

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Uso de cable bolting para mejorar la estabilidad
del macizo rocoso, en el método de explotación
sublevel stoping Unidad Minera Carahuacra**

Nain Diosdado Chinchay Huaman
Víctor Alberto Miranda Cáceres

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2023

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



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

INFORME DE CONFORMIDAD DE ORIGINALIDAD DE TESIS

A : Felipe Gutarra Meza
Decano de la Facultad de Ingeniería

DE : Julio Fredy Porras Mayta
Asesor de tesis

ASUNTO : Remito resultado de evaluación de originalidad de tesis

FECHA : 12 de Julio de 2023

Con sumo agrado me dirijo a vuestro despacho para saludarlo y en vista de haber sido designado asesor de la tesis titulada: "**USO DE CABLE BOLTING PARA MEJORAR LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO, EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL STOPING UNIDAD MINERA CARAHUACRA**", perteneciente a los estudiantes **NAIN DIOSDADO CHINCHAY HUAMAN y VICTOR ALBERTO MIRANDA CACERES**", de la E.A.P. de Ingeniería de Minas; se procedió con la carga del documento a la plataforma "Turnitin" y se realizó la verificación completa de las coincidencias resaltadas por el software dando por resultado 17 % de similitud (informe adjunto) sin encontrarse hallazgos relacionados a plagio. Se utilizaron los siguientes filtros:

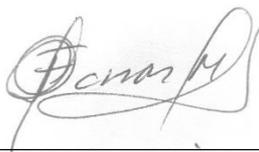
- Filtro de exclusión de bibliografía SI NO
- Filtro de exclusión de grupos de palabras menores (Nº de palabras excluidas: 5) SI NO
- Exclusión de fuente por trabajo anterior del mismo estudiante SI NO

En consecuencia, se determina que la tesis constituye un documento original al presentar similitud de otros autores (citas) por debajo del porcentaje establecido por la Universidad.

Recae toda responsabilidad del contenido de la tesis sobre el autor y asesor, en concordancia a los principios de legalidad, presunción de veracidad y simplicidad, expresados en el Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales – RENATI y en la Directiva 003-2016-R/UC.

Esperando la atención a la presente, me despido sin otro particular y sea propicia la ocasión para renovar las muestras de mi especial consideración.

Atentamente,



Julio Fredy Porras Mayta
Asesor de tesis

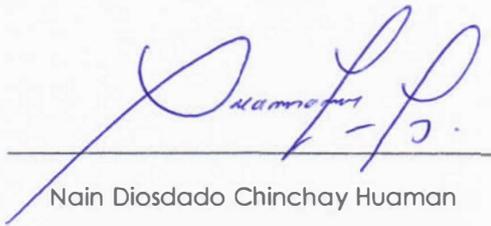
DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD

Yo, **Nain Diosdado Chinchay Huaman**, identificado(a) con Documento Nacional de Identidad No. **44591805**, de la E.A.P. de Ingeniería de Minas de la Facultad de **Ingeniería** la Universidad Continental, declaro bajo juramento lo siguiente:

1. La tesis titulada: "**USO DE CABLE BOLTING PARA MEJORAR LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO, EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL STOPING UNIDAD MINERA CARAHUACRA**", es de mi autoría, la misma que presento para optar el Título Profesional de **Ingeniero de Minas**.
2. La tesis no ha sido plagiada ni total ni parcialmente, para la cual se han respetado las normas internacionales de citas y referencias para las fuentes consultadas, por lo que no atenta contra derechos de terceros.
3. La tesis es original e inédita, y no ha sido realizado, desarrollado o publicado, parcial ni totalmente, por terceras personas naturales o jurídicas. No incurre en autoplagio; es decir, no fue publicado ni presentado de manera previa para conseguir algún grado académico o título profesional.
4. Los datos presentados en los resultados son reales, pues no son falsos, duplicados, ni copiados, por consiguiente, constituyen un aporte significativo para la realidad estudiada.

De identificarse fraude, falsificación de datos, plagio, información sin cita de autores, uso ilegal de información ajena, asumo las consecuencias y sanciones que de mi acción se deriven, sometiéndome a las acciones legales pertinentes.

10 de Julio de 2023.


Nain Diosdado Chinchay Huaman

DNI. No. 44591805



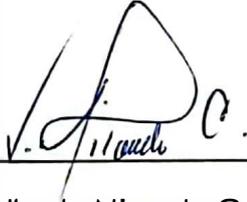
DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD

Yo, **Victor Alberto Miranda Caceres**, identificado(a) con Documento Nacional de Identidad No. **09598141**, de la E.A.P. de Ingeniería de Minas de la Facultad de **Ingeniería** la Universidad Continental, declaro bajo Juramento lo siguiente:

1. La tesis titulada: "**USO DE CABLE BOLTING PARA MEJORAR LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO, EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL STOPING UNIDAD MINERA CARAHUACRA**", es de mi autoría, la misma que presento para optar el Título Profesional de **Ingeniero de Minas**.
2. La tesis no ha sido plagada ni copiada parcialmente, para la cual se han respetado las normas internacionales de citas y referencias para las fuentes consultadas, por lo que no atenta contra derechos de terceros.
3. La tesis es original e inédita, y no ha sido realizado, desarrollado o publicado, parcial ni totalmente, por terceras personas naturales o jurídicas. No incurre en autoplagio; es decir, no fue publicado ni presentado de manera previa para conseguir algún grado académico o título profesional.
4. Los datos presentados en los resultados son reales, pues no son falsos, duplicados, ni copiados, por consiguiente, constituyen un aporte significativo para la realidad estudiada.

De identificarse fraude, falsificación de datos, plagio, información sin cita de autores, uso ilegal de información ajena, asumo las consecuencias y sanciones que de mi acción se deriven, sometiéndome a las acciones legales pertinentes.

10 de Julio de 2023.



Victor Alberto Miranda Caceres
DNI. No. 09598141



“USO DE CABLE BOLTING PARA MEJORAR LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO, MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL STOPING UNIDAD MINERA CARAHUACRA”

INFORME DE ORIGINALIDAD

17%

INDICE DE SIMILITUD

17%

FUENTES DE INTERNET

%

PUBLICACIONES

%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	5%
2	vdocumento.com Fuente de Internet	1%
3	vbook.pub Fuente de Internet	1%
4	repositorio.unp.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	vdocuments.site Fuente de Internet	1%
6	cybertesis.unmsm.edu.pe Fuente de Internet	1%
7	repositorio.unc.edu.pe Fuente de Internet	<1%
8	www.sedpgym.es Fuente de Internet	<1%

9	dspace.unl.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
10	www.buenastareas.com Fuente de Internet	<1 %
11	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
12	dspace.uazuay.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
13	repositorio.ups.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
14	tesis.unap.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
15	geosatsl.blogspot.com Fuente de Internet	<1 %
16	docslide.us Fuente de Internet	<1 %
17	repositorio.unheval.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	repositorio.unu.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	castem.com.pe Fuente de Internet	<1 %
20	repositorio.uladech.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

21	1library.co Fuente de Internet	<1 %
22	repositorio.icte.ejercito.mil.pe Fuente de Internet	<1 %
23	repositorio.uap.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
24	es.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
25	renati.sunedu.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
26	www.fotomap-geo.com Fuente de Internet	<1 %
27	informatica.upla.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
28	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
29	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
30	search.bvsalud.org Fuente de Internet	<1 %
31	repositorio.upn.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
32	edoc.pub Fuente de Internet	<1 %

33	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
34	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
35	www.repositorio.upla.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
36	repositorio.uaustral.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
37	repositorio.upt.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
38	repositorio.ucp.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
39	repositorio.unemi.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
40	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
41	www.trc.pe Fuente de Internet	<1 %
42	portal.amelica.org Fuente de Internet	<1 %
43	pt.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
44	ri.ues.edu.sv Fuente de Internet	<1 %

45	repositorio.ulasamericas.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
46	repositorio.uwiener.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
47	www.engormix.com Fuente de Internet	<1 %
48	repositorio.unac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
49	repositorio.upeu.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
50	doaj.org Fuente de Internet	<1 %
51	doku.pub Fuente de Internet	<1 %
52	es.studenta.com Fuente de Internet	<1 %
53	repositorio.escuelamilitar.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
54	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
55	repositorio.une.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
56	repositorio.utn.edu.ec Fuente de Internet	<1 %

57	tel.archives-ouvertes.fr	Fuente de Internet	<1 %
58	tr.www.teleperformance.com	Fuente de Internet	<1 %
59	www.comprasestatales.gub.uy	Fuente de Internet	<1 %
60	www.coursehero.com	Fuente de Internet	<1 %
61	www.dspace.espol.edu.ec	Fuente de Internet	<1 %
62	www.ergosersas.com	Fuente de Internet	<1 %
63	www.proz.com	Fuente de Internet	<1 %
64	www.slideshare.net	Fuente de Internet	<1 %
65	www.todomiel.com.ar	Fuente de Internet	<1 %
66	zagan.unizar.es	Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Apagado

Excluir coincidencias Apagado

Excluir bibliografía

Apagado

AGRADECIMIENTO

A la Compañía Minera Volcán S. A. A. unidad minera producción Carahuacra, y a la plana de ingenieros de la empresa que pusieron un granito de arena para culminar esta investigación con éxito.

DEDICATORIA

A mi madre: Sonia Cáceres Herrera de Miranda, a mi esposa: Mahali Dominguez Quispe de Miranda y a mis hijas: Meiling, Yarely y Génesis por su invaluable apoyo.

Bach. Víctor A. Miranda Cáceres

Con todo el cariño y con un profundo reconocimiento dedico esta tesis a mi madre: Serena Huamán Cerrón, quien es mi guía, fuente de vida, comprensión y motivación

A mi esposa: Olga Lili Huaman Ticllacuri y mis hijos: Adrián y Alexis quienes son mi motivación en mi desarrollo personal y profesional.

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

Bach. Chinchay Huamán, Nain

ÍNDICE GENERAL

AGRADECIMIENTO.....	ii
DEDICATORIA.....	iii
ÍNDICE GENERAL.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vii
RESUMEN.....	ix
ABSTRACT.....	x
INTRODUCCIÓN.....	xi
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	13
1.1 Planteamiento y formulación del problema.....	13
1.1.1 Problema general.....	14
1.1.2 Problemas específicos.....	14
1.2 Objetivos.....	14
1.2.1 Objetivo general.....	14
1.2.2 Objetivos específicos.....	15
1.3 Justificación.....	15
1.3.1 Justificación práctica.....	15
1.3.2 Justificación metodológica.....	15
1.4 Delimitación de proyecto.....	15
1.4.1 Delimitación espacial.....	15
1.4.2 Delimitación temporal.....	16
1.4.3 Delimitación económica.....	16
1.5 Hipótesis y variables.....	16
1.5.1 Hipótesis general.....	16
1.5.2 Hipótesis específicas.....	16
1.6 Variables.....	17
1.6.1 Variable Independiente.....	17
1.6.2 Variable dependiente.....	17
CAPITULO II MARCO TEÓRICO.....	18
2.1 Antecedentes del problema.....	18
2.2 Bases teóricas.....	25
2.2.1 Métodos empíricos - clasificaciones geomecánicas.....	25

2.2.2 Cable bolting	41
2.2.3 Cartucho de resina fragua rápida	44
2.3 Definición de términos básicos	46
CAPÍTULO III METODOLOGÍA	49
3.1 Métodos y alcances de la investigación	49
3.1.1 Método general	49
3.1.2 Tipo de investigación	49
3.1.3 Nivel de investigación	49
3.2 Diseño de investigación	49
3.3 Población y muestra	50
3.3.1 Población	50
3.3.2 Muestra	50
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos	50
3.4.1 Técnicas de recolección de datos	50
3.4.2 Instrumentos de recolección de datos	50
CAPITULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN	51
4.1 Presentación de resultados	51
4.1.1 Geología general de mina	51
4.1.4. Evaluación geomecánica.....	64
4.1.5. Diseño geomecánico de la distribución del cable <i>bolting</i>	67
4.1.6. Características técnicas del proceso instalación del cable <i>bolting</i>	75
4.2. Discusión de resultados.....	79
CONCLUSIONES.....	82
RECOMENDACIONES	84
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	85
ANEXOS.....	88

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Cartilla geomecánica de Bieniawski (plantilla para el cálculo del RMR)	27
Tabla 2. Corrección por la orientación de las discontinuidades	28
Tabla 3. Tipo de sostenimiento y modo de excavación a emplear según la categoría RMR	29
Tabla 4. Tipos de macizos rocosos según Barton	31
Tabla 5. Valores del índice ERS de la clasificación Q (Barton, 2000).....	31
Tabla 6. Correlaciones entre Q y algunas variables constructivas.....	33
Tabla 7. Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado (traducido y modificado de Carter, 2014).....	35
Tabla 8. Geological Strength Index GSI. Hoek (1994).	40
Tabla 9. Cable bolting tipo liso Mansour – Canadá	42
Tabla 10. Especificaciones cable bolting – tipo bulbado Mansour – Canadá.....	43
Tabla 11. Especificaciones cable bolting – tipo birdcaged Mansour – Canada.....	44
Tabla 12. Características cartucho de resina – resin capsule.....	45
Tabla 13 Diámetro del cartucho de resina	46
Tabla 14. Resultados de la evaluación geomecánica empleando la cartilla de Q de Barton.....	64
Tabla 15. Resultados de la evaluación geomecánica empleando la cartilla RMR de Bieniawski.....	65
Tabla 16. Tabla geomecánica y estándar de sostenimiento	66

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Orientación de la excavación con relación a las capas.....	28
Figura 2. Longitudes de pase y tiempos de estabilidad sin soporte (Bieniawski, 1989)	30
Figura 3. Sostenimientos según el índice Q (Barton, 2000)	32
Figura 4. Gráfico de estabilidad que muestra las zonas de terreno estable, hundido y el que requiere sostenimiento	36
Figura 5. Gráfico para determinar el factor A en función de la ratio resistencia a compresión/ tensión mayor, (Hoek Kaiser y Badwen, 1995).	37
Figura 6. Gráfico utilizar para determinar el factor de ajuste B, (modificado de Potvin, 1988)	38
Figura 7. Factor de corrección C en el caso de que el modo de caída de bloques sea por gravedad desde el techo de la cámara y en el caso de cuñas que deslizan en hastiales (modificado de Potvin, 1988).	39
Figura 8. Cable bolting Mansour – Canada	44
Figura 9 Cartucho de resina – resin capsule	46
Figura 10. Plano de ubicación unidad minera San Cristobal.....	52
Figura 11. Plano geológico regional unidad minera San Cristobal.....	54
Figura 12. Columna estratigráfica generalizada unidad minera San Cristobal.....	55
Figura 13 Modelo de Mineralización de la Veta San Cristobal en el domo de Yauli	62
Figura 14. Sección longitudinal mostrando la mineralización económica dentro del grupo Pucará.....	63
Figura 15. Recomendaciones para atravesar la veta mineralizada	68
Figura 16. Sostenimiento pesado (detalle del corte AA').....	69
Figura 17. Instalación de cable bolting	69
Figura 18. Instalación e inyección	70
Figura 19. La apertura segundo subnivel o galería	70
Figura 20 Sostenimiento en zonas de desmonte	71

Figura 21. Diseño instalación de cable bolting	71
Figura 22. Instalación de cable bolting la perforación se realizará en retirada	72
Figura 23. Perforación se realizará en retirada.....	72
Figura 24. Instalación e inyección se realizará en avanzada	72
Figura 25. Sostenimiento en la zona donde se va a ejecutar la intersección (vista perfil)	73
Figura 26. Sostenimiento en la zona donde se va a ejecutar la intersección (vista planta)	73
Figura 27. Avance del frente al término de la segunda intersección.....	74
Figura 28. Detalle de dirección de perforación	74
Figura 29. Detalle de dirección inyección primera fase	74
Figura 30. Detalle de dirección inyección segunda fase	75
Figura 31. Proceso de ejecución de la intersección	75
Figura 32. Bomba de inyección.....	78

RESUMEN

La presente investigación propuso como problema general: ¿cuál es el resultado del uso de cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra, 2023? El objetivo general fue: establecer el resultado del uso de cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra, 2023 y la hipótesis general fue: el uso de cable *bolting* mejora la estabilidad del macizo rocoso debido a su resistencia alta flexibilidad y bajo peso lineal, empleado en el método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra, 2023.

El método general de investigación fue el científico, tipo aplicada de nivel descriptivo correlacional y de diseño cuasi experimental, la población: las labores mineras de preparación y explotación dentro de la mina donde se lleva a cabo la actividad de sostenimiento de rocas en la compañía minera Volcan – unidad minera Carahuacra y muestra conformada por las siguientes labores mineras: Nv.1360 RP 115 x AC 110 SN 110E, SN110W, TJ. 110E, TJ. 110W, P.0, P.1, P.2, P.3 y Nv. 1360 RP 650 x AC 099.

Producto de la investigación se concluyó que se comprobó que mediante la evaluación geomecánica se clasifica al macizo rocoso como clase III B. El sostenimiento se realizará de la siguiente manera: en primer subnivel se debe de realizar el sostenimiento pesado (*shotcrete* 5 cm espesor de 30MPa a 28 días + perno Swellex de 2.1m de largo de 27 mm de diámetro sin inflar y 41 mm después de la instalación + malla electrosoldada + *shotcrete* de 5 cm de espesor). El proceso de la instalación de cable *bolting* es el siguiente: la perforación se realizará en retirada de la fila 1 a la fila 4 y la instalación e inyección, en avanzada de la fila 4 a la fila 1 antes de realizar el sostenimiento con cable *bolting* lo que influirá en la mejora de la estabilidad del macizo rocoso debido a su resistencia, alta flexibilidad y bajo peso lineal, empleado en el método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra.

Palabras claves: cable *bolting*, estabilización, macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*.

ABSTRACT

The present investigation was proposed as a general problem: What is the result of the use of cable bolting for the stabilization of the rock mass, method of exploitation Sublevel Stoping mining unit Carahuacra, 2023?, the general objective was: Establish the result of the use of cable bolting for the stabilization of the rock mass, Sublevel Stoping exploitation method, Carahuacra mining unit, 2023 and the general hypothesis was: The use of cable bolting improves the stability of the rock mass due to its high flexibility resistance and low linear weight, used in the method of Sublevel Stoping exploitation Carahuacra mining unit, 2023.

The general research method was the scientific one, applied type of correlational descriptive level and quasi-experimental design, the population by: the mining work of preparation and exploitation within the mine where the rock support activity is carried out in the company Volcan mining - Carahuacra mining unit and sample made up of the following mining works: Lv.1360 RP 115 x AC 110 SN 110E, SN110W, TJ. 110E, TJ. 110W, P.0, P.1, P.2, P.3 and Lv. 1360 RP 650 x AC 099.

As a result of the investigation, it was concluded that: It was verified that through the geomechanical evaluation the rock mass is classified as class III B, the support will be carried out in the following way in the first Sublevel, heavy support must be carried out (Shotcrete 5cm thickness of 30MPa at 28 days + 2.1m long Swellex bolt of 27mm diameter without inflating and 41mm after installation + Electro-welded mesh + 5cm thick Shotcrete) and the bolting cable installation process is as follows: drilling will be carried out in withdrawal from row 1 to row 4 and the installation and injection will be carried out in advanced from row 4 to row 1 before carrying out the support with bolting cable which will influence the improvement of the stability of the rock mass due to its resistance high flexibility and low linear weight, used in the Sublevel Stoping exploitation method at the Carahuacra mining unit.

Keywords: Cable bolting, stabilization, rock mass, Sublevel Stoping mining method.

INTRODUCCIÓN

La actividad más relevante económicamente, en nuestro país es la minería y se desarrolla a nivel mundial, la explotación de minería subterránea por el método de explotación *sublevel stoping* consiste en trabajos de apertura como tajeos de mina, chimeneas de ventilación, subniveles de salida, rampas positivas, negativas, etc. En tal sentido, la calidad del soporte es muy importante en el proceso de sostenimiento y explotación de minerales, los pernos de cable se utilizan como una variante del soporte del macizo rocoso.

A nivel mundial, el uso de cable *bolting* brinda un mejor soporte, especialmente en labores permanentes como túneles de alto tráfico muchos países de Europa y América del Norte aplican este método para dar mayor vida útil a sus proyectos de gran envergadura.

En Perú, se utiliza en minería subterránea de gran calibre, para asegurar empalmes, galerías, cámaras y columnas, y para estabilizar taludes en minas a cielo abierto.

El sostenimiento es una importante medida integrada en la minería que permite el logro de las metas operativas y también es importante para asegurar la persistencia del ciclo minero y así lograr una recuperación superior al 90 %.

En el método de explotación *sublevel stoping* se tiene labores como subniveles, cámaras e intersecciones, el sostenimiento empleando pernos de cable cementados permite eficientemente estabilizar los esfuerzos que actúan en el macizo rocoso.

Por otro lado, la caída de roca del techo que causa mucha dilución del mineral económicamente viable, inestabilidad del lugar de uso, provocando un riesgo de deslizamiento de roca para los colaboradores que realizan la actividad de carga y voladura, por lo tanto, este estudio se realiza para mejorar la calidad del soporte utilizando pernos de cable de cemento en la preparación y operación de labores mineras.

En el capítulo I se detalla el planteamiento y formulación del problema redactando el problema general y específico, seguidamente dan a conocer los objetivo general y específico de la investigación, seguidamente se dan a conocer la justificación práctica y metodológica; para finalizar este capítulo se exponen la hipótesis general, específica y las variables de esta investigación.

El capítulo II trata de los antecedentes nacionales e internacionales, del mismo modo se hace referencia de las bases teóricas y la definición de términos básicos empleados en la investigación.

El capítulo III está referida para la metodología de la investigación, donde se exponen el método general, tipo, nivel, diseño que enmarcan la investigación, seguidamente se da a conocer población y muestra, así como las técnicas e instrumentos de recolección de datos.

En el capítulo IV titulado Resultados y discusión se exponen los datos que se obtuvieron en el proceso de desarrollo de la investigación.

Finalmente, se mencionan las conclusiones recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

La actividad más relevante económicamente en nuestro país es la minería y se desarrolla a nivel mundial, la explotación de minería subterránea por el método de explotación *sublevel stoping* consiste en trabajos de apertura como tajeos de mina, chimeneas de ventilación, subniveles de salida, rampas positivas, negativas, etc. En tal sentido, la calidad del soporte es muy importante en el proceso de sostenimiento y explotación de minerales, los pernos de cable se utilizan como una variante del soporte del macizo rocoso.

A nivel mundial, el uso de cable *bolting* brinda un mejor soporte, especialmente en labores permanentes como túneles de alto tráfico muchos países de Europa y América del Norte aplican este método para dar mayor vida útil a sus proyectos de gran envergadura. En Perú se utiliza en minería subterránea de gran calibre para asegurar empalmes, galerías, cámaras y columnas y para estabilizar taludes en minas a cielo abierto.

El sostenimiento es una importante medida integrada en la minería que permite el logro de las metas operativas y también es importante para asegurar la persistencia del ciclo minero y así lograr una recuperación superior al 90 %.

En el método de explotación *sublevel stoping* se tiene labores como subniveles, cámaras e intersecciones, el sostenimiento empleando pernos de

cable cementados permite eficientemente estabilizar los esfuerzos que actúan en el macizo rocoso.

Por otro lado, la caída de roca del techo que causa mucha dilución del mineral económicamente viable, inestabilidad del lugar de uso, provocando un riesgo de deslizamiento de roca para los colaboradores que realizan la actividad de carga y voladura, por lo tanto, este estudio se realiza para mejorar la calidad del soporte utilizando pernos de cable de cemento en la preparación y operación de labores mineras.

Por lo expuesto, con el desarrollo de la presente investigación se pretende mejorar el sistema de sostenimiento.

1.1.1 Problema general

¿Cuál es el resultado del uso de cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra, 2023?

1.1.2 Problemas específicos

- a) ¿Cuál es el resultado de la evaluación geomecánica para el uso de cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*?
- b) ¿Cuál es el diseño geomecánico de la distribución del cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*?
- c) ¿Cuáles son las características técnicas del proceso instalación del cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *Sublevel Stopping*?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Establecer el resultado del uso de cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra, 2023

1.2.2 Objetivos específicos

- a) Efectuar la evaluación geomecánica para el uso de *cable bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*.
- b) Establecer el diseño geomecánico de la distribución del cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*.
- c) Establecer las características técnicas del proceso instalación del cable *bolting* para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*.

