

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



TESIS

**IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO CON CABLE BOLTING, EN
LAS LABORES DE EXTRACCIÓN EN EL NIVEL 1910-TAJO 771, UNIDAD MINERA
CERRO LINDO – ICA, 2021**

Presentado por:

Bach. Rondy Darwin Pallani Ccompí

Para optar al Título profesional
de Ingeniero de Minas

Asesor:

Mgt. Raimundo Molina Delgado

Cusco-Peru

2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe asesor del informe técnico titulado: **"IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO CON CABLE BOLTING, EN LAS LABORES DE EXTRACCIÓN EN EL NIVEL 1910 - TAJO 771, UNIDAD MINERA CERRO LINDO – ICA,2021"**

Presentado por **Rondy Darwin Pallani Ccompí**, con código universitario Nro. **090159** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 (Tres) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **10 % (diez por ciento)**.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación, tesis, textos, libros, revistas, artículos científicos, material de enseñanza y otros (Art. 7, inc. 2 y 3)

Porcentaje	Evaluación y acciones.	Marque con una X
Del 1 al 10 %	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30%	Devolver al usuario para las correcciones.	-----
Mayores a 31 %	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a ley.	-----

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera hoja del reporte del software antiplagio.

Cusco, 10 de agosto de 2023.

FIRMA

POST FIRMA: Mgt. Raimundo Molina Delgado
DNI Nro.: 23912083

ORCID ID: 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:
<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:251745498?locale=es-MX>

NOMBRE DEL TRABAJO

**IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE SO
STENIMIENTO CON CABLE BOLTING, EN
LAS LABORES DE EXTRACCIÓN EN EL N
I**

AUTOR

Rondy Darwin Pallani Ccompi

RECUENTO DE PALABRAS

18675 Words

RECUENTO DE CARACTERES

106402 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

114 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

7.9MB

FECHA DE ENTREGA

Aug 10, 2023 8:41 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Aug 10, 2023 8:42 AM GMT-5

● **10% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos

- 10% Base de datos de Internet
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de Crossref
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Base de datos de trabajos entregados
- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 15 palabras)



DEDICATORIA

Dedicado para mis padres Washington Pallani Huaman y Dina A. Ccompí Tunque, quienes me guiaron y mostraron el sendero para la realización de la presente tesis. Por su apoyo, entendimiento y aliento constantes durante la realización de mi tesis.

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

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, a la escuela profesional de Ingeniería de Minas, por la formación académica entregada.

Doy las gracias a los miembros del jurado de la tesis por sus observaciones y sugerencias sobre la mejor manera de completar el trabajo de investigación realizada.

Al Mgt. Raymundo Molina Delgado, Mgt. Romulo Dueñas Vargas, Mgt. Tomas Achanccaray Puma, por sus sabios consejos, ayuda y recomendaciones para la presentación de la tesis.

A mis compañeros de trabajo de Cerro Lindo e INCIMMET, y a los departamentos de planeamiento y geomecanica por la información disponible que sirvió para realizar la presente tesis

INDICE GENERAL

Dedicatoria	ii
Agradecimiento	iii
Indice general.....	iv
Indice de Figuras.....	vii
Indice de anexos	viii
Resumen.....	ix
Abstract.....	x
Introducción.....	xi

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema	1
1.2 Formulación del problema	3
1.2.1 Problema principal	3
1.2.2 Problemas específicos.....	3
1.3 Objetivos de la investigación	3
1.3.1 Objetivo principal	3
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 Justificación e importancia de la investigación	4
1.4.1 Justificación de la investigación	4
1.4.2 Delimitación de la investigación.....	5
1.4.2.1 Delimitación espacial.....	5
1.4.2.2 Delimitación temporal.....	5
1.5 Hipótesis de la investigación	5
1.5.1 Hipótesis principal.....	5
1.5.2 Hipótesis específicas	5
1.6 Variables y su operacionalización	6

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes del problema.....	7
2.1.1 Antecedentes Internacionales.....	7
2.1.2 Antecedentes Nacionales	8
2.2 Marco contextual	9
2.2.1 Generalidades.....	9
2.2.2 Contexto	10

