y una instalación optima de los cables bolting mellizos se logrará estabilizar los sistemas de refuerzo en los echaderos de la Mina San Rafael.

- Con el cálculo de costos del proceso de operación de la ejecución de echaderos de relleno detrítico utilizando cables bolting se determinara los costos reales de dicha ejecución.

1.6. Diseño Metodológico de la Investigación

1.6.1. Método de Investigación

El método que se utilizó en la presente investigación fue analítico y deductivo.

El método analítico consiste en la descomposición de un todo en sus partes. Esta separación puede ser material o ideal (Bernal, 2016). O sea, en el primer caso el objeto analizado sufre una descomposición real en sus partes, en el segundo esta separación ocurre solo en la mente del analizador. El análisis se opone lógicamente a la síntesis, ya que esta consiste en la composición ordenada de los elementos diferentes de un todo, o sea, se basa en una operación contraria a la analítica.

El método deductivo consiste en la descripción, comprobación de las hipótesis planteadas y relación de los resultados de la investigación entre dimensiones y con otros estudios similares utilizando modelos ecuacionales, índices, evidencias empíricas, etc.

1.6.2. Tipo de Investigación

El tipo de investigación es descriptivo, debido a que se determinaron e identificaron particularidades propias de la mina San Rafael en relación a la estabilidad de los echaderos aplicando la instalación de Cables Bolting.

1.6.3. Nivel o Diseño de Investigación

El nivel de investigación es transversal y retrospectivo. Fue transversal o transeccional, debido a que se realizó una evaluación de la aplicación de Cable Bolting en un solo momento o repetición. Fue retrospectivo, porque se analizaron los datos existentes cuando la instalación de Cables Bolting estuvo por concluir.

1.6.4. Variables y su Operacionalización

Tabla N° 1

Operacionalización de variables

VARIABLES	FACTORES	INDICADORES
<u>Variable dependiente</u> Evaluación geomecánica de las características del macizo rocoso	- Evaluación mecánico estructural	- Evaluación geomecánica a través del sistema RMR
	- Estabilidad	- Identificación de discontinuidades a través del sistema Q.
	- Propiedades mecánicas de la roca	- Proceso de compresión no confinada en roca intacta y ensayo Brasiliano (tracción)
<u>Variable independiente</u> 1 Instalación de cables Bolting mellizos	- Perforación	- Análisis de longitud de perforación de taladros.
	- Instalación de cables Bolting	- Características de instalación de cables Bolting.
	- Inyección del cemento	- Análisis de la inyección del cemento.
<u>Variable independiente</u> 2 Estabilización de los sistemas de refuerzo en los echaderos	- Seguridad	- Caída de rocas - Desprendimiento estructural
	- Utilidad de descarga	- Mineral. - Desmonte sólido - Relaves
	- Capacidad	- Suficiencia en M ³

Fuente: Elaboración propia.

1.6.5. Población y muestra

1.6.5.1. Población

La población estuvo constituida por tres cámaras. Mediante la vista isométrica se observa el dimensionamiento del diseño en tres cámaras con un echadero cada uno (Ver figura 39).

Los cables están definidos por $N = 147$ unidades del tipo de cables Bolting, 49 cables por cada cámara.

1.6.5.2. Muestra

El tamaño de muestra estuvo relacionado a la cantidad de perforaciones en el nivel de estudio, es decir 49 perforaciones. La muestra es no probabilística, porque no se aplicó un método estadístico para encontrar una muestra, sino el número ha sido estandarizado para la instalación de cables Bolting, en cámaras como la descrita.

A este tipo de muestra también se le denomina intencional, de opinión o de juicio (Rodríguez, Barrios, & Fuentes, 1984).

1.7. Matriz de Consistencia

Problema	Objetivos	Hipótesis	VARIABLES	INDICADORES
<p>Problemas General. ¿Cuáles son las características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico y en qué medida afecta a las operaciones mineras de la Mina San Rafael?</p> <p>Problemas específicos.</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. ¿Cuáles son las características del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael? 2. ¿Cómo es el diseño de los sistemas de refuerzo en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael? 3. ¿Cuáles son los costos del proceso de operación de la ejecución de echaderos de relleno detrítico utilizando cables bolting en la mina San Rafael? 	<p>Objetivo general Controlar las características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico con la finalidad de mejorar y optimizar las operaciones mineras de la Mina San Rafael.</p> <p>Objetivos específicos</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Analizarlas características del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael. 2. Desarrollar un diseño adecuado de los sistemas de refuerzo en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael. 3. Calcular los costos del proceso de operación de la ejecución de echaderos de relleno detrítico utilizando cables bolting en la Mina San Rafael. 	<p>Hipótesis general Con la instalación de cables bolting mellizos se logrará controlar la inestabilidad de los echaderos de relleno detrítico, el cual desarrollará una alta estabilidad y garantizará un proceso óptimo de relleno de la gran cavidad, a su vez se mejorará y se optimizará las operaciones mineras de la Mina San Rafael.</p> <p>Hipótesis específicas.</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Con una evaluación geomecánica de las características del macizo rocoso e instalando los cables Bolting mellizos se logrará una estabilidad eficiente de los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael. 2. Con un diseño adecuado y una instalación optima de los cables bolting mellizos se logrará estabilizar los sistemas de refuerzo en los echaderos de la Mina San Rafael. 3. Con el cálculo de costos del proceso de operación de la ejecución de echaderos de relleno detrítico utilizando cables bolting se determinara los costos reales de dicha ejecución. 	<p>I: Evaluación geomecánica de las características del macizo rocoso</p> <p>II: Instalación de cables Bolting mellizos</p> <p>III: Estabilización de los sistemas de refuerzo en los echaderos</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Evaluación mecánico estructural - Pérdida de estabilidad - Propiedades mecánicas de la roca - Perforación - Instalación de cables Bolting - Inyección del cemento - Seguridad - Utilidad de descarga - Capacidad

CAPITULO II

MARCO CONCEPTUAL

2.1. Antecedentes de la Investigación.

Se tiene los siguientes antecedentes de Investigación:

- “Sostenimiento de tajeos con Cables Bolting en la Unidad Minera San Rafael”; Universidad Nacional del Altiplano; Henry Guido Cahuapaza Quispe.

Controlar la inestabilidad de los tajeos de explotación empleando cable bolting en la zona de tajeos de explotación

El macizo rocoso fue subdividido en dominios estructurales como es la caja techo lejana, caja techo cercana a la veta, mineral, caja piso cercana y caja piso lejana a la veta para identificar diferencias en el comportamiento geo estructural y de resistencia. Por otro lado se definió dos sectores de diseño, el primer sector entre los Niveles 4150 al 4295 y el sector de diseño entre los niveles 3850 al 4150, para lo cual se estimaron los siguientes parámetros geomecánicos.

Sectores	Dominios Estructurales	(Mpa)	RQD (%)	RMR	Q´	GSI
Nv 4150 - Nv 4295	CPC	80	65	50	1.95	45
	VETA	90	58	48	1.56	43
	CTC	120	60	50	1.95	45
Nv 3850 - Nv 4150	CPC	100	78	55	3.39	50
	VETA	120	63	50	1.95	45
	CTC	150	75	57	4.24	53

- “Aplicación de Cable Bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar el macizo rocoso, en la unidad de producción Carahuacra – Compañía Minera Volsan S.A.A”; Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión; Alfredo Richard Mucha Armas.

Estabilizar las labores mineras al usar cable bolting como reforzamiento del sostenimiento en las operaciones mineras en Compañía Minera Volcán S.A.A. – Unidad Carahuacra, durante el año 2018.

En la explotación subterránea se logra la estabilización tanto de labores pequeñas como de cámaras de grandes dimensiones con el sistema de cables cementados.

2.2. Bases Teóricas.

Para la instalación de cables bolting se debe tener presente lo importante que es estabilizar el macizo rocoso.

2.2.1. Importancia de la Estabilidad del Macizo Rcoso

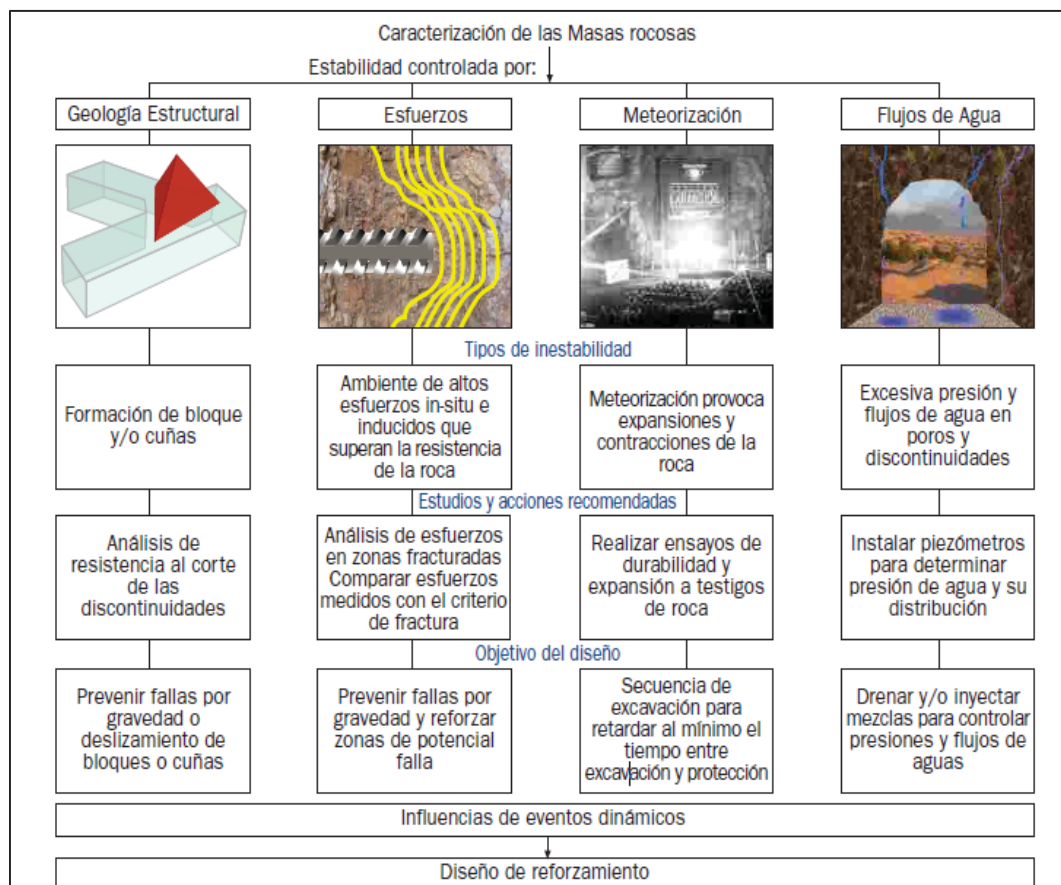
Dependiendo de sus características y condiciones, la masa rocosa varía de una mina a otra, como también de área en área dentro de una misma mina. Con el paso del tiempo crecen las labores mineras y el minado se realiza a mayores profundidades, desarrollándose así diferentes problemas de inestabilidad en la roca causando así la ocurrencia de accidentes. La causa de estos hechos por lo general, fueron ocasionados por caídas de rocas. A fin de organizar y

mantener una adecuada estrategia de control de la estabilidad de la roca en las labores mineras, el personal de una mina debe estar familiarizado con las características y condiciones de la masa rocosa propias de su mina.

Cuando el personal de la mina sea capaz de conocer la roca, va a estar con mejor capacidad de identificar los peligros potenciales que podrían causar accidentes. Conocer la roca también permitirá tomar decisiones correctas sobre diferentes aspectos relacionados con las labores mineras, entre otras, se podrá establecer la dirección en la cual se deben avanzar las excavaciones, el tamaño de las mismas, el tiempo de exposición abierta de la excavación, el tipo de sostenimiento a utilizar y el momento en que este debe ser instalado.

Figura N° 1

Características de las Masas Rocosas



Fuente: <https://www.google.com.pe/caracteristica+de+macizo+rocoso>

2.2.2. Tipos de Sostenimiento

Una de las condiciones necesarias para que el sostenimiento se realice eficientemente luego de realizada una excavación, es la correcta indagación y evaluación estructural del macizo rocoso. Los principales tipos de sostenimiento empleados en labores subterráneas son:

- Pernos de Anclaje.
- Cuadros de Madera.
- Cerchas o Cimbras metálicas.
- Shotcrete.
- Cable Bolting.
- Split Set
- Relleno en Pasta, etc.

2.2.3. Sostenimiento Por Refuerzo Y Por Soporte

Existe una confusión entre lo que es un soporte de roca y un refuerzo de roca.

2.2.3.1. Sostenimiento por Refuerzo

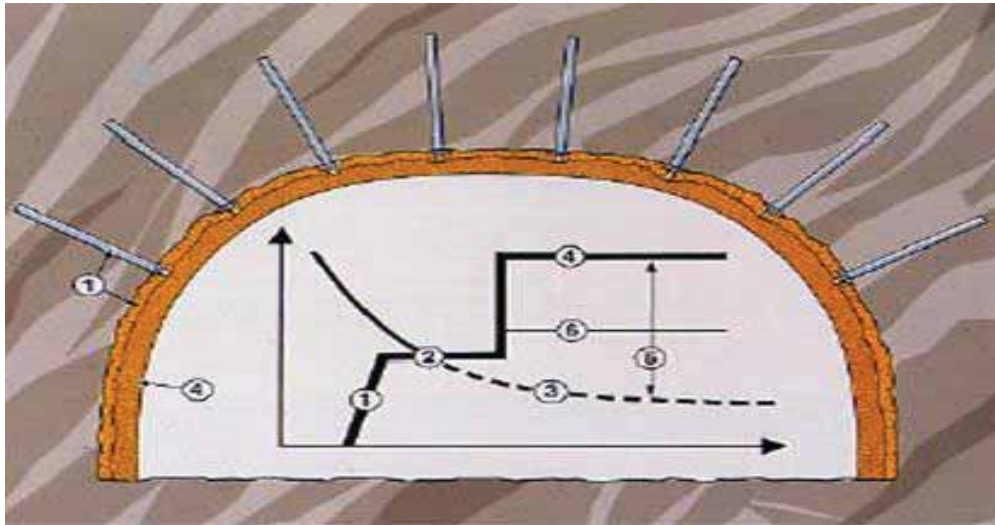
Consiste generalmente en un sistema de empernado o cables que proveen un refuerzo a la masa rocosa aumentando la resistencia friccional entre bloques que la componen. En términos simples se dice que el refuerzo es un sistema activo. (Bustamante, A. 2008)

2.2.3.1.1. Pre-Refuerzo y Post-Refuerzo

El pre-refuerzo es la colocación de un sistema con la debida antelación a la creación de la excavación. Por el contrario, el post-refuerzo es aplicado después de la creación de la excavación aplicada. El pre-refuerzo mejora sustancialmente los factores de seguridad y productividad, Por otro lado, en muchos casos se utilizan ambos métodos en el proceso de desarrollo de una excavación.

Figura N° 2

Características de los Refuerzos



Fuente: <https://www.google.com.pe/refuerzos+d+ela+roca>

2.2.3.2. Sostenimiento por Soporte

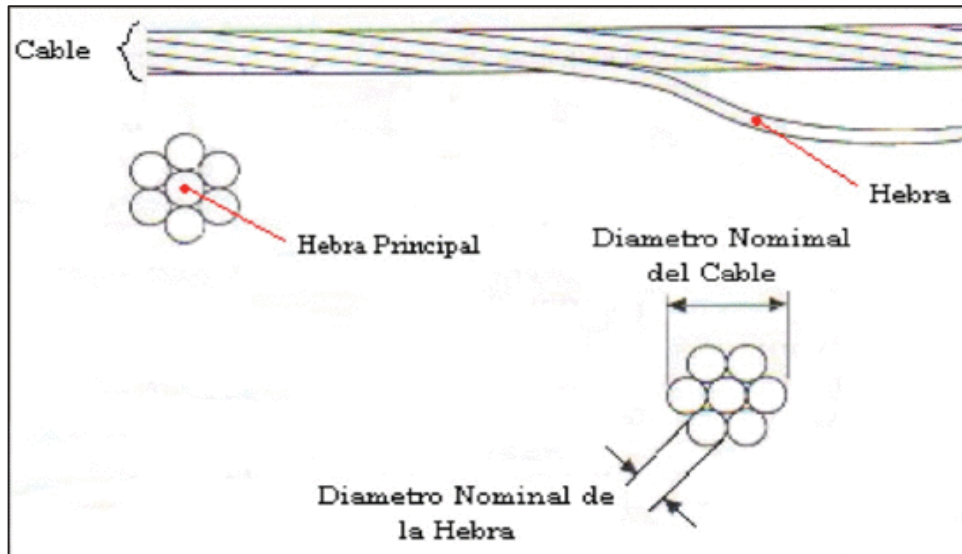
Básicamente, el soporte aplica cargas reactivas en la superficie de la excavación utilizando sistemas tales como cerchas de acero o concreto, shotcrete o cuadros de madera, son diseñados para estabilizar la masa rocosa mediante el control de colapso progresivo o deformación de la misma. En términos simples se dice que el soporte es uno pasivo.

2.2.4. Cables Bolting Y Sus Funciones

Los cables son elementos de reforzamiento, hechos normalmente de alambres de acero trenzados, los cuales son fijados con cemento dentro del taladro en la masa rocosa. El cable comúnmente usado es el denominado “trenzado simple” conformado por 6 alambres arrollado alrededor de un séptimo denominada “alma” o “toron”, que en conjunto tienen 5/8” de diámetro, con una capacidad de anclaje de 25 Ton. (Dávila, P. 2015).

Figura N° 3

Características de los Cables Bolting



Fuente: Dávila (2015)

Puede ser usado en cualquier longitud, en el rango de 4 a 35 m, ya sea en la modalidad de cable simple o doble. Desde luego hay una gran variedad de cables, destacando en la industria minera aparte del indicado, los cables standard y los cables bulbados, para mejorar la adherencia del cable con el cemento.

Figura N° 4

Tipos de Cables Bolting



Fuente: www.google.com.pe/search?hl=tipos+de+cables+bolting

2.2.5. Consideraciones para Utilización de Cables Bolting

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Son utilizados en condiciones de rocas duras, moderadamente fracturadas o fracturadas, que presenten bloques grandes a medianos, con RMR mayor o igual a 40 o cuando se quiere asegurar una franja de roca débil entre dos franjas de roca competente.
- Son instalados predominantemente en forma no tensionada para el sostenimiento en tajeos y también para el sostenimiento permanente de ciertas estructuras rocosas asociadas al minado. También se pueden utilizar como prerenforzamiento antes del minado de un tajeo. Apropiadamente instalados constituyen un sistema de reforzamiento competente y durable. Proporcionan también una alta calidad portante en condiciones de roca dura. Pueden ser instalados en áreas estrechas.

2.2.6. Aplicación de Cable Bolting

El cable Bolting es uno de los sistemas de sostenimiento más usados en las grandes aberturas subterráneas como tajeos de explotación, debido al requerimiento de sostenimiento de grandes longitudes, su flexibilidad durante el transporte e instalación y sus altos rendimientos de resistencia para garantizar la estabilidad durante la operación (Hutchison & Diederichs, 1996). Los dos métodos de instalación de cables más conocidos son:

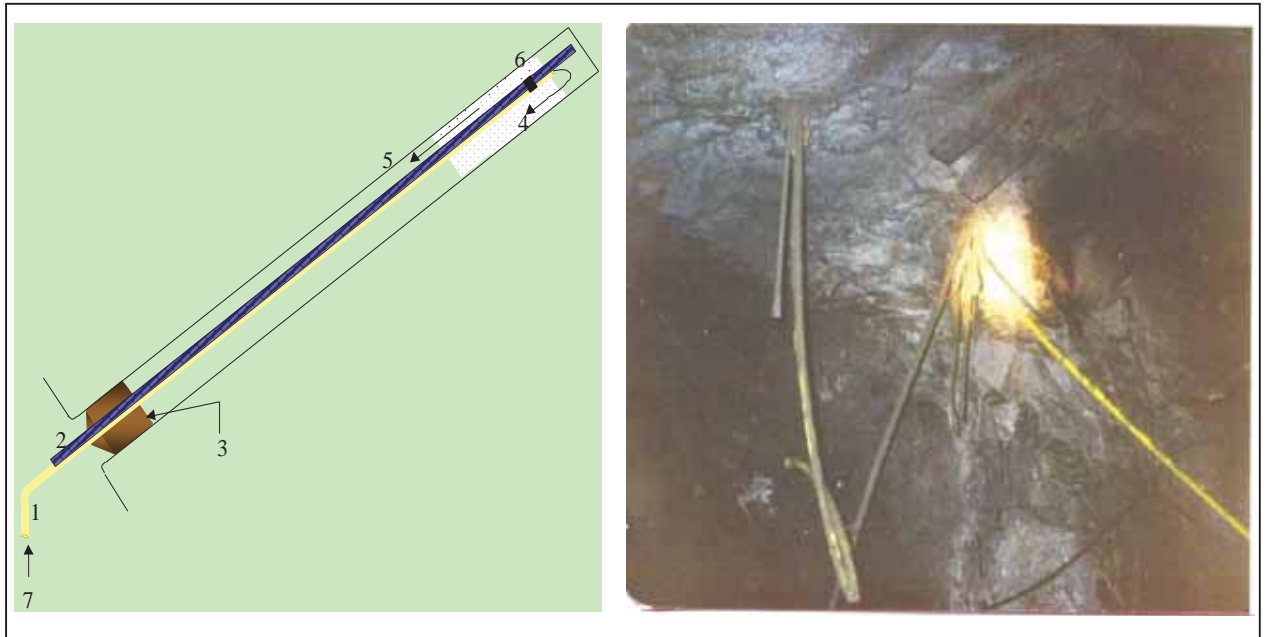
➤ Método Malkoski

Elementos Utilizados

- (1) Manguera PVC de 3/4"
- (2) Cable de Acero de 7 torones de 5/8"
- (3) Tapón cuña, hilacha y/o papel
- (4) Descarga de pasta de cemento
- (5) Pasta de cemento
- (6) Cinta adhesiva
- (7) Inyección de lechada de cemento

Figura N° 5

Método Malkoski



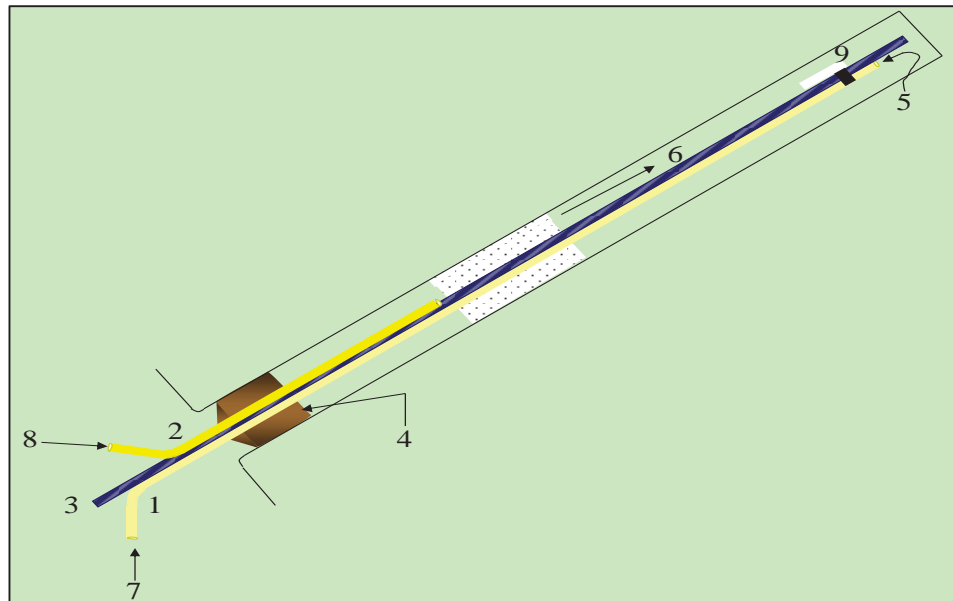
Fuente: Minsur (2016)

- Método de Boca Taponeado (hacia arriba)

Elementos Utilizados

- (1) Manguera PVC de 1/2"
- (2) Manguera PVC de 3/4"
- (3) Cable de Acero de 7 torones de 5/8"
- (4) Tapon de Cemento con hilacha
- (5) Ingreso de aire al tubo
- (6) Pasta de Cemento
- (7) Tubo de 1/2" en balde con agua
- (8) Inyección de lechada de cemento
- (9) Cinta adhesiva

Figura N° 6
Método Boca Taponeada



Fuente: Minsur (2016)

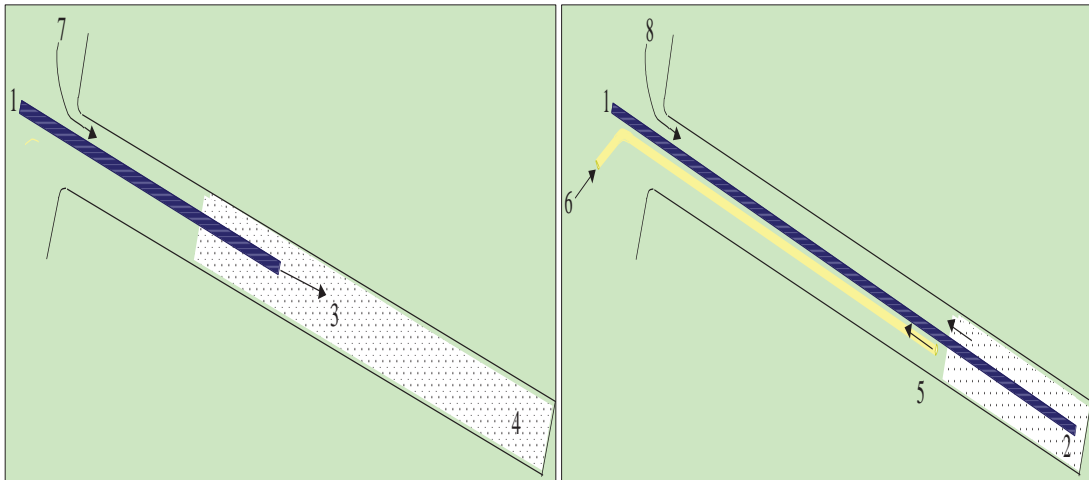
- Método de pre-cargado / lechada (hacia abajo).

Elementos utilizados

- (1) Cable de 5/8".
- (2) Pasta de Cemento.
- (3) Introducción del Cable.
- (4) Pasta de Cemento Pre- Cargado.
- (5) Retiro Paulatino de la Manguera.
- (6) Inyección de Pasta de Cemento.
- (7) El tapón se coloca al Finalizar.
- (8) Introducción del Cable.
- (9) El tapón se coloca al Finalizar la Inyección de la Pasta de Cemento.

Figura N° 7

Método Boca Taponeada



Fuente: Minsur (2016)

2.2.7. Materiales

El cable Bolting cementado es la estructura formada por el cable de acero, tubo de inyección, cuña y barril (mordaza), platina de acero. Los materiales que se utilizan en la instalación de cable bolting comprenden:

➤ **Cables de acero**

Cuando se usan cables, estos deben cumplir las especificaciones ASTM A416 sobre “Especificaciones estándar” para torones de acero, los cuales deben estar libres de soldaduras y deben de ser de acero grado 270 de normal o baja relajación.

➤ **Cemento**

El tipo de cemento más común y menos caro para el lechado de los cables bolting es el cemento Portland normal. Solo en especiales circunstancias debería ser necesario usar diferentes grados de cemento. El cemento a utilizarse será el Portland Tipo I conforme a la norma ASTM C-150 e ITINTEC 334.009-74 y conforme a la aprobación de la supervisión. Normalmente este cemento se expende en bolsas de 42.5 kg, el que podrá tener una variación de 1% del

pesoindicado, también se podrá usar cemento a granel para el cual debe contarse con un almacenamiento adecuado para que no se produjeren cambios en su composición y características físicas. El grouting de cemento a preparar (lechada) será sin agregados. El rango de la relación agua/cemento (por peso) = 0.35 a 0.4 el cual provee un óptimo balance de resistencia y variabilidad minimizada.

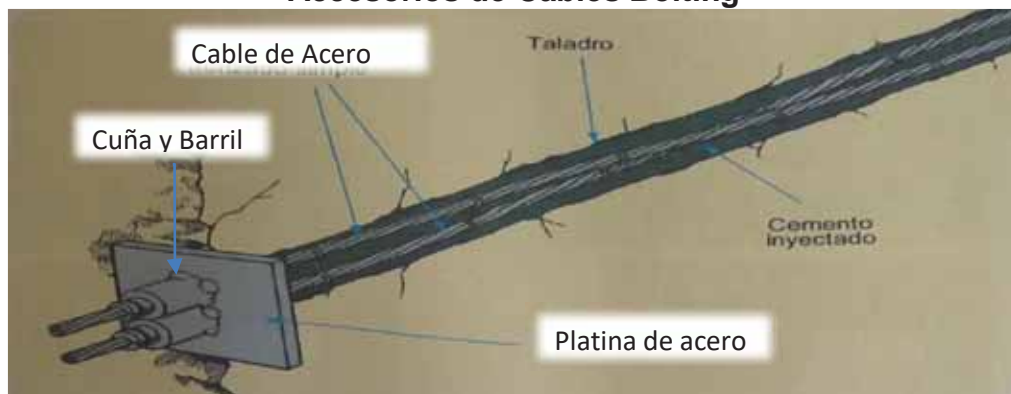
➤ **Agua**

El agua empleada para la preparación de la mezcla deberá de ser agua potable, fresca y limpia, libre de sustancias perjudiciales como aceite, ácido, álcalis, sales minerales, materias orgánicas, partículas de humus, fibras vegetales y de sustancias conocidas como nocivas para el cemento o el acero pretensado (una concentración en la pasta agua/cemento menor a 250 ppm de cloruros y menor a 100 ppm de nitratos).

➤ **Accesorios**

- Tubos de plástico (polietileno) de alta densidad de 3/4" de diámetro para enlechado, a 250 PSI
- Tubos de plástico de 3/8" de diámetro de desfogue de aire/lechada
- Dispositivo de asegurado de acero tipo barril y cuña
- Platinas de acero.

Figura N° 8
Accesorios de Cables Bolting



Fuente: Minsur (2016)

2.2.8. Equipo para Cable Bolting

Los equipos como la mezcladora y la bomba deberán ser de la capacidad adecuada y las mangueras deberán ser del tamaño que permita el enlechado continuo de un anclaje individual dentro de un período no menor que 1 hora. Se recomiendan los dispositivos de medición de agua y aditivos en caso de utilizar (dosificadores) para garantizar una proporción precisa de los ingredientes de la lechada.

➤ Características de la Bomba de Inyección

La Bomba para la inyección de lecha de cemento deberá poseer las siguientes características:

- Preparar mezclas de alta densidad de lechada que fluyan distancia largar a través de aberturas pequeñas.
- Parar el flujo cuando la bomba deja de accionar
- Permitir una alta calidad de mezclado.

Los requerimientos de bombeo para la lechada de cemento son:

- Gravedad específica agua: 1.0
- Gravedad específica cemento: 3.1
- Presión estática en P.S.I: 0.91 P.S.I /pie de taladro

2.2.9. Procedimiento de Instalación de Cable Bolting

➤ Perforación

Los taladros para anclajes serán perforados en los sitios de ubicación, con las longitudes, inclinaciones y diámetros mostrados en los planos y tablas aprobadas. La broca de perforación deberá ser de 2.5" de diámetro (64 mm) o según la necesidad de numero de cables por taladro, con un error de +/- 3 mm. Los métodos de perforación serán dejados a criterio del contratista o la empresa, siempre que sea posible

perforar taladros estables y de las dimensiones adecuadas, dentro de las tolerancias especificadas. Los métodos de perforación pueden comprender, entre otros, la perforación rotativa, percusiva o roto-percusiva.

➤ **Limpieza de Taladros y Sobre perforación**

Tras culminar la perforación, se deberán limpiar los taladros perforados antes de la instalación del cable. En el caso de que estos permanezcan abiertos durante varios días se tendría que realizar un encamisado con tubería PVC para evitar el taponeo.

➤ **Inserción del Cable de Acero**

Los cables serán colocados de conformidad con los planos y detalles aprobados por el departamento de geomecánica de Minsur y las recomendaciones de los fabricantes de cables o el contratista especialista. Antes de instalar el cable, esta será completamente limpiada de todas sus escamas, óxidos sueltos y de toda suciedad que pueda reducir su adherencia. Cada cable de anclaje será inspeccionado por personal de campo durante la instalación dentro del taladro. Se deberá reparar cualquier daño ocasionado al sistema de protección anticorrosiva o reemplazar el cable en caso de que no pueda ser reparado. La colocación del cable en el taladro deberá ser controlado de tal forma que el revestimiento, recubrimiento y los tubos de lechada no resulten dañados durante la instalación. Los cables de anclaje no deberán ser sometidos a curvaturas cerradas.

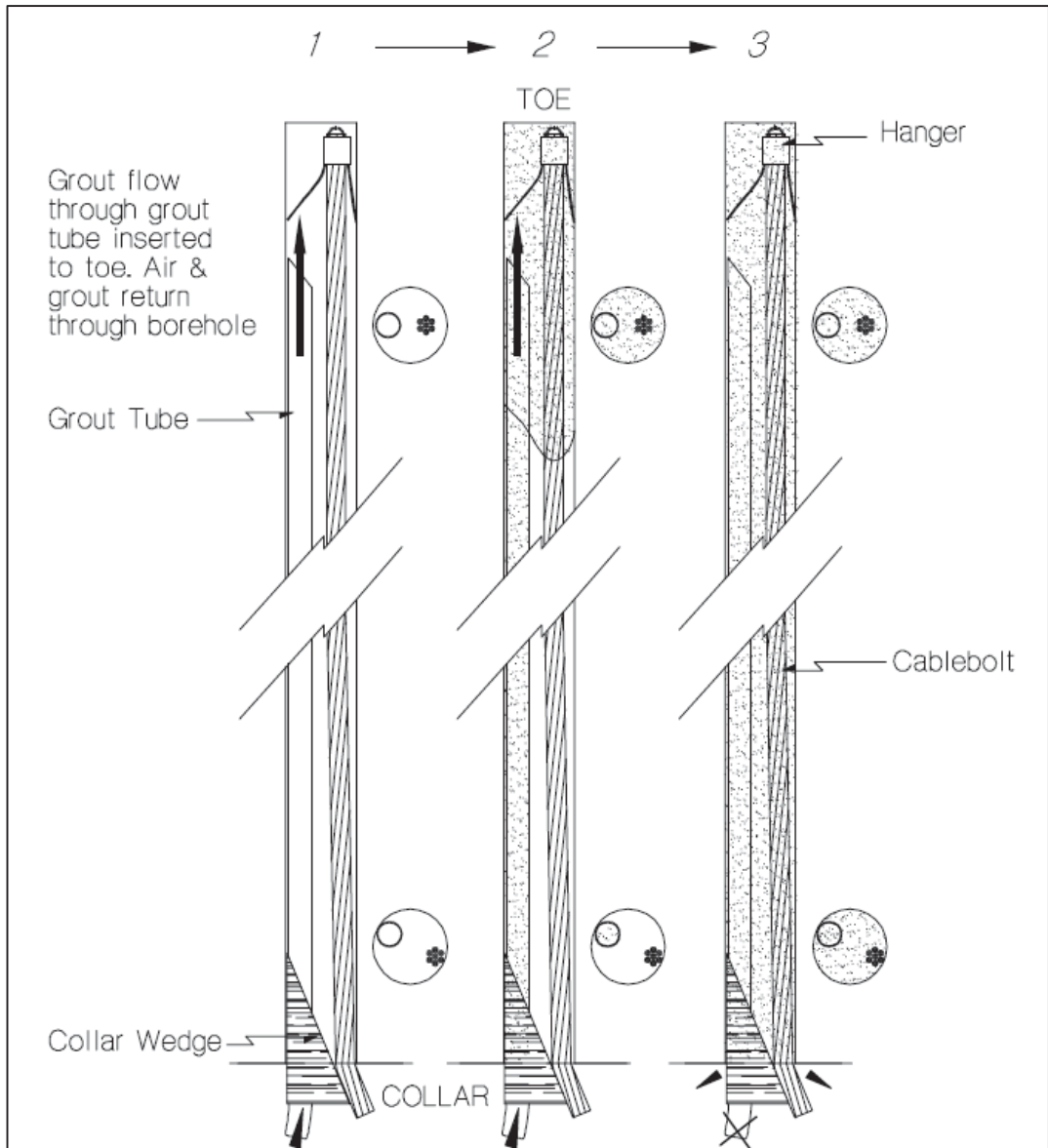
➤ **Lechada con Cemento e Instalación**

La mezcla empleada para fijar el anclaje a la roca debe de ser fluida pero estable (no deben ocurrir fugas superiores al dos por ciento durante la instalación) y debe tener una resistencia superior a los 21 MPa para cuando se efectuó el tensado. Normalmente no será necesario emplear aditivos que se emplean para mejorar la fluidez de la mezcla o reducir la cantidad de agua; sin embargo, en caso de emplearse algún tipo de

aditivo deberá estar sujeto a la aprobación previa de la supervisión y se deben llevar a cabo pruebas para comprobar que no afectan adversamente las propiedades de adherencia y resistencia de la mezcla. El empleo de acelerantes normalmente no está permitido.