1.3 Justificación

1.3.1 Justificación práctica

Con el desarrollo de la investigación se pretende realizar la evaluación de los parámetros geomecánicos, técnicos y económicos del cable *bolting* para su instalación, con la finalidad de mejorar las condiciones de estabilidad del macizo rocoso en los tajeos explotados por el método *sublevel stoping*, de esta manera garantizar la seguridad para el personal y equipos empleados en minería.

1.3.2 Justificación metodológica

En la presente investigación se tomarán los datos con instrumentos y metodologías para la toma de datos *in situ*, las que podrán ser utilizadas en investigaciones similares.

1.4 Delimitación de proyecto

1.4.1 Delimitación espacial

La investigación está planteada para ser desarrollada en:

- Región: Junín
- Provincia: Yauli
- Distrito: Yauli
- Compañía minera: Volcan
- Mina: San Cristóbal
- Unidad minera: Carahuacra.

- Geográficamente, está ubicado en el flanco este de la cordillera occidental de los Andes del Perú; a 110 km en línea recta de la ciudad de Lima. Sus coordenadas geográficas son: (1)
76° 05' de longitud Oeste
11° 43' de latitud Sur
La altitud media del distrito es de 4,700 metros sobre el nivel del mar.

1.4.2 Delimitación temporal

La presente investigación está planteada para ser desarrollada entre los meses de enero a abril del presente año.

1.4.3 Delimitación económica

Los gastos que ocasionaron a raíz de la investigación fueron cubiertas en su totalidad por los bachilleres autores de esta investigación.

1.5 Hipótesis y variables

1.5.1 Hipótesis general

El uso de cable *bolting* mejora la estabilidad del macizo rocoso debido a su resistencia alta flexibilidad y bajo peso lineal, empleado en el método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra, 2023

1.5.2 Hipótesis específicas

- a) La evaluación geomecánica influye en el uso de cable *bolting* ya que permite el refuerzo de las paredes para la estabilización del macizo rocoso, empleado en el método de explotación *sublevel stoping*.
- b) El diseño geomecánico de la distribución del cable *bolting* influye en la mejora del reforzamiento debido a la productividad para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*.
- c) Las características técnicas del proceso instalación del cable *bolting* mejoran estabilidad, debido a la mejor evaluación del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*.

1.6 Variables

1.6.1 Variable Independiente

➤ Cable bolting (X)

Indicadores:

- Evaluación geomecánica
- Diseño geomecánico
- Proceso de instalación

1.6.2 Variable dependiente

Y1: Estabilidad del macizo rocoso

Indicadores:

- Resistencia a la tracción
- Flexibilidad
- Seguridad

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

- a) Tesis titulada: «*Aplicación de cable bolting para el sostenimiento de los taludes de roca en La puntilla, Chongoyape*». El objetivo general de la investigación fue proponer la aplicación del cable *bolting* como sistema de sostenimiento en los taludes de roca en La Puntilla, Chongoyape. (2)

Los objetivos específicos fueron:

- ✓ Realizar un levantamiento topográfico del área de estudio. (2)
- ✓ Realizar un estudio de la geología de la zona de estudio. (2)
- ✓ Describir las características del macizo rocoso. (2)
- ✓ Diseñar y ubicar los cables *bolting* según requerimiento de talud (2).

Producto de su investigación formulo las siguientes conclusiones:

- ✓ Se comprobó que mediante la propuesta de aplicación de cable *bolting* como sistema de sostenimiento en los taludes de roca en La Puntilla se logrará el sostenimiento óptimo de los taludes, ya que se delimitó la zona de estudio mediante un levantamiento topográfico, para después caracterizar geológicamente el macizo rocoso en dicha zona, posteriormente se aplicó un estudio geomecánico, donde se obtuvo un valor SMR de 51 y una dirección predominante de fallas Norte-Sur, mediante el *software Dips* se obtuvo un valor del F.S.=0.318, por último se diseñó y se ubicó los cable *bolting* dependiendo el requerimiento de cada sección deslizante a sostener,

disminuyendo el riesgo de deslizamiento y aumentando así la estabilización del talud (2).

- ✓ Se realizó un levantamiento topográfico de la zona de estudio, donde se obtuvieron diferentes puntos georreferenciados (cotas), entre los principales puntos tomados estuvieron: el pie del talud, el cuerpo del talud y la cresta del talud. Estos puntos fueron plasmados en dos planos topográficos, el primero de delimitación y el segundo de curvas de nivel, ambos de la zona de estudio (2).
 - ✓ Se hizo un estudio geológico del área de estudio (extraído de la base de datos de INGEMMET), donde se encontró que la geología regional está comprendida entre las eras paleozoico, mesozoico y cenozoico. Con respecto a la geología local corresponde a la era del mesozoico y está compuesto principalmente por piroxenita y granodiorita (2).
 - ✓ Se concluye que la caracterización del macizo rocoso permitió a través de un mapeo geomecánico saber la orientación de las discontinuidades, el cálculo del SMR de valoración 51 y el resultado del factor de seguridad de 0.318 determinando así que el talud es inestable con riesgo de deslizamiento (2).
 - ✓ Se concluye que se diseñó y distribuyó los cables *bolting* según requerimientos del talud ya que se calculó la magnitud de la masa rocosa y cuánto podría soportar cada cable y dependiendo a esto se distribuyó uniformemente los cables mellizos en las secciones a sostener para un óptimo sostenimiento (2).
- b) Tesis titulada: «*Implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral*». El objetivo general fue determinar la influencia de la implementación del sistema de sostenimiento con cable *bolting* para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata (3).

Los objetivos específicos fueron:

- ✓ Determinar el resultado de la evaluación geomecánica para la implementación del sistema de sostenimiento con cable *bolting* para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata (3).
- ✓ Calcular el porcentaje de dilución con la implementación del sistema de sostenimiento con cable *bolting* para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata (3).
- ✓ Determinar el radio hidráulico con la implementación del sistema de sostenimiento con cable *bolting* para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata (3).
- ✓ Estimar el costo de la implementación del sistema de sostenimiento con cable *bolting* para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata (3).

Producto de su investigación formuló las siguientes conclusiones:

- ✓ La influencia en la implementación del sistema de sostenimiento con cable *bolting* permitió controlar la dilución de 17.43 % a 15.13 %, y mejorar la recuperación de mineral en el Nv. 4306, obteniendo un descenso del 2.3 %, lo que genera el incremento de la ley de cabeza y por lo tanto mejorar el valor presente neto (NPV) (3).
- ✓ Los valores obtenidos en la evaluación geomecánica RMR y GSI fueron de: estación geotécnica EG – 01 fueron de 66 y 68, con calidad de roca buena B y buena respectivamente; estación geotécnica EG – 02 fueron de 68 y 69, con calidad de roca buena B y buena respectivamente y estación geotécnica EG – 03 fueron de 69 y 72, con calidad de roca buena B y buena respectivamente (3).
- ✓ La implementación del sistema de sostenimiento con cable *bolting*, generó una disminución de la dilución en un 2.3% comparado con el periodo anterior sin el uso de cable *bolting* en el mismo periodo de evaluación (3).

- ✓ Mediante el análisis del método gráfico de estabilidad se determina que es factible las siguientes condiciones promedio: Nv.4306: N' Techo 26/RH Techo 12. Las condiciones permiten hacer un análisis de sensibilidad del RH en escenarios con anchos de minado de 10, 12.5, 15, 17.5 y 20 metros, en los cuales se puede mantener longitudes de minado hasta 50 metros. Por lo expuesto, se definió con ancho de 15 a 20 m, con longitud 50 m, mediante el reforzamiento con cable *bolting* de 10 m con espaciamiento de 3 m en configuración cuadrada (3).
- ✓ El consumo de cable *bolting* para el año 2018 fue de 13,275 metros perforados y un costo total de US \$ 434,955.75. Considerando el tonelaje por metro instalado en los periodos 2018 y 2019 fue de 35 ton/m y de 58 ton/m respectivamente, por lo que el incremento de la productividad es debido a la implementación del cable *bolting* como control de la recuperación de mineral en los métodos de minado *bench and fill* subniveles ascendentes con relleno cementado (3)
- c) Tesis titulada: «*Aplicación de cable Bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso, en la unidad de producción Carahuacra – compañía minera Volcán S.A.A.*». El objetivo general fue 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 (4).

Los objetivos específicos fueron:

- ✓ Determinar factores geomecánicos que influyen en el sostenimiento con cable *bolting*, para conservar la estabilidad de las labores mineras durante la explotación por taladros largos en Unidad Minera Carahuacra – Empresa Minera Volcán S.A.A durante el año 2018 (4).
- ✓ Determinar procedimiento en el diseño del sostenimiento por cable *bolting* para conservar la estabilidad de las labores mineras durante la explotación por taladros largos en La Empresa Minera Volcán S.A.A. – Unidad Carahuacra, durante el año 2018.

Producto de su investigación formulo las siguientes conclusiones:

- ✓ En la explotación subterránea se logra la estabilización tanto de labores pequeñas como de cámaras de grandes dimensiones con el sistema de cables cementados (4).

- ✓ Por los métodos de explotación que se viene llevando a cabo en la mina Carahuacra *Sub level Stopping* con taladros largos; para lograr la estabilidad de las labores mineras hay necesidad de usar como reforzamiento del sostenimiento cable *bolting*. Para el caso de la presente investigación se tomó el tajo que se encuentra ubicado en: (4)
 - Zona: baja
 - Nivel: 1280
 - Labor de Referencia: AC_904 (zona de limpieza)
 - Ac 917 (zona de perforación)

- ✓ El uso del cable *bolting* como reforzamiento del sostenimiento del tajo, desde el punto de vista geomecánico es debido a: al efecto de la voladura, tamaño y geometría de la labor minera, el desatado de las rocas y su índice RQR (4).

- ✓ El índice RQR de la labor de estudio esta entre 39 y 42, a lo largo de la toda la preparación, considerando techo, piso y estructura. Debido a que Según mapeos se tiene una falla/Veta que es el control estructural Presenta espejo de falla en la caja techo y caja piso. Alteración argílica en la caja techo (60 cm aprox.), en la caja piso presencia de Óxidos y relleno limoso (40 cm aproximadamente) (4).

- ✓ Se tiene presencia de agua por filtración en la corona por goteo constante y goteo moderado a flujo (4).

- ✓ Se ha considerado como parte del reforzamiento a nivel de las intersecciones; la instalación del cable *bolting* de 10 m. sobre todo en las intersecciones por tener mayor problema cuando se está terminando de minar como último tramo (4).

- ✓ Para el sostenimiento de techos de los tajeos se ha llevado a cabo un análisis de estabilidad utilizando el método gráfico de estabilidad. Estos indican la necesidad de utilizar refuerzo del techo con cable *bolting*, el espaciamiento de estos es 2.5 m y con una longitud de 10 m (4).
 - ✓ La perforación de los taladros de las mallas radiales para la instalación del cable *bolting*, se realiza con el equipo Cabolt con un diámetro de perforación de 51 mm y con una longitud de 10 metros, con el ángulo de diseño y con un tiempo promedio de perforación por taladro de 12 minutos (4).
 - ✓ La instalación de los cables de acero se realiza con el equipo *telehandler*, con un tiempo estimado para su instalación por taladro de 2min.08seg para cables de 10 m (4).
 - ✓ Para la preparación del *grouting* se emplea 15 litros de agua en 42.5 kg de cemento con el cual se obtiene una relación de agua /cemento de 0.36, con un tiempo promedio de inyección de 3 min. 16 s (4).
 - ✓ El ensayo a la resistencia a la compresión uniaxial de la lechada de cemento a los 7 días en promedio es de 7 Mpa de resistencia (4).
 - ✓ El costo de instalación del cable *bolting* llevado a cabo por la empresa REMICSA es de 0.29 \$/t o 1.9 \$/m de cable y de la Empresa PRODEMIN es de 0.31 \$/t o 2.21 \$/m de cable (4).
- d) Tesis titulada: «*Análisis del macizo rocoso y su aplicación de cables bolting en la ejecución de echaderos de relleno detrítico en la mina San Rafael Melgar - Puno*». El objetivo general fue 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 (5).

Los objetivos específicos fueron:

- ✓ Analizar las características del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael (5).
- ✓ Desarrollar un diseño adecuado de los sistemas de refuerzo en los echaderos de relleno detrítico de la Mina San Rafael (5).
- ✓ Calcular los costos del proceso de operación de la ejecución de echaderos de relleno detrítico utilizando cables *bolting* en la Mina San Rafael (5).

Producto de su investigación formulo las siguientes conclusiones:

- ✓ El gran vacío se encuentra emplazado en pizarras y en un 80% se encuentra emplazado en el intrusivo monzogranito. La orientación de esta 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 (5)
- ✓ 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 comprensión 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 (5).
- ✓ 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 (5).
- ✓ “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 (4).

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Métodos empíricos - clasificaciones geomecánicas

Los métodos empíricos para el cálculo de sostenimientos se basan en las clasificaciones geomecánicas, y se utilizan de forma habitual para el diseño previo y estudios preliminares de obras subterráneas. Representan un gran número de experiencias prácticas sobre casos históricos y ofrecen una solución aproximada, rápida y sencilla al diseño del sostenimiento (6).

Entre las distintas clasificaciones para túneles y excavaciones subterráneas propuestas destacan las de Terzaghi (1946), Lauffer (1958), Deere et al (1967), Wickham et al (1972), Bieniawski (1973) y Barton et al (1974) (6).

La gran aportación de estas clasificaciones ha sido la de parametrizar y establecer un lenguaje común entre geólogos, ingenieros y constructores. En el caso de las minas, las clasificaciones y en especial los estadillos de trabajo deben de estar en cierto modo prediseñados o preestablecidos para las características propias del entorno: fracturas según una única familia (modelos de capas), cuñas, zonas de intensa fracturación, fallas y circulación de agua, emboquilles, etc. (6).

Las clasificaciones más utilizadas en la actualidad en obras subterráneas son la RMR (Índice RMR) y la de Barton (índice Q). En su utilización, se requiere un minucioso reconocimiento geológico, ya que, al no cuantificarse el factor de seguridad, existen ciertas limitaciones. (6)

Por otro lado, en el caso particular de Q, se puede obtener el mismo índice a partir de diferentes parámetros, procedentes de casos en los que se precisaron diferentes sostenimientos.

Ambas clasificaciones “se complementan y correlacionan entre sí” (Barton y Bieniawski, 2007) (6).

a) Clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR)

La clasificación RMR- Rock Mass Rating (Bieniawski 1973, con actualizaciones en 1979, 1989 y 2014 por Bieniawski, P. Varona, B. Celada, I. Tardáguila y A. Rodríguez) sirve para caracterizar macizos rocosos según su calidad en función del índice obtenido. Tiene en cuenta los siguientes parámetros: de RMR (6)

- ✓ Resistencia a compresión simple de la roca. (6)
- ✓ Parámetro RQD (rock quality designation Deree et al. 1967). (6)
- ✓ Estado de las discontinuidades. (6)
- ✓ Espaciado de las discontinuidades. (6)
- ✓ Condiciones hidrogeológicas. (6)
- ✓ Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación (6)

La suma de la puntuación de cada uno de los parámetros se expresa mediante el índice RMR cuyo valor oscila entre 0 a 100. Cuanto mejor es la calidad de la roca, más elevado es dicho valor. De esta manera, Bieniawski distinguió cinco clases de roca (6).

Tabla 1. Cartilla geomecánica de Bieniawski (Plantilla para el cálculo del RMR)

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión simple		
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
3	Separación entre diaclasas (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,06-0,2	<0,06		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Longitud de la discontinuidad (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20		
	Puntuación		6	4	2	1	0		
	Abertura (mm)		Nada	<0,1	0,1-1,0	1,0-5,0	>5,0		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Ondulada	Suave		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Relleno (mm)		Ninguno	Duro <5	Duro >5	Blando <5	Blando >5		
	Puntuación		6	4	2	2	0		
	Alteración		Inalterada	Lig. alterada	Mod. alterada	Muy alterada	Descompuesta		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Relación presión de agua / tensión principal mayor	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

Tabla 2. Corrección por la orientación de las discontinuidades

Corrección por la orientación de las discontinuidades						
Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Orientación de las discontinuidades en el túnel						
Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0°-20° cualquier dirección
Excavación con buzamiento		Excavación contra buzamiento				
Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45	
Muy favorable	favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

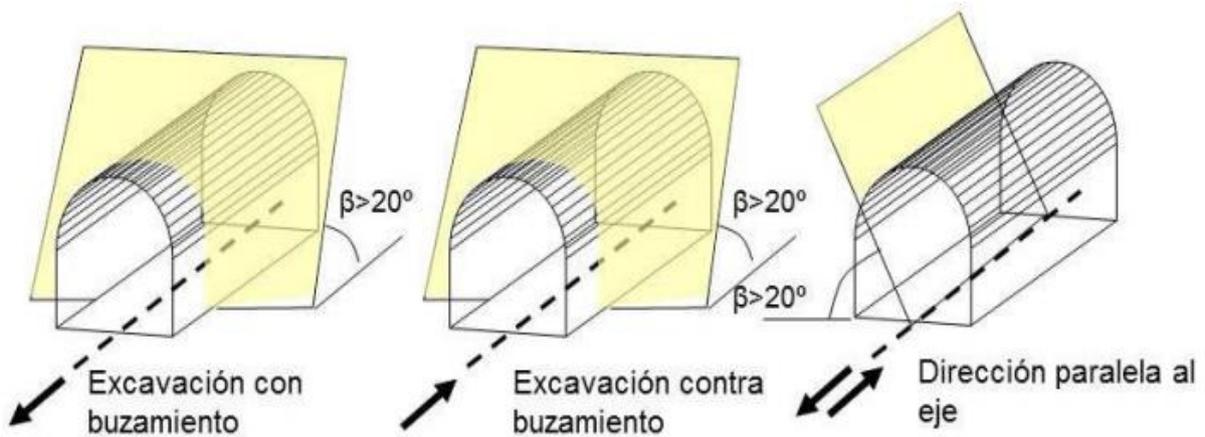


Figura 1. Orientación de la excavación con relación a las capas
Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

La clasificación de Bieniawski indica explícitamente el tipo de sostenimiento y modo de excavación a emplear según la categoría RMR, tal y cómo se refleja en la siguiente tabla, para las secciones mineras típicas en herradura y anchura máxima de 10 m.

Tabla 3. Tipo de sostenimiento y modo de excavación a emplear según la categoría RMR

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa. Avances de 3 m.	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No
II 80-61	Sección completa. Avances de 1-1,5 m	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2,5 m eventualmne copn mallazo.	5 cm en clave para impermeabilización	No
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1,5 a 3,0 m. completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1,5 a 2 m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1,0 a 1,5 m. completar Sostenimiento inmediato del frente, completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1,5 m cuando se requieran.
V ≤20	Fases múltiples. Avances de 0,5 a 1 m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo, .çç	15-20 cm en clave, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas 0,75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.
Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 kp/cm ²				

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

La siguiente figura permite estimar, la longitud de pase (vano autoportante) y el tiempo que el terreno puede permanecer sin soporte (6).

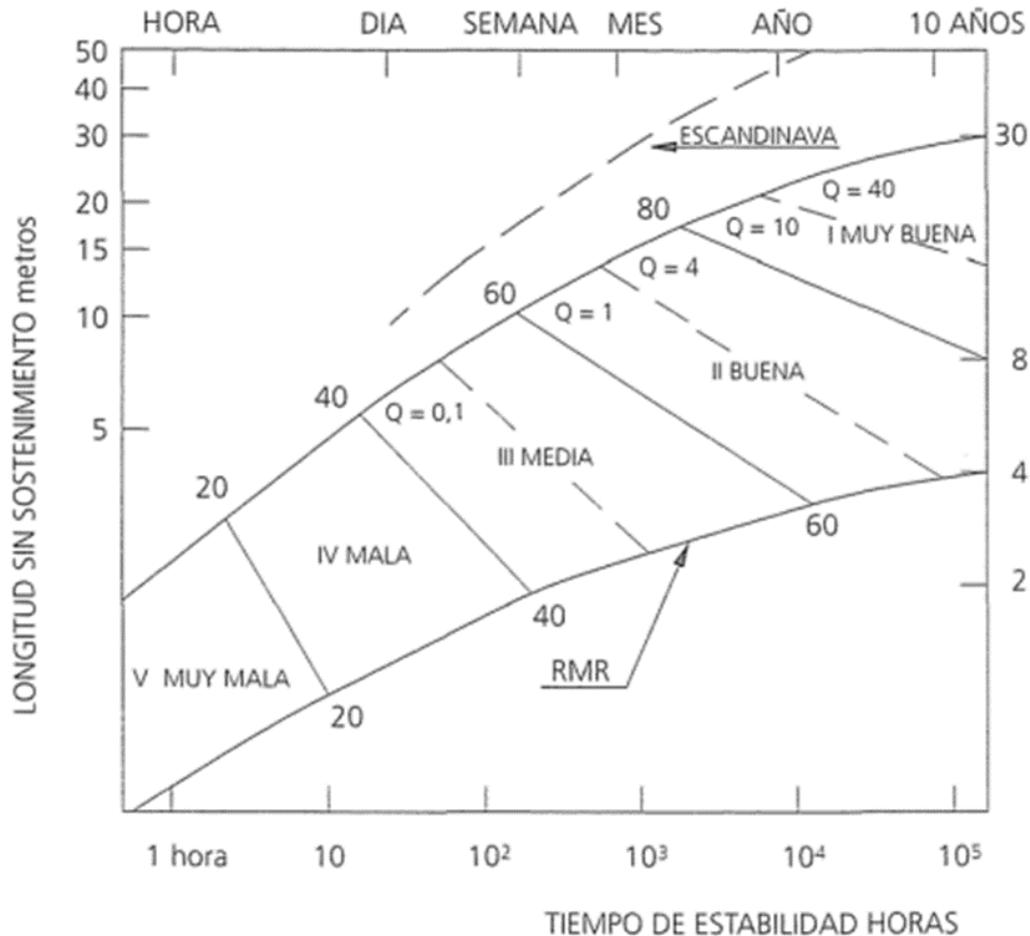


Figura 2. Longitudes de pase y tiempos de estabilidad sin soporte (Bieniawski, 1989)
Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

b) Q de Barton

En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según el denominado índice de calidad *Q* (Barton et al. 1974): (6)

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

Basado en los seis parámetros siguientes:

- ✓ *R.Q. D.*: Grado de fracturación del macizo rocoso. (6)
- ✓ *Jn*: Número de familias de juntas. (6)
- ✓ *Jr*: Rugosidad de las juntas. (6)
- ✓ *Ja*: Meteorización de las juntas. (6)
- ✓ *Jw*: Agua en las juntas. (6)
- ✓ *S. R. F.*: (Stress Reduction Factor). (6)

En función del valor del Índice Q Barton clasifica a los macizos rocosos en las siguientes clases:

Tabla 4. Tipos de macizos rocosos según Barton

TIPO DE MACIZO ROCOSO	VALOR DE Q
Excepcionalmente malo.	10^{-3} a 10^{-2}
Extremadamente malo.	10^{-2} a 10^{-1}
Muy malo.	10^{-1} a 1
Malo.	1 a 4
Medio.	4 a 10
Bueno.	10 a 40
Muy buena.	40 a 100
Extremadamente bueno.	100 a 400
Excepcionalmente bueno	400 a 1000

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

Para estimar un sostenimiento, además del valor del Q del terreno, es necesario realizar una valoración de la dimensión equivalente de la excavación:
(6)

$$De = \frac{Span (m)}{ESR}$$

El Span, o dimensión crítica de la cavidad, puede ser la anchura, altura, diámetro equivalente o pase de excavación, dependiendo de la geometría final de la cavidad y de la geometría en cada fase constructiva. El ESR (excavation support ratio que depende del tipo de excavación) es un factor de seguridad que modifica el De en función del uso futuro de la obra subterránea: p.ej. minora el diámetro para galerías mineras y lo mayor para cavernas de uso industrial o civil (6).

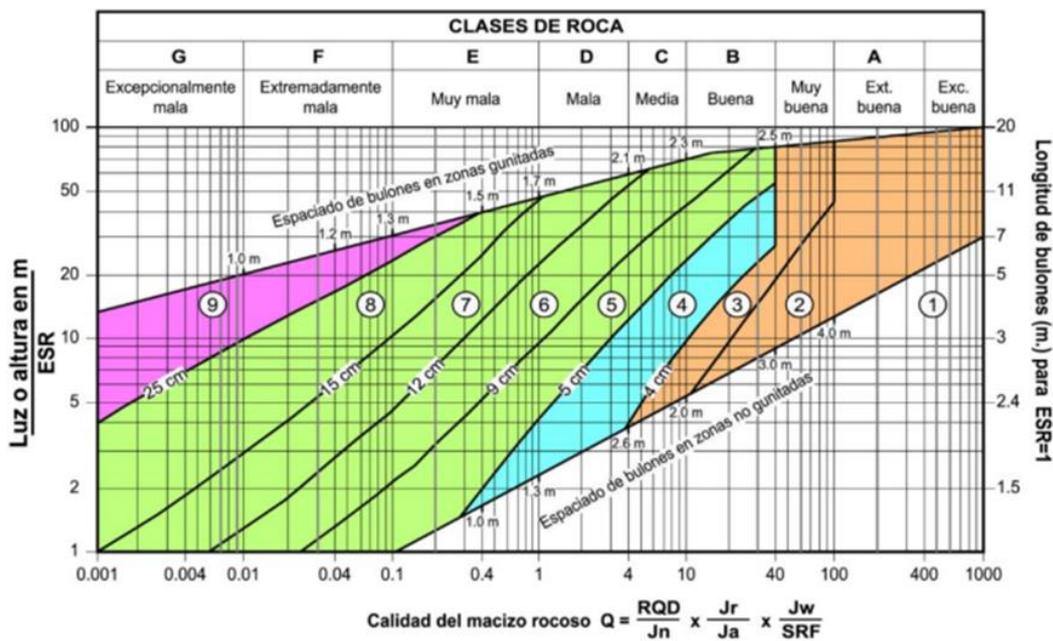
En la tabla siguiente se muestran los valores adoptados para el ESR en función del tipo de obra a construir (6).

Tabla 5. Valores del índice ERS de la clasificación Q (Barton, 2000)

TIPO DE EXCAVACIÓN		ESR
A	Labores mineras de carácter temporal	2-5
B	Galerías mineras permanente, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión) túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1,6-2,0
C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1,2-1,3
D	Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles, e intersecciones de túneles.	0,9-1,1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0,5-0,8

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

Se definen 9 tipos de sostenimiento, compuestos cada uno de ellos por los elementos que figuran en la leyenda. Conviene señalar que este ábaco está realizado para un valor del $ESR = 1$, lo que quiere decir que la longitud de los bulones a utilizar es la teórica que se obtenga multiplicada por el valor real del ESR (6).



CATEGORIAS DE SOSTENIMIENTO:

- | | |
|---|--|
| 1) Sin sostenimiento | 6) Bulonado y hormigón proyectado con fibras, 9-12 cm. |
| 2) Bulonado puntual | 7) Bulonado y hormigón proyectado con fibras, 12-15 cm. |
| 3) Bulonado sistemático | 8) Cerchas, bulonado y hormigón proyectado con fibras, >15 cm. |
| 4) Bulonado (y hormigón proyectado, 4-10 cm.) | 9) Hormigón encofrado |
| 5) Bulonado y hormigón proyectado con fibras, 5-9 cm. | |

Figura 3. Sostenimientos según el índice Q (Barton, 2000)
Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

Existen numerosas ecuaciones, formuladas por distintos autores, que correlacionan el Índice Q con las variables constructivas, a modo de ejemplo en el cuadro siguiente se muestran algunas de ellas (6).

Tabla 6. Correlaciones entre Q y algunas variables constructivas

Máximo Span estable sin sostenimiento.	$Span (m) = 2 \cdot ESR \cdot Q^{0,4}$
Longitud de bulones	$L(m) = 2 + 0,15 \cdot anchura/ESR$ para la clave $L(m) = 2 + 0,15 \cdot altura/ESR$ para los hastiales
Presión terreno-sostenimiento en clave	$P(kp/cm^2) = \frac{2}{J_r \sqrt[3]{Q}}$, para ≥ 3 familias de juntas $P(kp/cm^2) = \frac{2\sqrt{J_n}}{3J_r \sqrt[3]{Q}}$, para < 3 familias de juntas
Presión terreno-sostenimiento en hastiales	En las expresiones anteriores introducir: <ul style="list-style-type: none"> ▫ $5Q$ si $Q > 10$ ▫ $2,5Q$ si $10 > Q > 0,1$ ▫ Q si $0,1 > Q$

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

El índice Q es la base de otros métodos empíricos como el ancho escalado y el método gráfico, para el cálculo del pilar corona que se resumen a continuación (6).

c) Método del ancho escalado

El concepto de ancho escalado (Scaled Span) para analizar pilares corona es una metodología empírica desarrollada en Canadá en los años 1980 a raíz de varios incidentes producidos por el colapso de pilares corona (Carter, 2014). A lo largo de los últimos 20 años se ha estado empleando en el mundo entero como el método empírico más aceptado para la evaluación preliminar del rango de estabilidad de pilares corona. El factor de seguridad para el pilar corona viene de la relación entre el denominado ancho crítico " Sc " y el ancho escalado " Cs ", según la fórmula: (6)

$$FoS = \frac{Sc}{Cs}$$

El ancho escalado del pilar corona se determina mediante la fórmula: (6)

$$C_s = S * \left\{ \frac{\gamma}{T[(1 + Sr) * (1 - 0.4 * \cos \theta)]} \right\}^{0.5}$$

Dónde:

- ✓ C_s = es el ancho escalado en metros. (6)
- ✓ S = es el vano real del minado en metros. (6)
- ✓ γ = es la densidad de la roca de la corona en g/cm^3 . En caso de sobrecargas, lagunas o material de relleno o tipo suelo se considera como una densidad a añadir o densidad efectiva. (6)
- ✓ T = es el espesor del pilar corona en metros. (6)
- ✓ SR = es la ratio entre el ancho o vano y la longitud del minado = S/L . (6)
- ✓ θ = es el buzamiento del cuerpo mineralizado o de la foliación. (6)

Los resultados de la estabilidad del pilar corona pueden, además de evaluarse según el factor de seguridad, introducir la probabilidad de fallo de este, considerando las incertidumbres por la variabilidad de la calidad Q , el buzamiento de estratos, geometría de la cámara, etc. La fórmula de probabilidad de fallo en función del factor de seguridad es según Carter (2014): (6)

$$Pf(\%) = \frac{100}{1 + 441 * e^{(-1.7C_s/Q^{0.44})}}$$

Una vez analizado el pilar corona desde el punto de vista de la seguridad (FoS) y de su probabilidad de fallo ($Pf\%$) resulta de interés, clasificar los rangos de estabilidad y en base a ello establecer unas recomendaciones sobre accesibilidad o prohibición de acercamiento a dichas zonas, que se presentan en la siguiente tabla

Tabla 7. Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado (traducido y modificado de Carter, 2014).

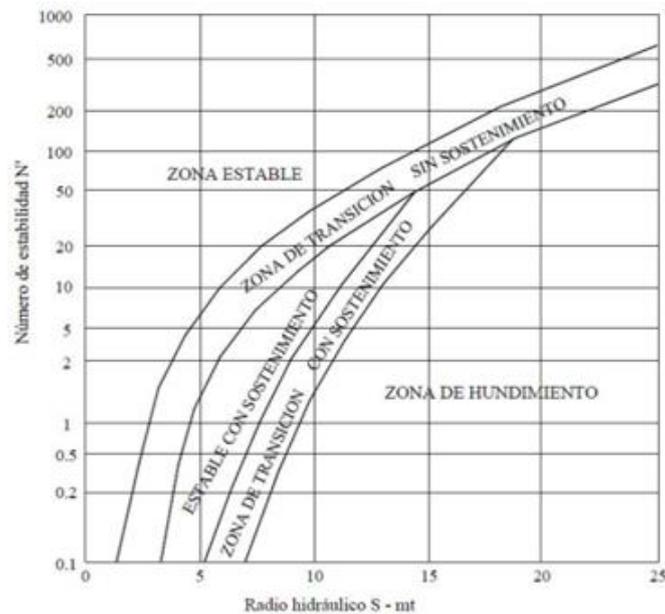
Clase	Pf%	Fiabilidad (%) ^a	FoS mínimo	Criterios de diseño para una probabilidad de fallo aceptable				
				Vida de servicio del pilar corona (años)		Acceso público	Actitud reguladora	Supervisión requerida
A	50 – 100	0 – 50	<1,0	Cero en términos efectivos	<0,5	Prohibido	Totalmente inaceptable	No es efectivo
B	20 – 50	50 – 80	1,0	Muy corto plazo - solo para propósitos mineros temporales - riesgo inaceptable en emboquille de túneles	1,0	Fuertemente evitado	No aceptable	Monitorización continua sofisticada
C	10 – 20	80 - 90	1,2	Muy corto plazo - pilares corona casi temporales – riesgo no deseable en trabajos temporales de ingeniería civil	2-5	Activamente evitado	Muy preocupante	Monitorización continua con instrumentos
D	5 – 10	90 – 95	1,5	Corto plazo - coronas semi temporales, por ejemplo debajo de infraestructuras mineras poco sensibles	5–10	Evitado	Preocupante	Monitorización continua simple
E	1,5 – 5	95 – 98,5	1,8	Medio plazo – coronas semi permanentes posibilidad bajo infraestructuras	15–20	Disuadido	Algo preocupante	Monitorización superficial
F	0,5 – 1,5	98,5 – 99,5	2	Largo plazo- coronas casi permanentes – portales de obra civil – túneles alcantarillado	50-100	Permitido	Preocupación limitada	Monitorización superficial ocasional
G	Menos de 0,5	Más de 99,5	>>2	Muy largo plazo – coronas permanentes sobre túneles civiles	>100	Libre	No hay preocupación	No se requiere monitorización

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

d) Método gráfico de estabilidad

El método gráfico de estabilidad también llamado “método gráfico de Mathews” es una metodología ampliamente usada en el proceso de prediseño de cámaras mineras de grandes dimensiones. Se emplea para definir las dimensiones de unidades de explotación de cuerpos tabulares, normalmente verticalizados. Este método fue desarrollado en los años 80, a partir de los trabajos de Potvin (1988) y Mathews (1989). Está basado en el índice Q y utiliza información sobre la resistencia del macizo rocoso y estructura, tensiones alrededor del hueco y dimensiones, forma y orientación de la futura excavación: todo ello para determinar gráficamente si la cámara es estable sin sostenimiento, estable con sostenimiento o inestable incluso con sostenimiento (6).

El procedimiento de diseño se basa en el cálculo de dos factores (N' y S), que se llevan al siguiente ábaco: (6)



**Figura 4. Gráfico de estabilidad que muestra las zonas de terreno estable, hundido y el que requiere sostenimiento
Tomada de Potvin (1988) modificado por Nickson (1992)**

- ✓ Número de estabilidad modificado (N'): representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo unas determinadas condiciones de esfuerzos (6).
- ✓ Radio hidráulico (S): es el factor de forma, que tiene en cuenta la forma y tamaño de la pared o techo de la cámara para la superficie de la cámara que se esté estudiando y se determina como: $S = \text{Área de la sección a analizar} / \text{perímetro de la superficie}$ (6).
- ✓ El número de estabilidad N' , está basado en el índice de calidad Q , aunque no directamente sino a través del Q' , siendo este: (6)

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

$$Q' = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{1}{1}$$

Dónde:

- ✓ “Q’ = es el índice de calidad Q modificado, fijando el factor $SRF = 1$ y dado que no se basa en casos con importantes cantidades de agua, o bien zonas drenadas o sin presión hidrostática, se emplea $J_w = 1$ (6).
- ✓ El factor A es el denominado “rock stress factor” o factor de condición de esfuerzos; refleja las tensiones máximas - incluyendo la concentración de tensiones alrededor del hueco - que actúan en las caras libres de la cámara en profundidad. Este factor se determina a partir de la resistencia a compresión simple no confinada o uniaxial y las tensiones que actúan paralelas a la cámara expuesta que se está considerando (6).

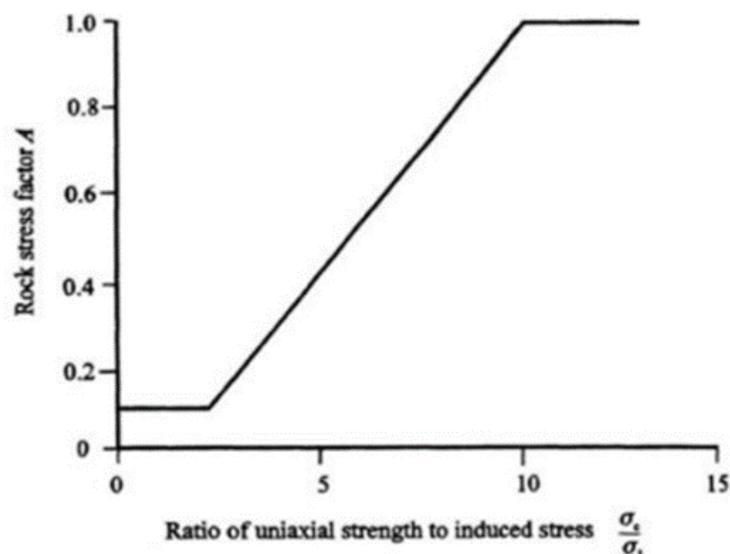
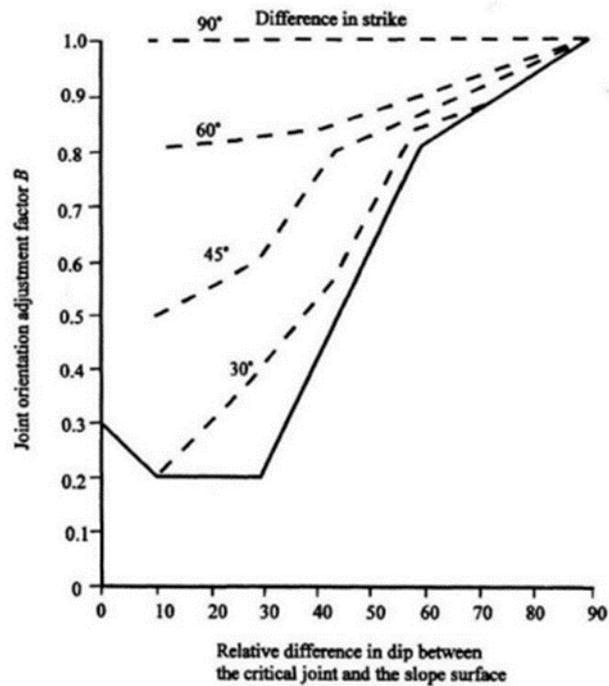


Figura 5. Gráfico para determinar el factor A en función de la ratio resistencia a compresión/ tensión mayor, (Hoek Kaiser y Badwen, 1995). Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

- ✓ El factor B es el de ajuste por orientación de juntas. Se determina mediante la gráfica siguiente. El ángulo que se representa en abscisas es la diferencia entre la pared y techo estudiados y la familia de juntas dominante más desfavorable en la zona (6).



**Figura 6. Gráfico utilizar para determinar el factor de ajuste B, (modificado de Potvin, 1988)
Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)**

- ✓ El factor C es un ajuste por efectos de la gravedad: trata de evaluar la posibilidad del desprendimiento de bloques por efecto puro de su peso en el techo o bien en el caso de las paredes de la cámara por deslizamiento o vuelco. Puede obtenerse mediante las siguientes gráficas o con la ecuación $C = 8 - 6 \cos\alpha$ y tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y mínimo de 2 para techos (6).

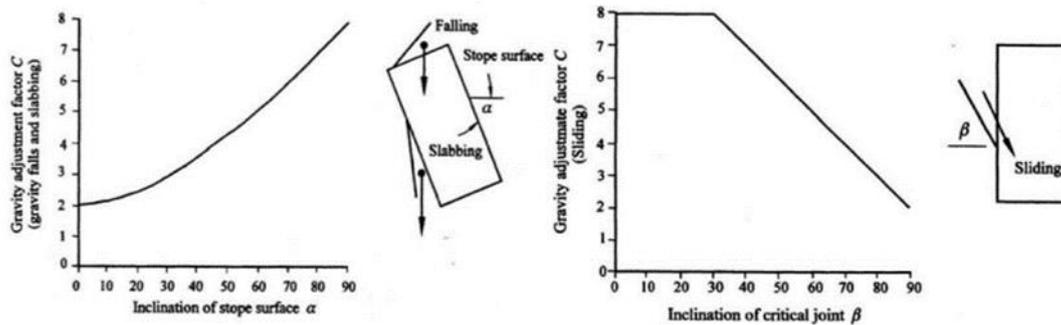


Figura 7. Factor de corrección C en el caso de que el modo de caída de bloques sea por gravedad desde el techo de la cámara y en el caso de cuñas que deslizan en hastiales (modificado de Potvin, 1988).

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

e) GSI

El GSI (Geological Strength Index) es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo, propuesto por Hoek et al, (1995), cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100, se basa en la identificación y clasificación en campo de dos de las características físico-mecánicas de un macizo rocoso: la macroestructura y la condición de las superficies de las discontinuidades, (grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades) (6).

La caracterización del macizo rocoso es simple y se basada en la impresión visual de la estructura rocosa, en términos de bloques y de la condición superficial de las discontinuidades indicadas por la rugosidad y alteración de las juntas. La combinación de estos dos parámetros proporciona una base práctica para describir un rango amplio de tipos de macizos rocosos (6).

Con este sistema se pueden obtener una relación aproximada entre la resistencia a compresión simple del macizo rocoso σ_{cm} , la de la roca intacta σ_{ci} y el valor del GSI, cuya expresión es la siguiente: (6)

$$\sigma_{cm} = 0.019 * \sigma_{ci} * e^{0.05 GSI}$$

También permite obtener valores bastante aproximados de los parámetros necesarios para el cálculo del criterio de rotura de Hoek y Brown de macizos

rocosos diaclasado, a partir del aspecto del macizo rocoso insitu (mb , s , a) definido mediante la expresión: (6)

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} * [mb * \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s]^2$$

Dónde:

- ✓ σ'_1 y σ'_3 = tensiones efectivas máxima y mínima en la rotura. - mb = constante de Hoek y Brown para macizos rocosos (6).
- ✓ s y a = constantes que dependen de las características del macizo rocoso (6).
- ✓ σ_{ci} = resistencia a compresión simple de los bloques de roca intacta (6).
- ✓ Los distintos valores que toma el GSI en función de las distintas estructuras y estados de alteración de las superficies observados quedan resumidos en la siguiente tabla (6).

Tabla 8. Geological Strength Index GSI. Hoek (1994).

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI) ESTRUCTURA		CONDICIÓN				
		MUY BUENA Superficies muy rugosas sin alterar	BUENA Superficies rugosas ligeramente alteradas, con pátinas de oxidación	MEDIA Superficies suaves moderadamente alteradas	POBRE Superficies muy alteradas, con rellenos compactos (fragmentos rocosos)	MUY POBRE Superficies muy alteradas, con rellenos arcillosos
	BLOQUES REGULARES (BR) Macizo rocoso sin alterar. Bloques cúbicos, en contacto y sin relleno, formados por tres familias ortogonales.	80	70			
	BLOQUES IRREGULARES (BI) Macizo rocoso parcialmente alterado. Bloques angulosos, formados por cuatro o más familias, en contacto o con rellenos con baja proporción de finos.		60	50		
	BLOQUES Y CAPAS (BC) Macizo alterado, plegado y fracturado con múltiples discontinuidades que forman bloques angulosos y con pocos finos			40	30	
	FRACATURACIÓN INTENSA (FI) Macizo rocoso muy fracturado, formado por bloques angulosos y redondeados, con alto contenido de finos				20	10

Tomada de Guía sobre control geotécnico en minería subterránea (6)

Tal y como se observa, los valores de GSI cercanos al 1 corresponden a las situaciones del macizo rocoso de menor calidad, es decir con la superficie muy erosionada, con arcilla blanda en las juntas, y con una estructura poco resistente debido a las formas redondas, y a la gran cantidad de fragmentación que sufre

el macizo. Por el contrario, valores de GSI cercanos a 100, implican macizos de gran calidad, ya que significa una estructura marcada por una pequeña fragmentación en la que abundan las formas prismáticas y superficies rugosas sin erosión (6).

Correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas Existen numerosas correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas, entre otras las que se presentan a continuación: (6)

- ✓ $RMR = 9 \ln Q + 44$ (Bieniawski, 1976, para túneles civiles).
- ✓ $RMR = 10 \ln Q + 42$ (Abad, 1983, para galerías en minas de carbón españolas).
- ✓ $RMR = 13,5 \ln Q + 43$ (Rutledge, 1978).
- ✓ $RMR = 15 \log Q + 50$ (Brady & Brown, 2004).
- ✓ $GSI = RMR - 76$ (para macizos rocosos secos y sin considerar la orientación de la excavación).
- ✓ $GSI = RMR - 89 - 5$ (para macizos rocosos secos y sin considerar la orientación de la excavación).

2.2.2 Cable bolting

a) Cable bolting tipo liso

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.

Está formado por 6 alambres enrollados alrededor de un séptimo denominado alma o torón formando un solo cuerpo de 15.24mm de diámetro.

✓ Usos

Ofrece un perno de alta capacidad y flexibilidad, que en la actualidad está siendo utilizado por importantes faenas mineras, tanto en minería subterránea como a cielo abierto, debido a las ventajas comparativas que representa su mayor capacidad de soporte, frente a los sistemas tradicionales de fortificación.

✓ **Ventajas**

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. Instalados correctamente constituyen un sistema de reforzamiento competente y durable.

Se requiere varios días de tiempo de fraguado (curado) antes que los cables puedan trabajar a capacidad completa.

Tabla 9. Cable bolting tipo liso Mansour – Canadá

Especificaciones cable bolting – tipo liso	
Diámetro total del cable	5/8 pulgadas
Cantidad de hilos	7
Peso unitario	1.10 Kg por metro
Resistencia a la ruptura mínimo (toneladas)	26.5
Norma	ASTM A416-270
Elongación mínima en 2 pies	3.50%
Área transversal	140 mm ²
Distancia del cable y bulbos	A pedido

b) Cable bolting tipo birdcaged

Tipo de cable conocido como destrenzado y que esta propiedad está en toda la longitud del cable, esto es para incrementar la capacidad de transferencia de la carga y adherencia a la lechada de cemento.

Como lo anteriores tipos está formado por 6 alambres enrollados alrededor de una séptimo denominado alma o torón formando un solo cuerpo.

✓ **Usos**

Ofrece un perno de alta capacidad y flexibilidad, que en la actualidad está siendo utilizado por importantes faenas mineras, tanto en minería subterránea como a cielo abierto, debido a las ventajas comparativas que representa su mayor capacidad de soporte, frente a los sistemas tradicionales de fortificación.

✓ **Ventajas**

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. Instalados correctamente constituyen un sistema de reforzamiento competente y durable.

Se requiere varios días de tiempo de fraguado (curado) antes que los cables puedan trabajar a capacidad completa.

Tabla 10. Especificaciones cable bolting – tipo bulbado Mansour – Canadá

Especificaciones cable bolting – tipo bulbado	
Diámetro total del cable	5/8 pulgadas
Cantidad de hilos	7
Peso unitario	1.10 Kg por metro
Resistencia a la ruptura mínimo (toneladas)	26.5
Norma	ASTM A416-270
Elongación mínima en 2 pies	3.50%
Área transversal	140 mm ²
Distancia del cable y bulbos	A pedido

c) Cable bolting tipo birdcaged

Tipo de cable conocido como destrenzado y que esta propiedad está en toda la longitud del cable, esto es para incrementar la capacidad de transferencia de la carga y adherencia a la lechada de cemento.

Como lo anteriores tipos está formado por 6 alambres enrollados alrededor de una séptimo denominado alma o torón formando un solo cuerpo.

✓ **Usos**

Ofrece un perno de alta capacidad y flexibilidad, que en la actualidad está siendo utilizado por importantes faenas mineras, tanto en minería subterránea

como a cielo abierto, debido a las ventajas comparativas que representa su mayor capacidad de soporte, frente a los sistemas tradicionales de fortificación.