Figura N° 9

Procedimiento de Instalación de Cables Bolting



Fuente: Minsur (2016)

La placa de apoyo del anclaje y la cabeza o tuerca del anclaje deberán ser instaladas en forma perpendicular al cable, dentro de un radio de ± 0.05 rad (± 3 grados) y centradas en la placa de apoyo, sin curvar o

retorcer los elementos de acero pretensado. La cola del cable será limpiada y protegida de daños hasta su prueba final y bloqueo.

Una vez que el anclaje haya sido aceptado por el Ingeniero, la cola del cable será cortada hasta su longitud final de acuerdo a las recomendaciones del fabricante. Colocando la cubierta, de requerirse, y su rellenedor (filler) se completa el trabajo de construcción del anclaje.

2.2.10. Estabilidad de echaderos

La estabilidad de echaderos se refiere a la integridad interna y externa de las estructura geomecánica del suelo bajo condiciones antisísmicas y de no afectación hidrológica, incluyendo la estabilidad de sus cimientos laterales y superiores contra deslizamientos de roca; un control seguro de infiltraciones; y resistencia a la erosión interna, o transporte de partículas. La estabilidad de echaderos está controlada por las propiedades de los materiales de relleno y los suelos en los cuales se asientan.

Hay dos escalas involucradas en la creación de problemas de inestabilidad potencial de la masa rocosa asociadas al minado subterráneo.

La primera escala, la cual puede ser denominada escala de mina (visión macro), es la que involucra a todo el cuerpo mineralizado, la infraestructura de la mina y la masa rocosa circundante. La segunda escala o escala local (visión micro), está limitada a la masa rocosa circundante a las labores mineras subterráneas. La composición y naturaleza del cuerpo mineralizado y de la roca encajonante circundante, los esfuerzos in situ, la geometría y secuencia de excavación de los tajeos, tienen influencia sobre la estabilidad global de la mina.

El minado de los tajeos en una secuencia incorrecta, el dejar pilares de tamaños inadecuados, la ubicación incorrecta de los piques y echaderos de mineral, en áreas que probablemente estarán sujetas a cambios importantes de los esfuerzos, son todos ellos problemas que tienen que ser tratados considerando la geometría global de la mina.

Por otro lado, la estabilidad de la roca circundante a un simple tajeo, a una estación de pique o a una rampa, depende de los esfuerzos y las condiciones estructurales de la masa rocosa dentro de unas pocas decenas de metros de los bordes de la excavación.

Los esfuerzos locales son influenciados por las condiciones de escala de mina, pero las inestabilidades locales serán 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.

Es necesario, por tanto, controlar las condiciones de estabilidad tanto a escala de mina como a escala local, pero es esta última la que tiene mayor importancia, desde que los problemas potenciales de inestabilidad constituyen un peligro para la seguridad del personal como para los equipos y también para la rentabilidad de la operación minera.

A fin de contrarrestar este peligro, es necesario adoptar medidas de control de la estabilidad de las labores mineras. En tal sentido, los problemas de inestabilidad de la masa rocosa de las labores mineras pueden ser minimizados:

- Planeando la forma de la mina en relación al cuerpo mineralizado.
- Considerando adecuadas formas, tamaños y orientaciones de las excavaciones.
- Considerando adecuados esquemas y secuencias de avance del minado.
- Implementando técnicas apropiadas de voladura.
- Asegurando correctas prácticas de desatado.
- Utilizando el sostenimiento con estructuras naturales y/o artificiales.
- Implementando controles instrumentales de la estabilidad.

2.3. Marco Conceptual.

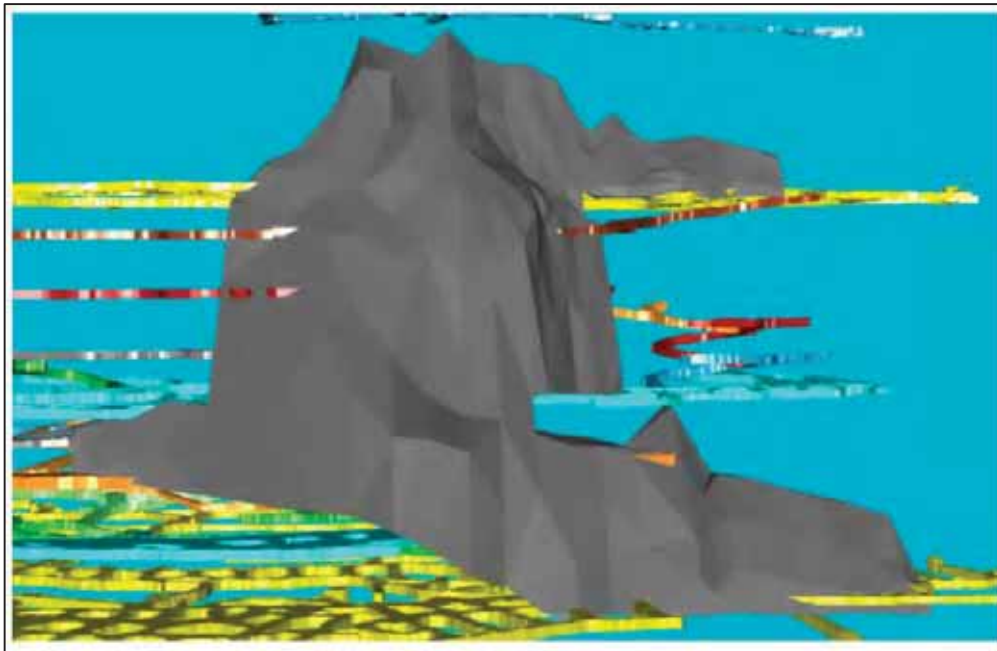
Se tiene los siguientes conceptos:

2.3.1. Gran Cavidad o Gran Vacío

Es un vacío de 762,796 m³. La cavidad se encuentra ubicada topográficamente entre los niveles 4350 y 4490 en la zona denominada cuerpo contacto norte.

Figura N° 10

Vista del solido del Gran Vacío



Fuente: Minsur (2016)

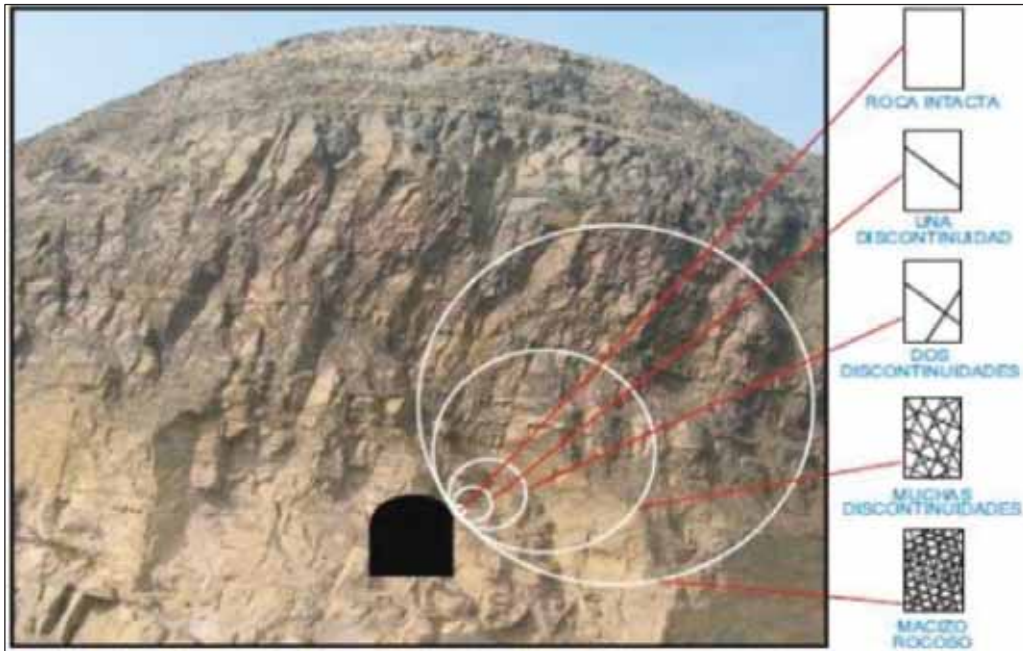
2.3.2. Macizo Rocos

Es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales. Dependiendo de cómo se presenten estas discontinuidades o rasgos estructurales dentro de la masa rocosa, éstas tendrán un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado (Jiménez, 2014).

2.3.3. Roca Intacta

La 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 (Jiménez, 2014).

Figura N° 11
Macizo Rocoso



Fuente: <https://es.slideshare.net/rodersc/cap1-introduccion-mecanica-de-rocas>

2.3.4. Estructura del Macizo Rocoso

Las principales estructuras que están presentes en el macizo rocosos son los siguientes:

2.3.4.1. Fallas

Son fracturas que han tenido desplazamiento, a lo largo de la cual se mueven los bloques rocosos que son separados por ella.

2.3.4.2. Diaclasas

También denominadas juntas, son fracturas que no han tenido desplazamiento y las más comúnmente se presentan en la masa rocosa.

2.3.4.3. Planos de Foliación o Esquistosidad

Se forman entre las capas de las rocas metamórficas dando la apariencia de hojas o láminas.

2.3.4.4. Diques

Son estructuras de la roca ígnea de forma tabular que cortan a la roca encajonante, que se presentan generalmente verticales o sub verticales.

2.3.5. Propiedades de las Discontinuidades

Todas las discontinuidades presentan propiedades geomecánicas importantes que las caracterizan y que influyen en el comportamiento de la masa rocosa. Estas propiedades son descritas por (Jiménez, 2014).

2.3.5.1. Orientación

Es la posición de la discontinuidad en el espacio, comúnmente es descrito por el rumbo o azimut y buzamiento.

2.3.5.2. Espaciado

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Este determina el tamaño del bloque.

2.3.5.3. Persistencia

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

2.3.5.4. Rugosidad

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

2.3.5.5. Abertura

Es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno. Este parámetro puede ser muy variable en diferentes zonas de un mismo macizo rocoso. A menos apertura las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura las condiciones serán más desfavorables.

2.3.5.6. Relleno

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

2.3.6. Propiedades Físicas de las Rocas

Según (Gonzales de Vallejo, 2002) las propiedades físicas de las rocas son el resultado de su composición mineralógica, fabrica e historia geológica, deformacional y ambiental, incluyendo los procesos de alteración y meteorización. La gran variabilidad de propiedades se refleja en comportamientos mecánicos diferentes frente a las fuerzas que se aplican sobre las rocas, comportamientos que quedan definidos por la resistencia del material y por su modelo de deformación. Las propiedades físicas de las rocas son:

2.3.6.1. Densidad (ρ)

La densidad de la roca es la relación entre la masa de sólidos y volumen total, esta expresado de la siguiente manera (ISRM, 1981).

$$\rho = Ms / V$$

Dónde:

Ms : Masa del sólido seca

V : Volumen de la muestra

2.3.6.2. Porosidad (η)

La porosidad es la relación entre el volumen de vacíos V_v (ocupado por los huecos o poros en la roca) y el volumen total V (partículas sólidas + huecos), se expresa se la siguiente manera (Gavilanes y Andrade, 2004).

$$(\%) = V_v / V * 100$$

Dónde:

V_v : Volumen de vacíos

V : Volumen total

2.3.6.3. Absorción (ω)

El agua que llena los poros de una muestra de roca inmersa puede quedar atraída por la roca o bien quedarse libre, es decir, no sujeta a atracción. Cuando se somete en agua una muestra de roca no absorbe tanta cantidad como lo permitiría su capacidad teórica, ya que durante la inmersión una parte del aire existente en la muestra es aprisionada por el agua y no puede encontrar salida; así es que el agua se ve imposibilitada para llenar determinado porcentaje de los poros. Si sumergimos una roca en agua durante determinado periodo de tiempo y a temperatura también determinada, la relación entre el volumen de la muestra y el del agua absorbida es la absorción porcentual (ISRM, 1981).

$$\omega = (M_{sat} - M_s) / M_s * 100$$

Dónde:

M_s : Masa del sólido seca.

M_{sat} : Masa saturada en agua.

2.3.7. Propiedades de Resistencia Mecánica de la Roca

Las propiedades mecánicas de las rocas representan resistencia mecánica, o sea, la capacidad de resistir a los esfuerzos aplicados y son cuantificadas con ensayos de laboratorio. Las principales son:

2.3.7.1. Resistencia a la carga puntual

El ensayo de carga puntual (Point Load Test) se utiliza como una prueba de índice para la clasificación de resistencia de los materiales rocosos, que proporciona una evaluación aproximada de la resistencia a los esfuerzos de las muestras, que pueden estar en forma de testigos cilíndricos de sondajes (ensayos diametral y axiales), bloques cortados (ensayos en bloques) o de formas irregulares (ensayos de especímenes irregulares), se fracturan por la aplicación de carga concentradas usando un par de puntas cónicas de geometría estandarizada y registrar la fuerza aplicada. A partir de esta información, se puede obtener un índice que puede ser correlacionado con la

resistencia la compresión uniaxial. Siguiendo los procedimientos recomendados por la International Society of Rock Mechanics (ISRM, 1981).

El índice de resistencia a la carga puntual sin corrección para el ensayo diametral en testigos de perforación es calculado de la siguiente manera:

$$I_s = \frac{P}{De^2} = \frac{P}{De}, \text{ MPa} \quad \text{Si } De^2 = D^2 \rightarrow De = D$$

El índice de resistencia a la carga puntual no corregida para ensayos axiales en testigos de perforación, bloques o en formas irregulares:

$$I_s = \frac{P}{De^2} = \frac{P\pi}{4WD}, \text{ MPa} \quad ; \text{ Si } De^2 = \frac{4A}{\pi}, A = WD \rightarrow De = \sqrt{\frac{4WD}{\pi}}$$

Dónde:

I_s : Índice de resistencia a la carga puntual.

P : Carga.

De : Diámetro equivalente.

D : Espesor de la muestra.

W : Ancho de la muestra.

A : Área de la sección transversal mínima.

Las Correcciones “ I_s ” varían en función de “ D ” en el ensayo diametral y como una función de “ De ” en el ensayo axial, por eso se debe aplicar una corrección para obtener un valor único de esfuerzo de carga puntual para una muestra de roca, para que este valor pueda ser usado para propósitos de clasificación de la roca. El valor de esfuerzo de carga puntual corregido “ $I_s (50)$ ” de una muestra de roca está definido como el valor “ I_s ” medido en un ensayo diametral con diámetro $D=50$ mm.

El método más efectivo de obtener “ $I_s (50)$ ” es ejecutar ensayos diametrales muy cerca de $D=50$ mm. La corrección entonces no será necesaria o se introducirá un mínimo de error (por ejemplo, en el caso de ensayos diametrales de muestras cilíndricas NX con $D=54$ mm, la corrección no es necesaria). Sin

embargo, no todos los ensayos de carga puntual son ejecutados con estas muestras por lo que la siguiente corrección debe ser aplicada:

$$I_{50} = F * I_s$$

Donde el factor F se calcula mediante la siguiente expresión:

$$F = \left[\frac{De}{0.25} \right]^{0.45}$$

La expresión final es la siguiente:

$$I_{50} = \left[\frac{De}{0.25} \right]^{0.45} \left[\frac{P}{De^2} \right]$$

Dónde:

I_s (50) : Índice de carga puntual (MPa).

P : Carga de falla (KN).

De : Es diámetro equivalente (mm).

A partir del índice de carga puntual corregido I_s (50) se puede utilizar la fórmula de (Broch y Franklin, 1972) para estimar la resistencia a la compresión simple:

$$\sigma_c = K * I_S(50)$$

Dónde:

I_s (50) : Índice de carga puntual corregido para diámetro de 50 mm (MPa).

σ_c : Resistencia a la compresión simple estimada a partir del I_s (50) (MPa).

K : Factor de conversión.

De acuerdo con investigaciones recientes (Brook, 1993) el factor K puede variar entre 10 y 50, por lo que en general se recomienda efectuar ensayos de compresión simple y de carga puntual por cada grupo de muestras de un tipo de roca dado, con el fin de determinar el factor de conversión.

Si el valor del factor "K" de correlación no está disponible, los valores pueden ser usados como se muestra en la tabla 2.2, en caso de no realizar ensayo de compresión simple.

Tabla N° 2

Índice para conversión de Is (50) a la resistencia de compresión Simple

Tamaño núcleo (mm)	Valor de "K"
21.5 (núcleo Ex)	18
30	19
42 (núcleo Bx)	21
50	23
54 (núcleo Nx)	24
60	24.5

Fuente: Brook (1993)

2.3.7.2. Resistencia a la Compresión Uniaxial

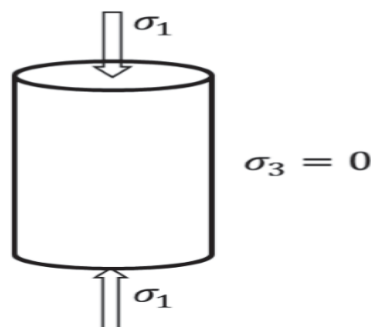
Este ensayo permite determinar la resistencia uniaxial no confinada de la roca (σ_c). Es un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia. La relación entre los esfuerzos aplicados en el ensayo es: $\sigma_1 \neq 0$; $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$. (Gonzales de Vallejo, 2002).

La resistencia a la compresión uniaxial se determina mediante la siguiente fórmula:

Figura N° 12

Compresión Simple o Uniaxial

$$\sigma_c = \frac{P}{A} = \frac{4P}{\pi D^2}$$



Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002)

Si la relación longitud/diámetro (L/D) es menor que 2 se hace una corrección al esfuerzo, entonces la resistencia se calcula mediante la siguiente expresión:

$$\sigma_{cc} = \frac{P}{\left[0.88 + \left(\frac{0.24D}{h}\right)\right]}$$

Dónde:

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la muestra (Mpa ó Kgf/cm²).

σ_{cc} : Resistencia a la compresión uniaxial corregida de muestra (Mpa ó Kgf/cm²).

P : Carga pico de roca (Kg).

A : Área de la sección inicial de la muestra (cm²).

D : Diámetro de la probeta o espécimen de roca (cm).

h : Altura de la probeta o espécimen (cm).

2.3.8. Resistencia a la compresión Triaxial

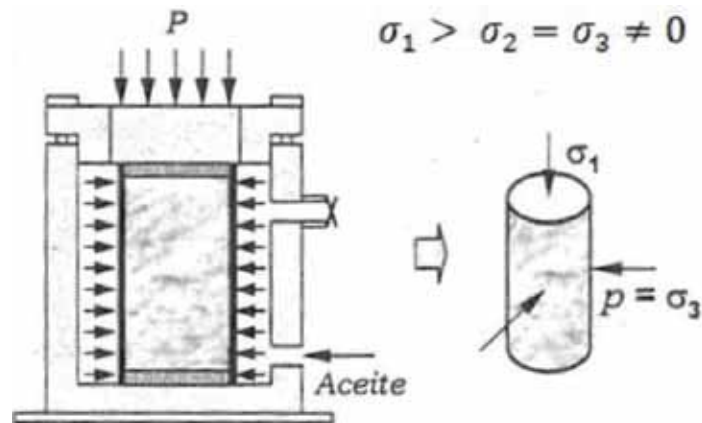
Este ensayo representa las condiciones de las rocas in situ sometidas a esfuerzos confinantes, mediante la aplicación de presión hidráulica uniforme alrededor de la probeta (Ver figura 11). Este ensayo determina la resistencia a la compresión de un testigo cilíndrico de roca en estado no drenado bajo una presión de confinamiento. Nos provee de los valores necesarios para graficar la envolvente de esfuerzos (Mohr), y a partir de ésta calcular el valor del ángulo de fricción interna y la cohesión aparente de la roca. (González de Vallejo, 2002).

En un ensayo triaxial la carga axial corresponde y simulan el esfuerzo principal mayor que actúa en la corteza (σ_1), mientras que la tensión radial producida por la presión hidráulica representa el esfuerzo principal menor σ_3 . En este ensayo se deben cumplir las siguientes condiciones:

- Razón Largo/ancho de la probeta debe ser 2.0 a 2.5.
- Extremos deben ser paralelos y pulidos, sin grietas.
- Ancho de muestra debe ser >10 veces el tamaño medio del grano.

Figura N° 13

Esquema de Ensayo Triaxial



Fuente: Gonzales de Vallejo (2002)

2.3.9. Clasificaciones Geomecánicas del Macizo Rocoso

Existen varios sistemas de clasificación geomecánica en obras subterráneas las más aplicadas son el RMR, Q y GSI.

Las clasificaciones geomecánicas constituyen actualmente un método fundamental para cuantificar la calidad del macizo rocoso.

2.3.9.1. Sistema RMR

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena de acuerdo a la tabla 2.4.

Las versiones más utilizadas son el RMR (Bieniawski, 1976) y el RMR (Bieniawski, 1989), ambas incorporan la valoración de parámetros como:

Resistencia de la roca intacta, RQD (Rock Quality Designation), Espaciamiento de discontinuidades, Condiciones de las discontinuidades y agua subterránea.

El puntaje total del RMR está definido por:

$$RMR = (i) + (ii) + (iii) + (iv) + (v) - \text{Ajuste por orientacion}$$

Dónde:

- (i) : Resistencia de la roca intacta
- (ii) : RQD (Rock Quality designation)

(iii) : Espaciamiento de discontinuidades

(iv) : Condiciones de las discontinuidades

(v) : Agua subterránea

Tabla N° 3
Sistema de RMR según (Bieniaswski, 1976)

SISTEMA DE RMR (Según Bieniaswski 1976).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia de carga puntual	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
Puntuación		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	<50 mm		
	Puntuación		30	25	20	10	5		
4	Condiciones de las discontinuidades		Superficies muy rugosas sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5mm espesor o juntas abiertas de 1-5mm juntas continuas	Relleno blando > 5mm o juntas abiertas > 5mm juntas continuas		
			Puntuación		25	20	12	6	0
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna		<25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal o mayor)	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condición general	Totalmente seco		Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
Puntuación		10		7	4	0			
B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN POR LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES									
Orientaciones de rumbo y buzamiento de juntas			Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntuación	Túneles		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60		
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL									
Puntuación		100-81	80-61	60-41	40-21	<21			
Categoría		I	II	III	IV	V			
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala			

Fuente: Bieniaswski (1976)

2.3.9.2. Sistema de Clasificación del Índice Q

El índice Q de clasificación de macizos rocosos fue desarrollado en Noruega por (Barton y Lude, 1974). Su desarrollo ha representado una mayor contribución al tema de clasificación de macizos rocosos por las siguientes razones:

- El sistema fue propuesto con base en el análisis de 212 casos históricos de túneles en Escandinavia.
- Es un sistema de clasificación cuantitativa.
- Es un sistema ingenieril que facilita el diseño de sostenimiento para túneles.

El Índice Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros, agrupados en tres cocientes para dar la calidad del macizo rocoso Q como sigue:

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

Dónde:

RQD : Índice de Calidad de la Roca.

J_n : Número de familias de juntas.

J_r : Índice de rugosidad de las juntas.

J_a : Índice de alteración de las juntas.

J_w : Factor de reducción por presencia de agua en las juntas.

SRF : Factor de reducción por esfuerzos.

2.3.10. Índice de Calidad de la Roca RQD

El índice de la calidad de la roca RQD (Rock Quality Designation) fue desarrollado por (Deere, 1964) para proporcionar un estimado cuantitativo de la calidad del macizo rocoso, el RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso de 100% a 0%, la interpretación del valor del RQD se muestra en la tabla 4.

Tabla N° 4

Interpretación de valores del RQD

RQD (%)	Calidad de Roca
25	Muy pobre
25-50	Pobre
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Fuente: Deere (1964)

El sistema se basa en medir la frecuencia del número de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso, en la dirección que se mide. Si la frecuencia de fracturas aumenta el valor del RQD disminuye.

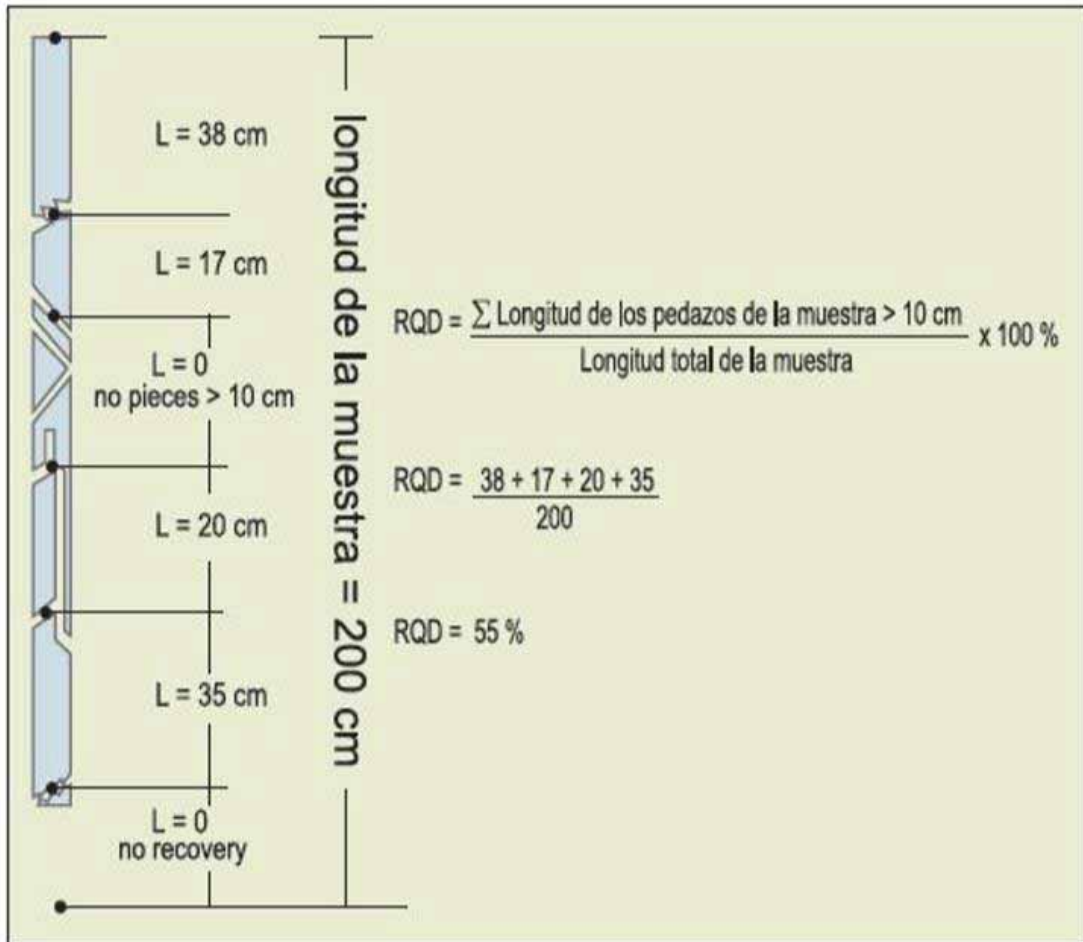
Originalmente, el sistema de RQD fue desarrollado para taladros de perforación diamantina de diámetro mayor o igual a 54 mm. Sin embargo, las perforaciones de exploración comúnmente utilizan diámetros menores de perforación, tales como BQ y NQ (diámetros de 47.6 mm y 50.5 mm respectivamente). Aunque, los testigos de perforación diamantina menor son más propensos a sufrir fracturas inducidas a partir del proceso de perforación y manipuleo; Brown (1978) afirmó que los diámetros de testigos mencionados anteriormente (BQ y NQ) son apropiados para la recolección de datos geotécnicos.

El valor del RQD es la relación expresada como un porcentaje de la suma de todas las partes de longitudes mayores a 10 cm dividido por la longitud total de la corrida de perforación. El RQD se mide normalmente para cada corrida de perforación. Sin embargo, a veces este es registrado para distintas longitudes de taladro, como por ejemplo cada 10 m. Lo importante es medirlo dentro de un mismo dominio geotécnico que es definido por el tipo litológico.

$$RQD (\%) = \frac{\sum \text{Longitud de los testigos mayores de 100mm de la corrida}}{\text{Longitud total de la corrida}} \times 100$$

Figura N° 14

Procedimiento para medir y calcular el RQD



Fuente: Deere (1964)

CAPITULO III

DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL

3.1. Generalidades

3.1.1. Unidad de estudio

La unidad minera San Rafael, realizada trabajos de extracción de mineral de cabeza, en los diferentes niveles, que se encuentra emplazada en rocas pizarrosas que fue identificado como Michelinoceros Nautilios del Ordoviciano Superior, lo que permitió definir la edad de estas rocas en la zona mineralizada como pertenecientes a la formación Sandia. Las filitas son las rocas predominantes, son de color gris oscuro con Muscovita en los planos de foliación. Estas rocas en contacto con el intrusivo, han sido metamorfoseadas a hornfels, que son masivos y de color gris oscuro-marrón. Las cuarcitas están intercaladas con las filitas; se encuentra principalmente en el paso a Umbral y en los alrededores del Campamento San Rafael, en la laguna Chogñacota.

3.1.2. Ubicación

La mina San Rafael, propiedad de MINSUR S.A., está ubicada en el departamento de Puno, en el nevado Quenamari de la Cordillera de Carabaya y un segmento de la cordillera Oriental, a una altitud de 4 500 m.s.n.m. Esta es la única mina de estaño en el Perú y la segunda en producción a nivel mundial, después de P.T. Tima, de Indonesia.

San Rafael produce actualmente 2 900 t/d con 4,80 % de estaño y 960 950 TM por año y 67,440 TM de concentrados de estaño con 62,4% de ley, en una compleja planta de tratamiento que recupera el 90,98% de estaño.

San Rafael está en las estribaciones occidentales de la Cordillera de Carabaya, en un segmento de la Cordillera Oriental del sureste peruano.

En el nevado Quenamari se encuentran dos minas: San Rafael y Quenamari. La mina San Rafael está en el SW del nevado San Bartolomé de Quenamari (5 299 m.).

La mina Quenamari está al SE del nevado San Francisco de Quenamari (5 997 m); pertenece al distrito de Ajoyani, provincia de Carabaya dpto. de Puno y es propiedad de minera Carabaya S.A. En la actualidad está arrendada a MINSUR S.A.

Políticamente se ubica en el distrito de Antauta, provincia de Melgar, Dpto. de Puno.

Coordenadas:

Tabla N° 5

Coordenadas geográficas

Longitud Oeste	70° 19'
Latitud Sur	14° 14'

Fuente: MINSUR (2016)

Tabla N° 6
Coordenadas UTM

Este	357,730
Norte	8'426,520

Fuente: MINSUR (2016)

Figura N° 15

Mapa de ubicación de la Mina San Rafael



Fuente: MINSUR (2016)

3.1.3. Accesibilidad

Se cuenta con los siguientes accesos:

- Por la carretera Lima – Arequipa (1,000 Km), Arequipa – Juliaca (280 Km), y a partir de la ciudad de Juliaca, existen tres rutas:

- Pucara – Asillo – San Rafael.
- Azángaro – San Rafael.
- Juliaca – Ayaviri – Santa Rosa – Ñuñoa – San Rafael distantes 180 Km aproximadamente.
- Por vía Férrea el acceso es posible desde el puerto de Matarani, pasando por Arequipa y Juliaca hasta el poblado de Tirapata. Esta vía prosigue hacia Cusco. De Tirapata se toma la carretera hacia Asillo y San Rafael.
- Para el acceso por vía aéreo, se cuenta con el aeropuerto comercial de la ciudad de Juliaca, y un campo de aterrizaje en San Rafael, debidamente acondicionado a un altitud de 4,350 msnm, a 25 minutos de vuelo desde Juliaca y directo desde Lima – San Rafael, aproximadamente 2 horas.

3.1.4. Reseña histórica

A principios de este siglo se concluyó que la frontera Peruano – Boliviano era también el límite de mineralización de Sn y que este metal no se encontraba en el Perú (Romaña 1908), el Sn encontrado en la Mina San Rafael ha demostrado lo contrario.

La explotación del distrito minero San Rafael tiene dos etapas bien definidas: una por Cu y la otra por Sn, en ambas se siguieron métodos tradicionales de prospección y exploración.

Hay indicios de que al inicio del siglo XX, se lavaron depósitos aluviales en las partes bajas del nevado Quenamari con el propósito de obtener Au. Los hechos históricos más concretos datan del año 1948; el Sr. Juan Manuel Gonzales Polar explotaba la mina san German, distante unos 6 Km, al NO de San Rafael en sociedad con The Lampa Mining Co. Ltda., estas fueron labores de pallaqueo que se hicieron el 1 de Julio de 1948 y se dieron por concluidas en 1951. En 1947, el barretero y cateador Rafael Avendaño, descubrió unas muestras de chalcopirita, en lo que es ahora el

Nv-4877 de la veta San Rafael entregados este el Sr. Gonzales Polar quien procedió a denunciar la zona. Como homenaje a su descubridor, la veta más importante y la mina llevan el nombre de SAN RAFAEL.

En 1977 se formó Minsur S.A. y se adquirieron las propiedades de Minsur S Ltda., entre ellas la Mina San Rafael con 745,231 TMS con 2.67% de Cu y 1.06% Sn de las cuales 224,998 TM con 1.0% Cu y 1.6% Sn.

3.1.5. Historia de la explotación

A principios del siglo XX se concluyó que la frontera Peruano Boliviano era también el límite de la mineralización de estaño y que este metal no se encontraba en el Perú (Romaña 1908). El estaño encontrado en la mina San Rafael ha demostrado lo contrario.

La explotación del distrito minero San Rafael tiene dos etapas bien definidas: una por cobre y la otra por estaño, en ambas se siguieron métodos tradicionales de prospección y exploración.

Exploración por cobre

La nieve cubría gran parte del Nevado Quenamari; no obstante en 1913, una compañía germano-chilena hizo algunos trabajos mineros al noroeste, en la zona de Umbral.

En 1946 Mauricio Hochschild exploró sin éxito los denuncios de Gonzáles Polar en Umbral y Patrón, y luego la veta San Rafael en 1949, descubierta por el Señor Rafael Avendaño en 1947.

En 1950 se formó The Lampa Minino Co. Ltda., la que exploró las propiedades de González, quién en 1956 transfirió parte de sus denuncios a Minas Unión S.A.

Esta empresa operaba en el otro lado del nevado Quenamari, hizo algunos denuncios en la zona de San Rafael y redenunció algunos caducos de Gonzáles.

En 1958, el señor Edgar Vidal compró los denuncios de Minas Unión, hizo otros denuncios y dio en opción la mina Umbral a Lampa. En éste año, Gonzales vendió todas las sus propiedades a esta compañía, la que inició trabajos de exploración y desarrollos subterráneos en las vetas San Rafael, Umbral y San Germán, e instaló una planta de flotación de 50 t/d en 1960. En los relaves de cobre se descubrió la casiterita con leyes de 0,6 % A 1,0 % , con lo que se inició desde entonces la recuperación de este mineral como subproducto en mesas gravimétricas en una nueva planta de 100 t/d, con una recuperación de 41 %.

En 1966, Lampa vendió sus propiedades, entre ellas la mina San Rafael con 45 700 t y 6,15 % Cu, a la casa Grace y se formó la compañía Minsur S.L.

Se construyó otra planta de flotación y de gravimetría de 250 t. en 1969, que fue aumentada a 350 t. Esta compañía trabajó la parte sur de las vetas San Rafael, Vicente, Jorge y Patricia.

En 1977, los valores de cobre descendieron a menos de 3 % y la veta San Rafael se debilitó y empobreció en el nivel 533, a lo que se sumaron problemas con el sindicato minero y la comunidad minera. Ante ésta situación, la mina San Rafael y otras propiedades de Minsur S.L. fueron ofrecidas a varias compañías mineras.