✓ **Ventajas**

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. Instalados correctamente constituyen un sistema de reforzamiento competente y durable.

Se requiere varios días de tiempo de fraguado (curado) antes que los cables puedan trabajar a capacidad completa.

Tabla 11. Especificaciones cable bolting – tipo birdcaged Mansour – Canada

Especificaciones cable bolting – tipo birdcaged	
Diámetro total del cable	5/8 pulgadas
Cantidad de Hilos	7
Peso unitario	1.10 kg por metro
Resistencia a la ruptura mínimo (toneladas)	26.5
Norma	ASTM A416-270
Elongación mínima en 2 pies	3.50%
Área transversal	140 mm ²
Distancia del cable y bulbos	A pedido

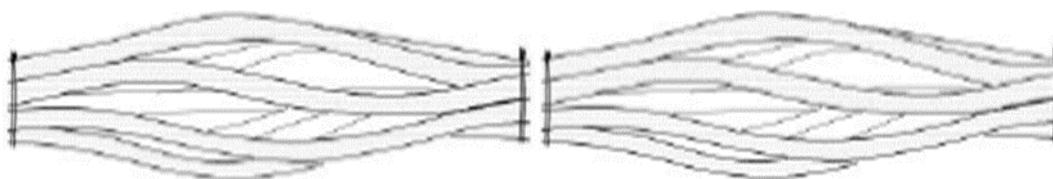


Figura 8. Cable bolting Mansour – Canada

2.2.3 Cartucho de resina fragua rápida

a) Cartucho de resina – resin capsule

El cartucho de resina se compone de dos compartimientos separados por una barrera física. Un compartimiento contiene una masilla de resina de poliéster y

el otro un catalizador químico. La rotación del perno durante la instalación rompe el cartucho y mezcla los dos componentes, lo que provoca una reacción química que transforma la masilla de la resina a un ancla sólida como roca.

✓ **Usos**

Se utiliza para el anclaje de pernos (perno helicoidal o corrugado) que forma parte de un sistema de sostenimiento en minería y en obras civiles.

Estas resinas son introducidas en los taladros (perforaciones), luego se inserta el perno de anclaje rotándolo. Esta operación hace la mezcla de ambos componentes que tiene el cartucho de resina (polímero más catalizador) permitiendo que la mezcla rellene todo el espacio entre el perno y el taladro.

✓ **Ventajas**

- Fácil de utilizar, rápida y segura.
- Impide la formación de nuevas fisuras.
- Alta resistencia a la compresión.
- Alto poder de fijación en la roca.
- Impide la corrosión del perno.
- No provoca toxicidad.

Tabla 12. Características cartucho de resina – resin capsule
Características

Tiempo de Fragua	1 minuto
Dimensiones	28 x 305 mm.
Embalaje	Caja de 50 unidades
Tiempo de Vencimiento	12 meses
Peso por Caja	18 kg
Peso por Cartucho	320 gr
Resistencia a la Compresión	385 kg/cm ²
Prueba de Arranque	3 t/pie

Tabla 13 Diámetro del cartucho de resina

Diámetro del perno	Diámetro del cartucho de resina				
	23 mm	28 mm	32 mm	32 mm	32 mm
16 mm	X				
19 mm	X	X			
22 mm		X	X		
25 mm		X	X	X	
29 mm				X	X
32 mm					X
	25 mm	32 mm	35 mm	38 mm	41 mm
Diámetro del taladro					



Figura 9 Cartucho de resina – resin capsule

2.3 Definición de términos básicos

✓ **Apertura**

Distancia perpendicular entre ambos labios de la junta (6).

✓ **Bulones**

Barras de acero u otros materiales, utilizadas como elementos de sostenimiento (6).

✓ **Cabeza**

Excavación superior de la cámara (6).

✓ **Cámara**

Hueco creado por la explotación, limitado por pilares (6).

✓ **Corona**

Parte superior de una galería u otra labor en explotación (6).

✓ **Cuadros**

Estructuras metálicas o de madera, realizadas a base de patucos, trabancas y tresillones, que sostienen las galerías de servicio y las generales. Arcos bien de metal o bien de madera que se utilizan para la entibación de las galerías.

Los de hierro se componen de tres o más piezas curvas que se unen mediante abarcones o grapas con tuercas. Los de madera se componen de dos postes u una trabanca (6).

✓ **Emboquille**

Zona de comienzo de una galería. También puede referirse a la parte inicial de un barreno (6)

✓ **Entibar**

Función realizan los entibadores, consistente en colocar cuadros, varales al sanear o ensanchar galerías que se avanzan o reconquistan (6).

✓ **Espaciado**

Distancia perpendicular entre planos de una misma familia de juntas. (6)

✓ **Hastiales**

Contactos del yacimiento con la roca encajante (6).

✓ **Macizo**

Masa mineral que se deja sin extraer en un primer momento en los talleres para que sirva de sostenimiento del techo o protección de las galerías guías (6).

✓ **Orientación**

En geotecnia se emplea el formato dirección de buzamiento (de 0 a 360 desde el Norte) y buzamiento (de 0 a 90 desde la vertical). De esta manera un plano queda perfectamente definido mediante 2 cifras, Ejm. 035/70 significa dirección

de buzamiento 35° desde el Norte y buzamiento 70°. Esta información es primordial para valorar la estabilidad de una obra (6).

✓ **Pilar barrera**

Macizo de protección en los laterales de una cámara (6).

✓ **Pilar corona**

Franja de terreno rocoso sin explotar que separa los huecos subterráneos de la superficie. (6)

✓ **Persistencia**

Extensión real o “tamaño” de los planos de juntas (6).

✓ **Potencia**

Ancho que tiene una capa de carbón o filón, entre techo y muro (6).

✓ **Relleno**

Tipo de material en el seno de la junta. Puede no existir (junta limpia), de baja fricción (arcilla, clorita, grafito, carbón, etc.) o cristalizado (cuarzo, calcita, etc.). (6)

✓ **Relleno de labores**

Material estéril para rellenar el hueco explotado (6).

✓ **Rugosidad**

Aspereza de los labios de la junta (6).

✓ **Subnivel**

Galería desde la que se ejecutan labores de arranque y / o carga a una cota determinada (6).

✓ **Tajo**

Expresión utilizada para designar el lugar de trabajo asignado (6).

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1 Métodos y alcances de la investigación

3.1.1 Método general

El método general de la investigación es el científico, ya que se seguirán pasos sistematizados y ordenados con la finalidad de buscar conocimientos para dar solución al problema planteado por la investigación.

3.1.2 Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicada, en una primera fase se empleará conocimientos obtenidos de las investigaciones básicas, en una segunda etapa basados en estos conocimientos se planteará las mejoras para solucionar el problema.

3.1.3 Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo correlacional, el propósito consiste en explicar los resultados de la evaluación del uso de cable *bolting* para mejorar la estabilidad del macizo rocoso.

3.2 Diseño de investigación

El trabajo de investigación es cuasi experimental y de corte longitudinal, debido que la variable independiente será manipulada parcialmente para relacionar con la variable dependiente

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

La población está conformada por: todas las labores mineras de preparación y explotación dentro de la mina donde se lleva a cabo la actividad de sostenimiento de rocas en la compañía minera Volcan – unidad minera Carahuacra.

3.3.2 Muestra

La muestra está conformada por las siguientes labores mineras:
Nv.1360 RP 115 x AC 110 SN 110E, SN110W, TJ. 110E, TJ. 110W, P.0, P.1, P.2, P.3 y Nv. 1360 RP 650 x AC 099.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas de recolección de datos

- ✓ Observación
- ✓ Entrevistas
- ✓ La encuesta
- ✓ Análisis documental

3.4.2 Instrumentos de recolección de datos

- ✓ Guía de observación de campo
- ✓ Entrevista focalizada
- ✓ Encuesta personal
- ✓ Fichero de registros

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Presentación de resultados

4.1.1 Geología general de mina

a) Geología regional - local

La mina políticamente está ubicada en el distrito de Yauli, provincia del mismo nombre, del departamento de Junín. Geográficamente se encuentra en el flanco este de la cordillera occidental de los Andes centrales del Perú; a 110 km en línea recta de la ciudad de Lima. Sus coordenadas geográficas son: (1)

- 76° 05' de longitud Oeste
- 11° 43' de latitud Sur
- La altitud media del distrito es de 4,700 m sobre el nivel del mar.

La mina San Cristóbal es fácilmente accesible utilizando la carretera central, cerca de la localidad de Pachachaca, parte un ramal de 20 kilómetros que conduce a San Cristóbal; además, el ferrocarril central tiene una estación en Yauli a 12 kilómetros del área. (1)

Los primeros trabajos de exploración fueron realizados por la Cerro de Pasco Corporation durante los años comprendidos entre 1928 y 1930, estos trabajos exploratorios fueron realizados en concesiones arrendadas; los resultados un tanto desalentadores acompañados por los bajos precios del plomo y zinc en el mercado internacional, determinaron la postergación de la Exploración y Desarrollo hasta el año 1936; a partir de este año, hasta 1938, en base a las

b) Geología regional

El distrito minero de San Cristóbal está localizado en la parte suroeste de una amplia estructura regional de naturaleza domática que abarca íntegramente los distritos de San Cristóbal y Morococha, conocida como el complejo Domal de Yauli, como se muestra en la figura adjunta que representa una ventana de formaciones Paleozoicas dentro de la faja intracordillerana de formaciones Mesozoicas (1).

El Paleozoico tiene dos pisos, el inferior formado por el grupo Excélsior y el superior por el grupo Mitu; el Excélsior está aflorando a lo largo del anticlinal de Chumpe en la parte oeste del domo y en el anticlinal de Ultimátum hacia el este; el Mitu aflora en la mayor parte del domo. El margen está constituido por las formaciones mesozoicas: grupo Pucará, grupo Goyllarisquizga, grupo Machay y formación Jumasha". (1)

Cuerpos intrusivos y capas extrusivas testifican la actividad ígnea en la zona (1).

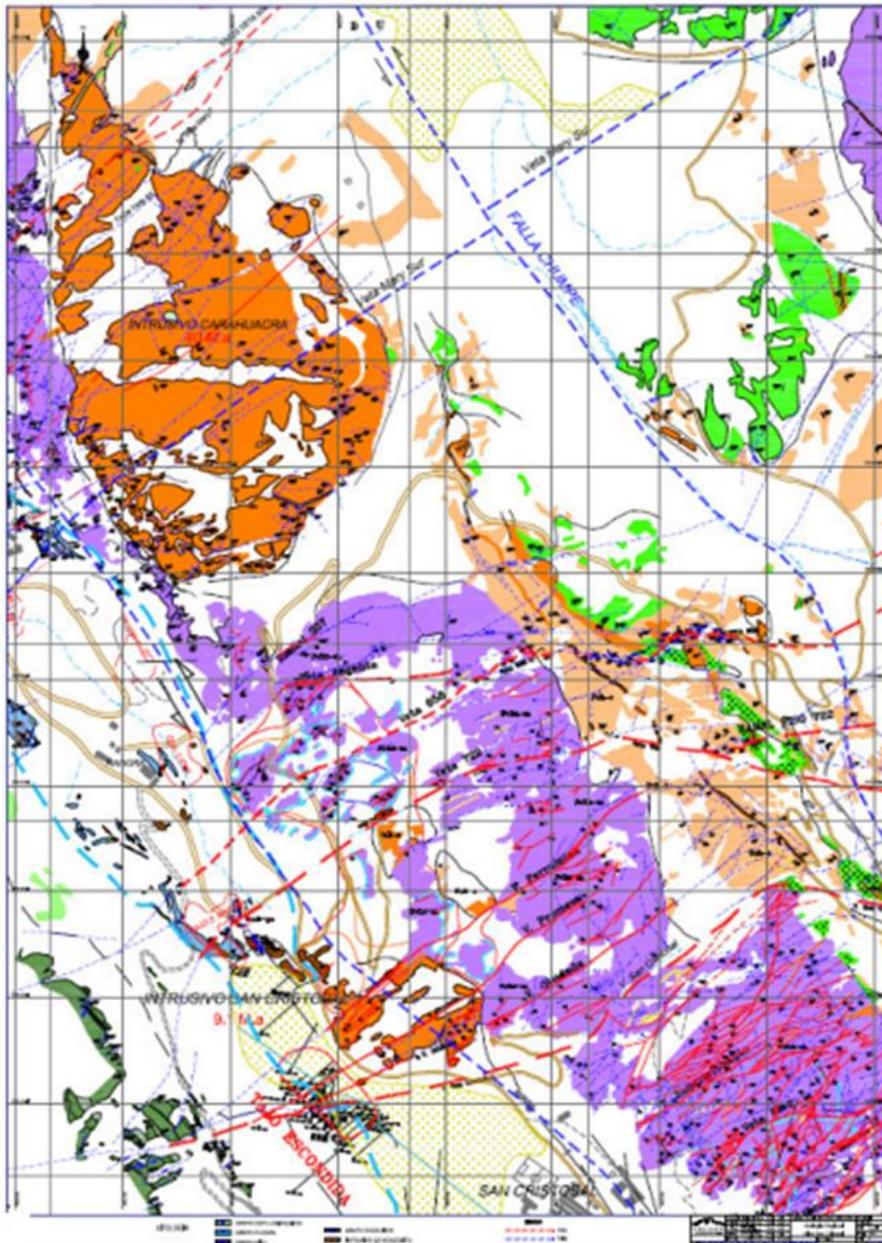


Figura 11. Plano geológico regional unidad minera San Cristobal
 Tomada del departamento de Geología unidad minera San Cristobal (1)

c) Estratigrafía

En el área de San Cristóbal, la estratigrafía se extiende desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior (1).

la mina Ultimátun de Fe, Zn, Pb, Ag; y la otra estrictamente estrato-ligada ubicada en el anticlinal Ultimátun, de Ni, Co, As (Sb), Fe, S (1).

e) Grupo Mitú (Pérmico)

Discordantemente sobre las rocas del grupo Excelsior yacen una serie de volcánicos, constituidos por derrames andesíticos, y dacíticos, brechas, aglomerados y tufos, formando una serie variada que localmente es conocida como volcánicos Catalina; hacia el techo de esta serie volcánica, particularmente hacia el NE aparece una serie vulcano-sedimentaria con conglomerados y areniscas (1).

Mineralización en este grupo es ampliamente reconocida a lo largo de todo el Domo de Yauli, siendo principalmente en la forma de filones y diseminada (1).

Debido a su naturaleza irregular la potencia total del grupo Mitu es muy variable, al oeste de la mina San Cristóbal la potencia de los volcánicos Catalina es aproximadamente 800 metros. La edad del grupo Mitu fue considerada como del Carbonífero superior (Mc Laughlin 1940) y posteriormente asignada al Pérmico (1).

f) Grupo Pucara (Triásico Superior - Liásico)

Un conjunto de facies calcáreas denominado grupo Pucará reposa en marcada discordancia sobre el grupo Mitu; este conjunto está dividido en tres formaciones: Chambará, Aramachay, y Condorsinga (en el área sólo existiría la parte superior del Aramachay, y Condorsinga); estando íntimamente relacionado a la mineralización económica del área. A continuación se realiza una caracterización estratigráfica de ese grupo que fue descrita por varios geólogos, entre los cuales citamos a Harrison (1949), Szekely y Grosse(1972), F.Mégard(1978) (1).

✓ Formación Chambará

(Triásico superior), en su base figura una serie terrígena seguida por otra calcárea constituida por calizas, calizas dolomíticas, dolomitas, separadas por capas calcáreo-arcillosas y tufos de algunos centímetros; las rocas calcáreas

tienen un color gris claro variando a negro, que parece ligado a un porcentaje creciente de materia orgánica. Brechas intraformacionales monogénicas están presentes, aunque raras veces (1).

✓ **Formación Aramachay (Liásico: hetangiano-Sinemuriano)**

Está representada por pizarras limosas que predominan, seguidas de areniscas de grano fino, calizas y de chert en capas; las calizas se presentan en bancos de 20 a 50 centímetros, frecuentemente lenticulares, o en nódulos discoídalos de hasta un metro de diámetro; se nota también capas vulcanodetríticas. El conjunto tiene un tinte negro y una pátina bruno-lilácea muy característica (1).

✓ **Formación Condorsinga (Liásico Toarciano)**

Es casi exclusivamente calcárea, las calizas que la componen en su mayor parte son oolíticas o bioclásticas, ellas contienen chert abundante en la mitad inferior de la formación; intercalaciones tufáceas de color gris claro, de grano fino a medio, son comunes. Las calizas varían de color gris claro a gris oscuro, son de grano fino, hay zonas donde están fuertemente brechadas (1).

La mineralización en este grupo es ampliamente conocida en la región central del Perú; en la zona, mantos que se emplazan al techo de la Aramachay y base de la Condorsinga tienen potencias variables desde unos cuantos centímetros hasta varios metros; la mineralogía está constituida principalmente por esfalerita, hematita, minerales de plata, carbonatos como siderita, rodocrosita etc. (1).

g) **Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior)**

Sobre el grupo Pucará yace en discordancia paralela el grupo Goyllarisquizga, el cual se depositó en dos fases sucesivas. La primera compuesta por depósitos de granulometría fina a muy fina, de facies llanura aluvial con pelitas rojas y escasas intercalaciones de areniscas de facies de desbordamiento, depositadas en un ámbito climático semiárido mostrado en la fuerte oxidación de las pelitas. Durante la segunda fase hay un cambio brusco respecto a la primera, depositándose areniscas medianas hasta muy gruesas y niveles

conglomeráticos con troncos de árboles actualmente silicificados, en un ambiente húmedo e importante actividad ígnea evidenciada por Sills de basalto. En San Cristóbal, su potencia alcanza 100 metros. El grupo Goyllarisquizga ha sido atribuido al Cretácico inferior-Valanginiano-Aptiano (1).

h) Grupo Machay (Cretácico Medio)

✓ Formación Chúlec

Originalmente descrita por McLaughlin (1924) como el miembro inferior del grupo Machay, fue elevada al nivel de formación por Benavides (1956). Esta formación totalmente carbonatada, litológicamente está conformada por una alternancia de calizas y margas de facies de plataforma externa; es muy fosilífera y constituye la primera formación cretácica de los Andes Centrales correctamente datada. Toda la serie en su conjunto está intensamente disturbada. En potencia varía desde 250 m justo al SO de Morococha a 350 m en Carahuacra. La base de la formación Chúlec está considerada como la base del primer horizonte calcáreo arriba de las areniscas cuarzosas del grupo Goyllarisquizga y data del Albiano medio (1).

✓ Formación Pariatambo

Definida por McLaughlin (1924) como el miembro superior del grupo Machay, ahora se considera una formación separada. Esta formación fácil de localizar en el paisaje por su coloración negra característica, escasa resistencia a la erosión y litología monótona está constituida por una alternancia margo-caliza de pequeños bancos claros y oscuros generalmente muy bituminosos, señalados por un olor fétido muy pronunciado. Los niveles claros son *mudstones* con "packstones" calcáreo-dolomíticos algunas veces ligeramente siltosos. Los bancos oscuros son margas calcáreo-dolomíticas muy bituminosas. Toda esta formación depositada en una plataforma relativamente profunda y aislada contiene numerosos amonites poco fragmentados y restos de peces. El tope, está marcado por la aparición de sílex que se halla a veces en tal cantidad que llega a formar bancos decimétricos con dolomitas intercaladas. Las variaciones de espesor son pequeñas, entre 50 y 75 m; encontrándose los extremos en Morococha con 15 m y en San Cristóbal con 130 m, además en este último también se presenta una decena de metros de areniscas finas intercaladas en la

parte media de la formación. La fauna de esta formación es Albiana superior e incluye *Inoceramus* y *Exogyra* (Wilson, 1963) (1).

i) Formación Jumasha

Concordantemente sobre la formación Pariatambo se encuentra la formación Jumasha. Litológicamente, es la más homogénea de las formaciones cretácicas expuestas en el Domo de Yauli. Consiste casi enteramente de una serie carbonatada dolomítica, masiva y poco fosilífera con escasos lentes de areniscas y sílex, depositada en una plataforma ligeramente confinada y de poca profundidad. Los amonites encontrados pertenecen al Albiano superior Turoniano (1).

j) Intrusivos

En el área de San Cristóbal, ocurren dos tipos de intrusivos: ácidos y básicos.

✓ Intrusivo ácido

Las rocas intrusivas ácidas están representadas en el área por stocks de monzonita cuarcífera, diorita cuarcífera y diques de alaskita ubicados a lo largo o cerca de la zona axial del anticlinal de Chumpe (1).

Los stocks más importantes en el área son: el intrusivo Carahuacra y el intrusivo Chumpe; el primero es un stock de 1.5 kilómetros de largo por 1,0 kilómetro de ancho, que aflora en la parte NO del área de San Cristóbal, en contacto con las filitas del grupo Excelsior y los volcánicos Catalina; el intrusivo Chumpe forma el pico más alto en el área de San Cristóbal y se emplaza a lo largo de la zona axial del anticlinal que lleva su nombre (1).

Una serie de diques irregulares, paralelos, con buzamientos verticales, conocidos localmente como diques de alaskita, se encuentran intruyendo filitas del grupo Excelsior a lo largo de la zona axial del anticlinal de Chumpe; estos diques están asociados en profundidad con el intrusivo de Chumpe; petrográficamente los diques son granitos porfirítica (1).

✓ **Intrusivo básicos**

Intrusivos de carácter básico han sido encontrados en la región de Andaychagua, así como cerca del intrusivo Carahuacra; los del área de Carahuacra son diques de diabasa, que se ubican casi perpendicularmente al eje del anticlinal; en Andaychagua, en los volcánicos Catalina, ocurre una intrusión de gabro tipo "pipe" de forma elipsoidal, su tamaño es de 70 x 250 metros (1).

Además, se debe mencionar los cuellos y diques de basalto que atraviesan las formaciones, posiblemente se trata de extrusiones/intrusiones de edad variable, que podría ser la fuente de los Sills en Pucará, Goyllar y Machay (1).

4.1.2. Estructuras geológicas

a) Plegamiento

La estructura regional dominante es el domo de Yauli, que se extiende longitudinalmente en aproximadamente 35 kilómetros, desde San Cristóbal hasta Morococha, y transversalmente 10 kilómetros; el rumbo promedio de esta estructura es N 40° O; es asimétrico, su flanco este buza entre 30° y 40° mientras su flanco oeste buza entre 60° y 80°; está conformado por varios anticlinales y sinclinales, de los cuales los anticlinales más importantes son el de Chumpe y el de Yauli (Ultimátum); sus ejes tienen un rumbo que varía entre N 35° y 40° O. El anticlinal Chumpe está en el extremo oeste, su flanco occidental tiene un buzamiento de 55° al SO, mientras que el oriental buza 30° al NE; el núcleo de este anticlinal está formado por rocas del grupo Excelsior; el flanco occidental está compuesto por calizas Pucará y areniscas Goyllarisquiza; en el flanco oriental se extienden las rocas del grupo Mitu por varios kilómetros y sobre éstas las del grupo Pucará. Es considerado como el extremo suroeste del domo de Yauli, donde la mayor acción del plegamiento ha tenido lugar (1).

Dos periodos principales de tectónica son reconocidos en la región; el primero del Pérmico inferior, denominado Tectónica Tardihercinica, que dio lugar a un intenso plegamiento de las filitas Excelsior; el segundo período denominado Tectónica Andina, que plegó principalmente las rocas mesozoicas, comenzó a fines del Cretácico y continuó durante el principio y mediados del Terciario,

reconociéndose tres etapas de plegamiento en la Cordillera de los Andes; el Peruano a fines del Cretácico, y antes de la deposición de las capas rojas; el Incaico a principios del Terciario, fue el más intenso y a él siguió un período de actividad ígnea; y finalmente el Quechua a mediados del Terciario (1).

b) Fracturamiento

El fracturamiento en el área de San Cristóbal, parece ser el resultado de las fuerzas compresivas e intrusivas que dieron lugar a la formación del Domo de Yauli (1).