La mina Quenamari, vecina de la mina San Rafael y propiedad de Minas Unión, del Ing. Roger Vidal, estuvo también en venta durante esos años como mina de cobre y estaño. Esta mina era la más conocida y publicitada, a diferencia de la mina San Rafael, que era la menos conocida.

Exploración por estaño

En 1977 se formó Minsur S.A. y se adquirieron las propiedades de Minsur S.L., entre ellas la mina San Rafael con 745 231 TMS con 2,67 % Cu y 1,06% Sn, de las cuales 224 998 t con 1,0 %Cu y 1,6 % Sn eran mineral de estaño.

Desde sus inicios, el directorio de Minsur S.A. apoyó un agresivo programa de exploraciones y desarrollos, para lo cual se dotó del equipo minero necesario para una minería subterránea con rieles.

El departamento de geología fue fortalecido con la introducción de técnicas adquiridas en el centro del Perú y por un estudio geológico integral del nevado de Quenamari (Arenas, 1980), y el departamento de Minas, también, con la introducción en 1980 del sistema de minería sin rieles o trackles, lo que permitió un rápido avance en los desarrollos y en la extracción del mineral por medio de una Rampa.

Paralelamente, la planta fue aumentada a una capacidad de 500 t/d y así sucesivamente hasta llegar a la actual producción.

Las exploraciones se concentraron en el intrusito hacia el norte y en profundidad. Hubo la creencia de que la veta estaba mejor formada en las pizarras y que no profundizaba en el intrusito.

En 1978 se compró la mina Quenamari bajo dos premisas: Minsur S.A. debería ser dueña de toda la propiedad minera del nevado de Quenamari, porque esta mina tenía posibilidades para encontrar mineralización de estaño en profundidad.

La primera premisa se cumplió con creces; la propiedad minera de Quenamari se extendía hasta la veta San Rafael y alrededores. Los cuerpos de mineral de esta veta se encontraron en lo que fue propiedad de Quenamari, ahora Minera Carabaya S.A.

Los primeros años de Minsur S.A., los valores de estaño estaban en el orden de 0,8 % a 1,0 %.

Conforme se avanzaba en el intrusito y hacia el norte de la veta San Rafael, los valores de estaño aumentaban a 1,5 % y 2 %, hasta que en el nivel 600 se encontró un cuerpo de mineral u Ore Shoot de 20 m por 30 m, con estaño grueso o botroidal y con valores de hasta 15 %. La exploración siguió en el intrusito en los niveles inferiores en una veta bien

formada con valores de 2% a 3 %Sn.

Perforaciones diamantinas hechas en 1983 encontraron mineralización de estaño hasta la cota 3 970. La falta de estocadas o cortadas al piso de la veta San Rafael, en donde se observaba un brechamiento, retardó casi por un año el hallazgo de otros cuerpos mineralizados.

Ahora, las estocadas son labores comunes, lo que ha permitido después encontrar y delimitar en profundidad siete cuerpos de mineral con leyes de 5 % Sn y 0,2 % Cu.

Angostamientos de la veta, ramaleos, empobrecimientos por largos trams, hicieron pensar que la mineralización no continuaba en profundidad o que no persistía. No todo fue fácil, pero hubo perseverancia y conocimiento del yacimiento mineral, sobre todo de las etapas de mineralización.

Desde 1977, el profesor Alan Clark y sus colaboradores de Queen's University del Canadá emprendieron un ambicioso proyecto de investigación metalo genética en la Cordillera Oriental del sureste peruano.

Estudios petrogenéticos y geoquímicas de los intrusitos y volcánicos, isótopos de plomo de la mineralización, determinaciones radiométricas de las rocas, estudios metalo genéticos e interpretaciones estructurales, etc., los que permitieron conocer mejor la génesis de la mineralización estannífera local y regional (Macedo, 2018).

El conocimiento de la paragénesis y de las secuencias de la mineralización, así como estudios de inclusiones fluidas de la veta San Rafael (Arenas, 1999) fueron valiosos para ubicar la mineralización en su etapa correspondiente y para guiar mejor las exploraciones.

La observación minuciosa de la mineralogía, las interpretaciones de cocientes de metálicos de estaño y cobre (Arenas, 1980b; Petersen, 1988), el conocimiento del zoneamiento mineralógico horizontal y vertical, la presencia de clorita en las vetas, la alteración hidrotermal representada por la cloritización de las cajas y la presencia de clorita en las vetas y cuerpos

de mineral fueron también guías valiosas para la exploración.

La misión peruano-alemana estudio las perspectivas estanníferas en el SE del Perú, pero no dio a conocer sus resultados.

3.1.6. Clima

El clima es frío todo el año, más frío en los meses de invierno austral, pero es caluroso durante los días de verano, presenta un ecosistema típico de la altura, la mayor parte del área se encuentra cubiertas por pastos naturales, el centro poblado más cercano es el distrito de Amauta, el cual se encuentra a 4 Km. El agua se encuentra en los nevados en pequeñas lagunas glaciares y en río amauta, principal colector y afluente del río Carabaya.

Este macizo tiene una forma semicircular con una topografía empinada en la parte alta y ondulada en la parte inferior. El drenaje es radial, los procesos fluvio-glaciales han dejado lagunas escalonadas y morrenas. Pizarra y Cuarcita de la formación Sandia del ordovisco superior, han sido intruidas por dos Stocks monzogranitos peraluminosos de 24 y 27 Ma del oligoceno superior – mioceno inferior. En los alrededores de la mina afloran rocas del paleozoico superior.

Los cuerpos minerales de San Rafael tienen lugar en un sistema de vetas con fisuras sinistral izquierda, albergados en un monzogranitos, estos cuerpos son localizados en empujes de dilatación donde la falla de San Rafael ha deflexionado o escalonado al oeste, donde estas curvaturas desarrolladas a la izquierda han creado problemas de compatibilidad apreciadas durante el desplazamientos de la falla, dejando espacios abiertos y el desarrollo de fracturas de extensión rellenos de mineral (vetas, brechas, stockwork).

En la veta San Rafael ahí un marcado zoneamiento vertical, Cu en la parte superior por encima del nivel 4,700 m Cu-Sn entre los niveles 4700 y 4533 m, por debajo del nivel 4533 m se tiene incremento de Sn en profundidad, en un desnivel de 680 m.

3.1.7. Recursos

3.1.7.1. Recursos de Agua Superficial y Subterránea

El agua proviene del deshielo de los nevados de la zona, da origen a la escorrentía presente en la zona, las lagunas existen en el área de la concesión; son el resultado de las obras de represamiento efectuadas por la empresa. La escorrentía regula el régimen hidrológico que alimenta a la quebrada de Chogñacota, las lluvias estacionales contribuyen a incrementar el volumen de agua existente en la zona.

Los principales cuerpos de agua existentes en la zona son las lagunas de Chogñacota, Suytocochoa, Chichacochoa, Suyrocochoa, Estancocochoa y Yanacochoa; las cuales pertenecen al mismo curso hidrológico de la cuenca de Azángaro, la cual a su vez es afluyente del río Ramis, el cual descarga finalmente en el lago Titicaca. El volumen total de almacenamiento de estas lagunas (sin incluir a la Chogñacota) es de 1900400 m³.

Tabla N° 7

Volumen de almacenamiento en lagunas

LAGUNA	CAPACIDAD (M3)
Estancocochoa	946,684.00
Suytocochoa	427,928.00
Yanacochoa	371,063.00
Chichacochoa	121,725.00
Suyrocochoa	42,000.00
Total Aproximadamente	1,909,400.00

Fuente: MINSUR (2016)

El cuerpo hídrico más cercano a las operaciones es el río Antauta, el cual nace de la confluencia de los ríos Vizcachani y Añajaja; el río

Antauta tiene un régimen torrencioso solo en época de lluvias, con un cauce simuoso y pedregoso.

3.1.7.2. Flora

La flora de la zona es característica de las zonas de altura y está compuesta por ichu (*calamagrostis* sp) el cual cubre las laderas de los cerros. En el cauce de las quebradas húmedas se presenta una vegetación siempre verde, en la que numerosas especies cubren las zonas aledañas a los cursos del agua. Entre las especies naturales de la zona se encuentra la papa amarga y la cañihua.

Tabla N° 8

Flora

NOMBRE COMÚN	NOMBRE CIENTÍFICO
Ichu	<i>Calamagrostis</i> sp
Grama	<i>Poa Fibrifera</i>
Tisña	<i>Stipa Obtusa</i>
Gramineas	<i>Festuca Orthophylla</i>
Junácea	<i>Distichia Musoides</i>
Kikuyo	<i>Pennisetum Clandestinum</i>
Cactáceas	<i>Opuntia Floccosa</i>
Huagoro	<i>Opuntia Lagopus</i>
Pajuro	<i>Opuntia Ignescens</i>
Almohadillas yareta	<i>Pycnophyllum azurella yarita</i>

Fuente: MINSUR (2016)

3.1.7.3. Fauna

La zona se caracteriza por la escasa diversidad de especies presentes, circunscribiéndose a los Auquenidos. Las aves han hecho su habitad en las lagunas y riachuelos, presentándose en época de invierno las Gaviotas, Águilas y Cuervos, además de Gallinazos que permanecen todo el año. Entre las especies introducidas por el hombre al medio para su sobrevivencia destacan las ovejas, vacas, aves de corral entre otras.

Tabla N° 9

Fauna

NOMBRE COMÚN	NOMBRE CIENTÍFICO
Vicuña	Vicugna
Llama	Auchenia Lama
Huari	Auchenia Pacur
Zorro	Vulpes vulpes
Vizcacha	Lagidium viscacia
Venado	Odocoileus virginianus
Búho	Bubo bubo
Huallata	Chlophaga Melamptera
Perdiz	Nothoprocta Pentland
Parihuana	Phenicpterus Chilensis

Fuente: MINSUR (2016)

3.1.7.4. Suelos

De acuerdo a la clasificación hecha por INRENA el área de la mina se encuentra en una zona edáfica heterogena debido a la geomorfología de la zona; entre sus componente se encuentra los litosoles en las partes altas, en las que el suelo es sumamente delgado. A medida que se descende, la potencia de la cubierta edáfica va en aumento.

En la zona baja, cercana a la ubicación del poblado de Amauta, se presentan cuerpos Andosilicicos húmicos, suelos compuestos por cenizas con un horizonte B A Umbrico (ácido rico en materia orgánica) de consistencia untuosa, horizonte B Cámbrico de color ocre o pardo amarillento, de textura media fina. Para efectos de clasificación de uso de la tierra esta ha sido considera como propicio para la presencia de pastos de alta calidad agrológica, siendo el clima la única limitación para su productividad.

Dadas las características morfológicas del suelo y condiciones climáticas en la zona, el suelo presenta una cobertura pasto natural (ichu), existiendo labores agrícolas en pequeñas áreas, en las que cultiva especies nativas al medio, como la papa amarga y cañihua.

3.2. Geología

3.2.1. Geología Regional

La geología regional ha sido estudiada por Laubacher (1978). En la región abunda una gruesa secuencia marina del Paleozoico Inferior, como las lutitas de la formación San José, de edad Ordoviciano Medio; las lutitas, areniscas y cuarcitas de la formación Sandia, de edad Ordoviciano Superior, y las lutitas intercaladas con cuarcitas del grupo Ananea, del Devónico-Silúrico, que han sufrido los efectos de la tectónica comprensiva herciniana temprana. Rocas del Paleozoico Superior han sufrido los efectos de la tectónica herciniana final, representada por areniscas y lutitas del grupo Ambo, de edad Missisipiana; lutitas y calizas del grupo Tarma, de edad Pensilvaniana, y calizas del grupo Copacabana, de edad Pérmico Inferior. El tectonismo anterior fue seguido por un levantamiento continental que dio origen a los sedimentos continentales y volcanismo del grupo Mitu, de edad Pérmico Medio a Superior, sobre los cuales se depositaron secuencias calcáreas, arenosas y lutíticas del Cretáceo.

Las rocas paleozoicas de la Cordillera de Carabaya fueron intruidas por rocas peraluminosas de los plutones Limacpampa, Limbani, Aricoma y Coasa, agrupados en el batolito de Coasa, de edad Triásica. Hacia el noroeste se encuentra un Plutón de sienita nefelínica peraluminosas y volcánicos per alcalinos, ambos del Jurásico; así mismo, el complejo San Gabán (Kontak, 1984).

En la depresión de Crucero y en las estribaciones de la Cordillera o pre cordillera de Carabaya existen rocas ígneas extrusivas e hipabisales del terciario. Las rocas extrusivas comprenden lavas y piroclásticos, basaltos, shoshonitas, riocitas y riolitas del tipo S, además, intrusivos hipabisales peraluminosos emplazados entre los 22Ma y 26Ma, del Oligoceno Superior- Mioceno Inferior. Otro tipo de rocas comprende piroclásticos e hipabisales riolíticos fuertemente peraluminosos con biotita, sillimanita, muscovita, andalucita, turmalina, que fueron emplazados entre 6.5Ma y 17Ma del Mioceno Inferior a Superior.

Los intrusivos triásicos y terciarios forman parte del dominio magmático del arco interior de la Cordillera oriental, la que ha tenido una evolución diferente al dominio magmático del arco principal de la Cordillera occidental (Clark, 1983).

Figura N° 16
Columna Estratigráfica



Fuente: MINSUR (2016)

3.2.2. Geología local

Las filitas, pizarras y cuarcitas de la formación Sandia han sido intruidas por dos stocks graníticos terciarios. En los alrededores se encuentran rocas del Paleozoico Superior.

• Formación Sandia

Un fósil encontrado por Palma (1981) en rocas pizarrosas fue identificado como *Michelinoceros Nautilus* del Ordoviciano Superior, lo que permitió definir la edad de estas rocas en la zona mineralizada como pertenecientes

a la formación Sandía. Las filitas son las rocas predominantes, son de color gris oscuro con Muscovita en los planos de foliación. Estas rocas en contacto con el intrusivo, han sido metamorfoseadas a hornfels, que son masivos y de color gris oscuro-marrón. Las cuarcitas están intercaladas con las filitas; se encuentra principalmente en el paso a Umbral y en los alrededores del Campamento San Rafael, en la laguna Chogñacota.

• Intrusivos

La erosión ha dejado al descubierto dos stocks en el nevado Quenamari: uno en el nevado San Bartolomé de la mina San Rafael y el otro en el nevado San Francisco de la mina Quenamari, de los cuales salen varios diques.

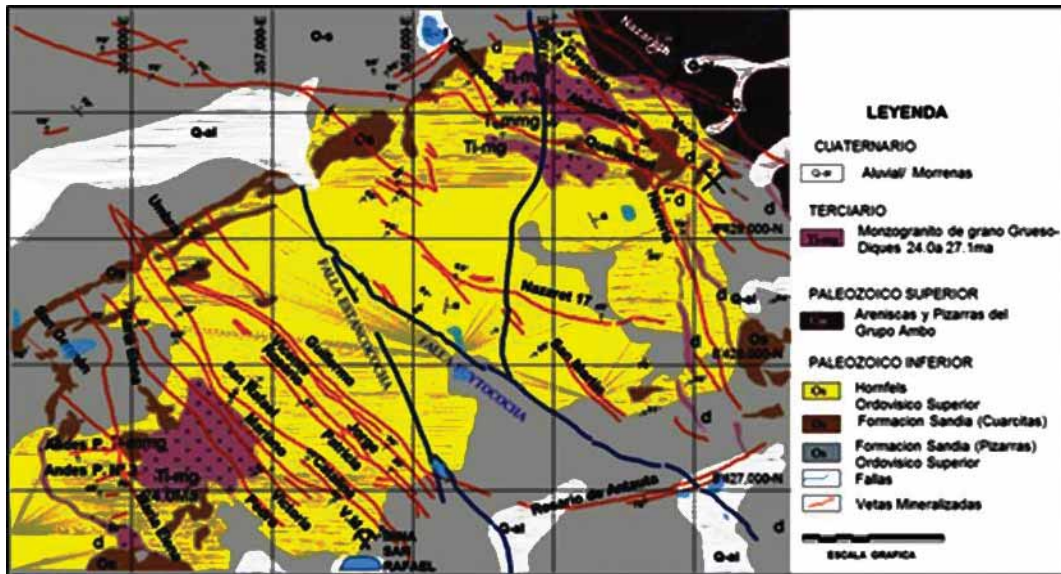
El eje mayor del intrusivo de San Rafael tiene un rumbo NE-SW, una longitud de 1,000m y anchos de 300m a 800m. En profundidad, el ancho es de 2,000m, donde los contactos tienden a juntarse. El intrusivo de la mina Quenamari tiene una forma circular de 1,000m de diámetro, las labores subterráneas muestran un alargamiento al SE. El afloramiento de este intrusivo es discontinuo, porque está cubierto parcialmente por las cuarcitas de la formación Sandía.

Una cortada en el nivel 200 entre las minas San Rafael y Quenamari muestra que los dos intrusivos tienden a ser un mismo cuerpo con un eje mayor NE-SW de 5,000m de longitud. El contacto SO de este cuerpo estaría en las cercanías del dique semianular, mientras que el contacto noreste está en la veta Nazareth.

El intrusivo es un monzogranito peraluminosos con fenocristales de feldespatos alcalinos euhedrales de hasta 12cm. de longitud y con maclas de Carlsbad, biotita, cordierita y micro fenocristales de sillimanita. La edad del intrusivo de San Rafael es de $25 \pm 0.3\text{Ma}$ por el método K-Ar, mientras que el de Quenamari es de $27.1 \pm 0.10\text{Ma}$, ambos del Oligoceno Superior a Mioceno Inferior (Arenas, 1999; Palma, 1981; Kontak 1984; Clark, 1983).

Figura N° 17

Plano de la Geología Local de la mina San Rafael

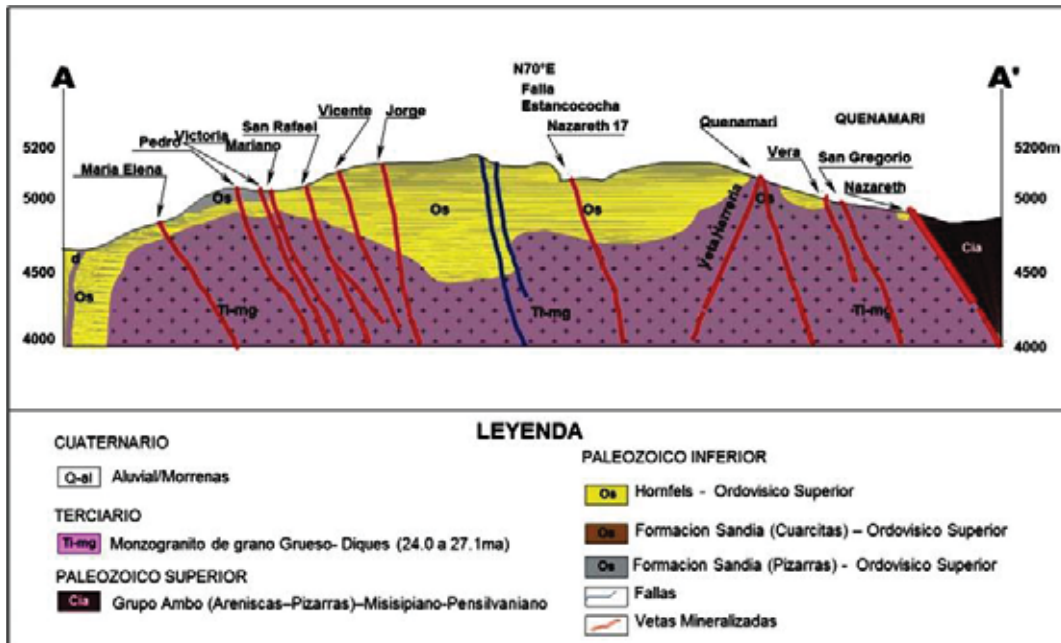


Fuente: MINSUR (2016)

En la figura N° 17 se observa la geología en la que se encuentra la mina San Rafael.

Figura N° 18

Sección longitudinal de la mina San Rafael



Fuente: MINSUR (2016)

En la figura N° 18 se aprecia la geología de forma longitudinal en la cual se observa las vetas de la mina San Rafael.

3.2.3. Geología estructural

Las vetas están emplazadas en fallas pre mineral del sistema andino NW-SE. Estas fallas del tipo normal con un fuerte componente horizontal al norte y son desplazadas por fallas post mineral de rumbo NE-SW.

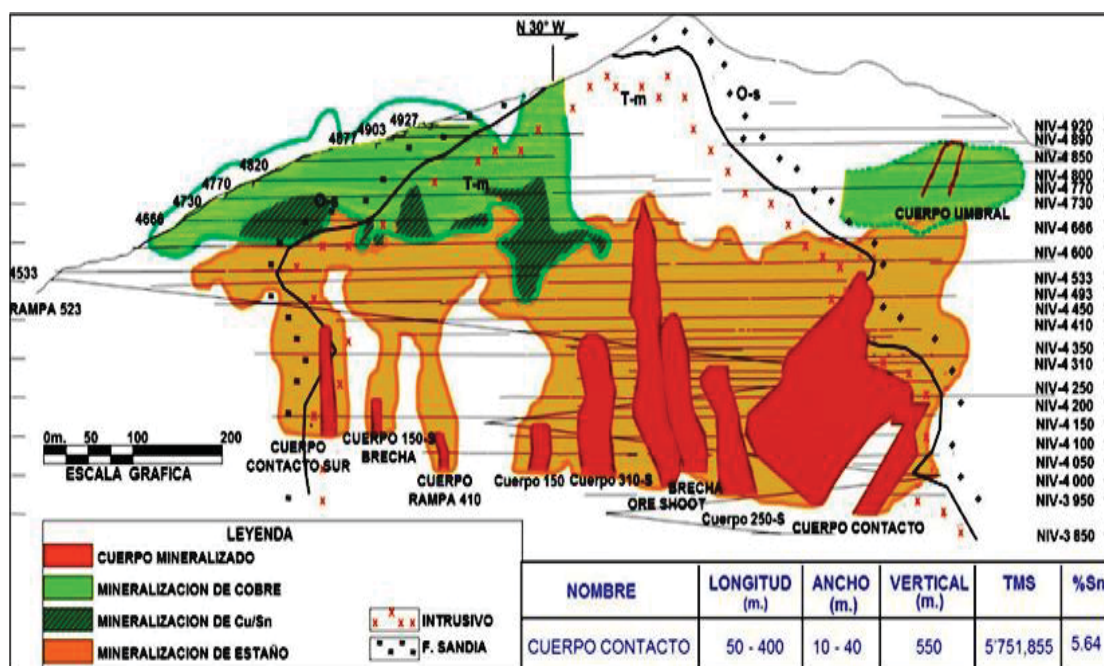
Se distinguen 3 sistemas de vetas. El más conocido tiene rumbo NW-SE y buzamiento al NE, como las vetas San Rafael y Quenamari y, el menos conocido con rumbo NW-SE y buzamiento al SW, como las vetas Diagonales y Herrería. Un tercer sistema con rumbo E-W y buzamiento al norte, como Veta Rosario de Antauta y Veta Carmen.

3.2.4. Geología económica y mineralización

En la sub provincia metalogenética de la faja estannífera de Bolivia, en los Andes Centrales, la mina San Rafael está en el distrito minero de Antauta, se encuentra con cobre en la parte superior y estaño con profundidad; además, una mineralización polimetálica de plomo-zinc-plata-cobre-estaño hacia los bordes o extremos de este distrito minero. La mineralización es de origen hidrotermal en vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas y cuerpos de mineral en el monzogranito y en los meta sedimentos. La zona mineralizada de este distrito minero abarca una extensión de 5km por 7.5km, en donde se encuentran las minas San Rafael y Quenamari.

Figura N° 19

Sección longitudinal de la Veta San Rafael mostrando el zonamiento



Fuente: MINSUR (2016)

En la figura N° 19 se observa que hay mayor cantidad de estaño en la zona inferior.

3.3. Planeamiento

La información de Recursos ha sido estimada por la Unidad San Rafael, de acuerdo a los lineamientos del Código JORC 2012 (Joint Ore Reserves Comité – Australian Institute of Mining and Metallurgy), utilizando la data actualizada y procesada con “Software” minero Datamine.

La Tabla 9 resume en forma comparativa los Recursos y Reservas de los años 2015 y 2016. Se observa que el tonelaje total de Reservas del año 2016 es superior en 1,085 Kt a las del año 2015, la ley de Sn es inferior a la del año 2015, el contenido de finos es superior a la del año 2015, lo que significa un aumento de 5,075 TMF. El tonelaje de Recursos Medidos más Indicados del año 2016 es superior en 606 Kt a los del año 2015, en cuanto a ley de Sn es inferior de lo reportado el 2015, el contenido de finos es superior a la del año 2015, lo que significa un aumento de 5,719 Tn.

El total de Recursos incluye mineral de mina.

Tabla N° 10

Resumen comparativo de reservas y recursos años 2015-2016

RESERVAS MINA				Al 31 de Diciembre del 2016			Al 31 de Diciembre del 2015		
				Ley de Corte: 0.54% Sn			Ley de Corte: 0.77% Sn		
Categoría	t (miles)	%Sn	TMF	t (miles)	%Sn	TMF	t (miles)	%Sn	TMF
Probada	3,949	1.87	73,689	2,782	2.04	56,760			
Probable	2,918	1.24	36,085	2,999	1.60	47,939			
Total de Reservas*	6,867	1.60	109,774	5,781	1.81	104,698			

RECURSOS MINA**				Al 31 de Diciembre del 2016			Al 31 de Diciembre del 2015		
				Ley de corte: 0.30% Sn			Ley de Corte: 0.30% Sn		
Categoría	t (miles)	%Sn	TMF	t (miles)	%Sn	TMF	t (miles)	%Sn	TMF
Medidos	4,570	2.40	109,857	4,463	2.71	120,786			
Indicados	3,672	1.63	58,970	4,059	1.49	60,474			
Total de Recursos (M + I)***	8,241	2.06	168,827	8,522	2.13	181,260			
Recursos Inferidos	2,549	1.75	44,710	1,663	1.65	27,454			

Fuente: MINSUR (2016)

3.3.1. Evolución de Exploración

La evolución histórica de las perforaciones diamantinas desde el 2001 con objetivos de exploraciones e “Infill” se muestra en la Tabla 1-3 (Evolución Histórica de Perforación Diamantina, Unidad San Rafael), la misma que detalla el total de los Recursos cubicados (que incluye Medidos, Indicados e Inferidos). Entonces se desprende que la cubicación de Recursos es función directa de los metros perforados de exploración diamantina; es decir, a mayor metraje mayor cubicación. Sin embargo, el detalle importante es que desde el 2004, las leyes cubicadas vienen cayendo en los últimos años, mientras que el metraje de exploraciones se incrementó agresivamente en los años 2013, 2014, 2015 y 2016.

Tabla N° 11

Evolución Histórica de perforación diamantina unidad San Rafael

Año	Taladros DDH	Perforado (m)	Cubicación de Recursos t (Miles)	Ley %Sn
2001	237	17,088	13,705	5.32
2002	368	23,995	14,277	5.19
2003	316	18,630	14,558	5.04
2004	455	19,277	13,794	4.96
2005	469	18,253	12,389	4.87
2006	209	8,620	12,360	4.87
2007	205	7,883	10,431	4.49
2008	20	1,123	8,815	4.33
2009	78	2,812	7,471	4.30
2010	18	1,013	5,287	4.56
2011	104	4,425	4,585	4.36
2012	225	17,181	3,866	4.10
2013	526	50,040	5,716	2.24
2014	632	61,337	9,179	2.20
2015	205	46,236	10,242	2.04
2016	506	42,507	12,712	2.27
TOTAL	4,573	294,214	159,387	4.20

Fuente: MINSUR (2016)

3.4. Operaciones mina

Minería subterránea del tipo mecanizada y convencional, mediante el método de explotación taladros largos (Sublevel Stoping).

Labores de avance mensual conformadas por: 600 m en exploración y desarrollos; y, 400 m en preparaciones.

Extracción principal mediante volquetes a través de una rampa principal negativa de 6 m x 5 m, con 10 % de gradiente, de interior a superficie, con longitudes de hasta 4 000 m (Nivel 4 600 – Nivel 4 200).

Planta concentradora con capacidad de tratamiento de 3 000 TMS/día, obteniéndose concentrados de Sn.

Método de explotación: Taladros largos (Sublevel Stopping), con niveles de perforación cada 25 m.

Mineralización en vetas y cuerpos

Buzamiento : 48° a 75°

Potencia mineralizada

Vetas : 2 - 6 m.

Cuerpos : 6 - 35 m.

Roca encajonante : Competente

Intrusivo: Monzonita, granito.

3.4.1. Perforación

Diseño de la malla de perforación y voladura en taladros largos

Para el cálculo del Burden se aplica el algoritmo de Pearse

$$B = (K \times D / 1000) \times \sqrt{(P / Std)}$$

En donde:

B = Burden

K = Constante que depende de la carga explosiva y de la roca (0.7 – 1.0)

D = Diámetro de taladro (mm)

P = Presión de detonación de la carga explosiva (kg/cm²)

Std = Resistencia tensiva dinámica de la roca (kg/cm²)

Observación: Está en función del diámetro de la broca, tipo de roca y potencia de mineralización. Un buen diseño automáticamente resulta en un buen factor de carga

Tabla N° 12
Parámetros de perforación

PARÁMETROS DE EQUIPOS DE PERFORACIÓN				
Criterios	Simba	Simba	Mustang	D.T.H
	h1354	h157		
Mineralización	Cuerpo	Veta	Cuerpo	Cuerpo
Malla de perforación	2.50 x 2.80	1.50 x 1.40	2.80 x 3.00	2.80 x 3.00
Burden	2.5	1.5	2.8	2.8
Diámetro de taladros	3 1/2"	2 1/2"	3 3/4"	3 3/4"
Metros perforados / turno	100	90	40	35
Metros perforados / día	300	270	120	105
Índice de perforación	12	7	14	14
T.m. Perforadas /día	3600	1890	1680	1470

Fuente: MINSUR (2016)

3.4.2. Voladura

En este método el carguío de taladros se realiza hacia arriba y abajo, el carguío hacia abajo es por gravedad y cuando se realiza el carguío hacia arriba es necesario contar con los siguientes equipos:

Cargador de Anfo (Jetanol), para realizar el carguío de taladros hacia arriba pero, con diámetros de taladro menores a 3,0 pulg.

Camión con sistema de elevador (Anfocar)

Las labores de carguío normalmente tienen secciones de 5x4 m², al realizar el carguío de taladros hacia arriba es necesario usar el camión elevador para llegar al taladro y realizar el trabajo con comodidad.

Se dispara según necesidades de producción.

La cara libre se hace a partir de una chimenea VCR de 2m x 2m y se forma el slot (zanja) abriendo hacia las cajas de la estructura mineralizada.

La voladura de producción se hace disparando secciones en cada subnivel en forma de gradines invertidos, y de acuerdo a la secuencia de minado. La voladura es controlada para evitar vibraciones excesivas, la carga es desacoplada para proteger la caja techo y en los demás taladros se usan “decks” para disminuir la masa explosiva.

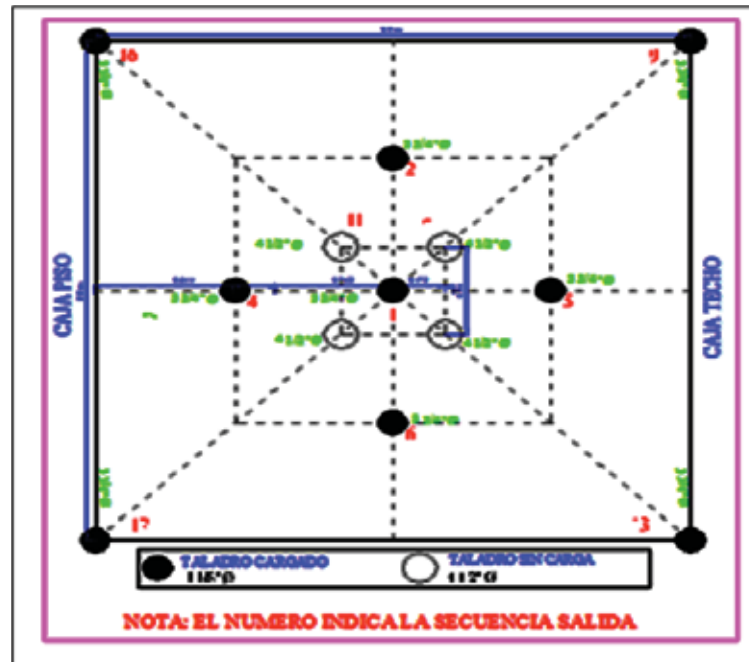
Tabla N° 13
Factores de Voladura
Factores de voladura

Explosivos	Examon P , Exagel E-65%, Slurrex AP80
Accesorios	Exel de Pc
Primers	Booster (gelatina)BN 75 %
Factor de Potencia	Explotación (0.18 – 0.28) Kg./TM
Factor de carga	Preparaciones 1.85 Kg./m3.

Fuente: MINSUR (2016)

Se tiene el siguiente diseño de malla:

Figura N° 20
Diseño de malla de chimenea VCR



Fuente: MINSUR (2016)

Equipo carguío de taladros largos

Capacidad:	200 KG
Carguío diámetros:	32 - 75 mm.
Presion de carguio:	80 PSI
Densidad de carga:	0,8-1,2 Kg/Lt.
Consumo de aire:	1.8 m ³ /min
Capacidad:	100 Kg.
Carguío diámetros:	32 - 64 mm.
Densidad de carga:	0,9-1,1 Kg/Lt
Consumo de aire:	1,8 m ³ /min

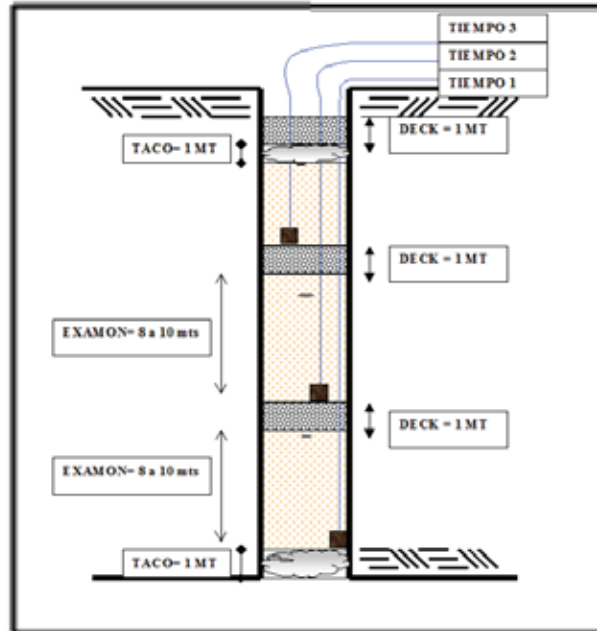
3.4.2.1. Uso de Deck en taladros largos

Es un espacio vacío o algún tipo de material que reemplaza al explosivo en el taladro.

Sirve para distribuir la masa explosiva en el taladro, lo que se traduce en una reducción de la masa explosiva. Con ello se reduce también la

presión de taladro, entregándole a la roca energía suficiente para poder fragmentarla.

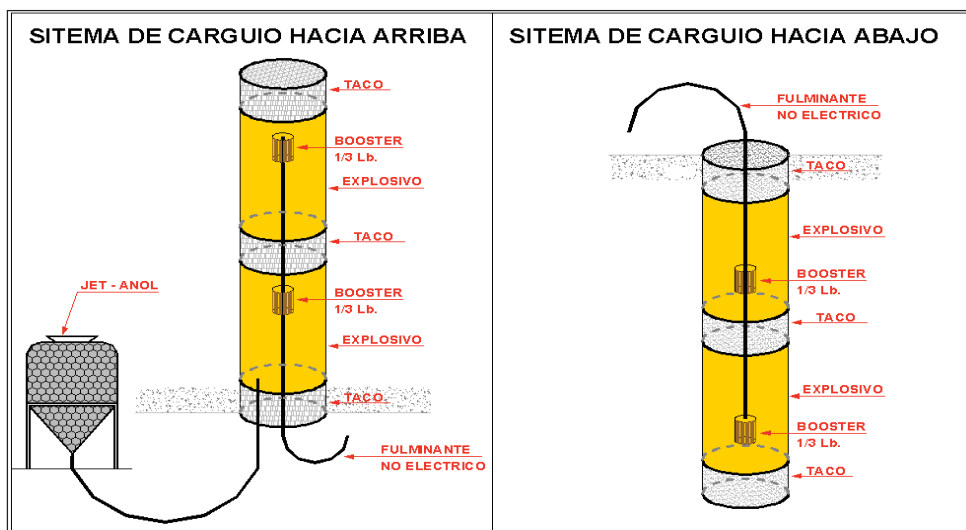
Figura N° 21
Uso de Deck



Fuente: MINSUR (2016)

En la figura N° 21 se observa la secuencia de cómo se realiza el uso del DECK.