Probablemente a fines del Cretácico, el plegamiento Peruano las fuerzas de compresión de dirección NE - SO comenzaron a formar el anticlinal Chumpe, a medida que las fuerzas de compresión aumentaban de intensidad durante el plegamiento "Incaico", los estratos inferiores de caliza resbalaron sobre los volcánicos subyacentes, dando lugar a la formación de repetidas fallas inversas acompañadas de pliegues de arrastre (Los sobre escurrimientos y fallas inversas encontrados al oeste de San Cristóbal, en las calizas del grupo Pucará, pueden pertenecer a este sistema, Szekely 1967). Fuerzas tensionales al cesar momentáneamente las compresivas dieron lugar a la formación de fracturas longitudinales paralelas al eje del anticlinal Chumpe, las cuales fueron posteriormente rellenadas por los diques de alaskita que ocurren en el núcleo de dicho anticlinal (1).

Al seguir actuando las fuerzas de compresión dio lugar a la formación de fracturas de cizalla de rumbo E - O; la veta principal San Cristóbal y la veta Virginia al pasar a las filitas, veta Prosperidad (1).

Durante el plegamiento Quechua el anticlinal Chumpe continuó siendo afectado por fuerzas de compresión, además de la intrusión de los stocks de monzonita cuarcífera, produjeron un levantamiento y arqueamiento del anticlinal, lo cual produjo fracturas de tensión; Virginia, Ferramina, San Cristóbal, Catalina, Polonia, en la zona de los volcánicos (1).

4.1.3. Ocurrencia de la mineralización

La complejidad geológica del distrito ha dado lugar a la formación de una variedad de depósitos minerales que se extienden ampliamente como se muestra en la siguiente imagen (1).

Después de la última etapa del plegamiento "Quechua" y la formación de las fracturas de tensión, vino el período de mineralización; soluciones residuales mineralizantes originadas probablemente de los stocks de monzonita cuarcífera, invadieron el área dando lugar a la formación de vetas, mantos y cuerpos; sin embargo es necesario aclarar el origen de los mantos y cuerpos, fueron rellenados y/o reemplazados indistintamente por soluciones hidrotermales, a través de canales alimentadores (feeders) (1).

En los últimos estudios realizados el año 1999 por el Dr. Robert Moritz de la Universidad de Ginebra con quien Volcan tiene un convenio, los resultados de laboratorio de isótopos de Pb nos indican que el plomo de las vetas y los cuerpos son coetáneos y de una sola fuente de origen, así como el zinc, lo que demostraría que la mineralización es eminentemente epigenética (1).

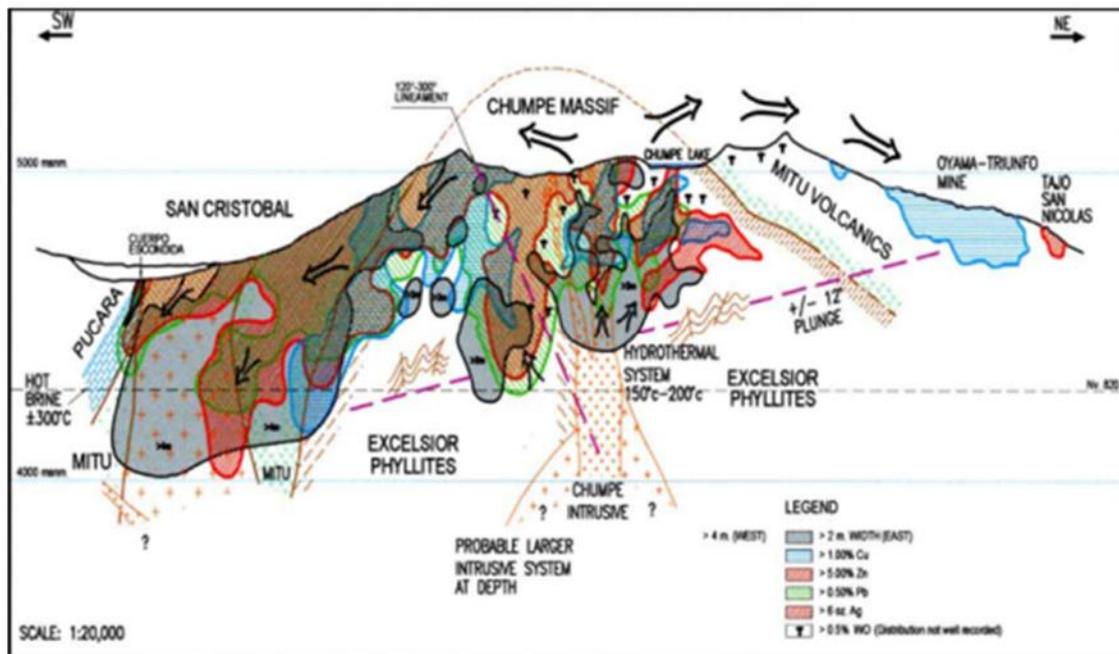


Figura 13 Modelo de Mineralización de la Veta San Cristobal en el Domo de Yauli Tomada del departamento de Geología unidad minera San Cristobal (1)

a) Vetas

Las vetas o filones fueron formadas principalmente por relleno de fracturas como se detalla en la siguiente figura, siendo mejor mineralizadas aquellas que se formaron a lo largo de fracturas de tensión; las fallas de cizalla por contener mucho panizo no fueron bien mineralizadas o pobremente mineralizadas. Se encuentran localizadas en todo el distrito minero, con su mayor desarrollo en los volcánicos del grupo Mitu.

b) Mantos

Los Mantos se encuentran localizados en el flanco oeste del anticlinal como se muestra en la siguiente imagen, en las calizas Pucará; a partir del contacto con los volcánicos Mitu, se ubican concordantemente con la estratificación.

c) Cuerpos.

Al igual que los mantos se encuentran localizados en el flanco oeste del anticlinal, en las calizas Pucará, y se forman por la unión de varios mantos o en la intersección de una veta con algún manto.

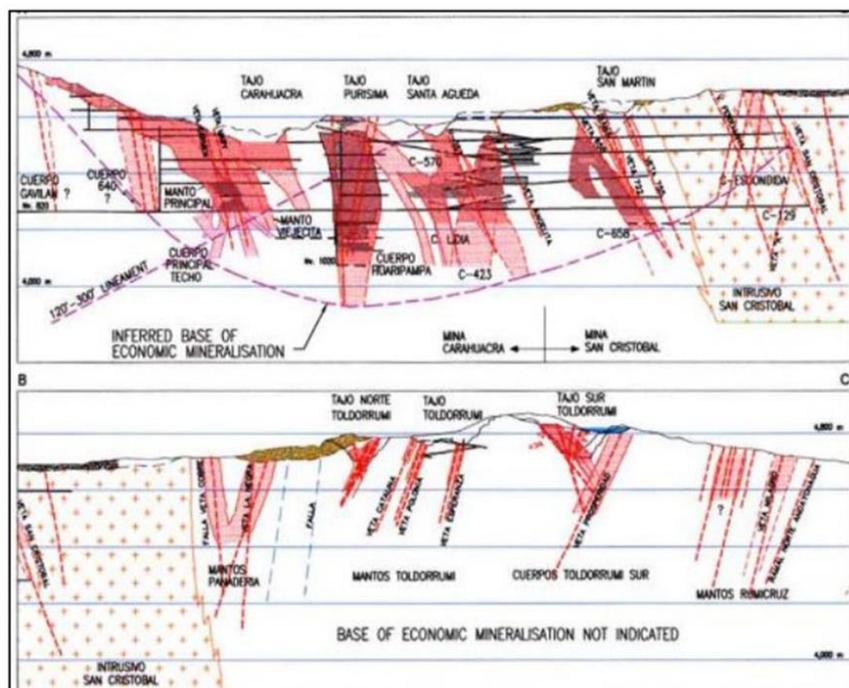


Figura 14. Sección longitudinal mostrando la mineralización económica dentro del grupo Pucará
Tomada del departamento de Geología unidad minera San Cristobal (1)

Tabla 15. Resultados de la evaluación geomecánica empleando la cartilla RMR de Bieniawski

YAULI		Registro N°:	Labor: SN_80_1E	Nivel: 820	CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO RMR																																																			
DATOS DE MAPEO GEOMECAÁNICO RMR			Refer. Topográfica:	Fecha: 03/07/2021	TIPO DE ROCA	RMR	DESCRIPCION	TAS	L = 5 m.		L = 1 m.																																													
			Litología	# Familia de Discontinuidades					Azimet de la Labor	Fract.	RQD	Fract.	RQD																																											
Hecho por: David Pizarro			Condición de Exposición: In situ	Dimensión de la labor: 3.9m x 3.9m	Buzamiento Veta: 67°	I		91 - 100	MUY BUENA "A"	1 año aprox.		40	81	1	100																																									
Parámetro			CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES		Agua Subterránea		Orientación de Discontinuidades		II		71 - 80		BUENA "A"		3 meses aprox.																																									
Valores			OC	RQD	Espaciamento entre Discontinuidades	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Meteorización	RMR Básico	61 - 70		BUENA "B"		1 mes aprox.																																								
Tramo de mapeo (m)			1- > 250 Mpa	2- 100 - 250 Mpa	3- 50 - 100 Mpa	4- 25 - 50 Mpa	5- 5 - 25 Mpa	6- 1.5 - 5 Mpa	1- 90 - 100%	2- 75 - 90%	3- 50 - 75%	4- 25 - 50%	5- < 25%	1- > 2 m	2- 0.6 - 2 m	3- 200 - 600 mm	4- 60 - 200 mm	5- < 60 mm	1- < 1 m	2- 1 - 3 m	3- 3 - 10 m	4- 10 - 20 m	5- > 20 m	1- Cerrada 0	2- Muy Angosta < 0.1 mm	3- Angosta 0.1 - 1.0 mm	4- Abierta 1.0 - 5.0 mm	5- Muy Abierta > 5.0 mm	1- Muy rugoso	2- Rugoso	3- Ligramente Rugosa	4- Lisa	5- Muy Lisa	1- Ninguna	2- Relleno duro < 5 mm	3- Relleno duro > 5 mm	4- Relleno blando < 5 mm	5- Relleno blando > 5 mm	1- No meteorizada	2- Ligramente	3- Moderadamente	4- Altamente meteorizada	5- Descompuesta	1- Completamente seco	2- Húmedo	3- Mojado	4- Goleo	5- F Lujó	1- Muy favorable	2- Favorable	3- Regular	4- Desfavorable	5- Muy desfavorable	RMR Ajustado		
CT			7	8	8	2	1	1	2	3	10	42	-5	37	OBSERVACIONES		61	66	22	35	62	65	23	33	63	64	24	31	64	63	25	29	65	63	26	27	66	62	27	25	67	61	28	23	68	61	29	21	69	60	30	20	70	59	31	20
Veta			7	8	8	2	1	1	1	3	10	41	-5	36	OBSERVACIONES		61	66	22	35	62	65	23	33	63	64	24	31	64	63	25	29	65	63	26	27	66	62	27	25	67	61	28	23	68	61	29	21	69	60	30	20	70	59	31	20
CP			7	8	8	2	1	1	2	3	10	42	-5	37	OBSERVACIONES		61	66	22	35	62	65	23	33	63	64	24	31	64	63	25	29	65	63	26	27	66	62	27	25	67	61	28	23	68	61	29	21	69	60	30	20	70	59	31	20
CROQUIS LATERAL O EN PLANTA												DISCONTINUIDADES				EFECTO DE LA ORIENTACION DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACION DE TUNELES																																								
												DIR. BUZ/ BUZ		ESP. MEDIO		Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel		Avance en el sentido del buzamiento - Buz. 45-90°		Avance en el sentido del buzamiento - Buz. 20-45°		Buzamiento 45-90°		Buzamiento 20-45°																														
												SET1		050/61		Muy favorable		Favorable		Muy favorable		Favorable		Muy desfavorable		Regular																														
												SET2		139/67		Avance contra el sentido del buzamiento - Buz. 45-90°		Avance contra el sentido del buzamiento - Buz. 20-45°		Regular		Desfavorable		Regular																																
												SET3																																												
CROQUIS DEL FRENTE												ESTRUCTURA MAYOR				GRADO																																								
												DIR. BUZ/ BUZ		POTENCIA		INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO				RESIS. COMP. Mpa																																				
												R1				Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla (Se indenta profundamente).				1.5 - 5.0																																				
												R2				Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta).				5.0 - 25																																				
OBSERVACIONES												R3				25 - 50																																								
												R4				50 - 100																																								
												R5				100 - 250																																								
												R6				> 250																																								

Tabla 16. Tabla geomecánica y estándar de sostenimiento

VOLCAN
TABLA GEOMECÁNICA Y ESTÁNDAR DE SOSTENIMIENTO
UNIDAD MINERA SAN CRISTOBAL

LABORES PERMANENTES

Codigo de Colores	Caracterización GSI		Clasificación RMR		SOSTENIMIENTO
	GSI	RMR	Tipo de Roca		
Celeste (II)	FB - F/R	51-60	II Buena		Según Sección de Excavación
Verde Claro (III-A)	MF/R	41-50	III Regular A		Según Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	IF/R - MF/P	31-40	III Regular B		Según Sección de Excavación
Anaranjado (IV-A)	IF/P	21-30	IV Mala A		Según Sección de Excavación

LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 4.0 A 4.5 m.

Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO		SOSTENIMIENTO
Celeste (II)	Pernos swellex a 1.50 x 1.50m		Según Sección de Excavación
Verde Claro (III-A)	Shot. 2" (6Kg) + pernos swellex a 1.50 x 1.50m		Según Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	Shot. 2" (6 kg) + pernos swellex a 1.20 x 1.20m		Según Sección de Excavación
Anaranjado (IV-A)	Shot. 2" (6kg) + malla + pernos swellex a 1.2 x 1.2m + Shot. 2"		Según Sección de Excavación

LABORES TEMPORALES

Codigo de Colores	Caracterización GSI		Clasificación RMR		SOSTENIMIENTO
	GSI	RMR	Tipo de Roca		
Celeste (II)	F/B	51-60	II Buena		Según Sección de Excavación
Verde Claro (III-A)	F/R	41-50	III Regular A		Según Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	MF/R	31-40	III Regular B		Según Sección de Excavación
Anaranjado (IV-A)	IF/P	21-30	IV Mala A		Según Sección de Excavación
Rosa (IV-B)	IF/MP	0-20	IV Mala B		Según Sección de Excavación

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.5 A 4.0 m.

Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO		SOSTENIMIENTO
Celeste (II)	Pernos swellex a 1.50 x 1.50m		Según Sección de Excavación
Verde Claro (III-A)	Shot. 2" (6Kg) + pernos swellex a 1.50 x 1.50m		Según Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	Shot. 2" (6 kg) + pernos swellex a 1.20 x 1.20m		Según Sección de Excavación
Anaranjado (IV-A)	Shot. 2" (6kg) + malla + pernos swellex a 1.2 x 1.2m + Shot. 2"		Según Sección de Excavación
Rosa (IV-B)	Shot. 2" (6kg) + malla + pernos Swellex a 1.0 x 1.0m + Shot. 2"		Según Sección de Excavación

NOTA:

Shotcrete estructural sera lanzado en sección completa de piso a piso según procedimiento, dentro de las horas de autoaporte de la roca. El Shotcrete estructural y la instalación de pernos sistemáticos deben formar un arco de autoaporte de la labore en el macizo rocoso

LEYENDA

Pernos de Fricción de Alta Carga de Contacto
 Shotcrete Estructural
 Malla

Swellex de 7 pies
 Shotcrete con Fibra Sintetica 6 kg/m3.
 Malla Electro-soldada

LABOR TEMPORAL (T)			Seccion de Labor	FACTOR DE SEGURIDAD
Tipo	Labor	Vida Util		
T1	Tajo (OCF)	< 6 meses	3.5mx3.8m	1.2
T2	Sub Nivel (Piso 0 ,1 ,2 y 3)	< 1 año	3.5mx3.8m	1.3
	Acceso		3.8mx4.0m	
	Camaras DDH		7.0mx7.0mx7.0m	
	Cámaras echadero		7.0mx7.0mx7.0m	
	Cámara de Carguio		5.0m x 6.0m	
LABOR PERMANENTE (P)			Seccion de Labor	FACTOR DE SEGURIDAD
Tipo	Labor	Vida Util		
P1	Sub Nivel (Piso 4)	1 a 2 años	3.5mx3.8m	1.5
	Camara de RB		7.0mx7.0mx7.0m	
	Camara de Carguio		5.0mx6.0m	
P2	By Pass	3 a 10 años	4.2mx4.5m	2
	Crucero		4.2mx4.5m	
P3	Rampa Principal	> 10 años	4.2mx4.5m	2.5

4.1.5. Diseño geomecánico de la distribución del cable *bolting*

Antes de iniciar con el proceso las áreas de planeamiento, operaciones mina y geomecánica tener en cuenta el diseño de intersección que se va a ejecutar para saber que procedimiento realizar, ya sea una intersección en “T” o en cruz sesgada, luego de eso, las siguientes son actividades que deberían ejecutarse en orden como son presentadas.

El área de planeamiento entregará los diseños y parámetros para la ejecución de dicha intersección.

Para la ejecución de intersecciones se han clasificado en al menos 03 formas, lo cual debe quedar completamente claro dentro de la identificación del tipo de intersección.

- Intersección T en estructuras (cuerpos, mantos, vetas)
- Intersección T en zonas de desmonte.
- Intersección en Cruz Sesgada

El área de geomecánica realizará la caracterización geomecánica de las zonas de intersección mediante el mapeo por la línea de detalle y/o mapeo en celdas para identificar parámetros del macizo rocoso tales como calidad de macizo (RMR89 y/o Q), condición estructural, factores influyentes, todo lo cual debe registrarse en el plano de control geomecánico.

Se elaborará el cálculo del diseño de sostenimiento según “Estándar N° ESO-VOL-IPL-02-05 de sostenimiento de intersecciones”

El área de geomecánica entregara el diseño de sostenimiento que aplica para la intersección, conforme al factores de seguridad que se encuentran incluidos dentro de los criterios de aceptabilidad informados en el GCMP.

No se deberán generar intersecciones nuevas sin haber realizado el sostenimiento con cable *bolting* según recomendación geomecánica

a) Intersección T en estructuras

Para la instalación de sostenimiento en este tipo de intersecciones, se deben tomar las siguientes recomendaciones:

No se debe atravesar la veta mineralizada más allá de 03 metros de su límite; ya que esto ampliaría el área excavada y podría generar una condición de inestabilidad geomecánica del sector (se detalla en la siguiente figura).

Tampoco se pueden considerar elevaciones de corona (Realces) para carguío en las intersecciones de vetas mineralizadas, elevaciones de corona que pueden reducir el pilar corona con respecto a una labor superior y realces en áreas influenciadas por fallas geológicas y que condicionan la estabilidad de la labor

Se realiza la excavación del acceso central con el sostenimiento recomendado según evaluación geomecánica, como puede verse en la siguiente figura.

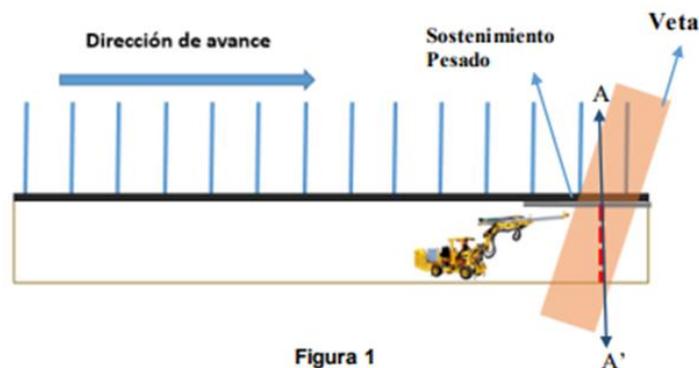


Figura 15. Recomendaciones para atravesar la veta mineralizada

Se llega hasta la estructura de la caja techo y se detiene el avance de la labor (en caso que el acceso sea por la caja techo, hasta el contacto con la caja piso), y se inicia con la excavación de uno de los lados, sea por recomendación geomecánica o geológica, este avance debería estar en un rango de 12 a 18 m, valor que debe de ser confirmado por el área de geomecánica antes de iniciar los trabajos para la excavación de la otra ala, esto podemos ver en la figura adjunta.

Luego de avanzar un primer subnivel se debe de realizar el sostenimiento pesado (*shotcrete* 5 cm espesor de 30MPa a 28 días + perno Swellex de 2.1m de largo de 27 mm de diámetro sin inflar y 41 mm después de la instalación + Malla electrosoldada + *shotcrete* de 5 cm de espesor) antes de realizar el sostenimiento con cable *bolting* (ver figura adjunta).

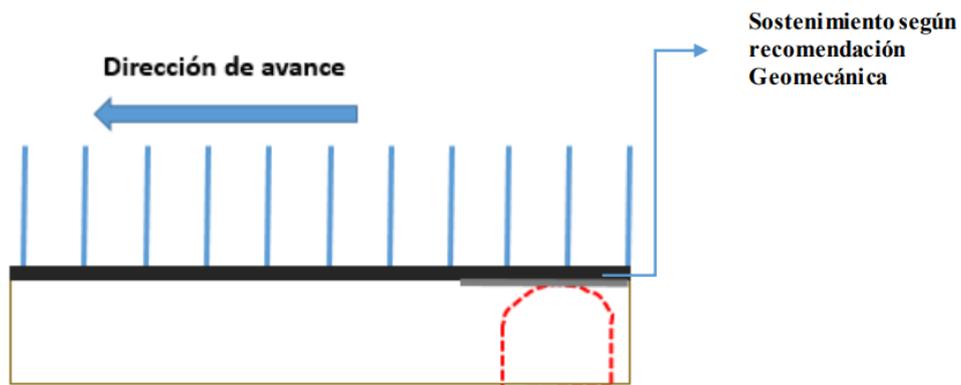


Figura 16. Sostenimiento pesado (detalle del corte AA')

Para la instalación de cable *bolting* la perforación se realizará en retirada de la fila 1 a la fila 4 (ver Figura 17) y la instalación e inyección se realizará en avanzada de la fila 4 a la fila 1 (ver Figura 18), durante la perforación se podrá acumular taladros en zonas operativas donde ya tiene un sostenimiento previo según recomendación geomecánica.

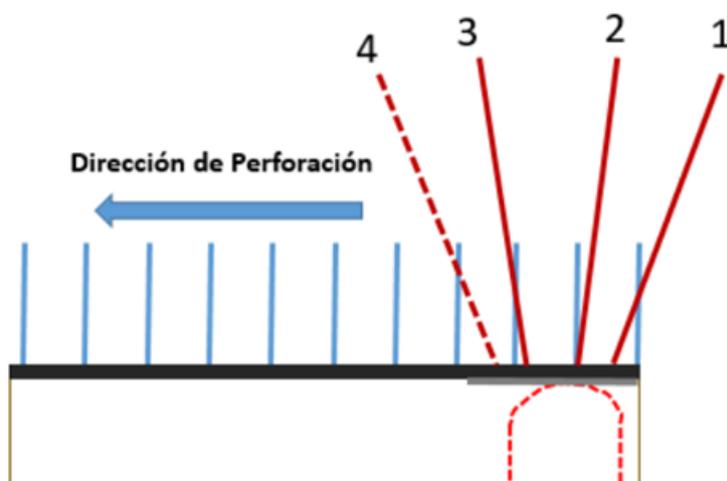


Figura 17. Instalación de cable bolting



Figura 18. Instalación e inyección

Después de instalar el soporte con Cable bolting y a la espera de las 12 horas de fraguado mínimo se ejecutará la apertura segundo subnivel o galería. (Ver Figura adjunta).

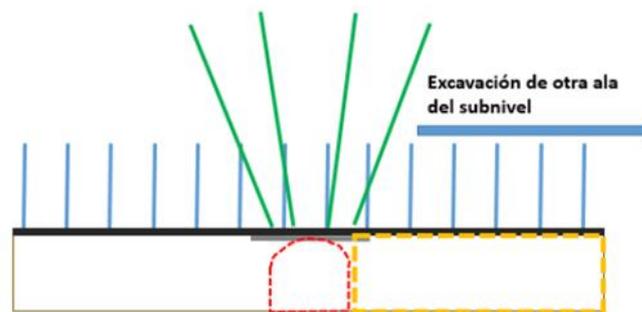


Figura 19. La apertura segundo subnivel o galería

De generarse una condición distinta a las ya mencionadas anteriormente durante la ejecución del subnivel (ramal, tensional) deberá tener una evaluación geomecánica específica antes de ser ejecutado, ejemplo las aberturas tipo “Y” generadas por bifurcaciones de la estructura.