Figura N° 22
Sistema de carguío



Fuente: MINSUR (2016)

En la figura N° 22 se aprecia las dos formas de carguío con el JET-ANOL

3.4.2.2. Método de explotación por taladros largos (Sublevel Stopping)

Es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas. Consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente.

El sistema establece un único nivel base (nivel de extracción) para varios subniveles superiores, la distancia entre los niveles base oscila entre 80 y 100 metros.

Existen tres variaciones en este método:

Método taladros paralelo (LBH)

Método taladros en abanico

Método de taladros mixtos

3.4.3. Carguío

Explotación

Scoop -Parrilla con rompedor de bancos

Scoop -Echadero de descarga libre

Scoop-Volquete (Carguío directo)

Preparaciones

Scoop - Volquete (Carguío directo)

Labores de riesgo

Scoop ST-1020 a control remoto

Rendimiento Scoops

6.0 Yd³ = 85 a 90 TMH

Transporte a superficie

Scoops en Ore-Pass, uso de rompe bancos

Scoops en labores de producción, carguío directo a Volvos

Tolvas metálicas electro-hidráulicas

3.4.4. Acarreo

La Unidad San Rafael cuenta con un sistema de rampa de 9km de recorrido, que va desde superficie hacia los niveles profundos ubicado en el Nv 3610, la rampa principal tiene una sección de 5.0 m. x 4.0 m, con una gradiente de 10% en tramos rectos y 5% en las curvas. Ese sistema es utilizado para el transporte de mineral y desmonte, así como para el transporte de personal y servicios mina. Ver anexo N° 1.

3.5. Relleno en Pasta

La planta de relleno en pasta (Planta PRELL) actualmente está ubicada en el Nivel 4370. Tiene capacidad para producir 50,000 m³/mes de relleno. Actualmente produce en promedio 30,915 m³/mes, lo que corresponde a un 61.8% de su capacidad, debido a las líneas de distribución lo que ocasiona paralizaciones. La Planta Prell procesó 543,691 t de relave, el relleno en pasta enviado a Mina fue de 370,974 m³ versus 220,259 m³ planeados en el 2016, obteniendo un cumplimiento del 168%.

Tabla N° 14

Balance de Relleno en Pasta Año 2016

Detalle	Und.	Plan	Real
Relave descargado	t	955,644	1,007,042
Relave enviado a "PRELL"	t	426,635	543,691
Pasta producida	m ³ /año	220,259	370,974
	m ³ /mes	18,355	30,915

Fuente: MINSUR (2016)

La unidad cuenta con un sistema de distribución de relleno en pasta, el mismo que se observa esquemáticamente en el Anexo N° 2.

3.6. Servicios Auxiliares

El sistema de drenaje de los tajos de operaciones funciona por gravedad hacia los sumideros auxiliares ubicados en cada subnivel de ataque conectado por taladros que conducen el agua turbia hacia los sumideros principales y estaciones de bombeo ubicados en los niveles principales. La capacidad de bombeo de agua a Superficie es de 4,698 GPM.

El caudal es impulsado por tres estaciones las cuales son: La primera, la Estación 4370, que cuenta con capacidad de bombeo instalada de 1,615 GPM, la misma que presenta una holgura de 610GPM. La segunda, la Estación 4523 -130, que cuenta con una capacidad de bombeo instalada de 4615 GPM y una holgura de 427 GPM. Finalmente, la tercera, la estación 4523 – 126 con capacidad de bombeo instalada de 2,100 GPM con holgura de 1,460 GPM. Ver Anexo 3.

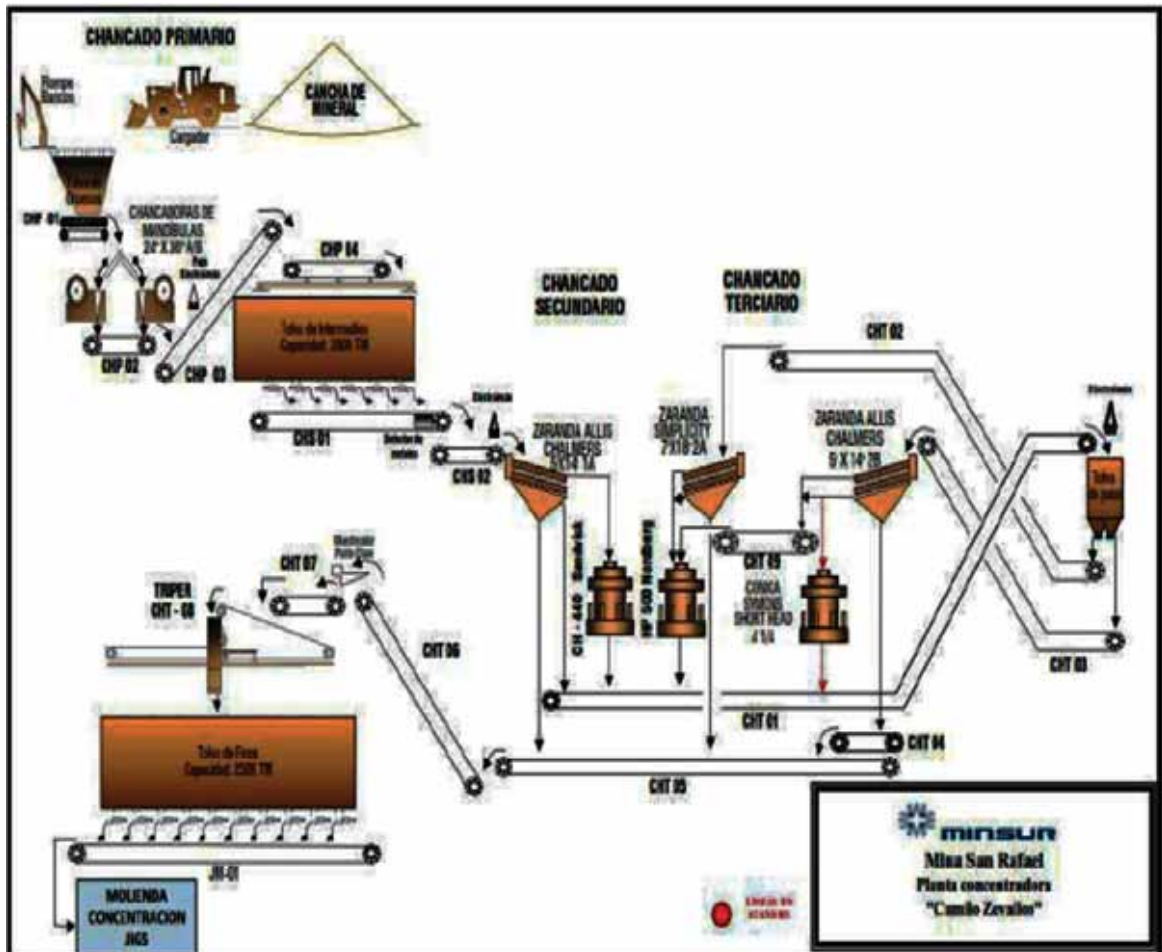
3.7. Proceso Metalúrgico

El proceso metalúrgico está conformado por las siguientes etapas:

- Planta de Chancado: Primario, secundario y terciario.
- Molinos: Tolva de finos, zarandas, molinos de 8x8 “A” y “B”.
- Mesas Espirales-Molienda Terciaria: Clasificadores, mesas Deister, molinos 7x12.
- Gravimetría: Concentrado JIGS, Espesador, molino de bolas, mesas Deister y Hollman.
- Flotación: Relave gravimétrico, espesador 120 diám., separadores, espesadores, flotación primaria.
- Filtrado: Espesador ultrafinos, filtro placas, concentrado final, concentrado final gravimetría.
- Relaves: Espesador, Prell, Relavera

Figura N° 23

Circuito de Chancado en Planta de Procesos



Fuente: MINSUR (2016)

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE LAS CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO EN LA CONSTRUCCIÓN DE ECHADEROS

4.1. Criterios de Diseño del Estudio Geomecánico

La Unidad Minera San Rafael, es uno de los principales productores de estaño y la única en Perú, que aplica el método de explotación tajeo por subniveles ("Sub level stoping") con utilización de relleno en pasta cementado, el acceso es a través de la rampa principal hacia todos los niveles de explotación y tiene una producción de 2900 t/día.

Con la reciente identificación de recursos de mineral en las cercanías a una antigua zona explotada denominada Cuerpo Contacto, Minsur requiere evaluar y seleccionar el método de explotación más adecuado, que respetando la seguridad, resulte técnica y económicamente viable. Asimismo, una de las restricciones principales es el escenario actual de la zona del cuerpo contacto, donde existe una cavidad vacía de aproximadamente 230 m de altura vertical, 200 m de longitud y 30 m de ancho. Por ello en esta investigación, se presenta la caracterización geomecánica del macizo rocoso.

Tabla N° 15

Criterios de Diseño del Estudio Geomecánico

Descripción	Valor	Autor o fuente
Clasificación geomecánica del macizo rocoso	RMR76	Bieniawski, 1976
Buzamiento	45° - 55°	SVS
Ancho de minado recursos adyacentes	1.5 – 3m	SVS
Ancho horizontal cavidad cuerpo contacto (gran vacío)	4.5 – 55m	SVS

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.1.1. Mapeo Geomecánico según orden de Sedimentación

- **Unidad inferior:** El túnel se encuentra emplazado en roca clase IV-III, por encima de la excavación se tiene un recubrimiento de 5m de esta misma roca compuesta de metalimolitas e intercalando en bancos mayores a un metro, con metacuarcitas moderadamente fracturadas y tres familias de diaclasas bien definidas (K1, K2 y K3).
- **Unidad media:** Roca clase V muy fracturada y meteorizada de aproximadamente 65 metros de espesor. Sector compuesto de una secuencia de metalimolitas fracturadas, intercaladas con algunos niveles esporádicos de roca metacuarcita alterada, que corresponden a zona de meteorización incipiente en superficie.
- **Unidad superior:** Formada por depósitos fluvio glaciares de hasta 80 metros de espesor, descrito anteriormente.

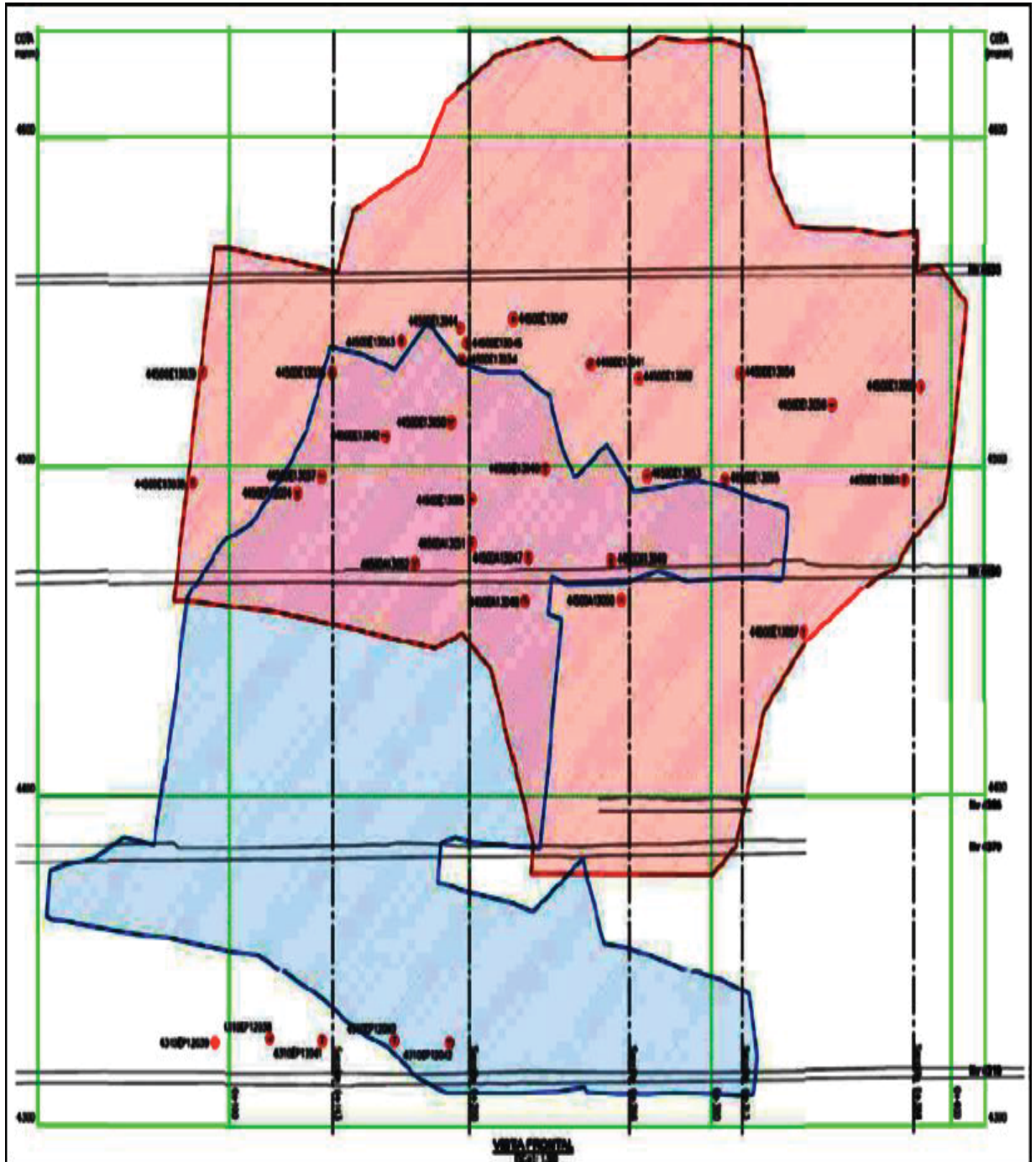
4.2. Evaluación De Campo Y Laboratorio

Para evaluar las propiedades geotécnicas donde se ubica el sector del cuerpo contacto, se ha desarrollado estudios geológicos, geotécnicos y de laboratorio de mecánica de rocas. Se levantó información geotécnica de estaciones geomecánicas y de taladros diamantinos existentes. El perfil longitudinal del

sector de cuerpo de contacto y la ubicación de intersección de las perforaciones diamantinas con la veta, es como se muestra en la figura N° 29:

Figura N° 24

Vista Longitudinal del Sector del Cuerpo Contacto de taladros Reloqueados



Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.3. Mapeo Geomecánico de Labores Subterráneas

La evaluación se realizó mediante estaciones geomecánicas, denominado también mapeo por celdas. Este estudio se realizó a lo largo de los niveles y subniveles de explotación. En cada estación se identificaron y cuantificaron las características de las principales familias de discontinuidades, donde se midió la orientación (buzamiento “Bz” y dirección de buzamiento “DBz”), el espaciamiento, la persistencia, la rugosidad, la resistencia de la pared de la discontinuidad, la abertura, el relleno, el grado de meteorización, la resistencia del relleno y la presencia de agua. De igual modo, se determinó la forma del bloque y el rango de tamaños de los bloques. Se tomaron fotografías digitales a color, a fin de evidenciar gráficamente las características de las estaciones.

Los índices RQD se estimaron mediante la frecuencia de discontinuidades (Priest & Hudson, 1976) y el número total de discontinuidades por metro cúbico J_v (Palmstron, 1982). En total se registraron 80 estaciones geomecánicas a lo largo de la veta San Rafael, los mismos que están ubicados en la caja techo, veta y caja piso de la zona de Cuerpo Contacto. En la tabla 16 se muestra la ubicación de las estaciones geomecánicas, incluyendo las orientaciones de los tres sistemas de diaclasas por cada estación.

Tabla N° 16

Listado de las Estaciones Geomecánicas de Superficie

Nivel	Estaciones Geomecánicas	Litología	Sistema de Diaclasamiento		
			Fam. 1	Fam. 2	Fam. 3
Nv-4310	EG - 01	Mzg-Min	75/160	80/172	
Nv-4310	EG - 02	Mzg-Bx	60/150 60/140	78/40 78/45	80/285 56/265
Nv-4310	EG - 03	Mzg	80/164	60/160	60/280
Nv-4310	EG - 04	Fil	70/60 40/45	80/130	65/80
Nv-4310	EG - 05	Mzg	82/50 85/40	85/260	
Nv-4310	EG - 06	Mzg	75/100	80/20	65/280
Nv-4310	EG - 07	Mzg	70/350 80/20	40/280 50/110	50/310
Nv-4310	EG - 08	Mzg	65/355 70/360	80/270	80/30
Nv-4310	EG - 09	Mzg	65/355 70/360	80/270	80/130
Nv-4310	EG - 10	Mzg-Min	68/45 68/50	82/140 80/120	80/90
Nv-4310	EG - 11	Mzg	58/50	40/300	80/185
Nv-4310	EG - 12	Mzg	50/65 60/40	80/180	35/265
Nv-4310	EG - 13	Mzg	60/40	50/230	65/280 70/310
Nv-4310	EG - 14	Fil	80/40	60/270	50/110
Nv-4310	EG - 15	Fil	82/30	28/150	86/270
Nv-4310	EG - 16	Pz-Fil	61/60	20/240 40/220	60/120
Nv-4310	EG - 17	Fil	65/10	40/310	85/120
Nv-4310	EG - 18	Pz	20/235	85/120	70/70
Nv-4310	EG - 19	Mzg	72/80	71/225 70/250	60/330 50/330
Nv-4310	EG - 20	Fil	80/70 61/67	35/267 40/264	75/20
Nv-4310	EG - 21	Mzg	70/250	40/320	37/195

Nivel	Estaciones Geomecánicas	Litología	Sistema de Diaclasamiento		
			Fam. 1	Fam. 2	Fam. 3
				40/300	
Nv-4310	EG - 22	Fil	56/260	70/70 70/130	80/360
Nv-4310	EG - 23	Fil	64/5	80/80	48/230
Nv-4310	EG - 24	Mzg	75/90	35/90	70/300
Nv-4310	EG - 25	Mzg	35/20	25/190	60/95
Nv-4310	EG - 26	Mzg	40/105 50/90	60/90	60/360
Nv-4310	EG - 27	Mzg	20/85	85/215	85/70 80/260
Nv-4310	EG - 28	Mzg	40/130	78/210	80/40
Nv-4370	EG - 01	Pz	43/180 65/200	75/310	75/50
Nv-4370	EG - 02	Pz	88/110	75/200 60/260	50/35
Nv-4370	EG - 03	Pz-Fil	61/60	20/240 40/220	60/120
Nv-4370	EG - 04	Pz	58/320	80/65	70/190
Nv-4370	EG - 05	Pz	50/60	65/245	75/20
Nv-4370	EG - 06	Pz	27/310	70/45	70/160
Nv-4370	EG - 07	Mzg	70/230	78/307	65/85
Nv-4370	EG - 08	Mzg	86/40	70/300	
Nv-4370	EG - 09	Pz	60/290	20/40	74/35
Nv-4370	EG - 10	Mzg	80/205	80/100	50/30 53/20
Nv-4370	EG - 11	Mzg	30/180	70/330	80/230
Nv-4370	EG - 12	Mzg	70/125	60/340 50/360	80/260
Nv-4370	EG - 13	Mzg	80/30	33/205	60/120
Nv-4370	EG - 14	Mzg	28/210 35/250	85/20 60/30	78/95
Nv-4370	EG - 15	Mzg	35/200	72/65	5/280
Nv-4370	EG - 16	Mzg	25/200	67/85	87/290
Nv-4370	EG - 17	Mzg	25/200 24/180	80/50	70/360
Nv-4370	EG - 18	Mzg	25/20 24/180	80/50	70/360
Nv-4370	EG - 20	Mzg	30/200	70/60	60/100
Nv-4370	EG - 21	Mzg	60/70 75/60	37/190	54/300

Nivel	Estaciones Geomecánicas	Litología	Sistema de Diaclasamiento		
			Fam. 1	Fam. 2	Fam. 3
Nv-4370	EG - 22	Mzg	30/70	60/170	45/20
Nv-4370	EG - 23	Mzg	40/60 50/70	40/230 40/200	30/300
Nv-4395	EG - 01	Pz	65/40 60/60	68/220	75/90
Nv-4395	EG - 02	Pz	40/270	85/250	80/355
Nv-4395	EG - 03	Pz	60/230	80/25 60/25	88/245
Nv-4395	EG - 04	Pz	50/170	60/30	75/310
Nv-4395	EG - 05	Pz	20/83 20/180	65/270 82/270	75/90
Nv-4395	EG - 06	Pz	15/67	85/270 75/290	47/40
Nv-4395	EG - 07	Pz	52/70	67/175	40/70
Nv-4395	EG - 08	Mn	75/160	40/72	35/310 40/310
Nv 4430	EG-01	Pz	40/310	45/40	65/40
Nv 4430	EG-02	Pz	40/245	50/65	80/300 58/90
Nv 4430	EG-03	Pz	40/205	80/260	30/325
Nv 4430	EG-04	Pz	85/280	75/155	65/340
Nv 4430	EG-05	Pz	80/295	68/175	70/50
Nv 4430	EG-06	Pz	75/5	78/260	30/160 65/180
Nv 4430	EG-07	Mzg	85/335	67/45	40/200
Nv 4430	EG-08	Pz	60/55 62/65	68/217	50/255 40/265
Nv 4430	EG-09	Pz	40/315	30/290	75/255
Nv 4430	EG-10	Mzg	56/310	85/260	60/290
Nv 4450	EG-01	Fil	85/250	75/180	25/210
Nv 4450	EG-02	Fil	65/70	60/230	65/330
Nv 4450	EG-03	Mzg	25/340	80/30	75/70
Nv 4450	EG-04	Mzg	40/70	45/270	75/40
Nv 4450	EG-05	Fil	40/70	75/120	85/190
Nv 4450	EG-06	Mzg-Mn	55/60	55/260	55/150
Nv 4450	EG-07	Mzg-Mn	35/75	60/35	40/290
Nv 4450	EG-08	Mzg-Mn	45/15	75/230	85/150
Nv 4450	EG-09	Mn	50/50	70/15	85/290
Nv 4450	EG-10	Mzg-Stw	45/70	80/20	75/320
Nv 4450	EG-11	Mzg	45/40	80/220	80/320

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En cada estación geomecánica se calculó la clasificación geomecánica por el sistema RMR (Bieniawski, 1976) y se realizó la recolección de muestras de roca para los ensayos de carga puntual; la evaluación y la interpretación de cada estación geomecánica y se toma como muestras a las siguientes estaciones mostradas en los Anexos N° 4 y N°5.

4.4. Logueo de Perforaciones Diamantinas

Para el logueo geotécnico de los testigos de perforación diamantina se utilizó el sistema de clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1976). Para las condiciones de agua subterránea se empleó la valoración 7, correspondiente a una condición húmeda (agua de intersticios). Actualmente en los subniveles y niveles mapeados se aprecia condiciones húmedas y goteo en zonas locales.

Se efectuó el relogueo geotécnico completo sobre los testigos de perforación de 48 taladros diamantinos ubicados en el sector del cuerpo contacto, donde la mayoría de estos taladros cortan el sector superior a la cavidad existente. Los testigos de roca fueron inspeccionados, con el fin de identificar los tipos litológicos y evaluar las características físicas de las discontinuidades; se determinó el porcentaje de recuperación, el índice RQD, condiciones de las juntas, resistencia a la compresión de la roca intacta estimado y adicionalmente se realizó una campaña extensa de muestreo de roca para la realización de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.

Tabla N° 17
Lista de Taladros Reloqueados

Sondeos	Coordenadas			Profundidad	Dirección de Buzamiento	Inclinación
	Este	Norte	Cota			
DA13018	356,831.13	8,428,901.10	4,312.98	73.33	238.77	20.29
DA13019	356,831.07	8,428,901.00	4,312.05	60.96	235.58	-26.07
DA13047	356,714.53	8,428,867.64	4,468.29	9.10	65.26	40.14
DA13048	356,714.51	8,428,866.84	4,466.04	26.90	57.07	-21.86
DA13049	356,696.74	8,428,895.28	4,469.04	3.48	31.29	52.48
DA13050	356,696.47	8,428,894.17	4,466.79	23.77	30.33	-23.56
DA13051	356,729.16	8,428,850.89	4,467.32	51.05	58.13	29.89
DA13052	356,748.35	8,428,833.36	4,467.30	11.16	57.17	30.78
DE13034	356,689.84	8,428,731.39	4,467.62	137.20	12.52	31.92
DE13035	356,690.30	8,428,731.62	4,466.73	123.40	17.75	11.46
DE13036	356,691.26	8,428,730.17	4,467.83	133.70	44.65	36.58
DE13037	356,691.53	8,428,729.81	4,466.72	155.60	47.60	15.37
DE13038	356,691.80	8,428,729.44	4,466.71	146.00	72.65	14.58
DE13039	356,692.00	8,428,729.06	4,467.62	137.50	78.57	33.63
DE13040	356,689.08	8,428,731.52	4,466.66	135.30	2.38	13.12
DE13041	356,689.13	8,428,731.54	4,466.64	158.70	351.06	25.59
DE13042	356,690.86	8,428,730.71	4,467.24	103.30	30.26	25.74
DE13043	356,690.48	8,428,730.89	4,468.42	102.40	20.21	44.79

Sondeos	Coordenadas			Profundidad	Dirección de Buzamiento	Inclinación
	Este	Norte	Cota			
DE13044	356,689.74	8,428,731.14	4,468.10	142.90	7.12	39.75
DE13045	356,689.33	8,428,731.17	4,468.00	152.30	7.48	36.93
DE13047	356,688.53	8,428,730.68	4,467.77	178.30	354.63	36.95
DE13050	356,690.16	8,428,731.26	4,466.98	146.50	18.23	22.11
DE13052	356,551.69	8,428,889.01	4,468.37	137.30	101.19	31.63
DE13053	356,552.31	8,428,889.50	4,467.81	118.00	86.50	15.00
DE13054	356,551.42	8,428,889.54	4,468.52	112.70	85.54	45.05
DE13055	356,551.58	8,428,889.83	4,467.80	106.60	75.84	17.17
DE13056	356,551.30	8,428,890.70	4,468.82	97.80	47.26	42.40
DE13057	356,551.71	8,428,890.85	4,467.10	150.10	51.95	-7.71
DE13059	356,550.21	8,428,892.66	4,469.49	97.40	7.46	44.72
DE13061	356,551.06	8,428,892.14	4,468.01	120.40	26.66	19.09
EP10003	356,939.26	8,428,790.47	4,313.13	51.95	58.35	18.84
EP10004	356,941.62	8,428,777.19	4,313.17	55.65	58.30	17.44
EP12034	356,777.07	8,428,764.92	4,467.14	47.00	7.84	37.17
EP12036	356,778.54	8,428,761.55	4,465.17	80.68	82.00	-19.00
EP12037	356,859.86	8,428,866.80	4,313.90	57.34	66.19	-12.57
EP12038	356,859.68	8,428,866.70	4,314.69	47.11	67.26	14.38
EP12039	356,860.23	8,428,865.73	4,314.53	57.58	88.98	10.27
EP12040	356,840.37	8,428,905.53	4,313.59	34.12	57.41	20.85
EP12041	356,840.73	8,428,904.63	4,313.30	50.14	92.86	14.30
EP12042	356,839.61	8,428,906.43	4,313.45	36.61	19.43	18.67
EP12045	356,840.97	8,428,904.53	4,312.59	65.81	85.06	-11.43
MT13001	356,862.97	8,428,713.35	4,465.56	53.50	238.65	21.43
MT13002	356,862.32	8,428,712.95	4,464.12	32.50	238.67	-25.33
MT13003	356,863.37	8,428,713.63	4,463.58	38.50	239.50	-64.12
MT13005	356,862.96	8,428,714.53	4,464.78	43.80	285.11	-18.65
MT13006	356,863.15	8,428,714.70	4,464.07	41.50	298.59	-43.63
MT13007	356,862.87	8,428,708.84	4,464.39	47.30	208.40	-15.02
MT13008	356,863.06	8,428,708.82	4,463.74	50.70	199.44	-35.25

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.5. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

La caracterización geomecánica tiene por finalidad determinar la calidad y clasificación del macizo rocoso circundante a la zona del Cuerpo Contacto. Además permite zonificar el macizo rocoso en dominios estructurales, caracterizándolos por su homogeneidad estructural y resistencia de la roca.

4.5.1. Geología

El monzogranito (intrusivo) se presenta en todos los niveles observados, desde el eje 2000 y se prolonga hacia el Norte de las labores; formando parte de las cajas techo y piso con respecto a la posición de la veta San Rafael, la cual presenta un rumbo N30°W y buzamiento entre 50-70° NE.

En general la roca se presenta en casi un estimado de 60% en el monzogranito y un 40% sobre las pizarras de lo observado en las galerías. Asimismo, se ha identificado un ligero cambio en la calidad del macizo rocoso con respecto a la veta San Rafael, donde las cajas cercanas presentar un mayor fracturamiento.

La zona mineralizada, se encuentra formando brechas mineralizadas, generalmente con grano fino y muy fracturado comportándose como una brecha soldada, presentando sulfuros diseminados en venas y venillas de cuarzo formando estructuras stockwork. En la caja techo, la roca se presenta fracturada y en zonas próximas al mineral hay una ligera intercalación con venillas de cuarzo. La roca mejora conforme se aleja de la veta. El intrusivo en general se presenta con alteración hidrotermal moderada y con cloritización, el mismo que se presenta en gran parte la roca encajonante de la veta San Rafael.

4.5.2. Geo-estructuras

Estructuralmente corresponde a la mayor deformación por tener en su exposición rocas paleozoicas, cuyo sistema principal de fallamiento posee generalmente un rumbo andino NW – SE, encontrándose desplazadas por fallas transversales de rumbo NE – SW y E – W. El primer sistema corresponde mayormente a fallas normales longitudinales de profundidad

que se encuentran afectando a la Formación Ananea. La segunda corresponde a la respuesta del primer sistema de fallamiento. El comportamiento de las fallas ha estado controlado por la litología componente del macizo.

4.5.3. Fallas

Dentro de las zonas mapeadas en las labores de la mina San Rafael, se encontraron fallas locales en el nivel 4310 dos en forma paralela al rumbo de la veta que presenta rumbos y buzamientos de la siguiente manera N24°W/60°, N20°W/70°, y dos perpendicular a la veta N64°E/74° y N73°E/74°; en el nivel 4370 dos fallas locales en forma casi paralelas con rumbo y buzamiento de N44°W/65, N11°W/70°, y dos que cruzan la veta en forma perpendicular N75°W/51° y N47°E/71°; en el nivel 4395 presente fallas locales con dirección paralela a las veta presentando un rumbo de N88°W/69° y dos en forma perpendicular siendo esta de N34°W/49° y N54°E/72°; en el nivel 4450 se observa tres sistemas locales de fallas, paralelas y perpendiculares, asociadas a la mineralización el cual son N72°E/69°, N84°W/72° y N30°W/59° respectivamente. Ver tabla N° 18.

Tabla N° 18

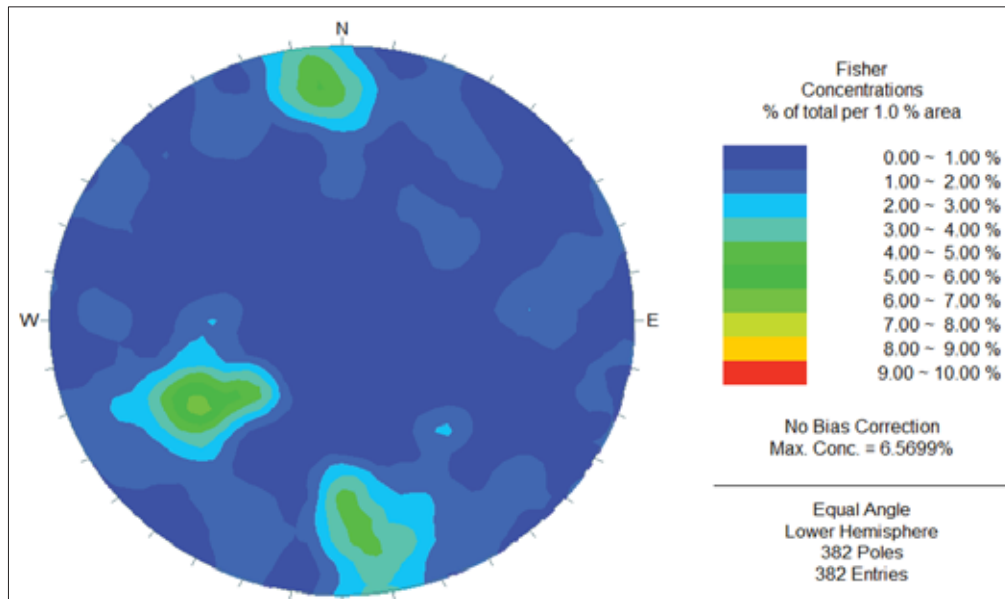
Resumen de Sistemas de Fallas Locales Predominantes

Nivel	Buzamiento de Falla	Dirección de Buzamiento de Falla
Todos los Niveles del Cuerpo Contacto	57	63
	69	346
	65	204
Nv 4310	60	66
	70	250
	74	334
	74	163
Nv 4370	65	46
	51	195
	71	137
	70	259
Nv 4395	49	56
	69	2
	72	144
Nv 4450	59	60
	69	342
	72	186

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

Figura N° 25

Concentración de polos de fallas locales del sector de Cuerpo Contacto

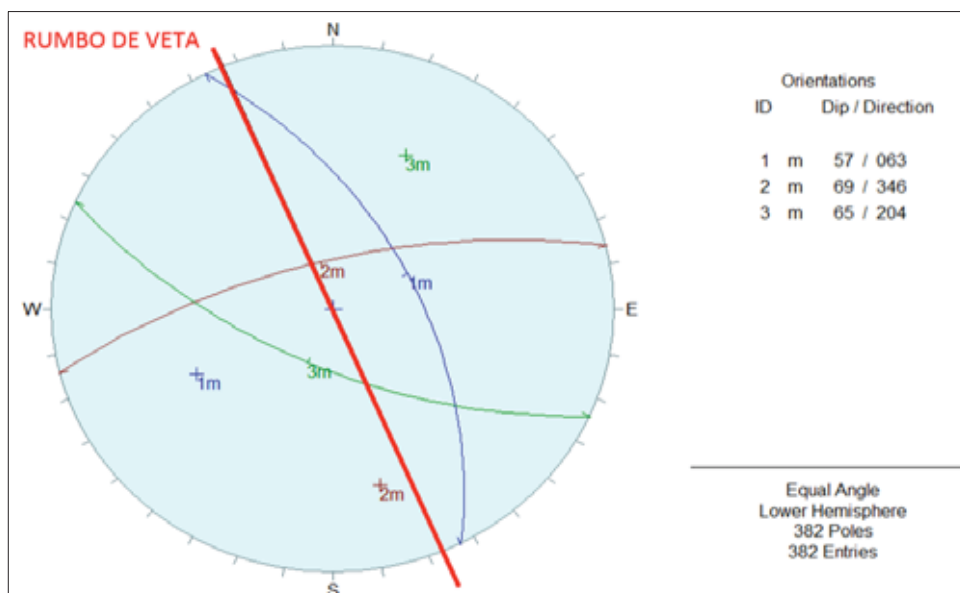


Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura 25, se aprecia la proyección estereográfica de las fallas que se encuentran alrededor del cuerpo contacto.