De generarse condiciones geomecánicas el cual no tenga alcance este procedimiento deberá realizarse una evaluación geomecánica a detalle.

b) Intersección T en zonas de desmonte

Realizar el sostenimiento en la zona donde se va a ejecutar la intersección con *shotcrete* 5 cm espesor de 30Mpa a 28 días + perno Swellex de 2.1m de

largo de 27mm de diámetro sin inflar y 41 mm después de la instalación + malla electrosoldada + *shotcrete* de 5 cm de espesor.

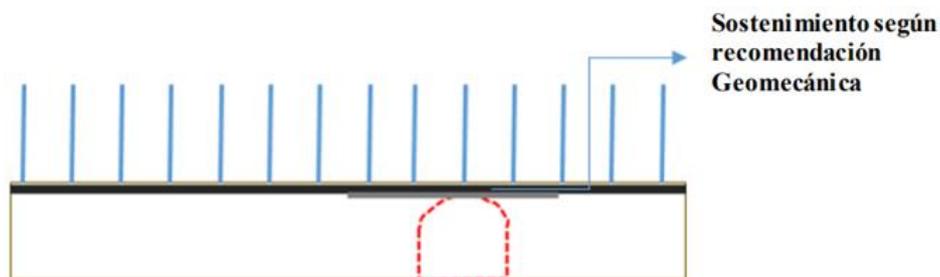


Figura 20 Sostenimiento en zonas de desmonte

Se detiene el avance del frente hasta el término de la intersección, considerando los radios de giro que se vayan a ejecutar según el diseño entregado por planeamiento y se procede a realizar la instalación de cable bolting, según diseño entregado por el área de geomecánica.

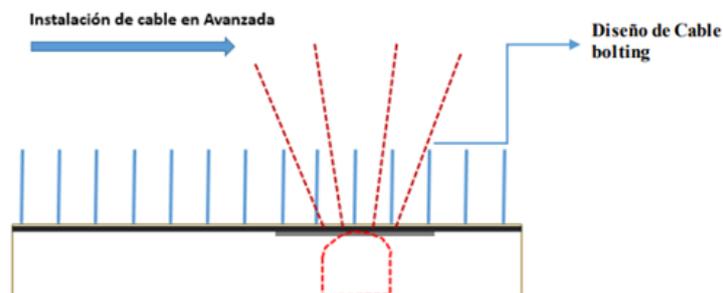


Figura 21. Diseño instalación de cable bolting

Antes de ejecutar la intersección debe de ser sostenida con cable *bolting* según “Estándar N° ESO-VOL-IPL-02-05 de sostenimiento de intersecciones”.

Para la instalación de cable *bolting* la perforación se realizará en retirada de la fila 1 a la fila 4 (ver Figura 22) y la instalación e inyección se realizará en avanzada de la fila 4 a la fila 1 (ver Figura 23), durante la perforación se podrá acumular taladros en zonas operativas donde ya se tiene un sostenimiento previo según recomendación geomecánica.

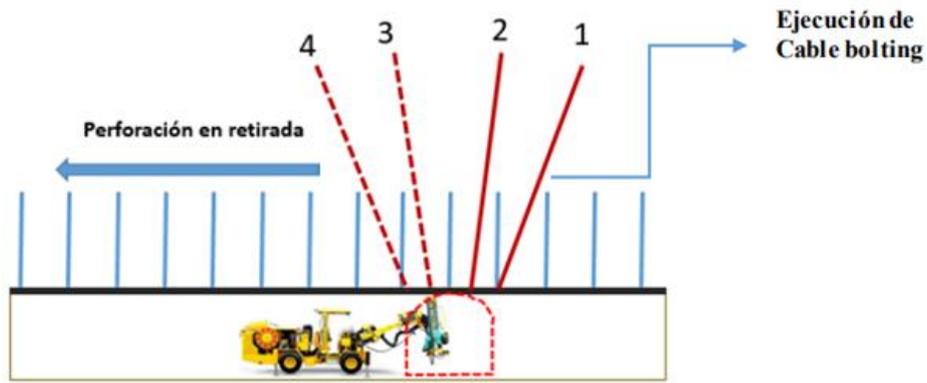


Figura 22. Instalación de cable bolting la perforación se realizará en retirada

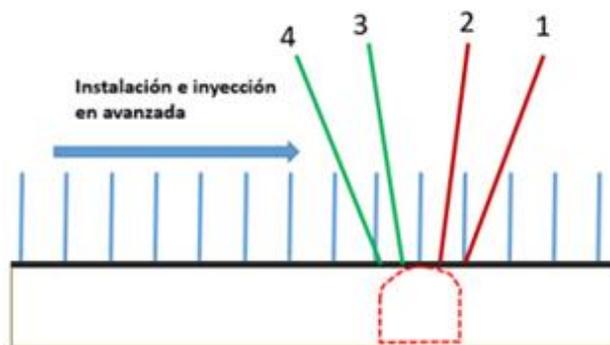


Figura 23. Perforación se realizará en retirada



Figura 24. Instalación e inyección se realizará en avanzada

Luego de realizar la instalación del de cable *bolting* se espera un tiempo de fragua mínimo de 12 horas, y luego verificado por el área de Geomecánica, se procede a realizar la ejecución de la intersección”.

Si en caso fuera una zona de carguío realizar el realce de la zona de intersección según el proyecto, e instalar el sostenimiento pesado y completar la instalación del cable bolting de acuerdo con lo indicado anteriormente.

c) Intersección cruz sesgada

Realizar el sostenimiento en la zona donde se va a ejecutar la intersección con *shotcrete* 5 cm espesor de 30MPa a 28 días + perno Swellex de 2.1m de largo de 27mm de diámetro sin inflar y 41 mm después de la instalación + malla electrosoldada + *shotcrete* de 5 cm de espesor.

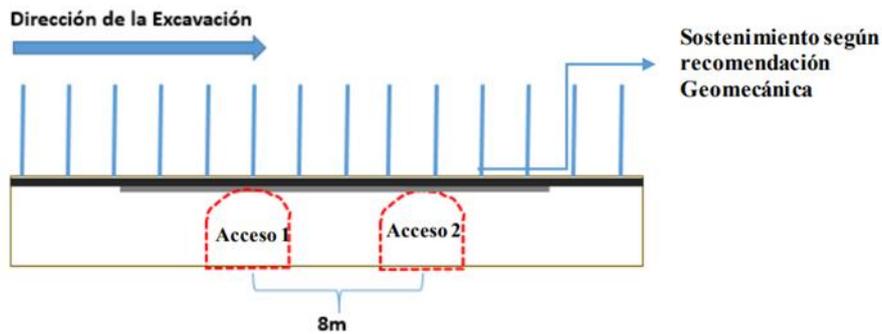


Figura 25. Sostenimiento en la zona donde se va a ejecutar la intersección (vista perfil)

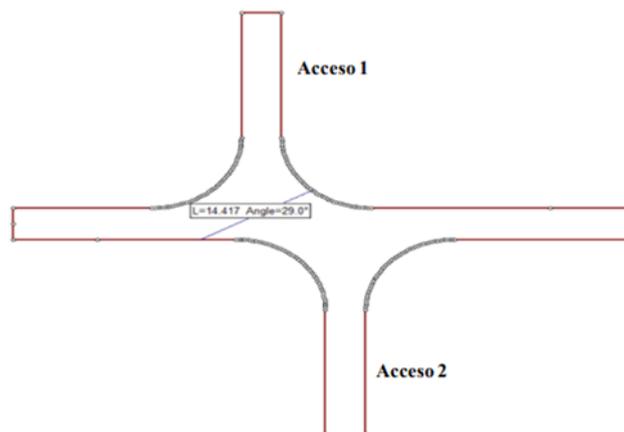


Figura 26. Sostenimiento en la zona donde se va a ejecutar la intersección (vista planta)

Se detiene el avance del frente al término de la segunda intersección incluyendo los radios de giro según el diseño entregado por el área de Planeamiento (acceso 2), y se procede luego a realizar la instalación de cable *bolting*, según diseño entregado por el área de geomecánica.

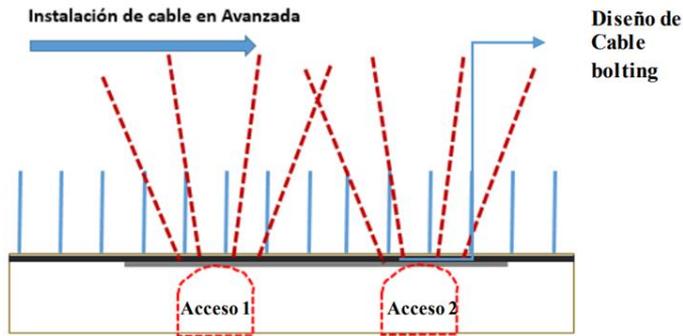


Figura 27. Avance del frente al término de la segunda intersección

Para la instalación de cable *bolting* la perforación se realizará en retirada y la instalación e inyección se realizará en avanzada, durante la perforación se podrá acumular taladros en zonas operativas donde ya tiene un sostenimiento previo según recomendación geomecánica. (la perforación se realizará del acceso 2 al acceso 1 y la inyección se realizará del acceso 1 al acceso 2).

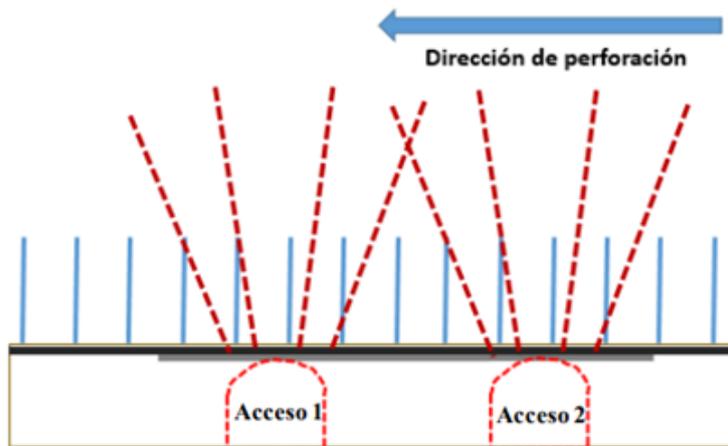


Figura 28. Detalle de dirección de perforación

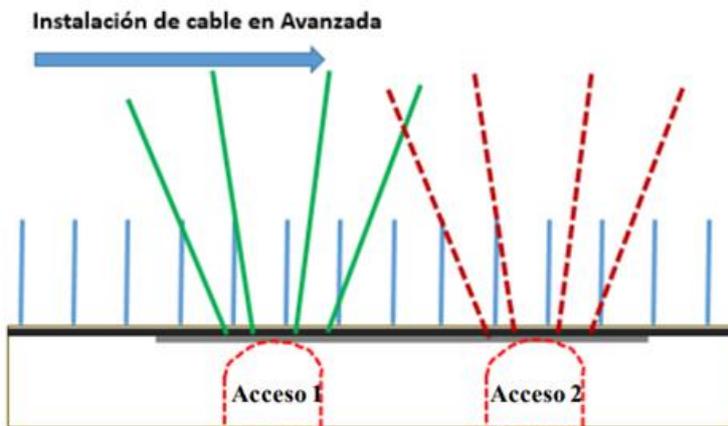


Figura 29. Detalle de dirección inyección primera fase

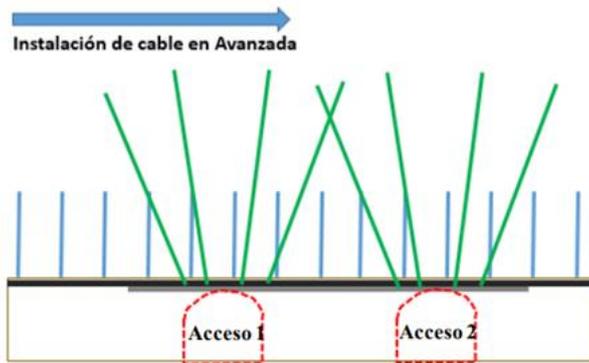


Figura 30. Detalle de dirección inyección segunda fase

Luego de realizar la instalación del de cable *bolting* se espera un tiempo de fragua mínimo de 12 horas, y luego verificado por el área de geomecánica, se procede a realizar la ejecución de la intersección

Si en caso fuera una zona de carguío realizar el realce de la zona de intersección según el proyecto, e instalar el sostenimiento pesado y completar la instalación del cable *bolting* de acuerdo con lo indicado anteriormente.

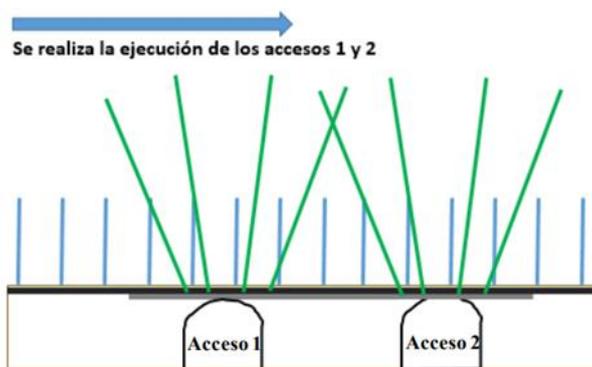


Figura 31. Proceso de ejecución de la intersección

4.1.6. Características técnicas del proceso instalación del cable *bolting*

a) De la labor y el personal

- ✓ El área donde se realizará la instalación debe ser inspeccionada por el jefe de mina, ingeniero geomecánico, residente de la empresa especializada y supervisor de la contrata que efectuará el trabajo.
- ✓ Los cables se colocarán como elemento de reforzamiento en las intersecciones y/o labores con calidad de roca > 35 RMR o según evaluación y aprobación geomecánica.

- ✓ La colocación de los cables será efectuada por personal calificado y previamente capacitado y supervisado por el ingeniero geomecánico y/o supervisor de contrata.

b) Del cable *bolting*

- ✓ Acero estandarizado ASTM A 416 - 90, con una tensión de ruptura mínima de 58,600 lb, (260.7 KN)
- ✓ El cable *bolting* es un elemento de reforzamiento hecho de alambres de acero trenzado, conformado por 7 alambres, fijados con cemento dentro de la roca.
- ✓ El cable *bolting* utilizado será de diámetro 0.6' (15.2 mm) y de 6 a más metros de longitud y un peso aproximado de 1.08 kg/m.
- ✓ La capacidad de soporte del elemento será de 25 t.
- ✓ Los cables serán utilizados en todas las intersecciones antiguas y/o nuevas, así como en labores como tajos de producción donde se presente inestabilidad en las cajas o en labores donde se requiera del uso de anclajes de longitud mayor al usado en la unidad minera San Cristóbal.
- ✓ Los cables deberán estar completamente limpios, libre de grasa, óxidos y lodo que pueda afectar su capacidad de adherencia al cemento, antes de instalarse.
- ✓ La longitud del cable dependerá del diámetro de la labor a sostener.
- ✓ El tramo que debe sobresalir el cable fuera de la roca para realizar el ajuste debe ser máximo 1½ pie o 45 cm y mínimo 30 cm.

c) De la perforación

- ✓ El diámetro de las brocas a utilizar será de 51 a 64 mm.

- ✓ La longitud del taladro a perforar será entre a 5 m a 9 m dependiendo de la evaluación realizada por el área de geomecánica.
- ✓ La perforación se realizará de acuerdo con el diseño establecido por el área de geomecánica.
- ✓ La perforación de taladros se realizará siempre que el área determinada para reforzar se encuentre con el sostenimiento completo recomendado por el área de geomecánica.
- ✓ Para el caso de labores antiguas, se deberá realizar una evaluación de riesgos del área a reforzar y colocar sostenimiento previo antes de perforar para cable *bolting*. La secuencia de perforación para este caso será: perforar 2 filas, luego realizar inyección de cables y continuar la secuencia hasta culminar con la cantidad de taladros establecidos en el diseño.
- ✓ Se podrá realizar la acumulación de taladros, siempre que se cuente con la evaluación geomecánica.
- ✓ El equipo de perforación es un jumbo electrohidráulico y requiere de 3 a 4 bares de presión de agua.

d) De la bomba de inyección

- ✓ Equipo de mezclado y bombeo de mortero putzmeister modelo S5 EV/TM.
- ✓ Con motor eléctrico de 3~ / 440V / 60Hz.
- ✓ Presión de bombeo de 25 bares con mezclador TM100 de accionamiento independiente al bombeo y con rendimiento de 7 – 40 litros/minuto.
- ✓ Para el uso de la bomba se deberá contar con los EPP'S adecuados, además se deberá cumplir el protocolo de energía eléctrica para su uso.
- ✓ Después de cada uso, la bomba de inyección deberá ser colocada en un lugar seguro, alejado del tránsito de equipos y bloqueada con malla rígida, cordón de bloqueo y señalización.



Figura 32. Bomba de inyección

e) De la preparación del cemento

- ✓ Los cables *bolting* serán instalados con lechada de cemento.
- ✓ La dosificación de la lechada de cemento constará de 15 litros de agua por bolsa de cemento (42.5 kg), es decir se usará una relación agua cemento de $A/C = 0.35$.
- ✓ El tiempo de fraguado es de 48 horas como mínimo. Antes de ese tiempo no se podrá realizar disparos cercanos a la zona de instalación de cable Bolting.
- ✓ La inyección de lechada será con una bomba certificada de flujo continuo. No se admitirá bomba hechiza.
- ✓ La lechada de cemento deberá ser inyectada inmediatamente después de su preparación.

f) De la distribución de los cables

- ✓ La distribución de los cables será determinada en el diseño elaborado por el área de geomecánica.
- ✓ Esta distribución estará entre 1.5 y 2.0 metros.
- ✓ La instalación de cables en tajos será en corona y caja techo realizado por ambos subniveles de preparación (perforación y limpieza) y con el espaciamiento de acuerdo con el diseño realizado por geomecánica.

- ✓ Con la instalación de cables se realizará la instalación de cables en hastiales para control de calidad respectivo.

g) Del pretensado y tensado de cables

- ✓ Posterior a la instalación de cables se deberá esperar un mínimo de 48 horas para realizar el tensado.
- ✓ A presión de ajuste será de 2 a 3 toneladas.
- ✓ Los accesorios utilizados para el tensado son: conjunto barril – cuña, planchuela de acero de 250 x 250 x 12 mm.

4.2. Discusión de resultados

HE N°1. La evaluación geomecánica influye en el uso de cable *bolting*, ya que permite el refuerzo de las paredes para la estabilización del macizo rocoso, empleado en el método de explotación *sublevel stoping*.

La investigación llegó a la siguiente conclusión: se determinó que la evaluación geomecánica con una puntuación de 37 con la cartilla del RMR de Bieniawski clasificada como macizo rocoso de clase IIIB, lo que influyó en la determinación del sistema de sostenimiento y el proceso de instalación del *cable bolting*, este sistema de sostenimiento permitió el refuerzo de las paredes logrando la estabilización del macizo rocoso, empleado en el método de explotación *sublevel stoping*.

Según (2) “Se comprobó que mediante la propuesta de aplicación de cable *bolting* como sistema de sostenimiento en los taludes de roca en La Puntilla se logrará el sostenimiento óptimo de los taludes, ya que se delimitó la zona de estudio mediante un levantamiento topográfico, para después caracterizar geológicamente el macizo rocoso en dicha zona, posteriormente se aplicó un estudio geomecánico, donde se obtuvo un valor SMR de 51 y una dirección predominante de fallas Norte-Sur, mediante el software Dips se obtuvo un valor del F.S.=0.318, por último se diseñó y se ubicó los cable *bolting* dependiendo el

requerimiento de cada sección deslizante a sostener, disminuyendo el riesgo de deslizamiento y aumentando así la estabilización del talud.” (2)

De ambas conclusiones se puede afirmar que se comparte opinión de acuerdo a la utilidad y ventajas del empleo de cable bolting en la estabilización del macizo rocoso.

HE N° 2 El diseño geomecánico de la distribución del cable bolting influye en la mejora del reforzamiento debido a la productividad para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping.

La investigación concluyo que: Se determino que de acuerdo a la evaluación geomecánica del área de estudio en avanzada en el primer Subnivel se debe de realizar el sostenimiento pesado (Shotcrete 5cm espesor de 30MPa a 28 días + perno Swellex de 2.1m de largo de 27 mm de diámetro sin inflar y 41 mm después de la instalación + Malla electrosoldada + Shotcrete de 5cm de espesor) antes de realizar el sostenimiento con cable bolting, lo que influye en la mejora del reforzamiento del macizo rocoso, para el método de explotación Sublevel Stopping.

Según (3), en su conclusión afirma que “Mediante el análisis del método gráfico de estabilidad de determina que es factible las siguientes condiciones promedios: Nv.4306: N' Techo 26/RH Techo 12. Las condiciones permiten hacer un análisis de sensibilidad del RH en escenarios con anchos de minado de 10, 12.5, 15, 17.5 y 20 metros, en los cuales se puede mantener longitudes de minado hasta 50 metros. Por lo expuesto, se definió con ancho de 15 a 20 m, con longitud 50 m, mediante el reforzamiento con cable bolting de 10 m con espaciamiento de 3 m en configuración cuadrada”. (3)

De ambas conclusiones se puede afirmar que se comparte opinión de acuerdo a la utilidad y ventajas del empleo de cable bolting en la estabilización del macizo rocoso.

HE N°3. Las características técnicas del proceso instalación del cable *bolting* mejoran estabilidad, debido a la mejor evaluación del macizo rocoso, método de explotación *sublevel stoping*.

La investigación concluyo que: Se determinó que el proceso de la instalación de cable *bolting* es el siguiente la perforación se realizará en retirada de la fila 1 a la fila 4 y la instalación e inyección se realizará en avanzada de la fila 4 a la fila 1, durante la perforación se podrá acumular taladros en zonas operativas donde ya tiene un sostenimiento previo según recomendación geomecánica el cual influye en la mejora de la estabilidad, del macizo rocoso, empleado en el método de explotación *sublevel stoping*.

Según Albújar y Campos (2) producto de su investigación afirma que: “se concluye que se diseñó y distribuyo los cables *bolting* según requerimientos del talud ya que se calculó la magnitud de la masa rocosa y cuánto podría soportar cada cable y dependiendo a esto se distribuyó uniformemente los cables mellizos en las secciones a sostener para un óptimo sostenimiento”. (2)

De ambas conclusiones se puede afirmar que se comparte opinión de acuerdo a la distribución y empleo de cable *bolting* como sistema de estabilización del macizo rocoso.

CONCLUSIONES

1. Se comprobó que mediante la evaluación geomecánica se clasifica al macizo rocoso como clase III B, el sostenimiento se realizará de la siguiente manera: en el primer subnivel se debe de realizar el sostenimiento pesado (*shotcrete* 5 cm espesor de 30MPa a 28 días + perno Swellex de 2.1m de largo de 27 mm de diámetro sin inflar y 41 mm después de la instalación + malla electrosoldada + *shotcrete* de 5 cm de espesor) y el proceso de la instalación de cable *bolting* es el siguiente: la perforación se realizará en retirada de la fila 1 a la fila 4 y la instalación e inyección se realizará en avanzada de la fila 4 a la fila 1 antes de realizar el sostenimiento con cable *bolting*, lo que influirá en la mejora de la estabilidad del macizo rocoso debido a su resistencia alta flexibilidad y bajo peso lineal, empleado en el método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra.
2. Se determinó que la evaluación geomecánica con una puntuación de 37 con la cartilla del RMR de Bieniawski clasificada como macizo rocoso de clase IIIB. Esto influyó en la determinación del sistema de sostenimiento y el proceso de instalación del cable *bolting*, este sistema de sostenimiento permitió el refuerzo de las paredes logrando la estabilización del macizo rocoso, empleado en el método de explotación *sublevel stoping*.
3. Se determinó que de acuerdo a la evaluación geomecánica del área de estudio en avanzada en el primer subnivel se debe de realizar el sostenimiento pesado (*shotcrete* 5 cm espesor de 30MPa a 28 días + perno Swellex de 2.1m de largo de 27 mm de diámetro sin inflar y 41 mm después de la instalación + malla electrosoldada + *shotcrete* de 5 cm de espesor) antes de realizar el sostenimiento con cable *bolting*, lo que influye en la mejora del reforzamiento del macizo rocoso, para el método de explotación *sublevel stoping*.
4. Se determinó que el proceso de la instalación de cable *bolting* es el siguiente: la perforación se realizará en retirada de la fila 1 a la fila 4 y la instalación e inyección se realizará en avanzada de la fila 4 a la fila 1, durante la perforación se podrá acumular taladros en zonas operativas donde ya tiene un

sostenimiento previo según recomendación geomecánica, el cual influye en la mejora de la estabilidad, del macizo rocoso, empleado en el método de explotación *sublevel stoping*.