Figura N° 26

Buzamiento y Dirección de buzamiento de los sistemas de fallas predominantes en el sector de cuerpo Contacto



Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

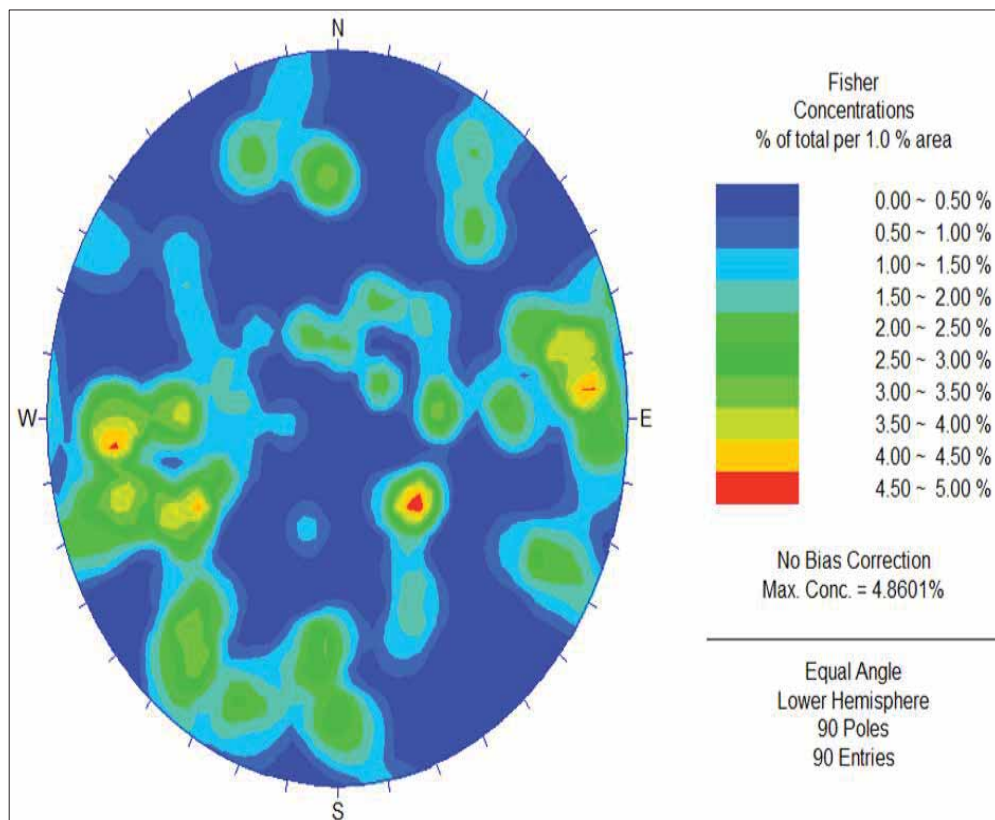
En la figura 26, se aprecia la proyección estereográfica de la dirección en que predominan las fallas que se encuentran alrededor del cuerpo contacto.

4.5.4. Discontinuidades

Se registró las características de las discontinuidades, tales como: las familias de las juntas con su orientación y espaciamiento, tamaño de bloques, RQD, ondulamiento y rugosidad de las paredes, separación o abertura, relleno, continuidad y meteorización. Estas características fueron utilizadas en la clasificación geomecánica de los macizos rocosos y estimación de la resistencia al esfuerzo cortante. En las figuras siguientes se muestra los sistemas de familias predominantes de la caja techo y caja piso recopiladas en las estaciones geomecánicas realizadas en las labores subterráneas accesibles en el cuerpo contacto.

Figura N° 27

Estereograma de Concentración de Polos de las Discontinuidades en la caja del Techo del Cuerpo Contacto

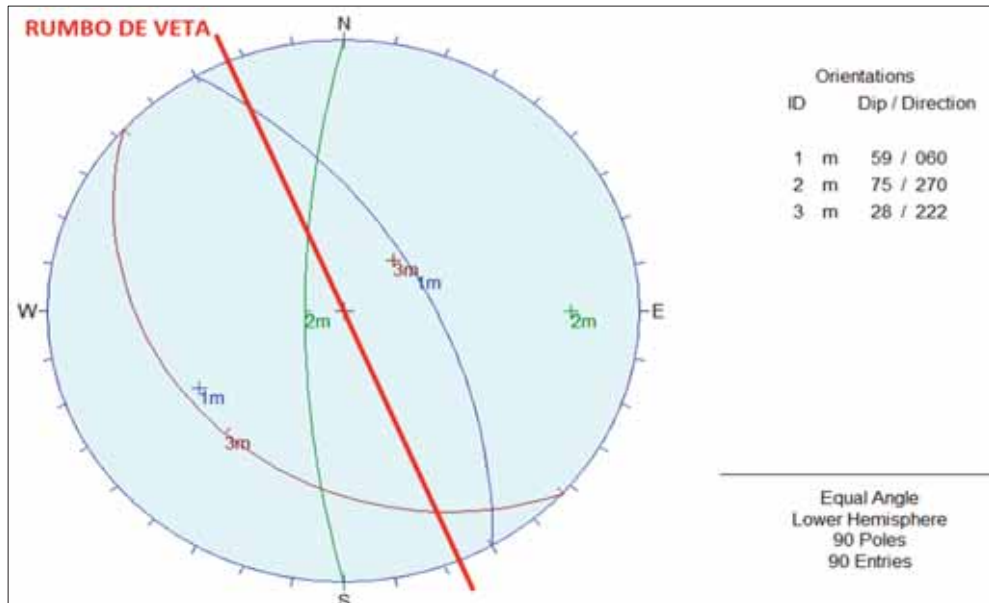


Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 27 nos muestra la concentración de las discontinuidades que se presenta en la caja techo del cuerpo.

Figura N° 28

Proyección Estereográfica de los Principales Sistemas de las Discontinuidades en la Caja Techo del Cuerpo Contacto

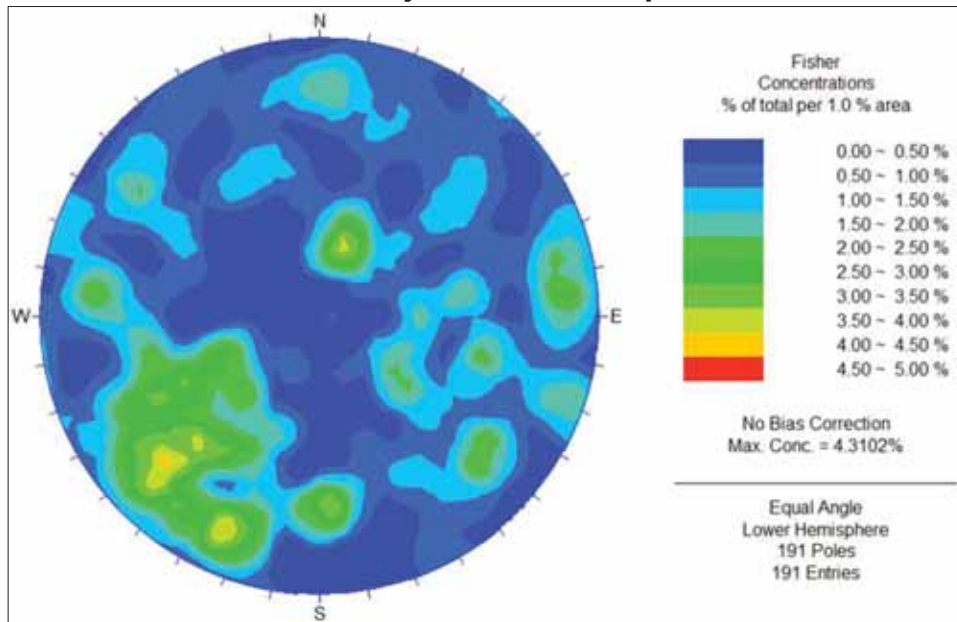


Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 28 nos muestra las discontinuidades principales que se presenta en la caja techo del cuerpo.

Figura N° 29

Estereograma de Concentración de Polos de las Discontinuidades medidas en la Caja Piso del Cuerpo Contacto

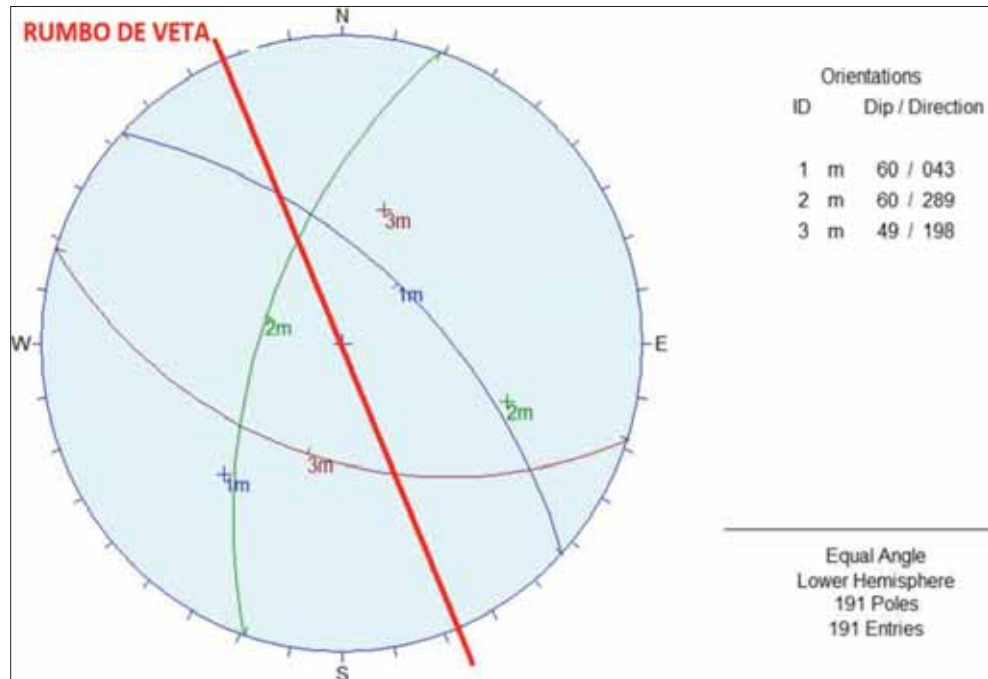


Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 29 nos muestra la concentración de las discontinuidades que se presenta en la caja piso del cuerpo.

Figura N° 30

Proyección Estereográfica de los Principales Sistemas de Discontinuidades en la Caja Piso del Cuerpo Contacto



Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 30 nos muestra las discontinuidades principales que se presenta en la caja piso del cuerpo

Tanto en la caja techo como en la caja piso, se ha identificado tres familias de discontinuidad predominantes, los cuales son resumidos en la tabla N° 19:

Tabla N° 19

Características Físicas de los Sistemas de Familias Predominantes

Familia	Buz	Direc. Buz	Persis	Espac. Prom. (m)	Discontinuidad	Separación de abertura	Tipo de relleno	Tipo de rugosidad	Tipo de ondulación
F-1	59 60	060 043	> 10 m	0.15 - 0.45	Tensión	< 1 mm	Vn de Qz, Ox	Ligeramente Rugosa	Plana
F-2	75 60	270 289	< 10 m	0.15 - 0.60	Tensión, Corte	< 1 mm	Vn de Qz, Ox	Ligeramente Rugosa	Plana
F-3	28 49	222 198	< 10 m	0.3 - 0.60	Tensión	< 1 mm	Ox, Decolorada	Medianamente Rugosa.	Plana

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.5.5. Propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta

Los resultados obtenidos en los diferentes ensayos de laboratorio fueron analizados y compatibilizados por el tipo de roca predominante y ubicación correspondiente a la caja piso, mineral y caja techo de la zona del cuerpo contacto, tomando énfasis en cada litología existentes que están conformadas por Brecha mineralizada con Stockwork, intrusivo Monzogranito y Pizarras, cuyas propiedades promedio se muestra en la tabla N° 20.

Tabla N° 20

Propiedades Físicas y Mecánicas de la Roca Intacta

Litología	Ubicación	Resistencia a la Compresión Simple σ_{ci} (MPa)	mi	Densidad Seca (kN/m ³)	Porosidad (%)	Módulo de Young (GPa)	Relación de Poisson
BXMSW	VETA	103	16.1	27.7	1.62	87	0.31
MZG	CAJA PISO Y TECHO	128	14.2	26.4	1.53	98	0.23
PZ	CAJA PISO Y TECHO	85	9.4	27.6	1.85	83	0.35

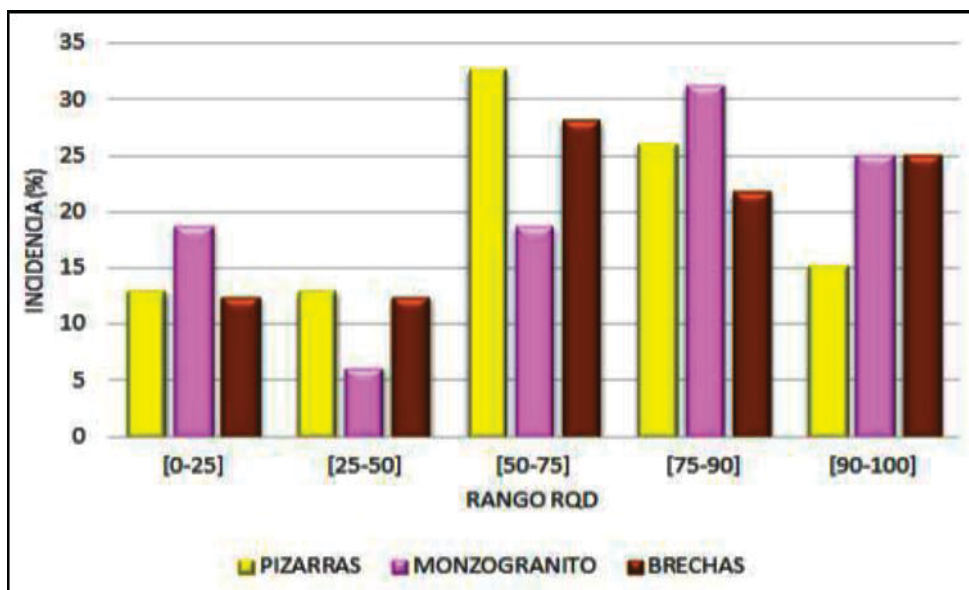
Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.5.6. Índice RQD

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Deere, 1964) provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa a partir de los testigos de la perforación diamantina. El análisis estadístico del RQD fue realizado para la caja piso, veta y caja techo por separado con la finalidad de apreciar el fracturamiento para cada dominio por separado.

Figura N° 31

Análisis Estadístico de los valores RQD para la Caja Techo

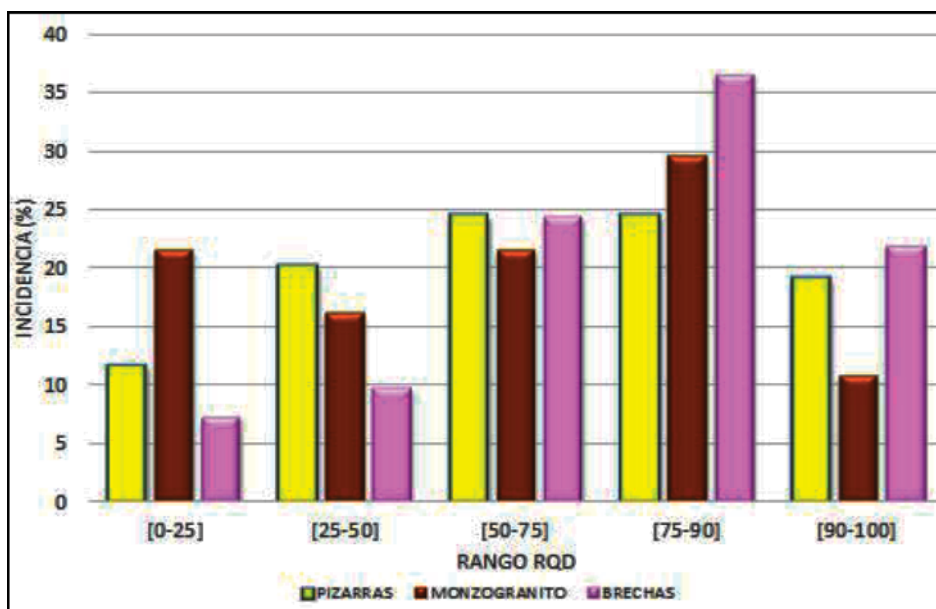


Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 31 se muestra el análisis de la calidad de la masa de roca que se encuentra en la caja techo del cuerpo contacto.

Figura N° 32

Análisis Estadístico de los valores RQD para la Caja Piso



Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 32 se muestra el análisis de la calidad de la masa de roca que se encuentra en la caja piso del cuerpo contacto.

4.5.7. Sistema de Clasificación RMR76

Para la clasificación geomecánica se utilizó los sistemas de Clasificación RMR76 de Bieniawski (1976).

Este sistema fue desarrollado por Bieniawski (1976). El sistema considera seis parámetros de clasificación, la suma de estos parámetros da el índice RMR, para el caso Minero se recomienda no considerar la valoración por ajuste de orientación ya que este es considerado en el número de Estabilidad (N') para el Método Gráfico de Estabilidad. Como se demuestra en la tabla N° 21.

Tabla N° 21
Parámetros de Clasificación de Sistema RMR76

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

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

La clasificación del macizo rocoso según el índice RMR se indica en la tabla 22.

Tabla N° 22

Clases de Macizo Rocoso y sus Índices RMR

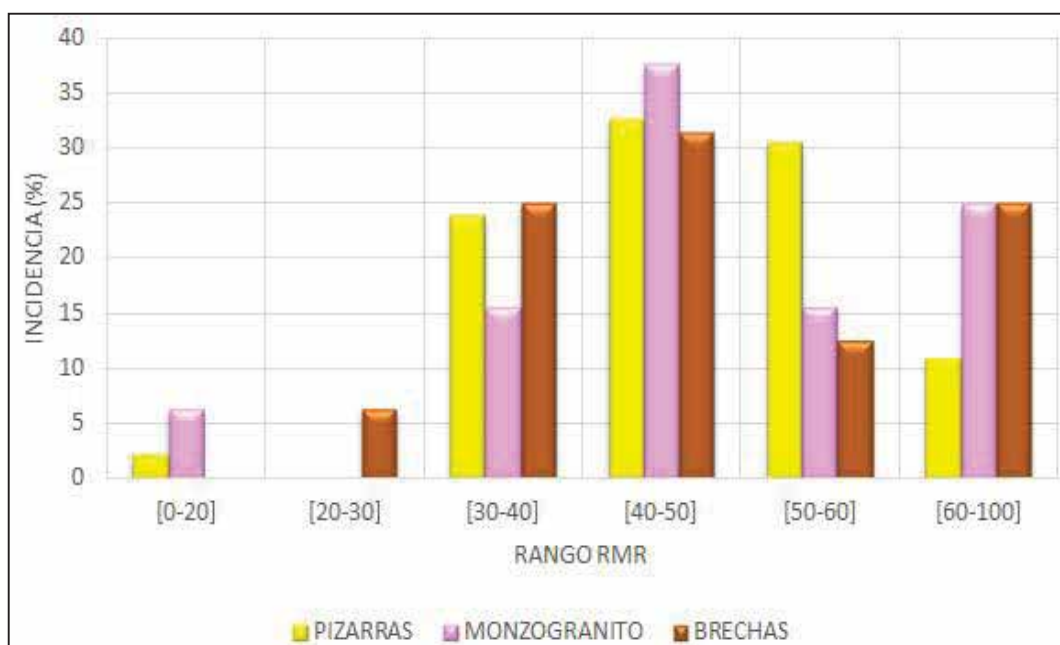
Índice RMR	Clase	Calidad del macizo rocoso
81 - 100	I	Roca muy buena
61 - 80	II	Roca buena
41 - 60	III	Roca regular
21 - 40	IV	Roca mala
< 20	V	Roca muy mala

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

Con los datos de RMR, se confeccionó Planos de isovalores de RMR para la caja piso cercana (<5 m respecto al contacto de veta), Veta y Caja techo cercana (<5 m respecto al contacto de veta), el cual permitió visualizar la variación de RMR a lo largo de los recursos adyacentes del cuerpo contacto y la cavidad del cuerpo contacto.

Figura N° 33

Análisis Estadístico de los valores RMR para la Caja Techo

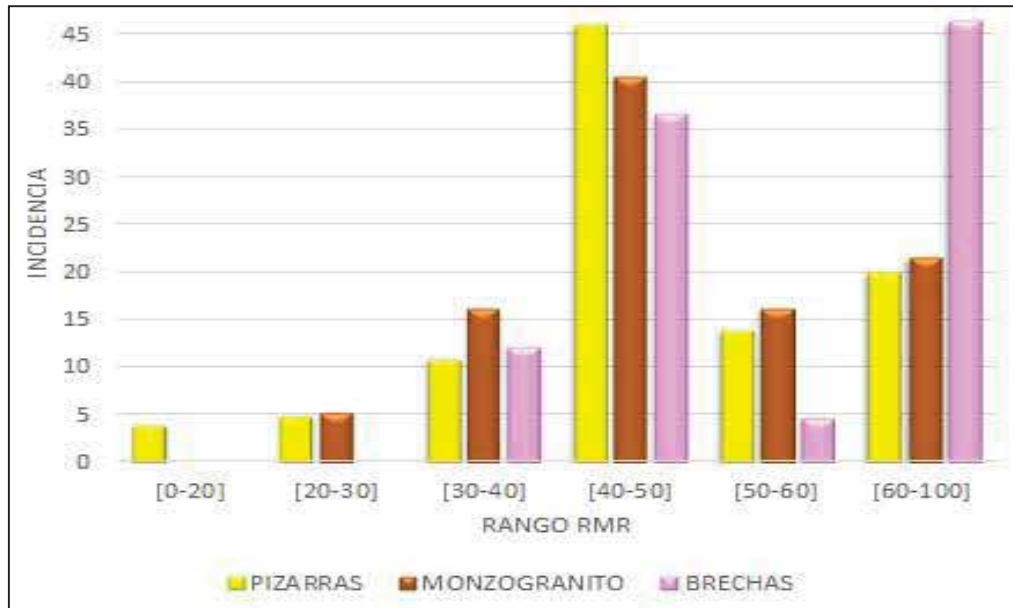


Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 33 se observa la clasificación de la masa rocosa tomando valores que se encuentran en la caja techo del cuerpo contacto.

Figura N° 34

Análisis Estadístico de los valores RMR para la Caja Piso

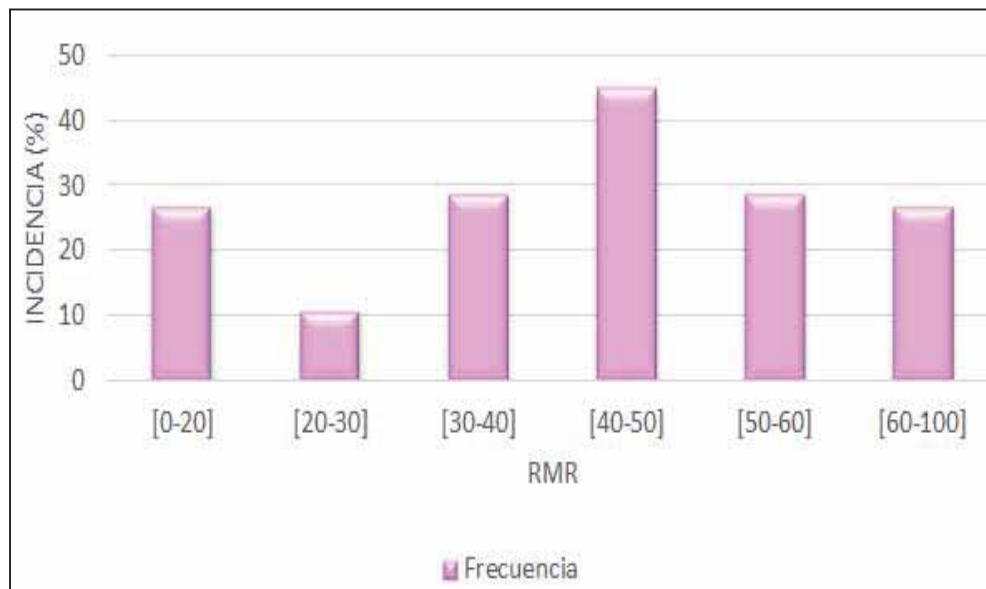


Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 34 se observa la clasificación de la masa rocosa tomando valores que se encuentran en la caja piso del cuerpo contacto.

Figura N° 35

Análisis Estadístico de los valores RMR para la Veta



Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 35 se observa la clasificación de la masa rocosa tomando valores para la veta.

4.5.8. Sectores de Diseño

Con el fin de tener dominios estructurales o zonas geotécnicas con características o propiedades más o menos uniforme, el macizo rocoso fue zonificado teniendo en consideración los siguientes aspectos: estructuras, geología, grado de fracturamiento (RQD), Índice RMR, propiedades de resistencia de la roca intacta, discontinuidades. La veta fue dividido en tres dominios estructurales principales tales como: Caja Piso cercana, Caja Techo cercana y Veta. En la tabla N° 23 se presenta un resumen de los índices de calidad representativos de cada dominio estructural.

Tabla N° 23

Resultados de los Índices y Calidad del Macizo Rcoso

Sectores de Diseño	Dominios Estructurales	σ_{ci} (MPa)	RMR	Q'	GSI
Recursos Adyacentes	CP	85	40	0.6	35
	VETA	103	40	0.6	35
	CT	85	45	1.1	40
Cavidad de Cuerpo Contacto	CP	85	50	1.9	45
	VETA	103	40	0.6	35
	CT	85	55	3.4	50

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.5.9. Resistencia del Macizo Rcoso

Las propiedades de resistencia del macizo rocoso difieren de la roca intacta, debido a que el primero presenta discontinuidades como diaclasas, fisuras, fallas, etc., siendo prácticamente imposible ejecutar ensayos de corte o de compresión triaxial en el mismo, a una escala apropiada.

Por esta razón, se han definido criterios de fallamiento del macizo rocoso a partir de los índices de clasificación, siendo uno de ellos el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988), actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2002).

Este criterio toma en consideración la resistencia de la roca intacta y las constantes m_b , s y a , las que se estiman en función de la estructura y la

condición de las discontinuidades del macizo rocoso, estando representado por el índice de resistencia geológica GSI. La forma generalizada del criterio de fallamiento de Hoek – Brown es:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{Ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{Ci}} + S \right)^a$$

Dónde:

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

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

σ_1 , σ_3 son los esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de ruptura y de confinamiento principales respectivamente.

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

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

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

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

D es un factor de daño que depende del grado de alteración al cual el macizo rocoso está sujeto al daño por efecto de la voladura y relajación de

presiones. Este factor varía de 0 para macizos rocosos in-situ no alterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados. Para el caso del uso de voladura se consideró $D=0.5$.

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

Tabla N° 24

Parámetros de resistencia del Macizo Rocosó

Sectores de Diseño	Dominio Estructural	mi	Densidad (kN/m ³)	σ_{ci} (MPa)	GSI	Macizo rocoso				
						Hoek-Brown			Propiedades Elásticas	
						m_b	s	a	Em (MPa)	V
Recursos Adyacentes	CP	9.4	27.6	85	35	0.425	0.0002	0.516	2515	0.23
	VETA	16.1	27.7	103	35	0.729	0.0002	0.516	3162	0.31
	CT	9.4	27.6	85	40	0.540	0.0003	0.511	3888	0.23
Cavidad de Cuerpo Contacto	CP	9.4	27.6	85	45	0.685	0.0007	0.508	5185	0.23
	VETA	16.1	27.7	103	35	0.729	0.0002	0.516	3162	0.31
	CT	9.4	27.6	85	50	0.869	0.0013	0.506	6914	0.23

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.6. Ensayos de Laboratorio de Mecánicas de Rocas

Se ejecutaron ensayos de laboratorio para determinar las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, las mismas que fueron tomadas en las diferentes estaciones geomecánicas y testigos de perforación diamantina, diferenciadas por cada litología y ubicación en el espacio. Se ejecutaron los siguientes ensayos:

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

Adicionalmente se han realizado 41 ensayos de Carga puntual en el Laboratorio de mecánica de Rocas de tipo regular e irregular obtenidas de los testigos de perforación y del muestreo realizado en las Estaciones Geomecánicas.

Tabla N° 25

Relación de Ensayos Ejecutados de Laboratorio de Mecánica de Rocas

Litología	Triaxial	UCS	Tracción. Indirecta	Propiedades Físicas	Propiedades Elásticas	Carga Puntual SVS
Pizarra	8	4	3	15	2	24
Monzogranito	6	1	4	5	1	
Brecha	3		4	10		15
Mineral	1			5	1	2
Total	18	5	11	35	4	41

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.6.1. Propiedades Físicas

A partir de las muestras de roca intacta se determinó las siguientes propiedades físicas: porosidad (η), densidad seca y absorción; las mismas que fueron ensayadas siguiendo los métodos sugeridos por la ISRM (1979). En la tabla N° 26 se muestra el resultado de las propiedades físicas de las muestras de los testigos.

Tabla N° 26 Resultados de Propiedades Físicas de Muestras Tomadas de los Testigos

<i>Taladro</i>	<i>Profundidad</i>	<i>Litología</i>	<i>Caja</i>	<i>Densidad Seca (gr/cm3)</i>	<i>Densidad Saturada (gr/cm3)</i>	<i>Porosidad Aparente (%)</i>	<i>Absorción (%)</i>
DE13055	94.20 - 94.37	PZ	CP	2.857	2.864	0.725	0.254
		PZ	CP	2.854	2.862	0.811	0.284
		PZ	CP	2.845	2.855	1.024	0.36
		PZ	CP	2.849	2.858	0.864	0.303
		PZ	CP	2.851	2.86	0.918	0.322
DE13035	87.23 - 87.43	MZG	CP	2.7	2.712	1.199	0.444
		MZG	CP	2.697	2.709	1.246	0.462
		MZG	CP	2.684	2.7	1.612	0.601
		MZG	CP	2.699	2.713	1.361	0.504
		MZG	CP	2.684	2.706	2.252	0.839
DE13035	101.51 - 101.70	BXQZ	CP	2.812	2.819	0.777	0.276
		BXQZ	CP	2.815	2.823	0.838	0.298
		BXQZ	CP	2.819	2.827	0.796	0.282
		BXQZ	CP	2.825	2.836	1.06	0.375
		BXQZ	CP	2.803	2.811	0.782	0.279
DE13052	112.82 - 113.00	MIN	VT	2.835	2.859	2.426	0.856
		MIN	VT	2.868	2.891	2.236	0.78
		MIN	VT	2.894	2.919	2.548	0.881
		MIN	VT	2.901	2.922	2.104	0.725
		MIN	VT	2.789	2.808	1.987	0.713
DE13034	98.90 - 99.20	PZ	CP	2.739	2.772	3.296	1.203
		PZ	CP	2.723	2.757	3.411	1.252
		PZ	CP	2.725	2.756	3.108	1.141
		PZ	CP	2.709	2.732	2.233	0.824
		PZ	CP	2.709	2.748	3.851	1.422
DE13061	81.86 - 82.06	PZ	CP	2.861	2.871	0.973	0.34
		PZ	CP	2.867	2.884	1.684	0.587
		PZ	CP	2.885	2.903	1.825	0.632
		PZ	CP	2.849	2.868	1.964	0.689
		PZ	CP	2.849	2.86	1.048	0.368
DE13045	128.60 - 128.90	BXPZQZ	CT	2.823	2.832	0.879	0.312
		BXPZQZ	CT	2.793	2.808	1.51	0.541
		BXPZQZ	CT	2.813	2.839	2.642	0.939
		BXPZQZ	CT	2.802	2.82	1.813	0.647
		BXPZQZ	CT	2.79	2.809	1.941	0.696

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

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

Se tomaron 5 muestras representativas de los testigos de perforación para determinar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta (σ_{ci}), las mismas que estaban sanas y sin discontinuidades. Las muestras fueron preparadas para el ensayo siguiendo las recomendaciones de la norma ASTM D4543 y los ensayos de compresión simple se ejecutaron siguiendo los procedimientos establecidos en la norma ASTM D2938. Los valores de resistencia a la compresión simple determinados se resumen en la tabla N° 27 y el informe de laboratorio de Mecánica de Rocas en el anexo N° 6.

Tabla N° 27

Resumen de Resultados de Ensayos de Compresión Simple

<i>Taladro</i>	<i>Profundidad</i>	<i>Litología</i>	<i>Caja</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (MPa)</i>
DE13057	142.35 - 142.50	PZ	CT	49.55
DE13037	105.25 - 105.50	PZ	CP	97.23
DE13035	87.23 - 87.43	MZG	CP	115.56
DE13052	98.40 - 98.67	PZ	CP	128.6
DE13034	98.90 - 99.20	PZ	CP	65.23

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.6.3. Ensayo de Carga Puntual (Point Load Test)

El ensayo de carga puntual determina el Índice I_s (50) en testigos de roca que requieren de poca preparación y que pueden tener formas regulares o irregulares. Este índice se utiliza en la clasificación geomecánica de macizos rocosos y para estimar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta.

Los ensayos fueron ejecutados siguiendo el procedimiento recomendado por las normas ISRM (1985) y ASTM D5731-02. El equipo utilizado en los ensayos fue el modelo A125 de Matest SRL (de fabricación italiana), en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de SVS.

En total se realizaron 41 ensayos en testigos y en muestras irregulares provenientes de las estaciones geomecánicas; en las muestras de testigos

los ensayos fueron axiales, es decir la carga fue aplicada siguiendo el eje del núcleo. Los índices Is (50) promedios de los ensayos se presentan en la tabla N° 28.

Tabla N° 28

Resumen de los Valores Is(50) de los Ensayos de Carga Puntual según su Litología

Litología	Índice de Carga Puntual Is(50) (MPa)			Cantidad de Ensayos
	Mínimo	Máximo	Promedio	
Brecha Mineralizada	0.87	10.45	3.92	17
Pizarra	0.72	12.83	4.91	24

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.6.4. Resistencia a la Compresión Triaxial

Este ensayo permite determinar la resistencia a la compresión de un testigo de roca intacta, cuando es sometido a una presión de confinamiento y a una carga axial. A partir del ensayo de compresión triaxial se determina el ángulo de fricción interna y cohesión de la roca intacta, en el caso del Criterio de Falla de Mohr-Coulomb, y los parámetros m y resistencia a la compresión simple de la roca intacta en el caso del Criterio de Falla de Hoek-Brown. Los ensayos fueron ejecutados en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú, siguiendo la norma ASTM 2664-95. Los resultados de los ensayos fueron procesados con el programa de computo RocData 3.0 de Rocscience, los valores obtenidos se incluyen la tabla N° 28 y el informe de laboratorio de mecánica de rocas en el Anexo N° 7.

Tabla N° 29

Resumen de resultados de los Ensayos de Compresión Triaxial

Perforación	Profundidad	Litología	Ubicación	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)
DE13047	106.60 - 106.80	PZ	CP	79.77	2
DE13055	68.40 - 68.60	PZ	CP	174.36	4
DE13037	104.47 - 104.70	PZ	CP	122.62	6
EP10003	23.81 - 24.10	MZG	CP	135.85	1
EP10003	23.81 - 24.10	MZG	CP	99.23	2
EP10003	51.05 - 51.24	MZG	CT	134.88	4
DE13035	108.30 - 108.56	PZ	CP	101.84	9
DE13036	110.70 - 110.90	BXM	VT	124.88	6
DE13050	96.12 - 96.38	MIN	CP	102.2	3
DE13052	110.65 - 110.90	PZ	CP	100.02	6
DE13061	88.70 - 88.90	PZ	CP	75.03	3
DE13036	132.90 - 133.20	PZ	CT	148.02	9
DE13034	132.45 - 132.70	PZ	CT	109.41	3
DE13038	137.20 - 137.40	STWMZG	CT	128.98	6
DE13050	134.35 - 134.50	BXM	VT	136.68	9
EP10004	28.40 - 28.55	MZG	CP	125.77	4
EP10004	53.90 - 54.08	MZG	CT	202	6
EP10004	53.90 - 54.08	MZG	CT	161.98	8
4075EP09009 ¹	3.20 – 3.38	BXMSW	VETA	176.29	2
4075EP09009 ¹	3.20 – 3.38	BXMSW	VETA	134.14	4
4120DU13054 ¹	22.25 – 22.45	BXMSW	VETA	196.54	6
4100EP09072 ¹	1.90 – 2.05	BXMSW	VETA	203.9	8
4100EP09078 ¹	10.00 – 10.15	BXMSW	VETA	167.7	10
4075EP09007 ¹	9.80 – 10.10	MZG	CAJA PISO	105.39	2
4075EP09007 ¹	9.80 – 10.10	MZG	CAJA PISO	132.22	4
4075EP09008 ¹	14.60 – 14.74	BXMSW	CAJA PISO	234.39	6
4075EP09007 ¹	9.80 – 10.10	MZG	CAJA PISO	126.47	8
4125EP04132 ¹	4.63 – 4.79	FL	CAJA PISO	193.54	10
3975EP06017 ¹	7.20 – 7.60	BXMSW	CAJA TECHO	94.42	2
3975EP06011 ¹	2.17 – 2.26	BXMSW	CAJA TECHO	192.69	4

Perforación	Profundidad	Litología	Ubicación	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)
3975EP06017 ¹	7.20 – 7.60	BXMSW	CAJA TECHO	134.88	6
4075EP09009 ¹	7.95 – 8.20	MZG	CAJA TECHO	202	8
3900EP06097 ¹	3.20 – 3.36	MZG	CAJA TECHO	173.41	10

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.6.5. Resistencia a la Tracción (Método Brasileiro)

La resistencia a la tracción fue determinada a través del método de tracción indirecta que consiste en la aplicación de una carga lineal de compresión en el eje del diámetro de un disco de roca. El valor de la resistencia a la tracción se utiliza para graficar la envolvente de esfuerzos. Los resultados de los ensayos están indicados en la tabla N° 30 y el informe de laboratorio de mecánica de rocas en el Anexo N° 8.

Tabla N° 30

Resumen de Resultados Ensayos de Tracción Indirecta

Perforación	Profundidad	Litología	Ubicación	σ_t (MPa)
<i>EP10003</i>	<i>51.05 - 51.24</i>	<i>MZG</i>	<i>CT</i>	<i>7.96</i>
<i>EP10003</i>	<i>51.05 - 51.24</i>	<i>MZG</i>	<i>CT</i>	<i>5.13</i>
<i>EP10003</i>	<i>51.05 - 51.24</i>	<i>MZG</i>	<i>CT</i>	<i>12.17</i>
<i>EP10003</i>	<i>51.05 - 51.24</i>	<i>MZG</i>	<i>CT</i>	<i>13.3</i>
<i>DE13034</i>	<i>132.45 - 132.70</i>	<i>PZ</i>	<i>CT</i>	<i>5.9</i>
<i>DE13034</i>	<i>132.45 - 132.70</i>	<i>PZ</i>	<i>CT</i>	<i>7.38</i>
<i>DE13034</i>	<i>132.45 - 132.70</i>	<i>PZ</i>	<i>CT</i>	<i>9.48</i>
<i>DE13045</i>	<i>128.60 - 128.90</i>	<i>BXPZQZ</i>	<i>CT</i>	<i>7.93</i>
<i>DE13045</i>	<i>128.60 - 128.90</i>	<i>BXPZQZ</i>	<i>CT</i>	<i>5.33</i>
<i>DE13045</i>	<i>128.60 - 128.90</i>	<i>BXPZQZ</i>	<i>CT</i>	<i>6.81</i>
<i>DE13036</i>	<i>110.70 - 110.90</i>	<i>BXM</i>	<i>VT</i>	<i>2.02</i>
<i>4075EP09007¹</i>	<i>22.70 - 22.82</i>	<i>MZG</i>	<i>CTC</i>	<i>13.54</i>
<i>4100EP09072¹</i>	<i>27.10 - 27.25</i>	<i>BXMSW</i>	<i>VETA</i>	<i>12.86</i>
<i>4125EP04132¹</i>	<i>4.05 - 4.20</i>	<i>FL</i>	<i>CPC</i>	<i>9.00</i>
<i>4200DS12044¹</i>	<i>70.20 - 70.40</i>	<i>MZG</i>	<i>VETA</i>	<i>10.65</i>

Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.6.6. Propiedades Elásticas

Las propiedades elásticas están representadas por el módulo de Young (E) y la constante de Poisson (V), los mismos que fueron determinados bajo la

norma ASTM C469-02. Los resultados de los ensayos están indicados en la tabla N° 31 y en el anexo N° 9.

Tabla N° 31

Resumen de Resultados Ensayos de Propiedades Elásticas

<i>Taladro</i>	<i>Tramo</i>	<i>Litología</i>	<i>Módulo de Elasticidad (GPa)</i>	<i>Constante de Poisson (ν)</i>	<i>Resistencia última (MPa)</i>
EP10003	23.81 - 24.10	MZG	111	0.26	180.16
DE13035	109.90 - 110.10	PZ	73	0.31	71.92
DE13034	93.35 - 93.58	PZ	92	0.38	77.97
DE13050	96.12 - 96.38	MIN	87	0.31	78.78
3975EP06011 ¹	5.68 - 5.80	MZG	115	0.19	110.6
4100EP09076 ¹	8.46 - 8.65	MZG	64.4	0.13	120.06
3900EP06097 ¹	4.25 - 4.43	MZG	92.3	0.27	125.77
4100EP09078 ¹	7.40 - 7.60	MZG	108	0.29	182.94

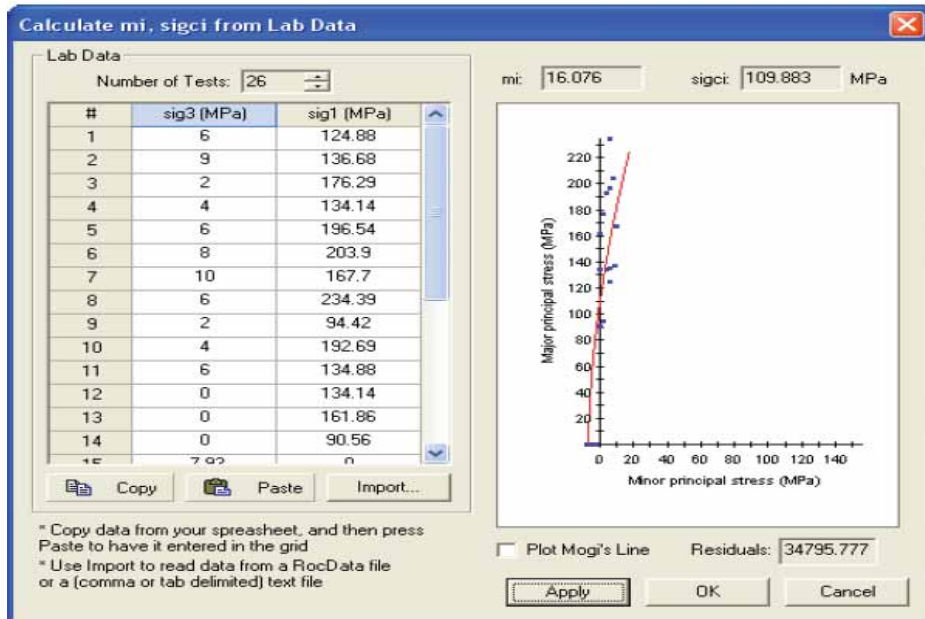
Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

4.6.7. Estimación del m_i de la Roca Intacta

Con la finalidad de determinar el valor de m_i de la roca intacta, se ha utilizado los resultados de parámetros de resistencia de los ensayos triaxiales, compresión simple y tracción indirecta, para cada una de las litologías predominantes, donde se ha determinado que para las brechas equivale a 16.0, para las pizarras 9.4 y para el monzogranito igual a 14.2. En las figuras siguientes se detalla los valores de m_i estimados.

Figura N° 36

Estimación del m_i para las Brechas

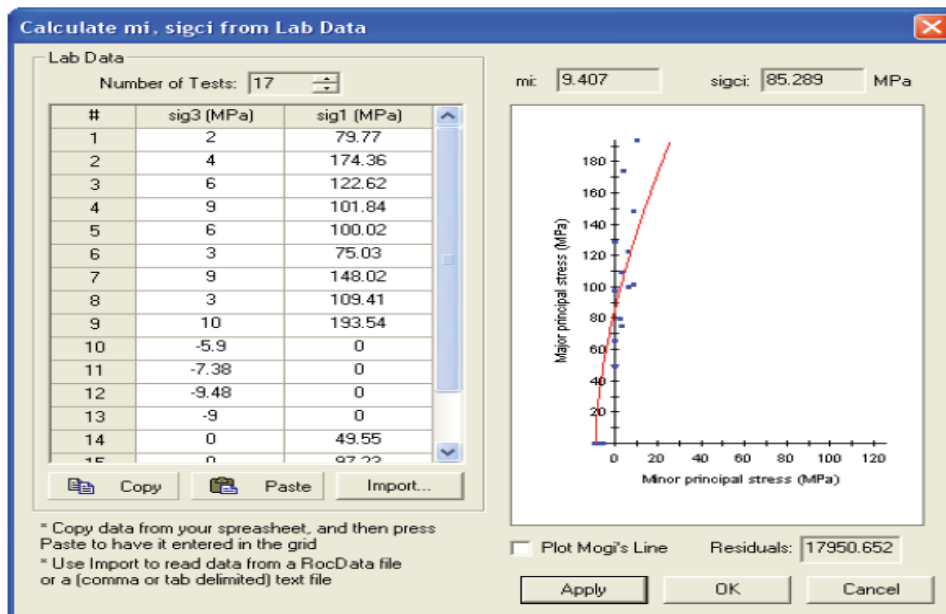


Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 36 se aprecia el cálculo del m_i del ajuste de la roca intacta para las brechas.

Figura N° 37

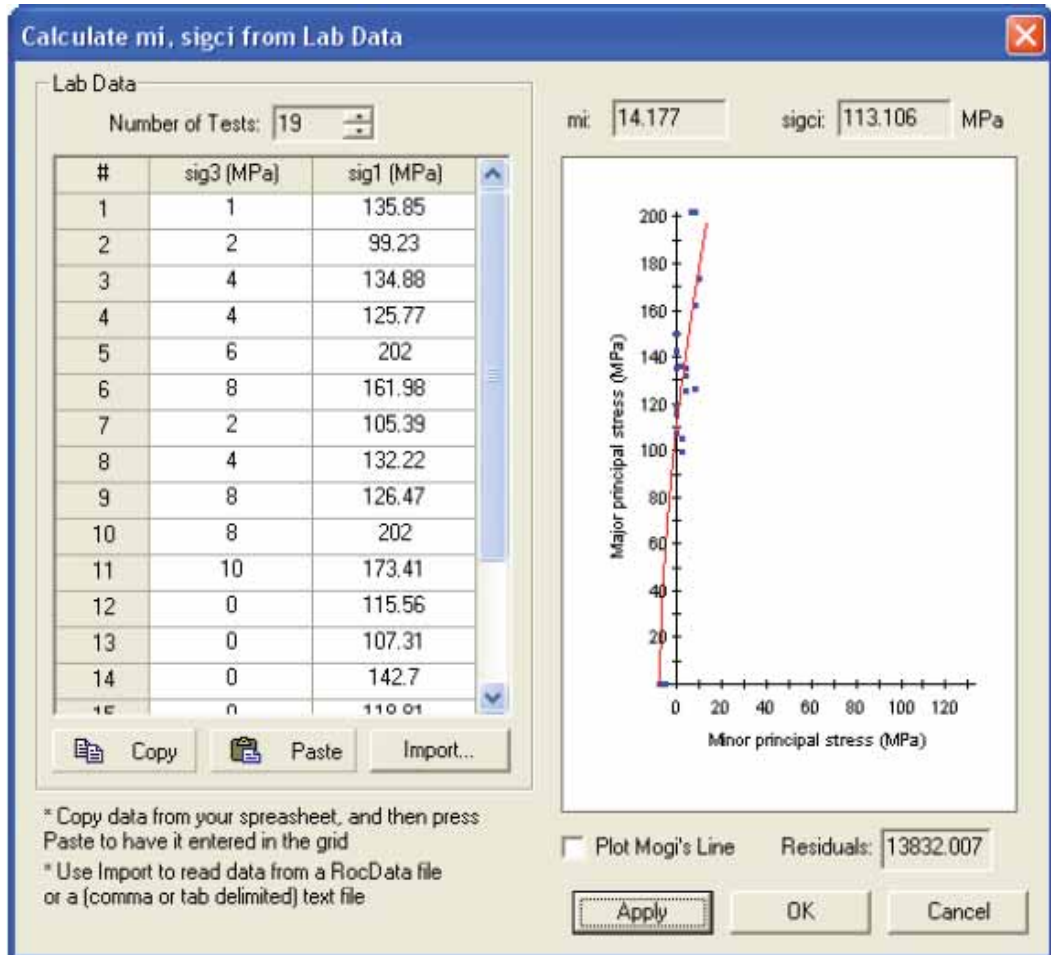
Estimación del m_i para las Pizarras



Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 37 se aprecia el cálculo del mi del ajuste de la roca intacta para las pizarras.

Figura N° 38
Estimación del mi para el Monzogranito



Fuente: SVS Ingenieros S.A. (2017)

En la figura N° 38 se aprecia el cálculo del mi del ajuste de la roca intacta para el monzogranito.

CAPÍTULO V

PROPUESTA DE DISEÑO DE LA INSTALACIÓN DE CABLES BOLTING GEMELOS

5.1. Diseño de Sostenimiento de Echaderos con Cables Bolting Propuesto

Considerando los resultados del análisis de campo, se ha elaborado un diseño de sostenimiento con cables bolting gemelos para la estabilidad del echadero que se encuentra en la caja techo del cuerpo contacto, para que se cumpla el relleno de la gran cavidad vacía.

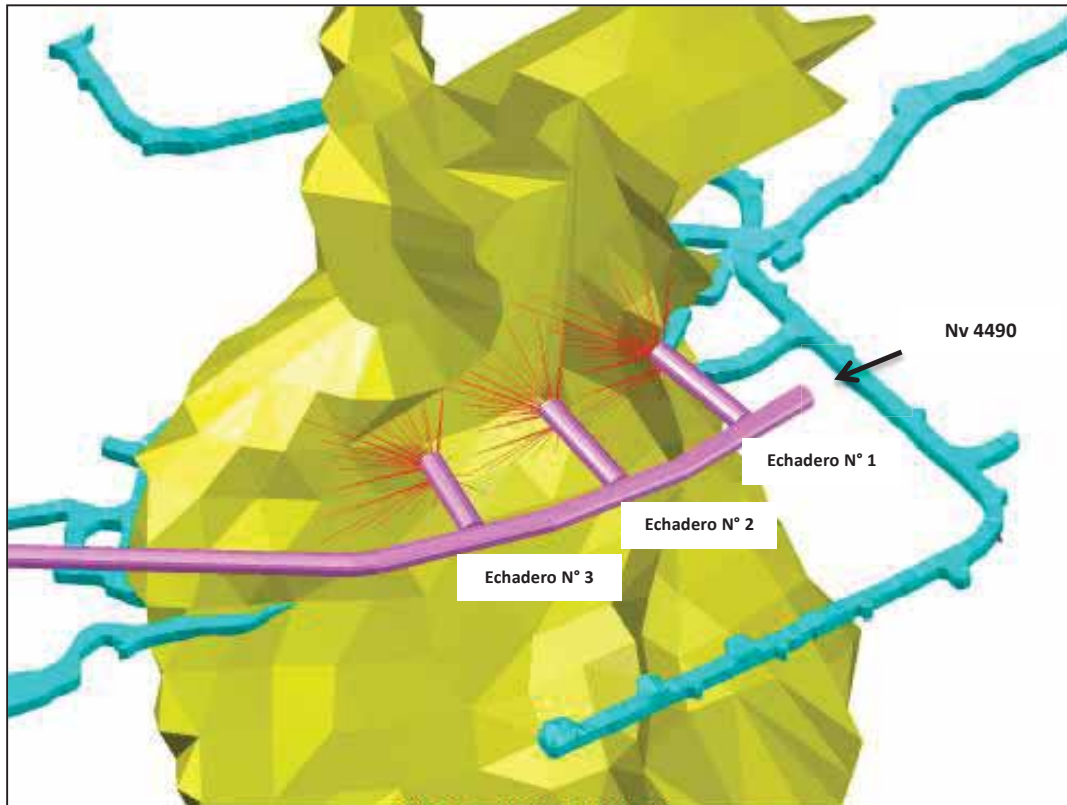
5.1.1. Sostenimiento con Cables Bolting Gemelos en el NV 4490

En la Unidad Minera San Rafael, es posible concretar sostenimiento de labores de descarga (echaderos) a través de Cables Bolting. La creación de estos echaderos es para rellenar una cavidad que tiene un volumen vacío de 762,796 m³. La cavidad se encuentra ubicada topográficamente entre los niveles 4350 y 4490 en la zona denominada cuerpo contacto norte, para ello precisa realizar un estudio geomecánica del área de

operación. Mediante la vista isométrica se observa el dimensionamiento del diseño en tres cámaras con un echadero cada uno:

Figura N° 39

Echaderos Nv 4490



Fuente: Minsur (2017)

Para el desarrollo del sostenimiento de los echaderos con la instalación de Cables Bolting se tuvo que desarrollar las siguientes actividades:

a) Perforación:

La perforación, sea cualquiera el método con que se lleve a cabo, se basa en el mismo principio, o sea en la percusión y el giro continuo de un barreno, de tal manera que cada giro produce un corte en la roca en diferente posición.

En el caso de la presente investigación, en la Unidad Minera San Rafael, la perforación se realizará para instalar los cables bolting y en la parte central media se instalarán explosivos para abrir un echadero que dé con el gran vacío y se produzca su relleno.

El equipo utilizado para la perforación de estos taladros fue el Simba S7D.

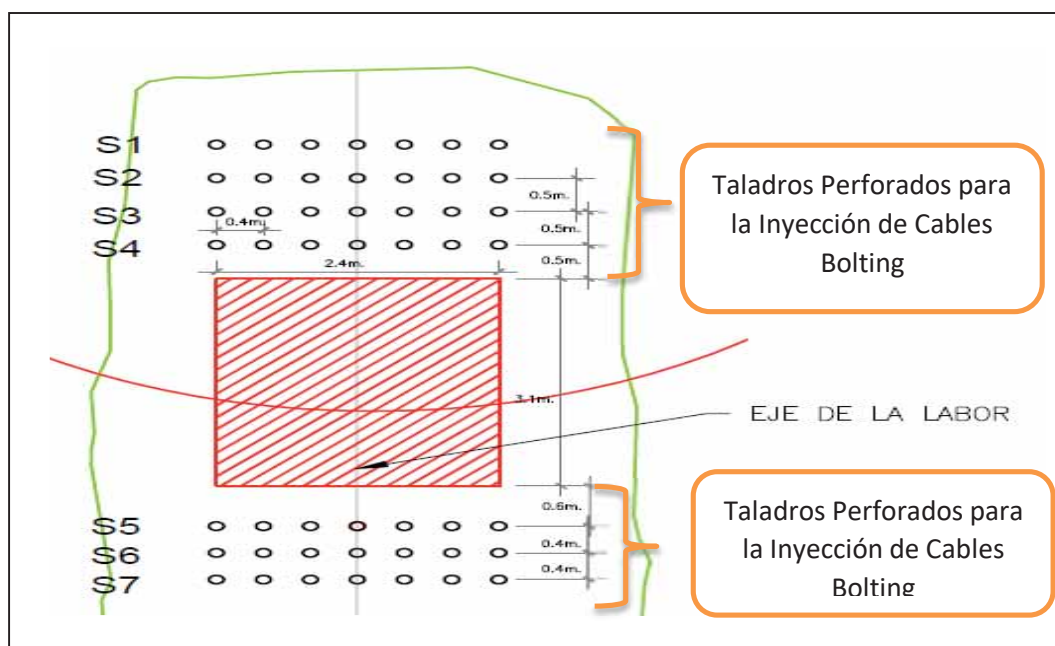
Figura N° 40
Equipo Simba S7D



Fuente: Minsur (2017)

La malla de perforación para el inyectado de los taladros con cables Bolting está ubicada alrededor de donde se realizara el echadero para así brindarle el sostenimiento. Cada perforación con taladro tendrá una longitud de 25 mts.

Figura N° 41
Malla de Perforación para Cables Bolting

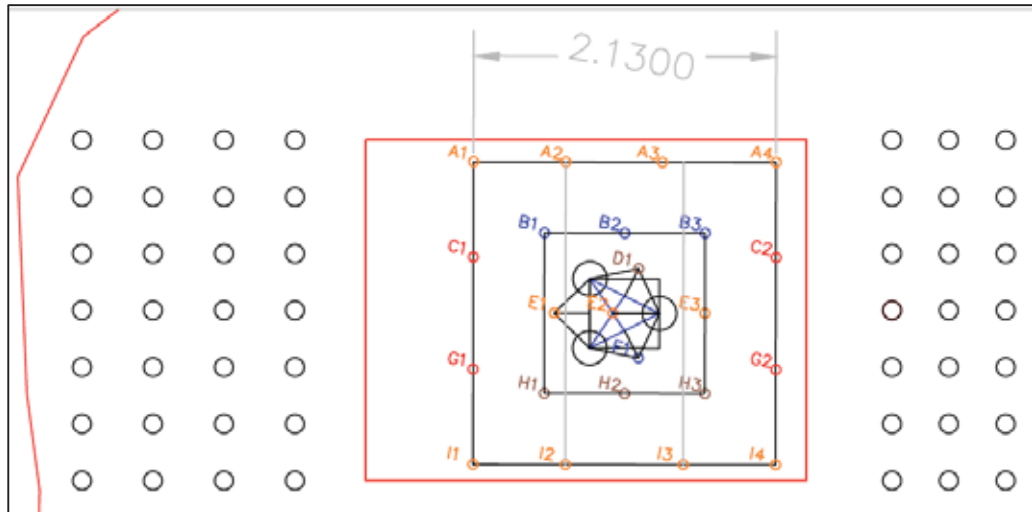


Fuente: Minsur (2017)

La malla de perforación aplicado para la realización de los echaderos tienen una sección de (3.1 m X 2.4 m), con tres pilotos de 9" de Diámetro que les servirá como cara libre para la voladura, a continuación se muestra la malla de perforación del echaderos.

Figura N° 42

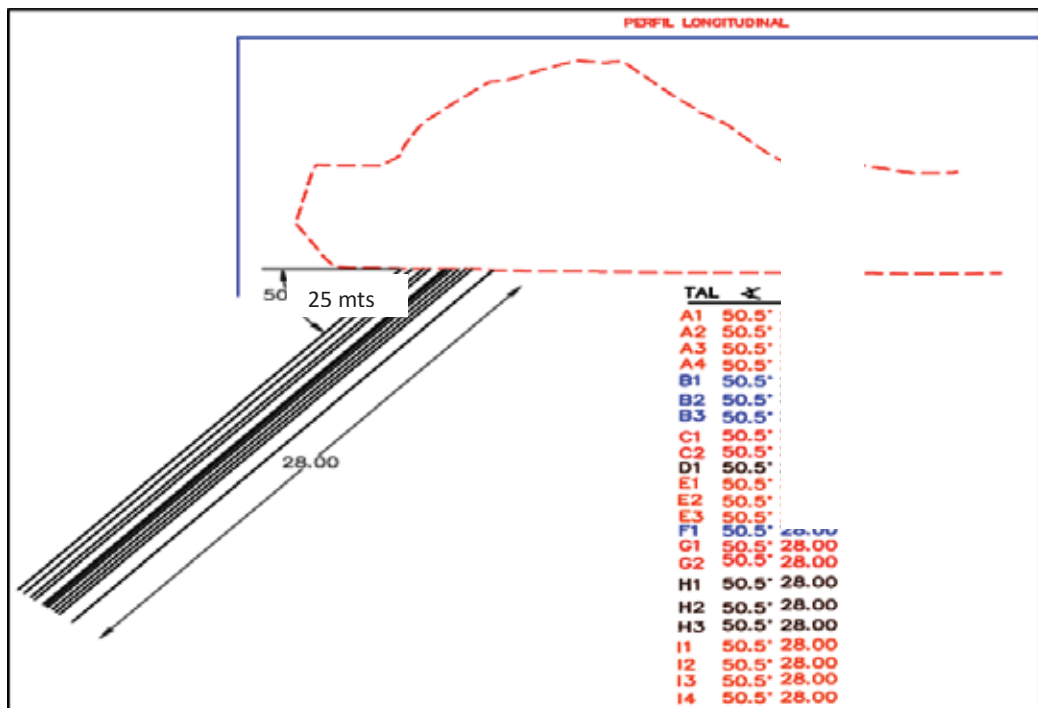
Malla de Perforación para los echaderos



Fuente: Minsur (2017)

Figura N° 43

Ángulos de taladros perforados



Fuente: Minsur (2017)

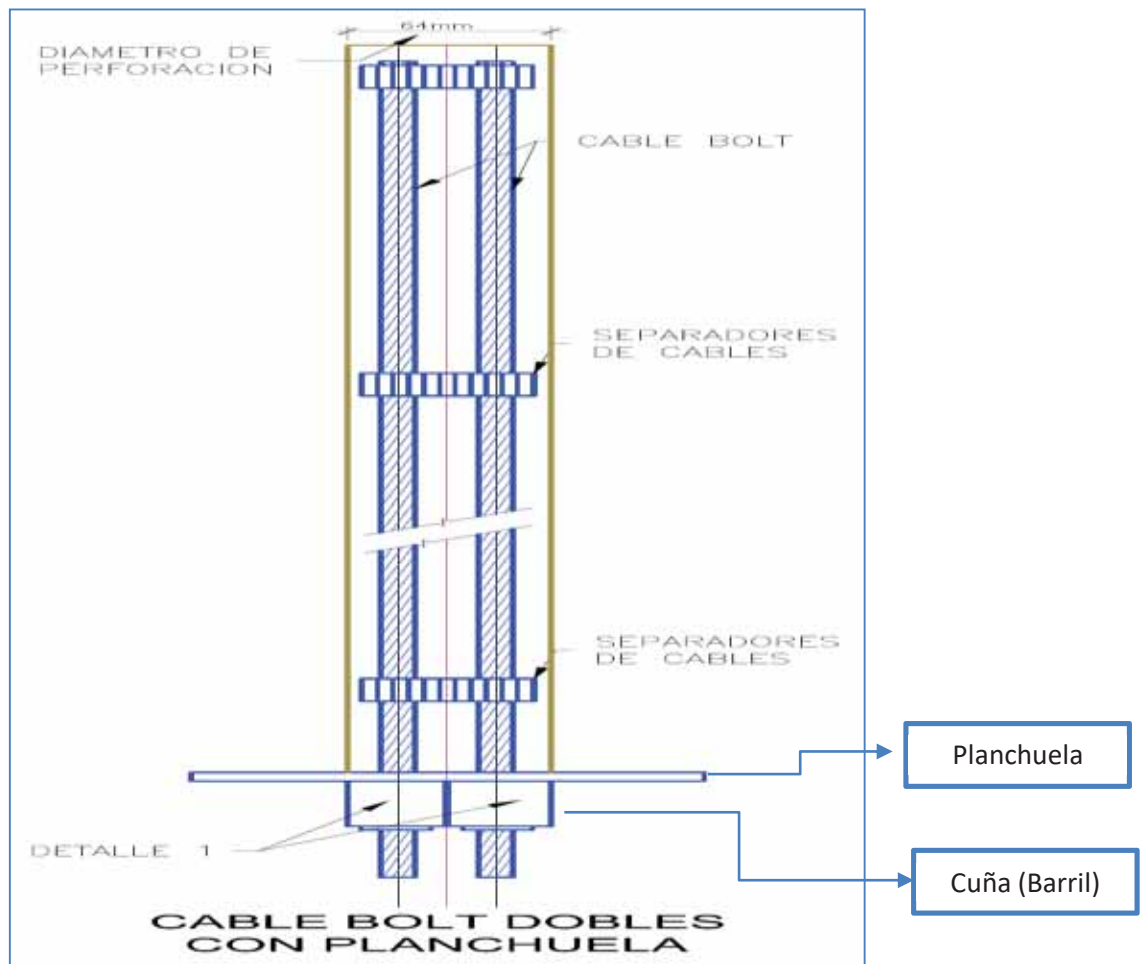
a) Instalación de cables Bolting Gemelos:

Se trata de cables gemelos o mellizos, cuya longitud es de 25 m, presentan:

- Separadores de cables
- Planchuelas
- Cuñas

Figura N° 44

Cables Bolting Mellizos o Gemelos



Fuente: Minsur (2017)

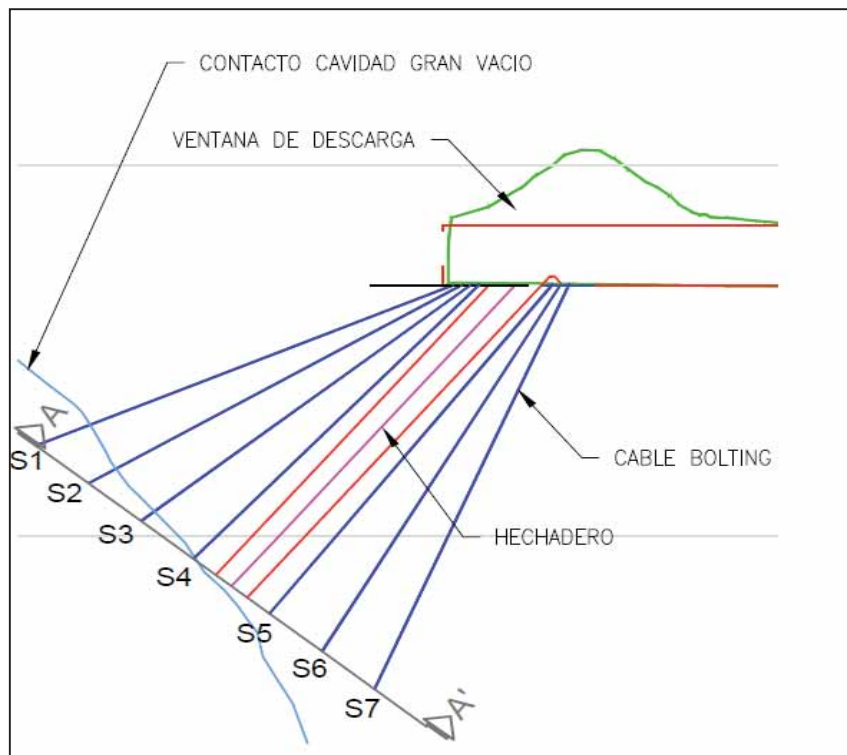
➤ **Proceso de ejecución de instalación de cables bolting**

El proceso de la ejecución de echaderos según SVS Ingenieros, S. (2017) es el siguiente:

- En primer lugar se realiza el marcado del área a perforar con la finalidad de insertar los cables Bolting mellizos, para dar estabilidad al macizo rocoso en relación al gran vacío y desarrollar labores sin ningún inconveniente.
- En las tres cámaras que tendrán un echadero cada uno, se realizarán 49 perforaciones con las distancias y medidas descritas en la figura:

Figura N° 45

Sección transversal de distribución de Cables Bolting



Fuente: Minsur (2017)

- Se observa que los cables Bolting (líneas diagonales azules) parten de la zona destinada para echaderos en las cámaras, parte final con ventana de descarga, hasta hacer contacto con la gran cavidad o gran vacío.

Tabla N° 32**Puntos de distribución de Cables Bolting**

CABLE	PUNTOS DE CONVERGENCIA	ANGULO DE INCLINACION	ANGULO HORIZONTAL RESPECTO AL EJE DE LA LABOR							Long. Cable (m)
			I3	I2	I1	C	D1	D2	D3	
S1	P1	-21.00	-26	-18	-9	0	9	18	26	25
S2	P1	-29.00	-26	-18	-9	0	9	18	26	25
S3	P1	-38.00	-26	-18	-9	0	9	18	26	25
S4	P1	-47.00	-26	-18	-9	0	9	18	26	25
S5	P2	-52.00	-32	-23	-12	0	2	23	32	25
S6	P2	-60.00	-37	-27	-14	0	14	27	37	25
S7	P2	-66.00	-45	-34	-18	0	18	34	45	25

Fuente: Minsur (2017)

- Los puntos de inicio en la sección de la galería que constituirá el echadero presentan las características descritas en la tabla.

Tabla N° 33**Parámetros de sostenimiento de cables bolting**

RESISTENCIA A LA ROTURA POR CADA CABLE BOLTING (tn)	25
RESISTENCIA A LA ADHERENCIA (tn/m)	25
DIAMETRO NOMINAL DEL CABLE (pulg)	5/8
NUMERO DE CABLES POR TALADRO	2
NUMERO DE TALADROS POR ECHADERO	49

Fuente: Minsur (2017)

- Como se aprecia en la tabla, la resistencia por cada cable mellizo será de 25 toneladas, se instalarán dos cables por taladro y 49 taladros por cada uno de los tres echaderos.
- Una vez que se hayan perforado los 49 puntos, se procede a instalar los cables mellizos Bolting, según la siguiente descripción:
 - o Se ingresan los cables Bolting a manera de tendones flexibles, a través del método de tensión.

- Los cables bolting que son alambres de acero, enrollados formando un solo cable, son cementados dentro de un taladro.
- Previamente los taladros, como se indicó, han sido espaciados regularmente para proveer refuerzo y soporte.
- La eficacia del uso de los cables Bolting para dar estabilidad a los echaderos se determina a través de la evaluación de la información geotécnica levantada antes y después de la instalación, elaborando estadísticas para los dos momentos. De igual modo las diferencias se aprecian en los planos de Isovalores que muestran la variabilidad de la calidad del macizo rocoso en la zona de estudio.
- Con esta información geotécnica levantada y el posterior análisis estadístico se procederá a definir los valores de diseño para los echaderos.

Figura N° 46

Instalación de Cables Bolting y Manguera



Fuente: Minsur (2017)

En la figura N° 46 se observa la instalación del cable bolting mellizo junto a la manguera en el taladro ya perforado para su correspondiente inyección

Figura N° 47
Proceso de Cementado



Fuente: Minsur (2017)

En la figura N° 47 se observa el inyectado del cemento en el taladro para completar con la instalación de los cables bolting mellizos.

5.1.2. Voladura

Se refiere a la gestión y manejo de explosivos. A la vez, éstos son compuestos que al detonar, generan un gran volumen de gases que llegan a alcanzar altas temperaturas y muy altas presiones, que al expandirse provocan el rompimiento de materiales pétreos/ macizo rocoso, lo que constituye la técnica de voladura de rocas.

Después de la instalación de los cables Bolting se procede a realizar la voladura del echadero.

Figura N° 48
Proceso de Voladura



Fuente: Minsur (2017)

En la figura N° 48 se aprecia el echadero con los cables bolting despues de la voladura. Para mayor detalle fotografico de la instalacion de los cables se puede ver en el Anexo 10.

5.2. Prueba de Pull Test de los Cables Bolting Mellizos Instalados

En esta etapa, se realizó el análisis de sostenimiento con el objetivo de determinar los parámetros de sostenimiento del cable Bolting para la zona de contacto con la caja techo.

La presión que ejercen los cables sobre el terreno se comprobaron con las pruebas de Pull Test

Se realizó pruebas de arranque (Pull Test) para determinar la capacidad de carga que ofrecen los Cables Bolting, esto para garantizar la capacidad de soporte que ofrece este producto para el uso en la estabilidad de la roca y un sostenimiento seguro.

Las pruebas de Pull Test se ejecutaron en el Nv 4490 en el echadero N° 1, donde se tomaron dos cables gemelos para la evaluación, obteniéndose el siguiente resultado mostrada en la tabla N° 34.

Tabla N° 34

Resumen de Resultados Ensayos de Propiedades Elásticas

N° PRUEBAS	PRUEBA N° 1			PRUEBA N° 2		
LABOR	NV 4490, ECHADERO N° 1			NV 4490, ECHADERO N° 1		
DATOS DE ENSAYO	CABLE BOLTING			CABLE BOLTING		
	Resist. Traccion		Elong	Resist. Traccion		Elong
	PSI	TON	(mm)	PSI	TON	(mm)
LECTURAS	0.00	0.00	10.00	0.00	0.00	10.00
	725.19	2.70	20.00	725.19	2.70	20.00
	1450.38	5.40	25.00	1450.38	5.40	25.00
	2175.57	8.10	27.00	2175.57	8.10	27.00
	2900.76	10.70	30.00	2900.76	10.70	30.00
	3625.95	13.40	35.00	3625.95	12.50	33.00
	4351.14	16.10	37.00	4351.14	14.80	34.00
	5076.33	18.80	38.00	5003.81	15.80	36.00
	5801.52	21.50	38.00	5700.55	20.10	38.00
	6526.71	24.20	40.00	6300.20	23.50	40.00
	6816.79	25.20	40.00	6700.42	25.05	40.00
OBSERVACION	NO CEDIO EL CABLE			NO CEDIO EL CABLE		

Fuente: MINSUR (2017)

La prueba N° 1 y N° 2 realizadas en el echadero 1 del Nv 4490, se obtuvo una resistencia a la tracción de 25 Tn (No cedió el cable), lo cual indica que llegó a la resistencia a la tracción máxima requerida que debe cumplir al tener un cilindro hidráulico de soporte de 25 Tn tal como indica el certificado de calibración del equipo Pul Test, este cable posiblemente tendría un mayor soporte si se utilizara un cilindro hidráulico de mayor capacidad.

Se tiene el siguiente diseño de sostenimiento de echaderos con cables bolting gemelos de 25 metros propuesto para el relleno de la gran cavidad.