RECOMENDACIONES

1. Luego de haber comprobado que mediante la evaluación geomecánica se clasifico el macizo rocoso y se determino es sistema el sostenimiento pesado (*shotcrete* 5 cm espesor de 30MPa a 28 días + perno Swellex de 2.1m de largo de 27 mm de diámetro sin inflar y 41 mm después de la instalación + Malla electrosoldada + *shotcrete* de 5 cm de espesor) y el proceso de la instalación de cable *bolting* es el siguiente la perforación se realizará en retirada de la fila 1 a la fila 4 y la instalación e inyección se realizará en avanzada de la fila 4 a la fila 1 antes de realizar el sostenimiento con cable *bolting* se recomienda que se dé cumplimiento para mejora de la estabilidad del macizo rocoso debido a su resistencia alta flexibilidad y bajo peso lineal, empleado en el método de explotación *sublevel stoping* unidad minera Carahuacra.
2. Luego de haber determinado que la evaluación geomecánica aplicando la cartilla del RMR de Bieniawski clasificada como macizo rocoso, el que influyó en la determinación del sistema de sostenimiento y el proceso de instalación del cable *bolting*, se recomienda realizar la evaluación constantemente.
3. Luego de haber determinado que la evaluación geomecánica del área de estudio en avanzada en el primer subnivel se recomienda realizar el sostenimiento de acuerdo con los resultados establecidos en las conclusiones de la investigación.
4. Luego de haber determinado el proceso de la instalación de cable *bolting* empleado para mejorar la estabilidad del macizo rocoso en el método de explotación *sublevel stoping*, se recomienda realizar el sostenimiento de acuerdo con los resultados establecidos en las conclusiones de la investigación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. VOLCAN, DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA. *Unidad Minera San Cristobal*. Lima - Perú : s.n., 2022.
2. ALBUJAR, Pedro y CARRASCO, Roberto. Aplicación de Cable Bolting para el Sostenimiento de los Taludes de Roca en La Puntilla, Chongollape. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Chiclayo Perú : Universidad Cesar Vallejo, 2020, 122 pp.
3. QUISPE, Fidel y ROSALES, Roberto. Implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo Perú : Universidad Continental, 2019, 136 pp.
4. MUCHA, Alfredo. Aplicación de cable Bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso, en la unidad de producción Carahuacra – compañía minera Volcán S.A.A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cerro de Pasco - Perú : Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2019, 70 pp.
5. CONDE, Yarica. Análisis del macizo rocoso y su aplicación de cables bolting en la ejecución de echaderos de relleno detrítico en la mina San Rafael Melgar - Puno. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cusco - Perú : Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, 2019, 169 pp.
6. MINISTERIO DE INDUSTRIA, ENERGÍA Y TURISMO Y LA UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID. *Guía sobre control geotécnico en minería subterránea*. Madrid -España : s.n., 2015.
7. Rusbel Boy, Condori Condori. Estudio del sistema de acarreo de interior mina para optimizar tiempos, disminuir costos e incrementar la producción en E.E. NCA Servicios Mina Morococha. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa Perú : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2017, 174 pp.

8. SALAS, Luis. Estudio de KPIs en los equipos de perforación, carguío y acarreo para el incremento de la producción de 3000 a 3600 t/día en la mina Pallancata - Hochschild Mining. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa Perú : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2013, 138 pp.

9. AGUILAR, Everl. Reducción del costo de acarreo y transporte de mineral mediante la aplicación de indicadores de desempeño KPI's en la U.M. Sumaq Rumi. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo Perú : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2020, 83 pp.

Anexos

Anexo 1

Matriz de consistencia

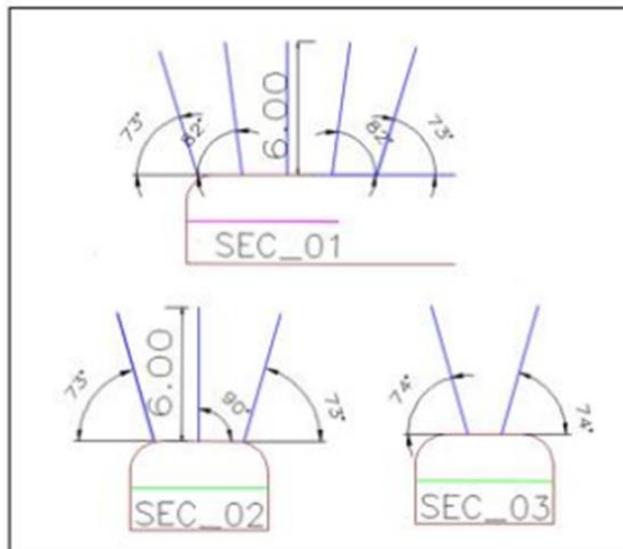
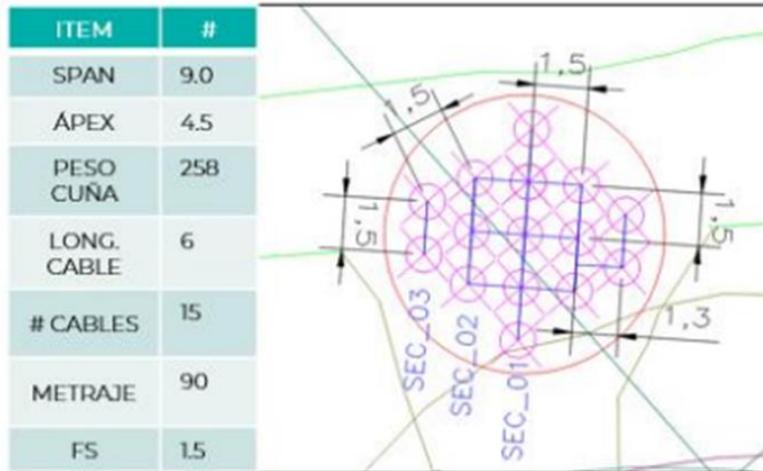
	Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable
General	¿Cuál es el resultado del uso de cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping unidad minera Carahuacra, 2023?	Establecer el resultado del uso de cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping unidad minera Carahuacra, 2023	El uso de cable bolting mejora la estabilidad del macizo rocoso debido a su resistencia alta flexibilidad y bajo peso lineal, empleado en el método de explotación Sublevel Stopping unidad minera Carahuacra, 2023.	Independiente Cable bolting
Específicos	a) ¿Cuál es el resultado de la evaluación geomecánica para el uso de cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping?	a) Efectuar la evaluación geomecánica para el uso de cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, explotación Sublevel Stopping.	La evaluación geomecánica influye en el uso de cable bolting ya que permite el refuerzo de las paredes para la estabilización del macizo rocoso, empleado en el método de explotación Sublevel Stopping.	Dependiente Estabilidad del macizo rocoso
	b) ¿Cuál es el diseño geomecánico de la distribución del cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping?	b) Establecer el diseño geomecánico de la distribución del cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping.	b) El diseño geomecánico de la distribución del cable bolting influye en la mejora del reforzamiento debido a la productividad para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping.	
	c) ¿Cuáles son las características técnicas del proceso instalación del cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping?	c) Establecer las características técnicas del proceso instalación del cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping.	c) Las características técnicas del proceso instalación del cable bolting mejoran estabilidad, debido a la mejor evaluación del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping.	
	d) ¿Cuáles son los costos del proceso instalación del cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación	d) Estimar los costos del proceso instalación del cable bolting para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación	d) Los costos del proceso instalación del cable bolting permiten reducir los costos debido a su alta productividad y bajo costo de	

Sublevel Stopping?	Sublevel Stopping.	instalación para la estabilización del macizo rocoso, método de explotación Sublevel Stopping.
--------------------	--------------------	--

Variable	Concepto	Dimensión	Indicador
Independiente	Es un tendón flexible constituido por un número determinado de alambres de acero, al cual se le inyecta pasta de cemento dentro del taladro.	Evaluación geomecánica	Puntos
Cable bolting		Diseño geomecánico	s/u
		Proceso de instalación	s/u
Dependiente	Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico.	Resistencia a la tracción	MPa
Estabilización del macizo rocoso		Flexibilidad	s/u
		Seguridad	s/u

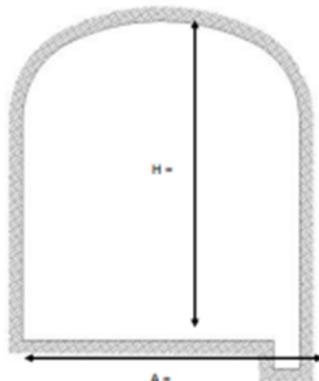
Anexo 2

Recomendación geomecánica para intersecciones activas



Anexo 3

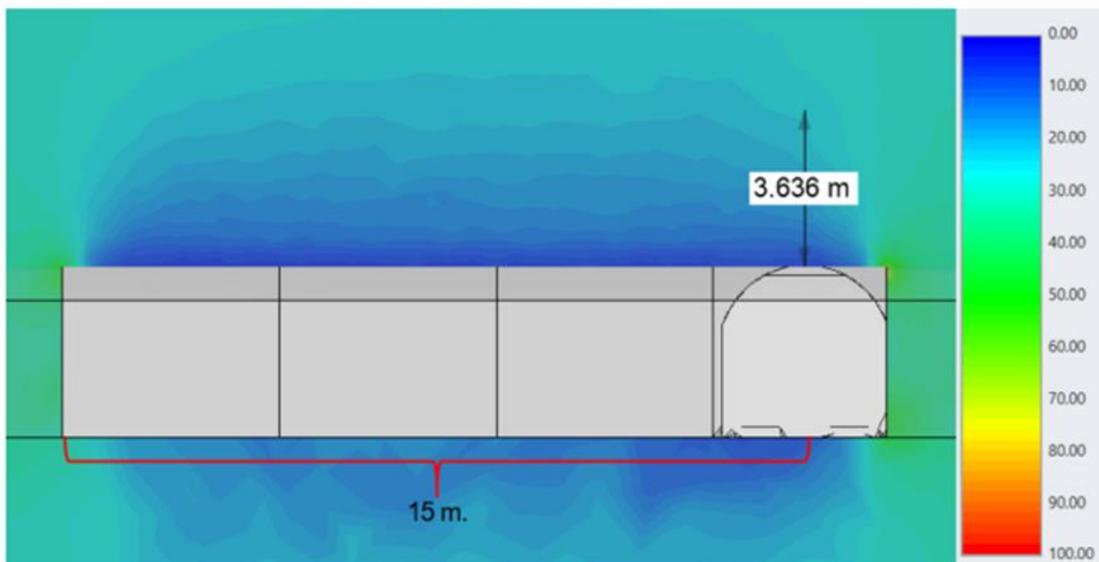
Check list de inspección de Intersecciones

 VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.		CHECK LIST DE EVALUACION DE PASIVOS	Código: _____ SSOMAC _____			
Empresa _____ Labor _____		Fecha de inspeccion _____ Fecha de sostenimiento _____				
El presente check list esta basado en los criterios principales de evaluacion de excavaciones subterranas de glencore						
Criterios de Evaluación	Baja	Puntuacion	Moderada	Puntuacion	Alta	Puntuacion
Via de Acceso de Alto Tránsito	< 30%	3	70% - 30%	3	70% >	4
Abertura de la Intersección (Span)	< 10m	3	14m a 30m	3	17m a 15m	3
Techo Plano (Falta de Curvatura en la Corona)	5.5m	2	7.5m	1	9.5	1
Calidad de Roca	Muy Buena (RMR > 60)	2	Buena (RMR 45 - 60)	2	Regular (RMR 35 - 45)	1
Juntas, Fallas, diaclasas, etc	Perpendicular a la labor	0	En desface con la labor	1	Fallas paralelas a la labor	1
Tiempo de Abertura	< 6 meses	2	< 1 año	1	3 a 2 años	1
Presencia de agua	Seco	0	Goteo	1	Flujo considerable	1
Placas de los pernos de anclaje	Sanas	0	Oxidadas	3	Oxidadas / Dobladas	9
Estados del perno de Anclaje (Corrosion)	sin corrosion	0	Moderada - Ligera	6	Alta	9
Tipos de pernos de anclaje	Helicoidal / Cable Bolting	5	Hydrbolt/Swellax	6	Split Set	11
Soporte de Malla Electrosoldada (Corrosion)	sin corrosion	0	Moderada - Ligera	5	Alta	9
Perforance de la Malla Electrosoldada (Rasgada, Abierta, sin Ceñir, etc)	Ceñida al macizo rocoso en seccion completa	0	Mal Ceñida /Traslapada y rasgada	5	Erbolsada con material / rasgada	9
Soporte de Shotcrete (Grietas)	<1 mm	5	2.5 - 1 mm	4	>2.5 mm	9
Perforance del shotcrete (sostenimiento de uso- Tipo de intersección)	Seccion Completa / espesor En "T"	5	Cumple el 30% de la seccion Sesgada	3	Cumple el 30% de la seccion Cruz	4
Vista en Planta de la labor			Vista en Seccion			
						
Observaciones	Calificacion de Riesgos					
	81 - 60	Alto Riesgo				
	40 - 59	Mediano Riesgo				
	30 - 39	Bajo Riesgo				

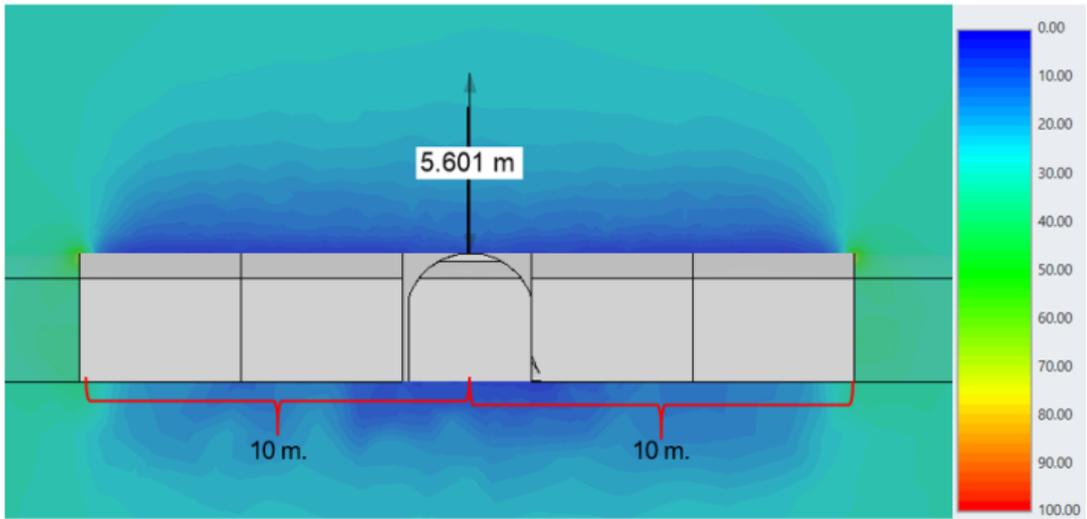
Anexo 4

Excavación de 12 a 18 metros antes de abrir el segundo subnivel

Para poder tener una excavación estable de una intersección se ha recomendado el inicio de un de la excavación hasta una distancia de 15 metros, esto es por un tema de esfuerzos inducidos generados por la abertura generada en la intersección, Como podemos ver en la figura adjunta de la excavación una disminución de los esfuerzos produciendo efecto desconfiamiento un contorno de 3.6 m.

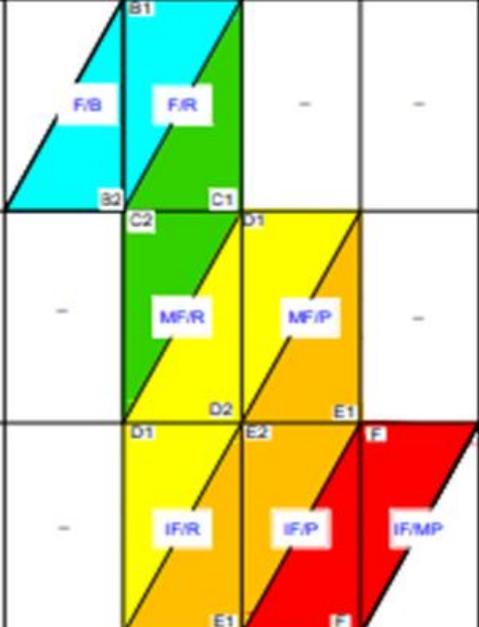


En cambio, en la figura siguiente podemos al abrir ambas excavaciones el contorno del efecto desconfiamiento se incrementa llegando a 5.6 metros teniendo el riesgo de desprendimiento por esfuerzo.



Anexo 5

Tabla GSI San Cristobal Carahuacra

 VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A. UNIDAD PRODUCCIÓN YAULI - UNIDAD MINERA SAN CRISTÓBAL - CARAHUACRA SOSTENIMIENTO DE LABORES SEGÚN CARTILLA GEOMECÁNICA GSI							
 SF SIN FACTORES INFLUYENTES SIN AGUA, SIN INFLUENCIA DE ESPALDOS, SIN PRESENCIA DE DISCONTINUIDADES DESFAVORABLES EN SECCIONES DE 3.3 a 3.9 m		 CF CON FACTORES INFLUYENTES CON AGUA, CON INFLUENCIA DE ESPALDOS, CON PRESENCIA DE DISCONTINUIDADES DESFAVORABLES EN SECCIONES DE 3.3 a 3.9 m					
3.3 m < ABERTURAS <= 3.9 m		3.9 m < ABERTURAS <= 5.9 m					
B1 TEMPORAL	ME + P200 (2' x 1.2m/2m)	B1 TEMPORAL	ME + P200 (2' x 1.2m/2m)	CONDICION SUPERFICIAL BUENA (B) ROCA COMPETENTE, LIGERAMENTE ALTERADA RUGOSA, RELLENO CON OXIDACIÓN, ABERTURA < 0.1 mm. (PROJ. 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON DOS GOLPES DE PICOTA Y O BARRILETA) REGULAR (R) ROCA MODERADAMENTE COMPETENTE, MODERADAMENTE ALTERADA LIGERAMENTE RUGOSA, RELLENO COMPACTO, ABERTURA < 1 mm. (SE ROMPE CON UN GOLPE FRAJE DE PICOTA Y O BARRILETA) POBRE (P) ROCA POCO COMPETENTE, MUY ALTERADA RUGOSIDAD LISA, RELLENO SLAVE, ABERTURA DE 1 a 5 mm. (SE RAYA CON FACILIDAD CON LA NAVAJA) MUY POBRE (MP) ROCA SIN COMPETENCIA, DESCOMUESTA, ESPALDO DE FALLA, RELLENO DE PANZO, ABERTURA MAYOR > 5 mm. (PROJ. < 5 MPa) (SE DESHAGA CON LA FUERZA DEL PUÑO O INDENTA PROFUNDAMENTE)			
B2 TEMPORAL	ME + P10 (2' x 1.2m/2m)	B2 TEMPORAL	ME + P10 (2' x 1.2m/2m)				
C1 TEMPORAL	ME + P10 (2' x 1.2m/2m)	C1 TEMPORAL	ME + P10/P10 (2' x 1.2m/2m)				
C2 TEMPORAL	ME + P100 (2' x 1.2m/2m) SQR + P100 (2' x 1.2m/2m)	C2 TEMPORAL	ME + P10/P10 (2' x 1.2m/2m) SQR + P10/P10 (2' x 1.2m/2m)				
D1 TEMPORAL	SQR + ME + P100 (2' x 1.2m/2m) SQR + P100 (2' x 1.2m/2m)	D1 TEMPORAL	SQR + ME + P10/P10 (2' x 1.2m/2m) SQR + P10/P10 (2' x 1.2m/2m)				
D2 TEMPORAL	SQR + ME + P10 (2' x 1.2m/2m)	D2 TEMPORAL	SQR + ME + P10 (2' x 1.2m/2m)				
E1 TEMPORAL	SQR + ME + P10 (2' x 1.2m/2m)	E1 TEMPORAL	SQR + ME + P10 (2' x 1.2m/2m)				
E2 TEMPORAL	SQR + ME + P100 + SQR (2' x 1.2m/2m)	E2 TEMPORAL	SQR + ME + P10/P10 + SQR (2' x 1.2m/2m)				
		F TEMPORAL	SQR + ME + P10/P10 + SQR (2' x 1.2m/2m) + SQR (2' x 1.2m/2m) + SQR (2' x 1.2m/2m)				
ESTRUCTURA							
 FRACTURADO (F) BIEN TRABADA, POCO DISTURBADA, ESPACIAMIENTO DE 15 A 20 cm. FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. RCD: 55 - 75% (8 a 12 FRACT. POR METRO CUADRADO) (BLOQUES ORTOGONALES)		 MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA Y DISTURBADA, ESPACIAMIENTO DE 6 A 15 cm. FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES + UNA SECUNDARIA RCD: 25 - 50% (13 a 20 FRACT. POR METRO CUADRADO) (BLOQUES PEQUEÑOS ANGULOSOS)		 INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, ESPACIAMIENTO < 6 cm. FORMADO POR CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. RCD: < 25% (MAS DE 20 FRACT. POR METRO CUADRADO) (TROZOS PEQUEÑOS ANGULOSOS E IRREGULARES)			
							

METODOLOGÍA DE APLICACIÓN
SOSTENIMIENTO DE LABORES PERMANENTES ABERTURAS DE 3.3 a 5.0 m.
SOSTENIMIENTO DE LABORES TEMPORALES ABERTURAS DE 3.3 a 5.0 m.

INDICE G.S.I.	INDICE RMR'	TIPO DE LABOR	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSOPORTE
Fracturada / Regular (F/R - F/B)	51 - 60	Temporal / Permanente	B1 - B2 - C1	>168 Horas
Muy Fracturada / Regular (MF/R)	41 - 50	Temporal / Permanente	C2 - D2	36 - 168 Horas
Intensamente Fracturada / Regular (IF/R)	31 - 40	Temporal / Permanente	D1 - E1	5 - 36 Horas
Muy fracturada /Pobre(MF/P)	31 - 40	Temporal / Permanente	D1 - E1	5 - 36 Horas
Intensamente Fracturada /Pobre(IF/P)	21 - 30	Temporal / Permanente	E2 - F	2 - 5 Horas
Intensamente Fracturada /Muy Pobre(IF/MP)	<20	Temporal / Permanente	F	Inmediato

1.- Para utilizar esta Cartilla se determina in situ lo siguiente:

- a. Parámetros ESTRUCTURALES, según la cantidad de fracturas por metro Cuadrado con el flexómetro.
- b. Parámetros de CONDICIONES, según la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de picota y/o barretilla y la facilidad de ser rayada con la navaja e indentación con la punta de la picota y/o barretilla

2.- Los pernos de Fricción de Aila de Carga de Contacto (Swellex) se empleará en Labores temporales y en Labores permanentes en calidad de roca III A, III B, IV A y IV B. Se deberá cumplir al estándar de Sostenimiento de Labores ESO-SCC-GMC-COP-001.

3.- La instalación de Malla será de gradiente a gradiente o piso a piso de acuerdo a la evaluación geomecánica.

4.- Durante la instalación de la malla electrocableada, la distribución de los pernos de fricción será cuadrada, los tramos de malla colgada y traslapes deberán reforzarse con los mismos pernos.

5.- El refuerzo con malla se evaluará cuando existan condiciones con alta presencia de agua y altos esfuerzos. Asimismo para aberturas alípticas mayores a 5.0 mts (Infraestructuras Permanentes) de acuerdo al Estándar de Sostenimiento (ESO-VOL-GEOM-02-12).

6.- La clasificación y selección de soporte deberá realizarse conforme avancen las excavaciones, de colocarse a destiempo requerirá de un sostenimiento más pesado.

7.- Es necesario entender que la optimización del sostenimiento es " COLOCAR EL SOSTENIMIENTO ADECUADO EN EL MOMENTO OPORTUNO".