5.3. Parámetros de sostenimiento con cables bolting

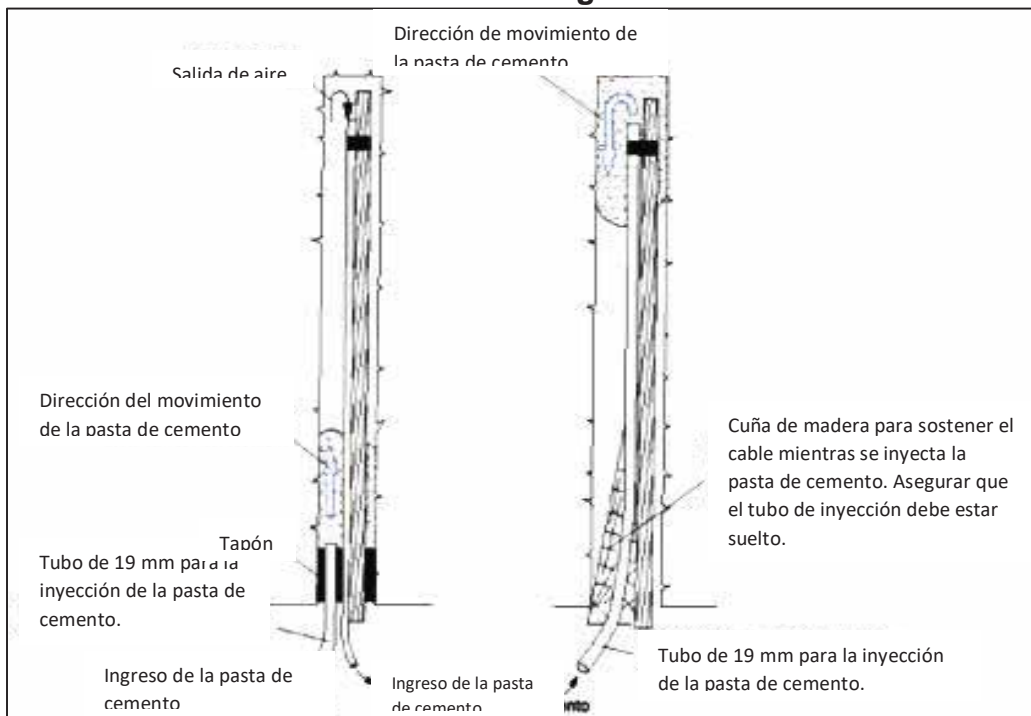
Involucra el uso conjunto de cables de acero y lechada de cemento, el acero debe tener una alta resistencia y tanto el cable como la lechada de cemento deberán ubicarse en el interior del taladro. El objetivo es reforzar el contacto

entre el mineral y la caja techo y así evitar el deslizamiento de bloques de mineral.

5.3.1. Método de Operación

Ciertamente existen diversos métodos de lechada de cables instalados dentro del taladro, pero lo que nosotros empleamos es el método de PRE-CARGADO, este método se puede usar en taladros ascendentes y descendentes con cables de trenzado simple. En la Figura 46 (derecha) la inyección se realiza con una manguera de 19 mm de diámetro que se extiende hasta el fondo del taladro. La pasta de cemento se inyecta por este tubo. El taladro se considera inyectado cuando aparece una pasta acuosa en la boca del taladro y se debe continuar bombeando hasta que aparezca una pasta de cemento gruesa. La tubería de inyección debe estar sujeta con cinta adhesiva en el fondo del cable o ser retirada lentamente, a medida que el taladro se va llenando, en este último caso se debe tener cuidado que los volúmenes de tubería desalojada y de ingreso de pasta coincidan para no generar vacíos en el taladro

Figura N° 49
Método de Precargado



Fuente: MINSUR (2016)

5.3.2. Diseño de la disposición del Cableado

Mostramos una relación empírica para calcular el número de cables cementados a instalar, con miras a tener un echadero más competente.

ECUACIÓN:

$$N = \frac{FHEPG}{CL}$$

DONDE:

N : Número de cables por línea

F : Factor de seguridad

H : Altura de la cámara a formarse (m)

E : Espaciamiento entre líneas (m)

P : Ancho de la Zona de debilitamiento potencial por tensión (m)

G : Densidad de la roca (TM/m³)

C : Capacidad de Tensión (TM/m)

L : Longitud de cable efectivo empotrado (m)

REEMPLAZANDO:

F= 1 Se considera factor de seguridad estable, nosotros consideraremos 2 para garantizar la estabilidad.

H= 35 mts (hasta llegar al gran vacío)

E= 0.5 mts.

P= 35 mts.

G=2.8 Tm/m³

C=21 Tm/mt

L= 25 mt

$$N = \frac{2 * 35\text{mts} * 0.5\text{mts} * 35\text{mts} * 2.8\text{tm}/\text{m}^3}{21\text{tm}/\text{mt} * 25\text{mt}}$$

$$N = 6.53$$

Luego adoptamos 7 cables por línea

$N = 7$ Cables por línea

5.3.3. Influencia de la Cohesión

El resultado de un programa de cableado depende en gran medida de la cohesión de la lechada entre la superficie del cable y la superficie del taladro.

a) Parámetros

D: Diámetro para cada interfase (Pulg)

P: Resistencia tensiva al deslizamiento (MN)

L: Longitud de cable cementado (m)

S: Fuerza cohesiva de la lechada (MPa)

b) Ecuación

$P = 0,08 D.L.S.$

c) Información adicional

Rc: Resistencia a la compresión uniaxial de la lechada de cemento (MPa)

d) Reemplazando

$S = 1/10 R_c = 1/10 * 42 \text{ MPa} = 4.2 \text{ MPa}$

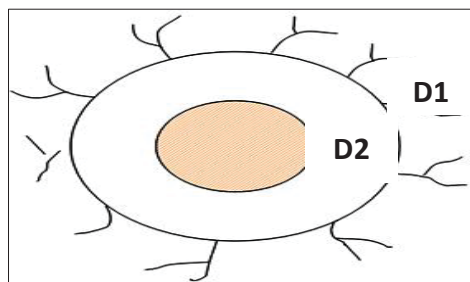
D1 = 2" (Interfase de la Roca – Pasta de Cemento)

D2 = 5/8" (Interfase del cable – Pasta de Cemento)

L = 25 mts

Figura N° 50

Interface de la roca y Cable



Fuente: MINSUR (2016)

En la figura N° 50 se observa el diámetro de la perforación a la roca y el diámetro del cable bolting.

e) Calculando Resistencia Tensiva al deslizamiento

$$P1 = 0.08 * 2 \text{ pulg} * 25\text{mts} * 4.2\text{Mpa}$$

$$P = 16.8 \text{ MN}$$

$$P2 = 0.08 * 5/8 \text{ pulg} * 25\text{mts} * 4.2\text{Mpa}$$

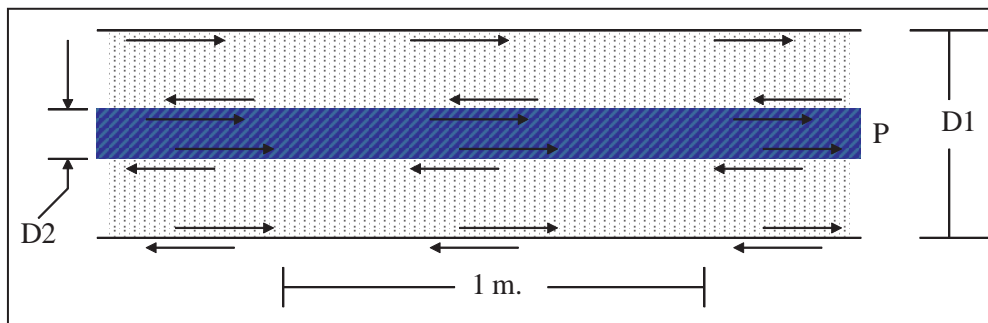
$$P = 5.25 \text{ MN}$$

Luego adoptamos: $P = 5.25 \text{ MN}$

f) Capacidad de tensión del cable

Figura N° 51

Influencia de la cohesión



Fuente: MINSUR (2016)

$$C = 5.25\text{MN} * \frac{10^6\text{N}}{\text{MN}} * \frac{\text{KN}}{10^3\text{N}} * \frac{1\text{TON}}{9.96\text{KN}}$$

$$C = 527.11 \text{ TON}$$

$$C = \frac{527.11 \text{ TON}}{25 \text{ m}}$$

$$C = 21 \text{ ton/m}$$

g) Factores que afectan la cohesión

- Suciedad en la superficie del cable

- Tipo de cable en lo que respecta a las estructuras de la superficie y el centro.
- Sistema de bombeo y relación agua/cemento, la mejor fuerza de cohesión se obtiene usando cable de acero con centro de acero y estructura rugosa.
- Relación agua/cemento
- Tipo de cemento

RELACION AGUA/CEMENTO

La cohesión entre el cable y la lechada se mejora cuando la relación Agua/cemento se disminuye, la elección de la relación más conveniente por la capacidad de bombeo del equipo y la facilidad de mezclado. La relación en peso agua/cemento, empleado en Minsur para el cableado es: 0,40 lo que significa que por cada bolsa de cemento (42, 5 kg) usamos 17 lts. de agua, la resistencia a la compresión que se espera tener de la lechada es de 42 MPa.

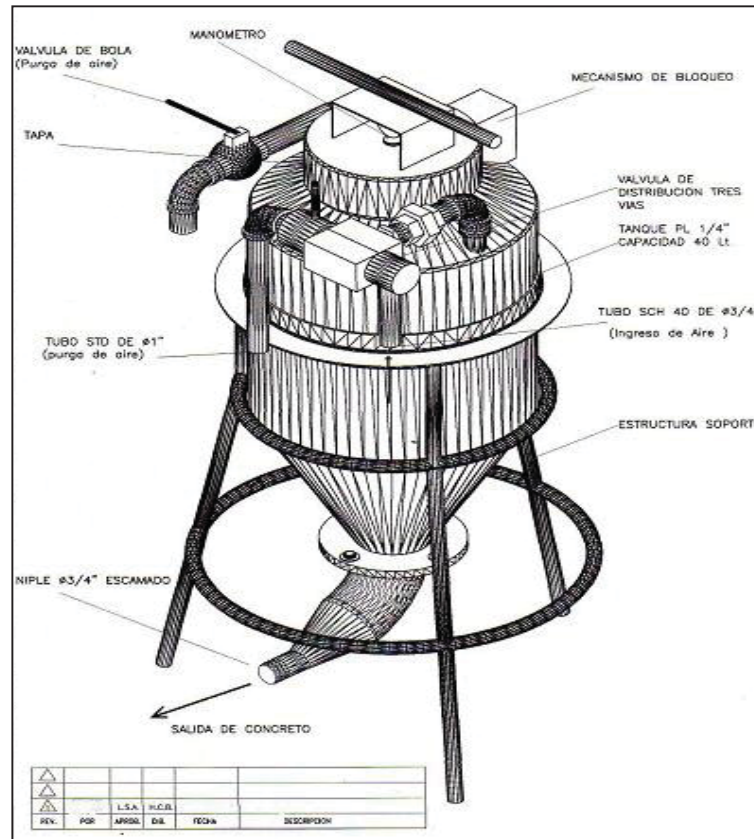
5.4. Equipo e Insumos a Utilizar

5.4.1. Equipo para la Preparación de lechada de Cemento

- Capacidad : 40 litros
- Presión de trabajo : 100 PSI
- Mortero fino o lechada de cemento.

Figura N° 52

Equipo para la Inyección de Cemento



Fuente: MINSUR (2016)

- Certificado de garantía por materiales y procedimiento de fabricación de acuerdo a especificaciones técnicas.
- Prueba hidrostática del tanque a 250 PSI con Certificado de validez por 2 años, o 6000 ciclos de carga. Vencido el periodo de validez del Certificado se deberá realizar una nueva PH.

5.4.2. Insumos a utilizar

Se tiene las siguientes herramientas, materiales y equipos utilizados:

- Cable de acero gemelos tipo Nutcaged 5/8" con longitud de 25 mts.
- Tubo de polietileno HDPE de 19 mm de diámetro.
- Trapos industriales o Waipe
- Cizalla
- Llave francesa
- Alicata de Presion

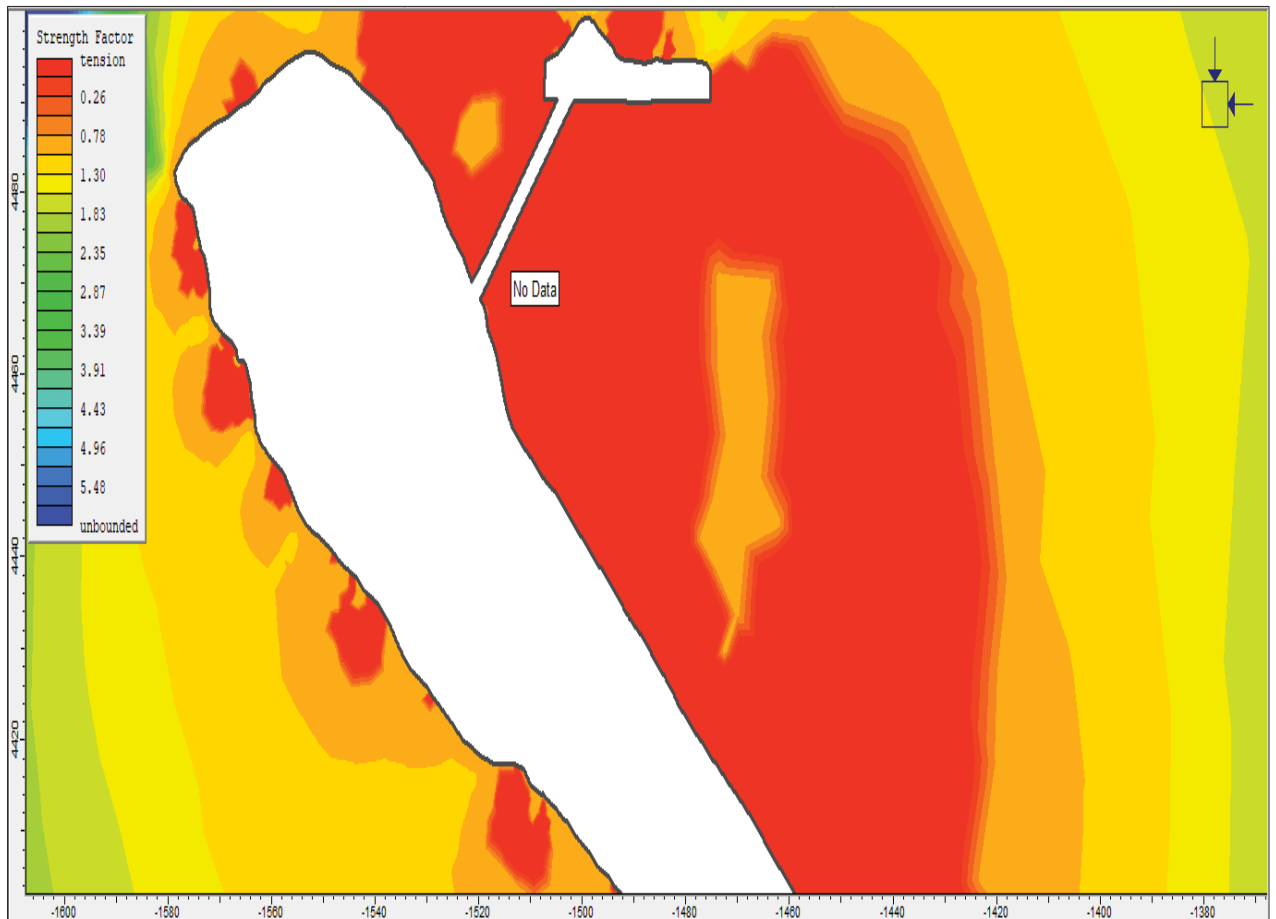
- Comba de 4 Lb
- Bastones Luminosos
- Pantalla luminarias.

5.5. Factor de seguridad de los Cables Bolting Instalados

El factor de seguridad de la zona en estudio sin la instalación de los Cables Bolting Gemelos es menor a 1, según la escala que pertenece al modelo; constituyéndose en una zona sumamente peligrosa, por la posible caída y desprendimiento de rocas, no sólo con impacto en la producción, sino en la seguridad y salud de los trabajadores.

Figura N° 53

Factor de Seguridad sin Cables Bolting de la zona de estudio



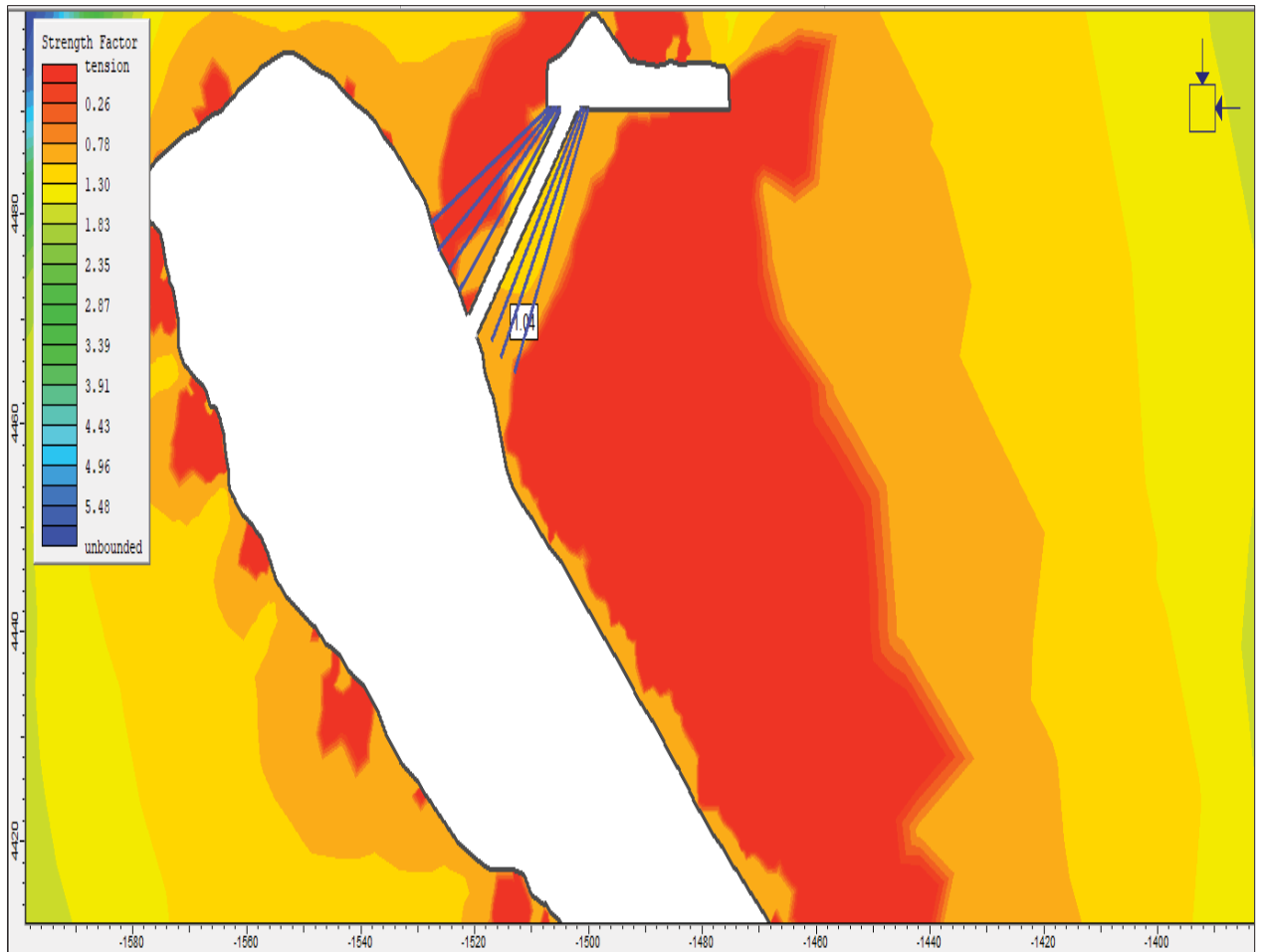
Fuente: MINSUR (2017)

En cambio, con la instalación de los Cables Bolting, según la propuesta, se obtiene un nivel de seguridad aceptable en la zona de trabajo.

En la figura 51, se observa que el nivel de seguridad es óptimo, debido a que se ubica entre los parámetros de 1.04 a más; lo que indica que la instalación de cables Bolting le da mayor seguridad al espacio trabajado.

Figura N° 54

Factor de seguridad con Cables Bolting instalados en la zona de estudio



Fuente: MINSUR (2017)

5.6. Costo de construcción de echadero de relleno detritico

Para los costos de la construcción de echaderos de relleno detritico se realizaron los siguientes calculos:

5.6.1. Costo de Perforacion de Avance Lineal

Es el costo de la perforacion de la estocada donde se realiza el echadero para el relleno del gran vacio con material detritico. La cual cuenta con las siguientes características:

Seccion : 4 m x 4 m

Eficiencia : 3.30 mts

Longitud de la estocada :27 mts

Descripción avance lineal	Unidad	Cantidad	Costo por Guardia (\$)	Costo por metro (\$/m)
Mano de obra	Tarea	5.0	295.89	89.66
Aceros de perforación	USD	1.0	171.16	51.87
Herramientas	USD	1.0	9.68	2.93
Implementos	USD	1.0	22.01	6.67
Ventilación	USD	1.0	14.15	4.29
Equipos	USD	1.0	439.14	133.07
Costo directo	USD		952.03	288.50
Gasto general	%	56%	533.14	161.56
Utilidad	%	10%	148.52	45.01
Costo indirecto	USD		681.66	206.56
Costo total metro				495.06

Costo total del laboreo	Longitud de la Labor (mts)	Costo por metro (\$/m)	Costo total (\$)
Echadero N° 1	27.00	495.06	13,366.56

5.6.2. Costo de Voladura del Avance Lineal

Es el costo de la voladura (explosivos y accesorios) de la estocada donde se realiza el echadero.

➤ Costo de Explosivos

Taladros Cargados	N° Tal	N° Cartuchos	Semexa 65%			Gel 75%
			1 1/2x12"	1 1/8x12"	7/8x7"	1 1/8x12"
			0.368	0.208	0.081	0.174
Arranque	3	17	3	13		1
1° Ayuda	4	14	2	11		1
2° Ayuda	4	13	2	10		1
1° Cuadrador	9	14	5	8		1
2° Cuadrador	7	13	7	5		1
Ay. Corona	4	13	4	8		1
Corona	6	13		2	8	3
Hastiales	4	11		10		1
Arrastre	6	16		9		7
Cantidad	47		135	368	48	95
Kilogramos de explosivo		146.6	49.7	76.5	3.9	16.5
Precio por cartucho			0.77	0.77	0.21	0.52
Costo de explosivo (\$)		445.3	103.6	282.6	10.0	49.1

➤ Costo de Accesorios de los Explosivos

Exsanel 4.8 m N°	Cantidad	Cordón detonante (m)	Mecha rápida Z19 (und)	Deton. ensamb. 2.4 (und)	Costo total
1	1				
3	1				
8	1				
16	2				
24	2				
48	4				
72	4				
92	6				
120	7				
240	8				
340	6				
400	7				
Cantidad total (und)	49	50	3	2	
Precio (\$)	4.5	0.17	0.40	0.58	
Costo de accesorios	220.50	8.55	1.21	1.16	231.42

Descripción	Costo por disparo (\$)	Costo por metro (\$/m)
Explosivo	445.3	134.9
Accesorios	231.4	70.1
Total (\$)	676.7	205.1

Costo total voladura	Cantidad (mts)	Costo por metro (\$/m)	Costo total (\$)
Echadero N° 1	27.00	205.07	5,536.93

5.6.3. Costo de extraccion y transporte del avance lineal

Es el costo de la extraccion y transporte del material resultante de la voladura.

Sobrerotura: 7.50 %

Descripción de sección	Avance	Área permitida	Volumen Permitida	Peso específico	Toneladas
4.0 x 4.0	27	16.01	432.27	2.73	1,180.10

Transporte	Precio (\$/Ton)	Toneladas	Costo total transporte (\$)
Desmante (Mina - Desmontera)	3.42	1,180.10	4,035.93

5.6.4. Costo sostenimiento de avance lineal

Es el costo del sostenimiento con pernos de anclaje y malla electrosoldada de la estocada donde se ejecutara el echadero.

➤ Costo de la instalacion de Pernos de Anclaje

Pernos de 22 mm X 7 pies

Rendimiento/guardia : 58

Ratio por metro : 5

Descripción costo de instalación de perno	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por perno
Mano de obra	Tarea	2	125.58	2.17
Aceros de perforación	USD	1	71.30	1.23
Herramientas	USD	1	4.73	0.08
Implementos	USD	1	9.90	0.17
Equipos	USD	1	373.84	6.45
Perno y accesorios	USD	1	533.02	9.19
Costo directo	USD		1,118.37	19.28
Gasto general	%	56%	626.29	10.80
Utilidad	%	10%	174.47	3.01
Costo indirecto	USD		800.75	13.81
Costo total por Perno (\$/perno)				33.09

Costo total de instalación de perno	Cantidad	Costo por perno	Costo total (\$)
Echadero N° 1	135.00	33.09	4,466.92

➤ Costo de la Instalacion de mallas electrosoldadas

Mallas electrosoldadas: 2.4 m x 7.5 m

Rendimiento/ Guardia : 10

Ratio por metro : 0.6

Descripción costo de instalación de malla	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por malla
Mano de obra	Tarea	2	99.20	9.92
Herramientas	USD	1	5.61	0.56
Implementos	USD	1	8.66	0.87
Equipos	USD	1	169.31	16.93
Mallas electrosoladas	USD	1	450.27	45.03
Costo directo	USD		733.04	73.30
Gasto general	%	56%	410.50	41.05
Utilidad	%	10%	114.35	11.44
Costo indirecto	USD		524.86	52.49
Costo total por malla				125.79

Costo total de instalación de malla	Cantidad	Costo por malla	Costo total (\$)
Echadero N° 1	16	125.79	2,058.39

5.6.5. Costo de desquinche del realce del echadero

Volumen por disparo: 29.75

Volumen de realce de echadero :193

Descripción costo desquinche	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por m3
Mano de obra	Tarea	5.0	198.25	6.66
Perforación	USD	1.0	41.79	1.40
Herramientas	USD	1.0	11.30	0.38
Implementos	USD	1.0	23.98	0.81
Equipos	USD	1.0	282.72	9.50
Costo directo	USD		558.03	18.76
Gasto general	%	56%	312.50	10.50
Utilidad	%	10%	87.05	2.93
Costo indirecto	USD		399.55	13.43
Costo total m3				32.19

Costo total de desquinche	Cantidad	Costo por m3 de realce	Costo total (\$)
Echadero N° 1	193	32.19	6,212.25

5.6.6. Costo de Voladura del desquinche del realce del echadero

Es el costo de la voladura (explosivos y accesorios) del realce donde se realiza el echadero.

➤ Costo de Explosivos

Taladros Cargados	N° Tal	N° Cartuchos	Semexa 65%			Gel 75%
			1 1/2x12"	1 1/8x12"	7/8x7"	1 1/8x12"
			0.368	0.208	0.081	0.174
Fila 1	5	12	3	8		1
Fila 2	5	13	3	9		1
Fila 3	5	14	3	10		1
Fila 4	5	16	3	12		1
Fila 5	5	16	3	12		1
Fila 6	5	17	3	13		1
Fila 7	5	17	3	13		1
Fila 8	5	17	3	13		1
Fila 9	5	17	3	13		1
Fila 10	5	18	3	14		1
Cantidad	50		150	585	0	50
Kilogramos de explosivo		185.6	55.2	121.7	0.0	8.7
Precio por cartucho			0.77	0.77	0.21	0.52
Costo de explosivo		590.2	115.1	449.2	0.0	25.9

➤ Costo de Accesorios

Exsanel 4.8 m N°	Cantidad	Cordon detonante (m)	Mecha rapida Z19 (und)	Deton. ensamb. 2.4 (und)	Costo total
8	5				
16	5				
24	5				
48	5				
72	5				
92	5				
120	5				
240	5				
340	5				
400	5				
Cantidad total	50	60	3	2	
Precio	1.34	0.17	0.40	0.58	
Costo de accesorios	67.00	10.26	1.21	1.16	79.63

Descripción	Costo por disparo (\$)
Explosivo	590.2
Accesorios	79.6
Total	669.8

5.6.7. Costo de extraccion – transporte del desquinche del realce del echadero

Sobrerotura 7.5%

Descripción de sección	m3	Peso especifico	Toneladas
4.0 x 4.0	193	2.73	526.89

Transporte	Precio (USD/Ton)	Toneladas	Costo total transporte (\$)
Desmante (Mina - Desmontera)	3.42	526.89	1,801.96

5.6.8. Costo de sostenimiento del realce del echadero

Descripción de costo	Cantidad	Costo por malla	Costo total (\$)
Costo de pernos	40	33.09	1,323.53
Costo de mallas	10	125.79	1,198.00
Costo total			2,521.54

5.6.9. Costo de perforacion para los cables bolting

Es el costo de perforacion de los 49 taladros para la instalacion de los cables bolting.

Rendimiento por guardia: 50.00

➤ Mano de Obra

Descripción de mano de obra	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
Operador de Simba	Tarea	1.0	66.38	1.33
ayudante de operador Simba	Tarea	1.0	43.73	0.87
Ayudante de sostenimiento	Tarea	1.0	43.73	0.87
Costo total (\$)				3.08

➤ Aceros de Perforacion

Descripción de aceros de perforación	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
Barra SP T38-RD38-T38 x 4"	mp	50.0	39.00	0.78
Broca Retractil FP T38 x 64MM	mp	50.0	12.60	0.25
Shank COP 1838/1638 T38 x 435 MM	mp	50.0	4.80	0.10
Copas de Afilado	mp	50.0	2.40	0.05
Aceite de Hidraulico Tellus T68	gln	1.0	9.56	0.19
Pantalla Reflectora (incl Cable, Max 50m)	glb	1.0	0.16	0.00
Letreros Informativos	glb	1.0	0.15	0.00
Costo total (\$)				1.37

➤ Herramientas

Descripción de herramientas	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
Lampa	pza	9.0	1.66	0.03
Pico	pza	9.0	1.60	0.03
Comba de 20 libras	pza	9.0	6.00	0.12
Llave Francesa 18"	pza	6.0	7.55	0.15
Llave Stilson de 14"	pza	6.0	3.05	0.06
Llave Francesa 12"	pza	6.0	2.85	0.06
Barretilla de aluminio de 1.8 m	pza	6.0	3.21	0.06
Barretilla de aluminio de 2.4 m	pza	6.0	3.54	0.07
Barretilla de aluminio de 3.0 m	pza	6.0	3.86	0.08
Barretilla de aluminio de 3.6 m	pza	6.0	4.23	0.08
Cucharilla	pza	6.0	0.46	0.01
Costo total (\$)				0.76

➤ Implementos de Seguridad

Descripción de implementos	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
EPP personal de Operación	Pza	3.0	2.93	0.06
Varios (cobertores, conos, arnes y otros)	Pza		0.29	0.01
Costo total (\$)				0.06

➤ Equipos

Descripción de equipos	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
Raptor 55-Propiedad	Hr	3.93	276.59	5.53
Raptor 55-Operación	Hr	3.93	207.23	4.14
Costo total (\$)				9.68

➤ Costo por metro perforado

Descripción del costo	Unidad	Cantidad	Costo por disparo	Costo por metro
Costo directo	USD		747.58	14.95
Gasto general	%	56%	418.65	8.37
Utilidad	%	10%	116.62	2.33
Costo indirecto	USD		535.27	10.71
Costo total metro (\$/m)				25.66

N° de taladros		1	2	3	4	5	6	7	Total
Sección	S1	25	25	25	25	25	25	25	175
	S2	25	25	25	25	25	25	25	175
	S3	25	25	25	25	25	25	25	175
	S4	25	25	25	25	25	25	25	175
	S5	25	25	25	25	25	25	25	175
	S6	25	25	25	25	25	25	25	175
	S7	25	25	25	25	25	25	25	175
	Total	175	175	175	175	175	175	175	1225

Costo total del perforación	Cantidad	Costo por metro	Costo total (\$)
Echadero N° 1	1,225.00	25.66	31,429.83

5.6.10. Costo por Instalacion de Cables Bolting

Una vez concluida la perforación se continua con el proceso de instalación de cable bolting por cada taladro ejecutado con todo sus componentes basicos para cada cable como se muestra en la siguientes tablas.

Rendimiento por guardia

➤ Mano de Obra

Descripción de mano de obra	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
Capataz	Tarea	1.0	113.40	2.03
Coordinador	Tarea	1.0	50.95	0.91
Operario	Tarea	2.0	197.26	3.52
Peon	Tarea	2.0	152.29	2.72
Costo total (\$)				9.18

➤ Herramientas

Descripción de herramientas	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
Abrazadera de 1"	und	4.0	0.75	0.01
Andamio o acro	juego	2.0	0.38	0.01
Arco y Sierra	und	2.0	0.38	0.01
Balde de 5 gln (20Lt)	und	2.0	0.38	0.01
Barretillas d+B32:B55e : 4, 6 y 8	juego	6.0	1.13	0.02
Bastones Luminosos	Und	2.0	0.38	0.01
Buguie	und	2.0	0.38	0.01
Caja de Herramientas	Und	1.0	0.19	0.00
Cinzel de Punta de 10"	und	2.0	0.38	0.01
Cinzel de Punta Plana de 10"	und	2.0	0.38	0.01
Cinta de seguridad	und	2.0	0.38	0.01
Cizalla de 18"	und	2.0	0.38	0.01
Combas de 4 lb.	und	2.0	0.38	0.01
Conos de seguridad	und	4.0	0.75	0.01
Cucharillas de 3/8" (5 y 7 mts.)	juego	4.0	0.75	0.01
Flexometro 7 m.	und	2.0	0.38	0.01
Lampas	und	2.0	0.38	0.01
Llave Francesa	und	1.0	0.19	0.00
Llave Stilson de 12	und	1.0	0.19	0.00
Llaves estándar 14 a 24	und	1.0	0.19	0.00
Malla delimitante	ml	10.0	1.88	0.03
Manguera de 1"	ml	50.0	9.38	0.17
Panel informativo	und	1.0	0.19	0.00
Pico	und	1.0	0.19	0.00
Pilas Recargables	par	4.0	0.75	0.01
Soga 1"	ml	50.0	9.38	0.17
Tortol	und	2.0	0.38	0.01
Trapo industrial	kg	40.0	7.50	0.13
Costo total (\$)				0.68

➤ Implementos

Descripción de implementos	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
EPP personal de Operación	pza	6.0	6.73	0.12
Costo total (\$)				0.12

➤ Equipos

Descripción de equipos	Unidad	Cantidad	Costo por guardia	Costo por metro
Bomba de Pasta de Cemento	Hr	10.50	1.97	0.04
Repuestos para Bomba	Hr	10.50	1.97	0.04
Costo total (\$)				0.07

➤ Costo por metro de instalacion de cables bolting

Descripción del costo	Unidad	Cantidad	Costo por Guardia	Costo por metro (\$/m)
Costo directo	USD		562.82	10.05
Gasto general	%	56%	315.18	5.63
Utilidad	%	10%	87.80	1.57
Costo indirecto	USD		402.98	7.20
Costo total metro (\$/m)				17.25

Sección	Metros/ Taladro	N° Taladros	Planchuela s (und)	Cuña y Barril (und)	Saco de Polipropileno (und)	Alambre N° 10 (m)	Tubería (m)	Cemento (Bolsa)
S1	175	7	7	14	14	210	175	25
S2	175	7	7	14	14	210	175	25
S3	175	7	7	14	14	210	175	25
S4	175	7	7	14	14	210	175	25
S5	175	7	7	14	14	210	175	25
S6	175	7	7	14	14	210	175	25
S7	175	7	7	14	14	210	175	25
Total	1225	49	49	98	98	1470	1227	173

Costo total de instalación	Cantidad	Precio Unitario (\$/m)	Costo total (\$)
Mano de obra (m)	1,225	17.25	21,126.93
Cable bolting (m)	1,225	1.85	2,269.05
Planchuelas (und)	49	12.50	612.50
Cuña y Barril (und)	98	4.60	450.80
Saco de Polipropileno (und)	98	0.18	17.64
Alambre N° 10 (kg)	1,470	0.01	19.33
Tubería (m)	1,227	0.56	687.37
Cemento (Bolsa)	173	5.96	1,030.73
Costo total (\$)			26,214.35

5.6.11. Costo de Perforacion para el echadero

Despues de realizar la instalacion del echadero se procede a realizar la perforacion de taladros para ser cargados con explosivos.