8.- La aplicación de cimbras como refuerzo estará en función a la evaluación geomecánica.

9.- La aplicación de cables botting de 4 m, 5m, 6 m, 9 m y 10 m como refuerzo estará en función a la evaluación geomecánica y estándares.

10.- El sostenimiento en intersecciones será de acuerdo al Estándar ESO-VOL-IFL-02-05

11.- El sostenimiento en los frentes será de acuerdo al Estándar ESO-SCC-GMC-COP-001

LEYENDA DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO

- ME: MALLA ELECTROSOLDADA
- SH2R: SHOTCRETE DE 2" REFORZADO CON FIBRA SINTÉTICA
- SH2: SHOTCRETE DE 2" SIN REFUERZO
- PSW6: PERNO SWELLEX DE 6' DE LONGITUD
- PSW7: PERNO SWELLEX DE 7' DE LONGITUD
- PH7: PERNO HELICOIDAL DE 7' DE LONGITUD
- PH8: PERNO HELICOIDAL DE 8' DE LONGITUD
- CI1.2: CIMBRA METÁLICA TIPO H, ESPACIADO A 1.2 m
- CI1.5: CIMBRA METÁLICA TIPO H, ESPACIADO A 1.5 m

U.P SAN CRISTÓBAL CARAHUACRA
GS1 2023 V04

EMPRESA S.A. SOSTENIMIENTO
 Representación legal
 CIP-147 28119

Anexo 6

Sostenimiento de labores permanentes y temporales de 4.0 * 4.5 m – 3.5 * 4.0 m

VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A. UNIDAD PRODUCCIÓN YAULI -UNIDAD MINERA SAN CRISTOBAL SOSTENIMIENTO DE LABORES SEGÚN CARTILLA GEOMECÁNICA GSI		METODOLOGIA DE APLICACION SOSTENIMIENTO DE LABORES PERMANENTES ABERTURAS DE 4.0 a 4.5 m. SOSTENIMIENTO DE LABORES TEMPORALES ABERTURAS DE 3.5 a 4.0 m.																																																					
<p>T SOSTENIMIENTO DE LABORES PERMANENTES ABERTURAS DE 4.0 a 4.5 m. SOSTENIMIENTO DE LABORES TEMPORALES ABERTURAS DE 3.5 a 4.0 m.</p> <p>B PERIODO DE FRICCIÓN DE ALTA CARGA DE CONTACTO CON ESPACIAMIENTO EN CUADRADO 1.50m x 1.50m SEGÚN VIDA ÚTIL DE LABOR.</p> <p>C PERIODO DE FRICCIÓN DE ALTA CARGA DE CONTACTO CON ESPACIAMIENTO EN CUADRADO 1.20m x 1.20m SEGÚN VIDA ÚTIL DE LABOR MAS SICTOCRETE 2" CP. 8 KG (FIBRA SINTÉTICA).</p> <p>D PERIODO DE FRICCIÓN DE ALTA CARGA DE CONTACTO CON ESPACIAMIENTO EN CUADRADO 1.20 x 1.20m SEGÚN VIDA ÚTIL DE LABOR MAS SICTOCRETE 2" CP. 8 KG (FIBRA SINTÉTICA) MAS MALLA ELECTRODOLADA Y SICTOCRETE 2" SP SOBRE MALLA.</p> <p>D1 PERIODO DE FRICCIÓN DE ALTA CARGA DE CONTACTO CON ESPACIAMIENTO EN CUADRADO 1.20 x 1.20m SEGÚN VIDA ÚTIL DE LABOR MAS SICTOCRETE 2" CP. 8 KG (FIBRA SINTÉTICA) MAS MALLA ELECTRODOLADA Y SICTOCRETE 2" SP SOBRE MALLA.</p> <p>E PERIODO DE FRICCIÓN DE ALTA CARGA DE CONTACTO CON ESPACIAMIENTO EN CUADRADO 1.20 x 1.20m SEGÚN VIDA ÚTIL DE LABOR MAS SICTOCRETE 2" CP. 8 KG (FIBRA SINTÉTICA) MAS MALLA ELECTRODOLADA Y SICTOCRETE 2" SP SOBRE MALLA.</p>	<p>CONDICION SUPERIOR</p> <p>BUENA (B) ROCA COMETIENE LIGERAMENTE ATERRADA RUDO/A. RELLENO CON OLLAS COMPACTO. ABERTURA < 01 mts. SE ROMPE CON 2 O 3 GOLPES DE PICOTA Y/O BARRETELLA DE 4 PIES.</p> <p>REGULAR (R) ROCA MODERADAMENTE COMPETENTE. MODERADAMENTE ATERRADA RUDO/A. RELLENO CON OLLAS COMPACTO. ABERTURA < 1m. SE ROMPE CON 3 O 4 GOLPES DE PICOTA Y/O BARRETELLA DE 4 PIES.</p> <p>POBRE (P) ROCA POCO COMPETENTE MUY ATERRADA RUDO/B/O LUSA. RELLENO SUAVE. ABERTURA DE 1 - 5mts. RCU 5 a 25 MPa SE IVA A CONTACCIÓN CON LA MALLA.</p> <p>MUY POBRE (MP) ROCA SIN COMPETENCIA. DISCONTINUA. ESPESOR DE FALLA. RELLENO DE PUNO. ABERTURA MAYOR > 5mts. RCU < 5 MPa SE USARÁ CON LA FUERZA DEL PUÑO O CINDE EN APROXIMACIONTO.</p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>INDICE G.S.I.</th> <th>INDICE RMR*</th> <th>TIPO DE LABOR</th> <th>TIPO DE SOPORTE</th> <th>TIEMPO DE AUTOSOPORTE</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Fracturada / Regular (F/B)</td> <td>51 - 60</td> <td>-</td> <td>-</td> <td>>168 Horas</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Muy Fracturada / Buena (F/R)</td> <td rowspan="2">51 - 60</td> <td>Permanente</td> <td>B</td> <td rowspan="2">36 - 168 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>C</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Muy Fracturada / Regular (MF/R)</td> <td rowspan="2">41 - 50</td> <td>Permanente</td> <td>C</td> <td rowspan="2">36 - 168 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>D</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Intensamente Fracturada / Regular (IF/R)</td> <td rowspan="2">31 - 40</td> <td>Permanente</td> <td>D</td> <td rowspan="2">5 - 36 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>D1</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Intensamente Fracturada / Pobre (MF/P)</td> <td rowspan="2">31 - 40</td> <td>Permanente</td> <td>D1</td> <td rowspan="2">5 - 36 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>D1</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Intensamente Fracturada / Pobre (IF/P)</td> <td rowspan="2">21 - 30</td> <td>Permanente</td> <td>D1</td> <td rowspan="2">2 - 5 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>E</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Intensamente Fracturada (Muy Pobre) (FMP)</td> <td rowspan="2"><20</td> <td>Permanente</td> <td>E</td> <td rowspan="2">Inmediato</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>E</td> </tr> </tbody> </table>	INDICE G.S.I.	INDICE RMR*	TIPO DE LABOR	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSOPORTE	Fracturada / Regular (F/B)	51 - 60	-	-	>168 Horas	Muy Fracturada / Buena (F/R)	51 - 60	Permanente	B	36 - 168 Horas	Temporal	C	Muy Fracturada / Regular (MF/R)	41 - 50	Permanente	C	36 - 168 Horas	Temporal	D	Intensamente Fracturada / Regular (IF/R)	31 - 40	Permanente	D	5 - 36 Horas	Temporal	D1	Intensamente Fracturada / Pobre (MF/P)	31 - 40	Permanente	D1	5 - 36 Horas	Temporal	D1	Intensamente Fracturada / Pobre (IF/P)	21 - 30	Permanente	D1	2 - 5 Horas	Temporal	E	Intensamente Fracturada (Muy Pobre) (FMP)	<20	Permanente	E	Inmediato	Temporal	E	<p>1.- Para utilizar esta Cartilla se determina mejor lo siguiente:</p> <p>a. Parámetros ESTRUCTURALES, según la cantidad de fracturas por metro Cuadrado y/o Lineal definidas con el fiscometro.</p> <p>b. Parámetros CONDICIONES, según la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de picota y/o barretilla de 4 pies y la facilidad de ser rayada con la navaja e indentación con la punta de la picota y/o barretilla de 4 pies.</p> <p>2.- De igual manera, en tramos afectados por fracturas horizontales o subhorizontales requerirá de pernos en la bóveda.</p> <p>3.- En las intersecciones de labores el GSI determinado deberá sufrir una modificación al inmediato inferior en el sostenimiento.</p> <p>- Ejm: Si el Macizo Rocoso tiene GSI (MF/B) en una zona de intersecciones deberá aplicar el sostenimiento de una MF/R.</p> <p>4.- En las intersecciones de labores el GSI determinado deberá sufrir una modificación al inmediato inferior.</p> <p>- Ejm: Un Macizo Rocoso con refuerzo D1 en condiciones húmedas, bajo un goteo o flujo de agua interno, se reforzará con un E.</p> <p>5.- Los pernos de Fricción de Alta de Carga de Contacto se empleará en Labores temporales (T1, T2 y T3) y en Labores permanentes (P1, P2 y P3) en calidad de roca II A, II B, IV A y IV B. Se deberá cumplir el estándar de Sostenimiento de Labores.</p> <p>6.- La Instalación de Malla podrá ser de gradiente a gradiente o piso a piso de acuerdo a la evaluación geomecánica.</p> <p>7.- Durante la instalación de la malla, ésta debe asegurarse con pernos de fricción con espaciamiento en Cuadrado teniendo que emplearlos en tramos de malla colgada y en el traslape de la malla que será de 0.20m.</p> <p>8.- El refuerzo con malla se evaluará cuando existan condiciones con alta presencia de agua y altos esfuerzos. Asimismo para aberturas atípicas mayores a 4.5 mts (Infraestructuras Permanentes) de acuerdo al Estándar de Sostenimiento para dichas dimensiones.</p> <p>9.- La clasificación y selección de soporte deberá realizarse conforme avancen las excavaciones, de colocarse a destiempo requerirá de un sostenimiento más pesado.</p> <p>10.- Es necesario entender que la optimización del sostenimiento es " COLOCAR EL SOSTENIMIENTO ADECUADO EN EL MOMENTO OPORTUNO".</p> <p>11.- La aplicación de cimbras como refuerzo estará en función a la evaluación geomecánica.</p> <p>12.- La aplicación de cables bolting de 4 m, 6 m y 9 m como refuerzo, estará en función a la evaluación geomecánica.</p>
INDICE G.S.I.	INDICE RMR*	TIPO DE LABOR	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSOPORTE																																																			
Fracturada / Regular (F/B)	51 - 60	-	-	>168 Horas																																																			
Muy Fracturada / Buena (F/R)	51 - 60	Permanente	B	36 - 168 Horas																																																			
		Temporal	C																																																				
Muy Fracturada / Regular (MF/R)	41 - 50	Permanente	C	36 - 168 Horas																																																			
		Temporal	D																																																				
Intensamente Fracturada / Regular (IF/R)	31 - 40	Permanente	D	5 - 36 Horas																																																			
		Temporal	D1																																																				
Intensamente Fracturada / Pobre (MF/P)	31 - 40	Permanente	D1	5 - 36 Horas																																																			
		Temporal	D1																																																				
Intensamente Fracturada / Pobre (IF/P)	21 - 30	Permanente	D1	2 - 5 Horas																																																			
		Temporal	E																																																				
Intensamente Fracturada (Muy Pobre) (FMP)	<20	Permanente	E	Inmediato																																																			
		Temporal	E																																																				
<p>ESTRUCTURA</p> <p>FRACTURADO (F) BIEN TRABADA, POCO DISTURBADA. ESPACIAMIENTO DE 15 A 20 cm. FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. RQD: 55 - 75% (6 a 12 FRACT. POR METRO CUADRADO) (BLOQUES ORTOGONALES)</p> <p>MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA Y DISTURBADA. ESPACIAMIENTO DE 6 A 15 cm. FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES + UNA SECUNDARIA RQD: 25 - 50% (13 a 20 FRACT. POR METRO CUADRADO) (BLOQUES PEQUEÑOS ANGULOSOS)</p> <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLIEGAMIENTO Y FALLAMIENTO. ESPACIAMIENTO < 6 cm. FORMADO POR CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. RQD: < 25% (MAS DE 20 FRACT. POR METRO CUADRADO) (TROZOS PEQUEÑOS ANGULOSOS E IRREGULARES)</p>	<p>CONDICION SUPERIOR</p> <p>BUENA (B) ROCA COMETIENE LIGERAMENTE ATERRADA RUDO/A. RELLENO CON OLLAS COMPACTO. ABERTURA < 01 mts. SE ROMPE CON 2 O 3 GOLPES DE PICOTA Y/O BARRETELLA DE 4 PIES.</p> <p>REGULAR (R) ROCA MODERADAMENTE COMPETENTE. MODERADAMENTE ATERRADA RUDO/A. RELLENO CON OLLAS COMPACTO. ABERTURA < 1m. SE ROMPE CON 3 O 4 GOLPES DE PICOTA Y/O BARRETELLA DE 4 PIES.</p> <p>POBRE (P) ROCA POCO COMPETENTE MUY ATERRADA RUDO/B/O LUSA. RELLENO SUAVE. ABERTURA DE 1 - 5mts. RCU 5 a 25 MPa SE IVA A CONTACCIÓN CON LA MALLA.</p> <p>MUY POBRE (MP) ROCA SIN COMPETENCIA. DISCONTINUA. ESPESOR DE FALLA. RELLENO DE PUNO. ABERTURA MAYOR > 5mts. RCU < 5 MPa SE USARÁ CON LA FUERZA DEL PUÑO O CINDE EN APROXIMACIONTO.</p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>INDICE G.S.I.</th> <th>INDICE RMR*</th> <th>TIPO DE LABOR</th> <th>TIPO DE SOPORTE</th> <th>TIEMPO DE AUTOSOPORTE</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Fracturada / Regular (F/B)</td> <td>51 - 60</td> <td>-</td> <td>-</td> <td>>168 Horas</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Muy Fracturada / Buena (F/R)</td> <td rowspan="2">51 - 60</td> <td>Permanente</td> <td>B</td> <td rowspan="2">36 - 168 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>C</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Muy Fracturada / Regular (MF/R)</td> <td rowspan="2">41 - 50</td> <td>Permanente</td> <td>C</td> <td rowspan="2">36 - 168 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>D</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Intensamente Fracturada / Regular (IF/R)</td> <td rowspan="2">31 - 40</td> <td>Permanente</td> <td>D</td> <td rowspan="2">5 - 36 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>D1</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Intensamente Fracturada / Pobre (MF/P)</td> <td rowspan="2">31 - 40</td> <td>Permanente</td> <td>D1</td> <td rowspan="2">5 - 36 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>D1</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Intensamente Fracturada / Pobre (IF/P)</td> <td rowspan="2">21 - 30</td> <td>Permanente</td> <td>D1</td> <td rowspan="2">2 - 5 Horas</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>E</td> </tr> <tr> <td rowspan="2">Intensamente Fracturada (Muy Pobre) (FMP)</td> <td rowspan="2"><20</td> <td>Permanente</td> <td>E</td> <td rowspan="2">Inmediato</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>E</td> </tr> </tbody> </table>	INDICE G.S.I.	INDICE RMR*	TIPO DE LABOR	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSOPORTE	Fracturada / Regular (F/B)	51 - 60	-	-	>168 Horas	Muy Fracturada / Buena (F/R)	51 - 60	Permanente	B	36 - 168 Horas	Temporal	C	Muy Fracturada / Regular (MF/R)	41 - 50	Permanente	C	36 - 168 Horas	Temporal	D	Intensamente Fracturada / Regular (IF/R)	31 - 40	Permanente	D	5 - 36 Horas	Temporal	D1	Intensamente Fracturada / Pobre (MF/P)	31 - 40	Permanente	D1	5 - 36 Horas	Temporal	D1	Intensamente Fracturada / Pobre (IF/P)	21 - 30	Permanente	D1	2 - 5 Horas	Temporal	E	Intensamente Fracturada (Muy Pobre) (FMP)	<20	Permanente	E	Inmediato	Temporal	E	<p>1.- Para utilizar esta Cartilla se determina mejor lo siguiente:</p> <p>a. Parámetros ESTRUCTURALES, según la cantidad de fracturas por metro Cuadrado y/o Lineal definidas con el fiscometro.</p> <p>b. Parámetros CONDICIONES, según la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de picota y/o barretilla de 4 pies y la facilidad de ser rayada con la navaja e indentación con la punta de la picota y/o barretilla de 4 pies.</p> <p>2.- De igual manera, en tramos afectados por fracturas horizontales o subhorizontales requerirá de pernos en la bóveda.</p> <p>3.- En las intersecciones de labores el GSI determinado deberá sufrir una modificación al inmediato inferior en el sostenimiento.</p> <p>- Ejm: Si el Macizo Rocoso tiene GSI (MF/B) en una zona de intersecciones deberá aplicar el sostenimiento de una MF/R.</p> <p>4.- En las intersecciones de labores el GSI determinado deberá sufrir una modificación al inmediato inferior.</p> <p>- Ejm: Un Macizo Rocoso con refuerzo D1 en condiciones húmedas, bajo un goteo o flujo de agua interno, se reforzará con un E.</p> <p>5.- Los pernos de Fricción de Alta de Carga de Contacto se empleará en Labores temporales (T1, T2 y T3) y en Labores permanentes (P1, P2 y P3) en calidad de roca II A, II B, IV A y IV B. Se deberá cumplir el estándar de Sostenimiento de Labores.</p> <p>6.- La Instalación de Malla podrá ser de gradiente a gradiente o piso a piso de acuerdo a la evaluación geomecánica.</p> <p>7.- Durante la instalación de la malla, ésta debe asegurarse con pernos de fricción con espaciamiento en Cuadrado teniendo que emplearlos en tramos de malla colgada y en el traslape de la malla que será de 0.20m.</p> <p>8.- El refuerzo con malla se evaluará cuando existan condiciones con alta presencia de agua y altos esfuerzos. Asimismo para aberturas atípicas mayores a 4.5 mts (Infraestructuras Permanentes) de acuerdo al Estándar de Sostenimiento para dichas dimensiones.</p> <p>9.- La clasificación y selección de soporte deberá realizarse conforme avancen las excavaciones, de colocarse a destiempo requerirá de un sostenimiento más pesado.</p> <p>10.- Es necesario entender que la optimización del sostenimiento es " COLOCAR EL SOSTENIMIENTO ADECUADO EN EL MOMENTO OPORTUNO".</p> <p>11.- La aplicación de cimbras como refuerzo estará en función a la evaluación geomecánica.</p> <p>12.- La aplicación de cables bolting de 4 m, 6 m y 9 m como refuerzo, estará en función a la evaluación geomecánica.</p>
INDICE G.S.I.	INDICE RMR*	TIPO DE LABOR	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSOPORTE																																																			
Fracturada / Regular (F/B)	51 - 60	-	-	>168 Horas																																																			
Muy Fracturada / Buena (F/R)	51 - 60	Permanente	B	36 - 168 Horas																																																			
		Temporal	C																																																				
Muy Fracturada / Regular (MF/R)	41 - 50	Permanente	C	36 - 168 Horas																																																			
		Temporal	D																																																				
Intensamente Fracturada / Regular (IF/R)	31 - 40	Permanente	D	5 - 36 Horas																																																			
		Temporal	D1																																																				
Intensamente Fracturada / Pobre (MF/P)	31 - 40	Permanente	D1	5 - 36 Horas																																																			
		Temporal	D1																																																				
Intensamente Fracturada / Pobre (IF/P)	21 - 30	Permanente	D1	2 - 5 Horas																																																			
		Temporal	E																																																				
Intensamente Fracturada (Muy Pobre) (FMP)	<20	Permanente	E	Inmediato																																																			
		Temporal	E																																																				
				<p>U.P SAN CRISTOBAL GSI 2019 V01</p>																																																			

Anexo 7

Línea de responsabilidades en el sostenimiento con Cable Bolting

A) Gerencia técnica, vicepresidencia de operaciones:

- Revisar, aprobar, fiscalizar y otorgar de los recursos necesarios para la implementación y cumplimiento del presente procedimiento.
- Asumir el liderazgo y compromiso con la seguridad y salud ocupacional, involucrándose personalmente y motivando a los trabajadores en el esfuerzo de cumplir con el presente procedimiento y normas relacionadas.
- Verificar la implementación de los requerimientos del presente Estándar en campo y tomar las decisiones estratégicas necesarias para asegurar su cumplimiento.
- Evaluar y aprobar las recomendaciones Geomecánicas para situaciones particulares de cada unidad minera.

B) Gerencia de unidad/ gerencia de operaciones:

- Responsable de revisar y aprobar el presente procedimiento, así mismo proporcionar los recursos para el cumplimiento del presente procedimiento y asegurar su cumplimiento.

C) Logística

- Proveer de manera oportuna los materiales de calidad para el cumplimiento del presente documento.

D) Superintendencia de geomecánica

- Responsable de establecer mecanismos de control para el cumplimiento de los requerimientos del presente procedimiento y llevara a cabo las evaluaciones geomecánica adicionales para situaciones particulares por cada unidad.
- Debe desarrollar y mantener el sistema de seguimiento

- Responsable de revisar y aprobar el presente procedimiento, así mismo proporcionar los recursos para el cumplimiento del presente procedimiento y asegurar su cumplimiento.

E) Superintendente de mina

- Responsable del cumplimiento de los requerimientos del presente procedimiento y proporcionar los recursos necesarios para el cumplimiento.

F) Superintendente de planeamiento

- Responsable de realizar el planeamiento de minado a corto, mediano y largo plazo, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y la información geológica.
- Entregar los proyectos de manera oportuna para la evaluación geomecánica y auditar el cumplimiento de las secciones realizadas por operaciones a fin de plantear acciones correctivas si existiera sobre rotura.

G) Residentes de empresas especializadas

- Responsables de realizar los trabajos en estricto cumplimiento de este procedimiento en las diferentes áreas bajo su responsabilidad.

H) Supervisores /jefes de guardia

- Responsables de realizar los trabajos en estricto cumplimiento de este procedimiento en las diferentes áreas bajo su responsabilidad.

I) Profesional de SSO

- Hacer observaciones de tarea de las actividades de operación de los equipos, verificando el cumplimiento de lo establecido en este procedimiento.
- Asesorar y facilitar la comprensión de las especificaciones de los estándares y procedimientos asociados al presente procedimiento.

- Participar en los procesos de auditoría, fiscalización y revisión continua del cumplimiento de las especificaciones establecidas en el presente procedimiento.

J) Trabajadores

- Gestionar las autorizaciones requeridas para el trabajo
- Cumplir las especificaciones y participar en las revisiones periódicas del presente procedimiento.
- Informar a su jefe inmediato en caso de identificar un acto o una condición insegura que pueda desencadenar una emergencia relacionada a este procedimiento.
- Participar en los entrenamientos asociados al presente procedimiento.
- Reportar al jefe inmediato y al área de Seguridad y Salud Ocupacional todo incidente relacionado con el tema del presente procedimiento y apoyar en el respectivo proceso de investigación.

K) Registro controles y documentación

Son registros utilizados por unidad

- Estándar corporativo de sostenimiento de intersecciones.
- Procedimiento de instalación de cable bolting.
- Check list de evaluación de intersecciones.
- Recomendación geomecánica
- Cartilla geomecánica

L) Frecuencia de revisiones

- Se realizará la evaluación del cumplimiento del presente procedimiento en períodos anuales o cuando existan potenciales de riesgo o cambio de la normatividad legal. Revisión del diseño de sostenimiento de cada unidad minera se realizará semestralmente.
- Inspecciones gerenciales
- Auditoría interna anual
- Auditoría externa bianual

M)Equipo de trabajo

- Equipo multidisciplinario de las diferentes UEA
- Profesionales de SSO.
- Personal de emergencias

N)Revisión y mejoramiento continuo

La actualización y revisión de este documento se debe realizar en forma anual o cuando se presenten cambios y/o modificaciones en los procesos que incorporen nuevas tecnologías y/o equipos o se generen modificaciones de la normativa legal vigente, o por recomendaciones de incidentes asociados al presente estándar.

Este procedimiento establece estándares mínimos de ejecución de intersecciones y cualquier mejora o particularidades de cada unidad deberán ser anexadas a dicho procedimiento.