Descripción del costo	Unidad	Cantidad	Costo por disparo	Costo por metro (\$/m)
Costo directo	USD		747.58	14.95
Gasto general	%	56%	418.65	8.37
Utilidad	%	10%	116.62	2.33
Costo indirecto	USD		535.27	10.71
Costo total metro				25.66

N° de taladros	1	2	3	4	Total
3 Pilotos de 9"	25	25	25		75
A1, A2, A3, A4	25	25	25	25	100
B1, B2, B3	25	25	25		75
C1,C2	25	25			50
D1	25				25
E1, E2, E3	25	25	25		75
F1	25				25
G1, G2	25	25			50
H1, H2, H3	25	25	25		75
I1, I2, I3, I4	25	25	25	25	100
Total	250	200	150	50	650

Costo total del perforación para el echadero	Cantidad	Costo por metro	Costo total
Echadero N° 1	650.00	25.66	16,677.05

5.6.12. Costo de Voladura para el echadero

Se procede a hacer el carguio de los taladros con los explosivos, para la voladura y asi tener el echadero de relleno detritico.

	N° Tal	N° Cartuchos	Examon	Semexa 65%		Gel 75%
			Grado P	1 1/2x12"	7/8x7"	1 1/8x12"
Taladros Cargados			25	0.368	0.081	0.174
Arranque	5	4	3	3		1
Ayuda cuadrador	6	4	3	3		1
Cuadrador	16	4	3	3		1
Cantidad	27		81	81	0	27
Kilogramos de explosivo		34.5	2025.0	29.8	0.0	4.7
Precio			0.86	0.77	0.21	0.52
Costo de explosivo		1807.9	1731.8	62.1	0.0	14.0

Exsanel 21.6 m N°	Cantidad	Cordón detonante (m)	Mecha rápida Z19 (und)	Deton. ensamb. 2.4 (und)	Costo total	
1	1					D1
2	1					E2
3	1					E3
4	1					E4
5	1					F1
Cantidad total	5	20	2	2		
Precio	4.22	0.17	0.40	0.58		
Costo de accesorios	21.10	3.42	0.81	1.16	26.49	

Exsanel 21.6 m N°	Cantidad	Cordón detonante (m)	Mecha rápida Z19 (und)	Deton. ensamb. 2.4 (und)	Costo total	
6	3					B1,B2,B3
8	3					H1,H2,H3
10	4					A1,A2,A3,A4
12	2					C1,C2
14	2					G1,G2
16	4					I1,I2,I3,I4
Cantidad total	18	20	2	2		
Precio	4.22	0.17	0.40	0.58		
Costo de accesorios	75.96	3.42	0.81	1.16	81.35	

Descripción	Costo por disparo (\$)
Explosivo	1807.9
Accesorios	107.8
Total	1915.7

Costo total de la construcción del echadero:

Resumen de los costos para la construcción de un echadero	\$
Costo de Perforación de Avance Lineal	13366.56
Costo de Voladura de Avance Lineal	5536.93
Costo de extracción y transporte del avance lineal	4035.93
Costo sostenimiento de avance lineal	6525.31
Costo de desquinche del realce de echadero	6212.25
Costo de voladura del desquinche del realce del echadero	669.8
Costo de extracción y transporte del realce del echadero	1801.96
Costo de sostenimiento del realce del echadero	2521.54
Costo de perforación de Cables Bolting	31429.83
Costo de Instalación de Cables Bolting	26214.35
Costo de Perforación para el echadero	16677.05
Costo de Voladura para el echadero	1915.7
Costo total de la construcción de un echadero (\$)	116907.21

El Precio Unitario de la instalación de cables bolting mellizos de 25 metros es de 17.25 \$/m. Mientras que la instalación de cables bolting simples de 4 -6 mts que normalmente se instalan en los tajos es de 21.72 \$/m.

En cada echadero se instala un total de 1225 metros y haciendo la comparación de costos con el mismo metraje se obtiene el siguiente cálculo:

	Cables Bolting Mellizos	Cables Bolting Simples
Precio Unitario (\$/m)	17.25	21.72
Metros Instalados	1225	1225
Total (\$)	21126.93	26607

En el cuadro se observa que hay una diferencia de los totales en \$ 5480.07 que representa un 20.60 % ; el cual nos indica que la instalación de cables bolting mellizos cuesta un 20.60% menos que la instalación de cables bolting simples.

5.7. Discusión

Esta investigación tuvo como propósito: Controlar las características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico con la finalidad de mejorar y optimizar las operaciones mineras de la Mina San Rafael.

La muestra estudiada ha sido seleccionada considerando aspectos comunes en cuanto a las características de investigación. El grado de adecuación para el estudio fue óptimo debido a que los instrumentos fueron validados.

De los resultados obtenidos, se infiere que:

- a. La manera de instalación de cables Bolting Mellizos influye marcadamente en los beneficios que provee a las propiedades del macizo rocoso. Es importante tener en cuenta que la detección de una inadecuada instalación de cables Bolting no es perceptible a simple vista luego de que ella ha concluido. Por esta razón, se debe adoptar medidas estrictas de correcta instalación que comprendan la limpieza del taladro, la inserción del cable, el cementado y el tensado.
- b. Para poder evaluar si los cables están llegando a cumplir con su resistencia, se tiene que hacer las pruebas de Pull Test después de que se realice la voladura del echadero y los cables cumplan la función de sostenimiento.
- c. La elección de la aplicación del cemento es importante porque este elemento ayuda a transmitir las cargas de la roca al cable.

En cuanto a las líneas de investigación que surgen de los resultados, se propone como campos nuevos de estudio, el diseño de echaderos para estabilizar macizos rocosos; estudio de tipos de cables Bolting para estabilizar echaderos.

Por último, la investigación tiene una validez externa alta, debido a que los hallazgos realizados pueden aplicarse a otros echaderos que se vienen desarrollando en la minera MINSUR, del mismo modo pueden extenderse a otras empresas mineras con similares características.

CONCLUSIONES

1. El gran vacío se encuentra emplazado en pizarras y en un 80% se encuentra emplazado en el intrusivo monzogranito. La orientación de estas es 30 - 40° NW y se tienen fallas locales paralelas y transversales a la cavidad vacía en los niveles 4310, 4370, 4395 y 4450. Con la instalación de cables Bolting mellizos se logró controlar la inestabilidad de los echaderos causadas por las fallas, el cual desarrollará una alta estabilidad y garantizará un proceso óptimo de relleno de la gran cavidad, a su vez se mejorará y se optimizará las operaciones mineras de la Mina San Rafael.
2. Con la evaluación geomecánica de las características del macizo rocoso que fue subdividido en dominios estructurales como es la caja piso, veta, caja techo, para los cuales se estimaron los siguientes parámetros geomecánicos resistencia a la compresión simple (85-103), RMR 76 (40-55), Q' (0.6-3.4) y GSI (35-50) e instalando los cables Bolting mellizos se logró una estabilidad eficiente de los echaderos de la Mina San Rafael.
3. Con el diseño de la instalación de los cables Bolting mellizos se logró estabilizar el echadero obteniéndose un Factor de Seguridad de 1.04, lo que indica que le da mayor seguridad al espacio trabajado y así lograr un desarrollo óptimo de las actividades programadas de la Mina San Rafael.
4. Para la ejecución de echaderos con cables bolting mellizos se calculó un costo de 116907.21 dólares por echadero. Lo que indica que se tendrá un costo unitario de 4676.29 \$/m.

RECOMENDACIONES

1. Al equipo técnico de la Minera Minsur San Rafael, en zonas de inestabilidad se les sugiere instalar Cables Bolting mellizos para controlar la inestabilidad de los echaderos y así desarrollar una alta estabilidad y garantizar un proceso óptimo de relleno de la gran cavidad.
2. Al equipo técnico de la Minera Minsur San Rafael, se les recomienda realizar una evaluación geomecánica de las características del macizo rocoso a fin de conocer el nivel de estabilidad.
3. Al equipo técnico de la Minera Minsur San Rafael, se les recomienda aplicar un diseño adecuado y una instalación optima de los Cables Bolting mellizos que sirvan de refuerzo en los echaderos de la Mina San Rafael.
4. Se recomienda realizar la instalación de cables bolting mellizos porque cuesta 20.60 % menos comparado con la instalación de cables bolting simples.

BIBLIOGRAFÍA

- Arenas, F. (1999). *Exploración y geología del yacimiento San Rafael, Puno*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- BARTON, N. R.; LUNDE, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics*, Springer Verlag, vol. 6. Pp 189-236.
- Bernal, C. (2016). *Metodología de la investigación* (Segunda ed.). (F. Hernández, Ed.) Ciudad de México, México D.F., México: Pearson Educación.
- Bieniawski, Z. (1976). *Determining rock mass deformability: experience from case histories*. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*.
- Bustamante, A. (2008). *Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas, Mina Huanzalá, Minera Santa Lucía*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- BROOK, N. (1993). The Measurement and estimation of basic rock strength. In J. Hudson (Ed., in chief): *Comprehensive rock engineering. Principles practice & projects*. Vol, 3: *Rock testing and site characterization*: 41-81. Oxford: Pergamon.
- BROCH, E.; FRANKLIN, J.A. (1972). The point load strength test, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci*, vol. 9, p669-697
- Carvajal, A. (2008). *Manual Sistema de Refuerzo de Rocas con Pernos SAFEROCK*. Santiago de Chile: Gerdau AZA S.A.
- Casaverde, L., & Vargas, J. (1995). *Riesgo Sísmico del Perú, Simposio Sobre el Peligro y Riesgo Sísmico y Volcánico en América del Sur*. Lima: CERESIS.
- Charaja, F. (2011). *El MAPIC en la metodología de investigación* (Segunda ed.). (A. A. Sánchez, Ed.) Puno, Perú: Sagitario.

- Clark, H. (1983). *Ocurrencia y edad de la mineralización de estaño en la Cordillera Sur del Perú*. Boletín de la Society of Economic Geologists.
- Compumet. (2006). *Gestión y manejo de explosivos*. Retrieved diciembre 15, 2016, from http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=625
- Córdova, I. (2013). *El proyecto de investigación cuantitativa* (Primera ed.). (A. Cubas, Ed.) Lima, Lima, Perú: San Marcos.
- Dávila, P. (2015). *Prueba de arranque a los Cables Bolting*. Cusco: Minera San Rafael.
- DEERE, D.U., (1964). *Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes. Rock Mechanics and Geology*. Volume 1, Number 1, pp. 17-22.
- Gonzales de Vallejo, L. (2002). *Ingeniería Geologica . 1ra Edicion . Prentice Hall. Madrid. 715 p.*
- Guanipa, J. (2012). *Justificación de la investigación*. Maracay: Universidad Nacional Experimental Politécnica de la Fuerza Armada Nacional.
- Gutiérrez, L. (2008). *Proyecto de aplicación del método tajeo por subniveles en el tajo 420-380 en mina Chipmo, Orcopampa*. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Hernández, R. (2002). *El paradigma cuantitativo de la investigación científica*. La Habana: Universitaria.
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2010). *Metodología de la investigación* (Quinta edición ed.). (J. Mares, Ed.) Ciudad de México, México D.F., México: Mc GRAW HILL.
- Hutchison, D., & Diederichs, M. (1996). *Cablebolting in underground mines*.
- ISRM (1981) *International Society of Rock Mechanics. Suggested methods for characterization, testing and monitoring. ISRM Suggested methods*. Ed E.T.Brown. Oxford: Pergamon.

- Jaquen, A. (2012). *Minimizando la inestabilidad de la masa rocosa*. Retrieved noviembre 28, 2016, from <http://www.revistaseguridadadminera.com/operaciones-mineras/minimizando-la-inestabilidad-de-la-masa-rocosa/>
- Jimenez, R. (2014). *Ingeniería de Rocas. Caracterización de macizos rocosos y teoría de bloques para estabilidad de talud*. Peru, Lima
- Kontak, D. (1984). *The Magmatic and Metallogenetic evolution of a craton oregene interfaces: the Cordillera of Carabaya, Perú*. Ottawa: Queen's University Canada.
- Lalande, A. (1960). *Vocabulaire technique et critique de 1a philosophie*. Paris: P.U.F.
- Laubacher, G. (1978). *Estudio geológico de la Región norte del Lago Titicaca, Perú*. Lima: INGEMMET, Boletín 5.
- Macedo, S. (2018). *Características geológicas e incremento de recursos de Veta Vicente Centro Piso, Mina San Rafael, Melgar - Puno*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín.
- Medina, A. (2014). *Sistema de extracción de mineral del Pique 718 con Winche de Izaje e incremento de producción en la mina Calpa – Arequipa*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Medina, E. (2014). *Minado masivo para una producción de 15 k TPD. en una unidad minera*. Lima: Perumin.
- Minera, r. (2009). *Publicaciones científicas sobre inestabilidad y sostenimiento de labores mineras subterráneas*. México D.F.: Mc Graw Hill.
- MINOVA. (2008). *La guía MINOVA para pernos anclados con resina*. Victoria, Australia: Book Production.
- MINSUR. (2014). *Resumen ejecutivo*. Lima: Amec Foster Wheeler.
- MINSUR. (2016). *Resumen ejecutivo*. Lima: Amec Foster Wheeler.

- Muñoz, J., Quintero, J., & Munevar, R. (2001). *Cómo desarrollar competencias investigativas en educación. Bogotá, Aula Abierta, Magisterio, 2001.* Bogotá, Colombia: Aula Abierta Magisterio.
- Paho, E. (2010). *Guía Ambiental Para el Manejo de Relaves Mineros.* Lima: Programa de Asistencia Técnica al Ministerio de Energía y Minas del Perú.
- Palma, V. (1981). *The San Rafael Tin-Copper Lode System, Puno, SE Perú.* Ottawa: Queen's University Canada.
- Palmstron, A. (1982). *Characterization of jointing density and the quality of rock masses.* Norway.
- Polo, M. (2016). *Mina San Rafael: el genuino valor de la seguridad.* Lima.
- Portillo, M., & Roque, E. (2003). *Metodología de la investigación científica* (Segunda ed.). Lima: Juan Gutemberg.
- Priest, S., & Hudson, J. (1976). *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts.* London: Pergamon Press, Great Britain.
- Rodríguez, F., Barrios, I., & Fuentes, M. (1984). *Introducción a la metodología de las investigaciones* (Primera ed.). La Habana, Cuba: Editora Política.
- Samaniego, A. (2011). *Estudio Geomecánico para el Dimensionamiento, Secuencia y Relleno de los Tajeos de la Mina Cerro Lindo.* Lima: SRK Consulting.
- Sancho, C. (2014). *Cómo hacer un proyecto de investigación.* Puno: Mara.
- Serpa, W. (2011). *Gestión eficaz de los recursos de una empresa contratista minera al implementar la norma ISO 14001 en la Mina San Rafael.* Lima: Universidad Nacional del Altiplano.
- Stagg, Z. (2008). *Geomecánica de rocas.* Retrieved mayo 14, 2017, from http://www.fceia.unr.edu.ar/geologiaygeotecnia/Geomecanica_2008_1s_print.pdf

SVS Ingenieros, S. (2017). *Estudio geomecánico del sector de cuerpo de contacto*. Lima: MINSUR S.A.

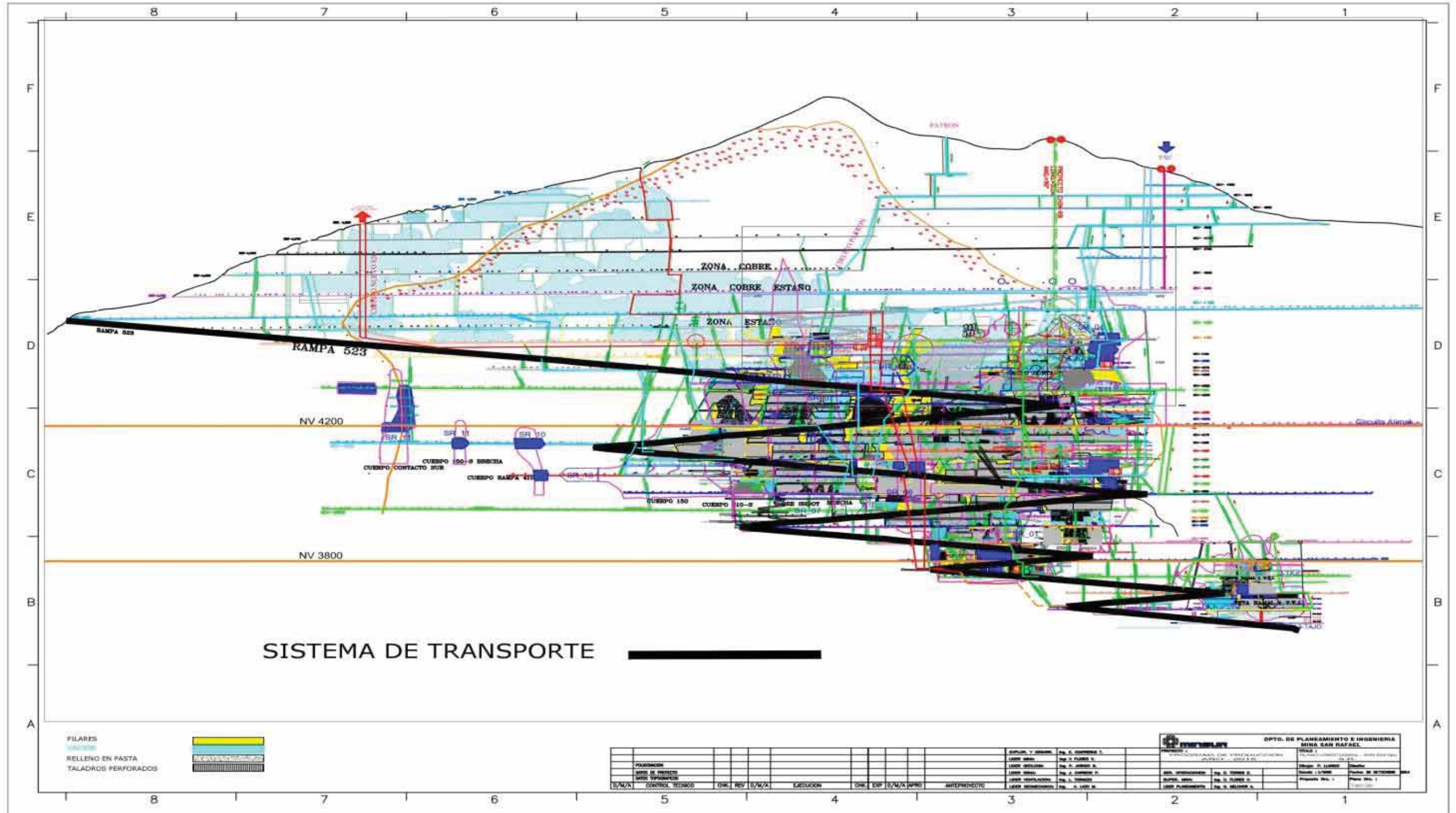
SVS, I. (2014). *Estudio Geomecánico del Sector de Cuerpo*. Lima: Empresa del grupo SRK.

Uriarte, F. (2009). *Metodología de la Investigación Científica*. Santa Fe de Bogotá, Colombia: Cantabrias.

Vara, A. (2012). *7 Pasos para una tesis exitosa*. Lima: Universidad San Martín de Porres.

ANEXOS

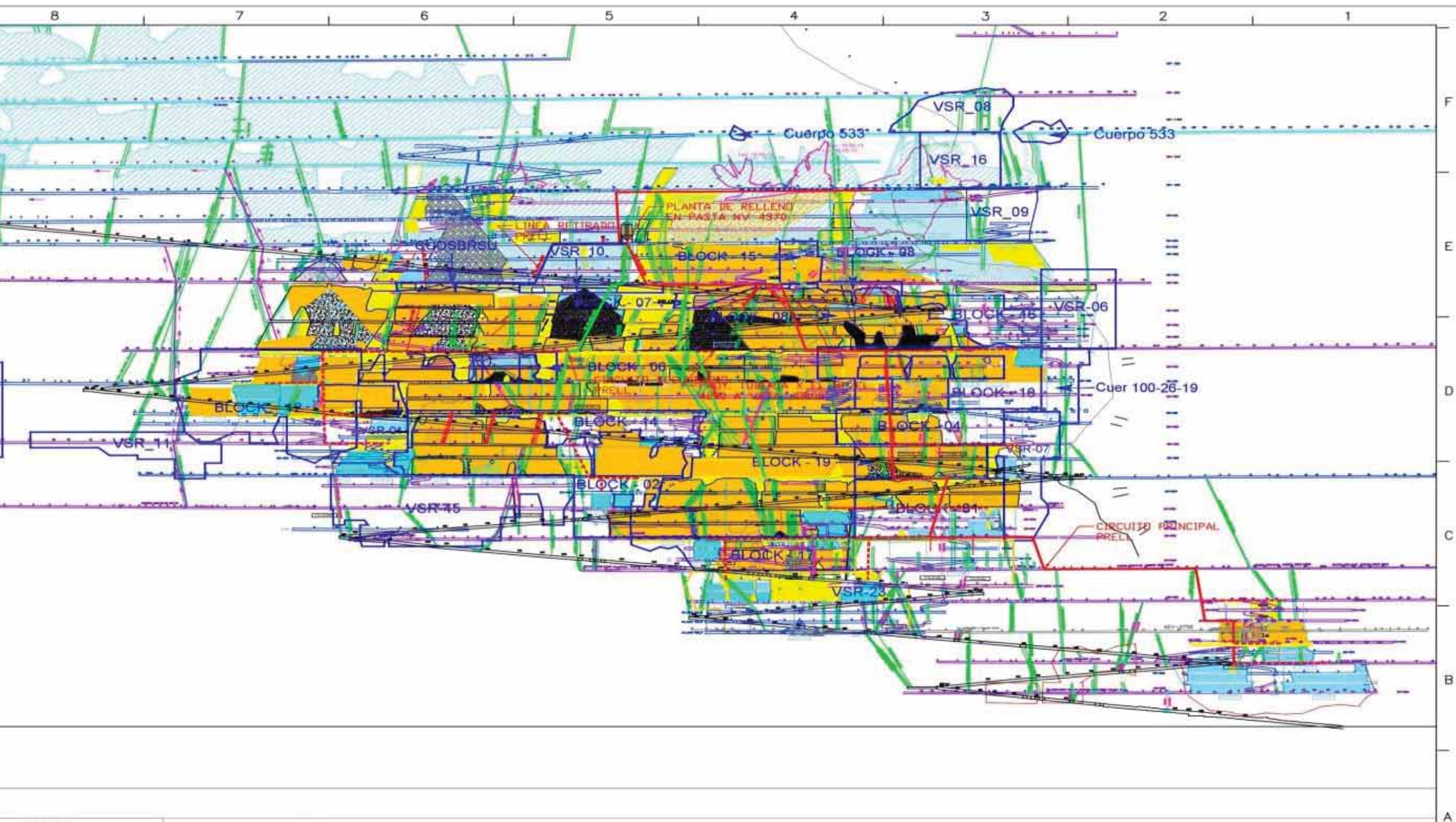
Anexo N° 1
Sistema de Acarreo



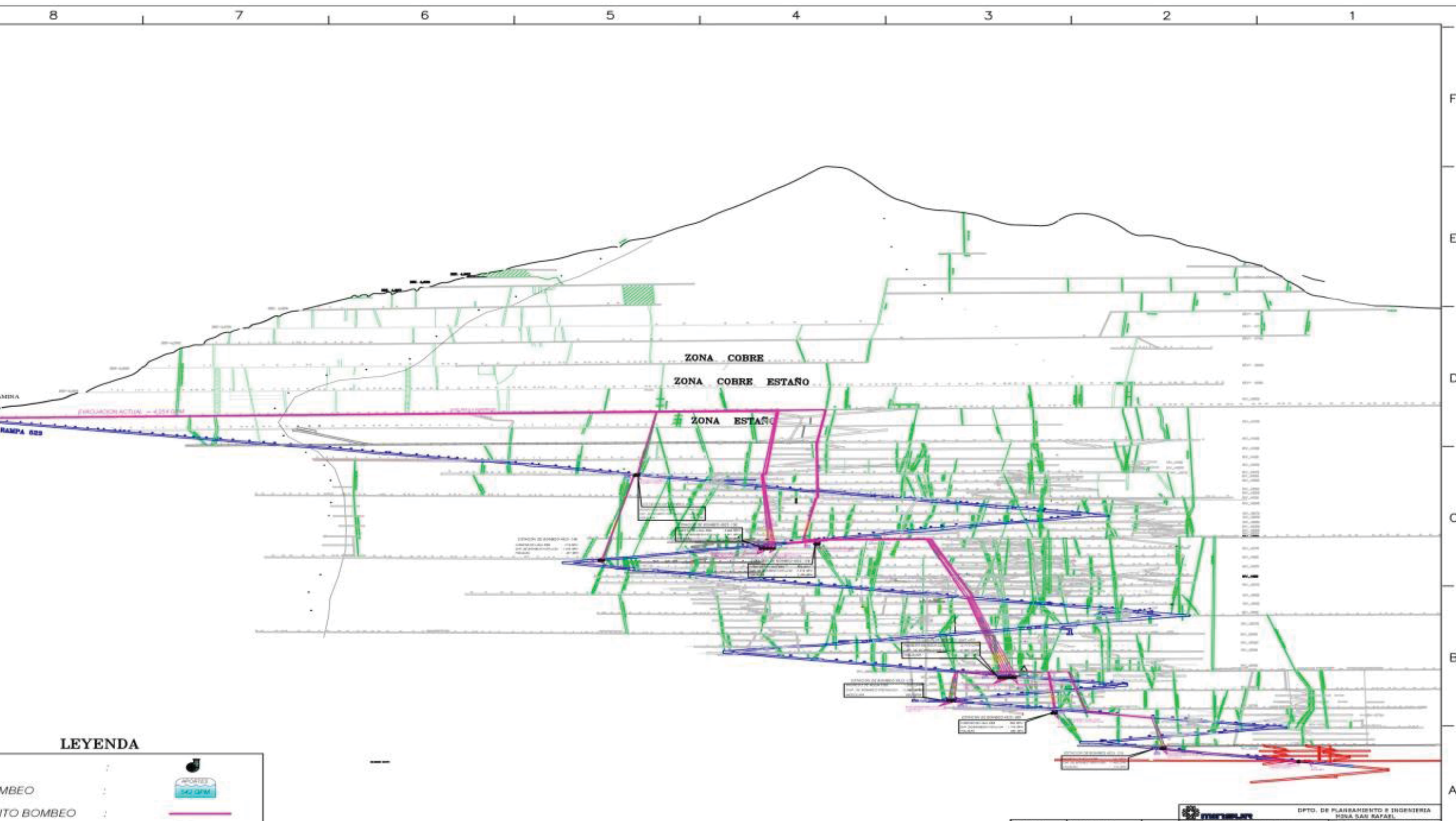
Fuente: MINSUR (2016)

Anexo N° 2

Sistema de distribución de Relleno en Pasta



Anexo N° 3
Vista esquemática del Sistema de Drenaje



LEYENDA



Anexo N° 4

Clasificación Geomecánica de la Estación N° 7 Nv 4430

CLASIFICACION GEOMECAÁNICA													
PROYECTO: ASESORÍA EN GEOMECAÁNICA Y LOGEO GEOMECAÁNICO					COORDENADAS			HOJA:	07/10				
CLIENTE: Minsur S. A.					X	356704	FECHA:	06/09/2014					
ZONA: Nivel 4430					Y	8428901	EG - 7						
LITOLOGÍA: Monzogranito					Z	4450							
DOMINIO: Caja Piso Cercano													
CARACTERISTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES					CLASIFICACIÓN RMR (BINIAWSKI, 1976)								
BUZ./ D. BUZ	FAMILIA 1			FAMILIA 2			FAMILIA 3						
	335/85			45/67			200/40						
CONDICION DE DISCONTINUIDADES	Per	2m		Per	1.5m		Per	1.5m					
	Rug	OR		Rug	PR		Rug	PR					
	Apr	< 0.1mm		Apr	< 0.1mm		Apr	< 0.1mm					
	Rel	Cuarzo		Rel	Cuarzo		Rel	Sin Relleno					
ESPACIAMIENTO (cm)	22	23	35	32	33	20	30	60	55	54			
ESPACIAMIENTO PROMEDIO (cm)	28			35.8			27.3						
RQD (PAMLSTROM)													
FOTOGRAFIA DE LA ESTACION GEOMECAÁNICA					1	RESISTENCIA ROCA INTACTA	PICOTA	R6	R5	R4	R3	R2	R1
					Is(50)	>8 Mpa	4-8	2-4	1-2	Se prefiere UCS			
					UCS	>200MPa (15)	100-200 MPa (12)	50-100MPa (7)	25-50 (4)	10-25 (2)	3-10 (1)		
					VALORACIÓN								
					2	RQD	90-100% (20)	75-90% (17)	50-75% (13)	25-50% (8)	<25% (3)		
					VALORACIÓN								
					3	ESPACIAMIENTO	>3m(30)	1-3m (25)	0.3-1m (20)	50-300mm (10)	<50mm (5)		
					VALORACIÓN								
					4	ESTADO DE LAS JUNTAS	Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separación, paredes de roca	Superficies algo rugosas, separación<1mm, paredes de roca dura (20)	Superficies algo rugosas, separación<1mm, paredes de roca suave (12)	Superficies pulidas relleno<5mm, O fisuras abiertas y continuas de 1-5mm (6)	Relleno blando <5mm O fisuras abiertas y continuas <5mm (0)		
					VALORACIÓN								
					5	AGUA SUBTERRANEA	TOTALMENTE SECO (10)	SOLO HUMEDO (7)	LIGERA PRESION DE AGUA (4)	FLUJOS DE AGUA (0)			
					VALORACIÓN								
CLASIFICACION Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)													
RQD		90.0											
Jn		9											
Jr		3											
Ja		1.25											
RESULTADOS DE LA CLASIFICACION													
RMR	82												
RMR'	82												
Q'	68.2												
Q'	24												
GSI													
OBSRVACIONES													
SIN AJUSTE DE ORIENTACION													
CONSIDERANDO AGUA TOTALMENTE SECO													
CORRELACION EN BASE A RMR'													
CALCULADO POR: RQD/Jn*Jr/Ja													

Fuente: SVS Ingenieros(2016)

Anexo N° 5

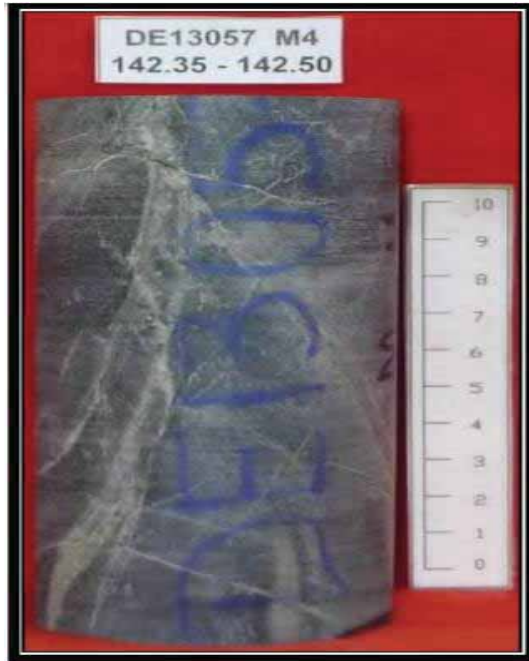
Clasificación Geomecánica de la Estación N° 11 Nv 4450

INSUR										CLASIFICACION GEOMECÁNICA										SVS ingenieros empresa del Grupo SPK	
RESERVA EN GEOMECÁNICA Y LOGEO GEOMECÁNICO										COORDENADAS					HOJA: 11/11						
S.A.										X	356651				FECHA: 20/08/2014						
D										Y	8425740				EG - 11						
Programa										Z	4456										
DOMINIO: Caja Piso Cercano										CLASIFICACIÓN RMR (BINIAWSKI, 1976)											
FAMILIAS DE LAS DISCONTINUIDADES										RESISTENCIA ROCA INTACTA											
FAMILIA 1										R6											
FAMILIA 2										R5											
FAMILIA 3										R4											
Rug										R3											
Rug										R2											
Rug										R1											
Apr										Se prefiere UCS											
Ref										VALORACIÓN											
RQD										90-100% (20)											
RQD										75-90% (17)											
RQD										50-75% (13)											
RQD										25-50% (8)											
RQD										<25% (3)											
VALORACIÓN										17											
ESPACIAMIENTO										>3m(30)											
ESPACIAMIENTO										1-3m (25)											
ESPACIAMIENTO										0.3-1m (20)											
ESPACIAMIENTO										50-300mm (10)											
ESPACIAMIENTO										<50mm (5)											
VALORACIÓN										10											
ESTADO DE LAS JUNTAS										Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separación, paredes de roca											
ESTADO DE LAS JUNTAS										Superficies algo rugosas, separación<1mm, paredes de roca dura (20)											
ESTADO DE LAS JUNTAS										Superficies algo rugosas, separación<1mm, paredes de roca suave (12)											
ESTADO DE LAS JUNTAS										Superficies pulidas relleno<5mm, O fisuras abiertas y continuas de 1-5mm (6)											
ESTADO DE LAS JUNTAS										Relleno blando <5mm O fisuras abiertas y continuas <5mm (0)											
VALORACIÓN										20											
AGUA SUBTERRANEA										TOTALMENTE SECO (10)											
AGUA SUBTERRANEA										SOLO HUMEDO (7)											
AGUA SUBTERRANEA										LIGERA PRESION DE AGUA (4)											
AGUA SUBTERRANEA										FLUJOS DE AGUA (0)											
VALORACIÓN										10											
FOTOGRAFIA DE LA ESTACION GEOMECANICA										CLASIFICACION Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)											
										RQD											
										Jn											
										Jr											
										Ja											
RESULTADOS DE LA CLASIFICACION										RMR											
RMR'										RMR'											
Q'										Q'											
Q'										Q'											
GSI										GSI											
OBSRVACIONES										OBSRVACIONES											

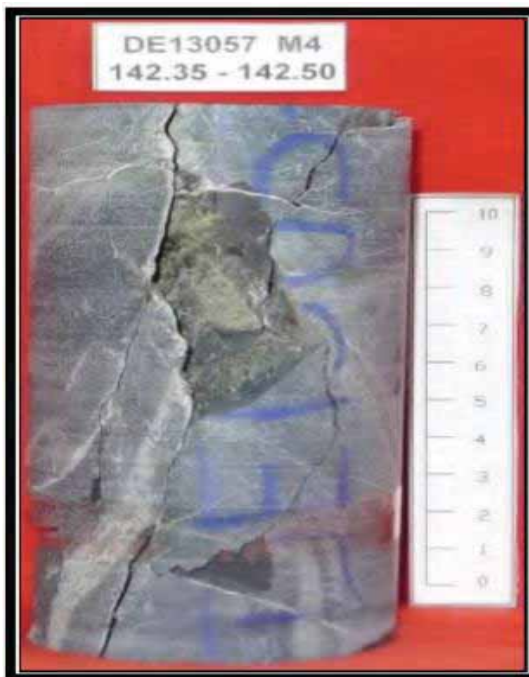
Anexo N° 6

Ensayo de Compresión Simple DE13057

Antes :



Después:



Fuente: SVS Ingenieros PUCP(2016)

Anexo N° 7

Ensayo de Compresión Triaxial DE13047, DE13055 y DE13037

Antes:



Después:



Fuente: SVS Ingenieros PUCP(2016)

Anexo N° 8

Ensayo de Tracción Indirecta EP10003

Antes:



Después:

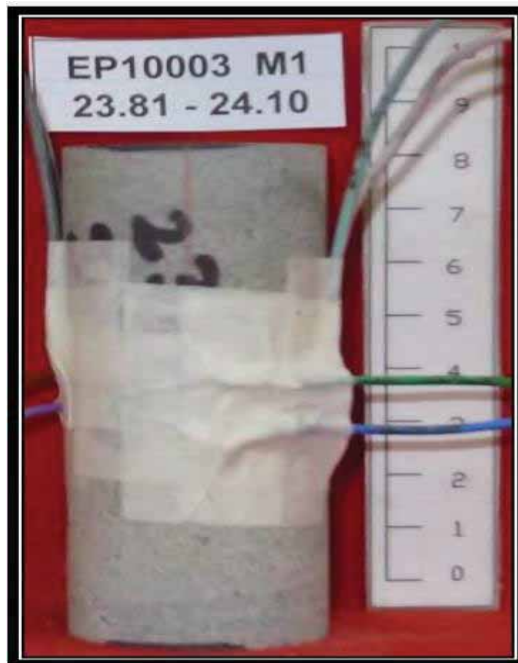


Fuente: SVS Ingenieros PUCP(2016)

Anexo N° 9

Ensayo de Propiedades Elásticas EP10003

Antes:



Después:



Fuente: SVS Ingenieros PUCP(2016)

Anexo N° 10
Panel fotográfico
Fotografía N° 01



Fotografía N° 02



Fotografía N° 03



Fotografía N° 04



Fotografía N° 05



Fotografía N° 06