2.3	Bases teóricas.....	20
2.3.1	Estabilización del macizo rocoso.....	20
2.3.1.1	Fortificación minera.....	21
2.3.1.2	Geomecanica.....	24
2.3.2	Tipos de sostenimiento.....	26
2.3.3	Sostenimiento con soporte y refuerzo.....	26
2.3.3.1	Sostenimiento con refuerzo.....	26
2.3.3.2	Sostenimiento con soporte.....	27
2.3.4	Cable Bolting.....	28
2.3.5	Importancia de la aplicación de cable bolting.....	31
2.3.6	Aplicación de cable bolting.....	31
2.3.7	Materiales.....	33
2.3.8	Equipos de cable bolting.....	34
2.3.8.1	Jumbo emperador DS 421 (Cabolt).....	34
2.3.9	Procedimiento de instalación del cable bolting.....	35
2.4	Marco conceptual.....	36
2.4.1	Geomecánica.....	36
2.4.2	Caracterización geotécnica.....	37
2.4.3	roca intacta.....	37
2.4.4	Macizo rocoso.....	37
2.4.5	Clasificación de las rocas.....	38
2.4.5.1	Propiedades de las rocas.....	38
2.4.6	El dominio estructural.....	39
2.4.7	Principales discontinuidades geológicas presentes en la masa rocosa.....	39
2.4.8	Estados de la masa rocosa.....	41
2.4.8.1	Características de las discontinuidades.....	41
2.4.8.1.1	Dirección.....	41
2.4.8.2	Espaciamiento.....	42
2.4.8.3	Persistencia.....	42
2.4.8.4	Rugosidad.....	42
2.4.8.5	Resistencia de las paredes.....	43
2.4.8.6	Apertura.....	43
2.4.8.7	Relleno.....	43
2.4.8.8	Meteorización en la estabilidad del terreno.....	43
2.4.8.9	Flujo de agua.....	44
2.4.9	Clasificación geomecanica.....	44
2.4.9.1	Clasificación según RQD.....	44
2.4.9.2	Clasificación según GSI.....	45
2.4.9.3	Clasificación RMR.....	47

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACION

3.1	Ámbito de estudio.....	50
-----	------------------------	----

3.2	Tipo y nivel de investigacion.....	50
3.2.1	Tipo de investigacion	50
3.2.2	Nivel de investigacion	50
3.3	Diseño de investigacion.....	51
3.4	Población y muestra	51
3.4.1	Poblacion	51
3.4.2	Muestra.....	51
3.5	Técnicas e instrumentos de captura de informacion	52
3.5.1	Técnicas de captura de informacion	52
3.5.2	Instrumentos de captura de informacion.....	52
3.6	Procesamiento de datos.....	52
3.7	Presentación y análisis de resultados	52

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1	Consideraciones sobre el diseño Geomecánico	53
4.1.1	Mapeo geomecánico en el nivel 1910.....	54
4.2	Mapeo geomecánico de las labores de extracción en el nivel 1910.....	55
4.2.1	Aspectos Litológicos	57
4.2.2	Distribución de discontinuidades.....	58
4.2.3	Fallas	59
4.2.4	Diaclasas (sulfuros)	59
4.2.5	Diaclasas (Diques y Volcánicos).....	59
4.2.6	Resistencia de la roca intacta	60
4.3	Clasificación de la masa rocosa	61
4.3.1	Índice RQD	62
4.3.2	Índice Q	63
4.3.3	Índice RMR	63
4.4	Estimación del Q de Barton para el tajo 771	65
4.4.1	Estimación del factor “A”.....	65
4.4.2	Estimación del factor “B”	69
4.4.3	Estimacion del factor “C”.....	72
4.4.4	Calculo del número de estabilidad N	73
4.5	Diseño del sistema de sostenimiento con cables bolting.....	76
4.5.1	Sostenimiento con cable bolting en modo ascendente en el nivel 1910	76
4.5.1.1	Perforación	77

4.5.1.2	Instalación de cable bolting	77
4.5.1.3	Lechada	78
4.6	Prueba de pull test	78
4.7	Parámetros del sostenimiento con cable bolting	79
4.7.1	Longitud mínima de diseño del cable bolting	79
4.7.1.1	Consideraciones para el colocado de cable bolting.	80
4.7.2	Espaciado máximo para el diseño de la instalación de los cables bolting	81
4.8	Factor de seguridad.....	82
4.8.1	Calculo de la densidad del cable bolting y el factor de seguridad final (FS) .	83
4.9	Instalación del cable bolting en las ventanas de extracción	84
4.10	Instalación del cable bolting en el techo del tajo 771	86
4.11	Costos de la instalación del cable bolting.....	86
4.11.1	Costos unitarios de instalación del cable bolting con jumbo cabolt	86
4.11.2	Costos Unitarios de instalación de cable bolting con jumbo raptor	88
4.12	Discusión.....	89
5	Conclusiones	90
6	Recomendaciones	91
7	Bibliografía.....	92
8	Anexos.....	94

Indice de Figuras

Figura 1:	Ubicación de la Unidad Minera Cerro Lindo.....	11
Figura 2:	Redistribución de esfuerzos en el tajo 771	13
Figura 3:	Geología Regional De UM. Cerro Lindo	14
Figura 4:	Geología local	15
Figura 5:	Geología Estructural.....	16
Figura 6:	Resumen anual-cable bolting.....	19
Figura 7:	Análisis de la estabilidad del macizo rocoso	21
Figura 8:	Minado en las rocas de mala calidad	24
Figura 9:	Condiciones de la masa rocosa	25
Figura 10:	Influencia de los esfuerzos.....	27
Figura 11:	Cable bolting y sus funciones.....	29
Figura 12:	Tipos de cable bolting	30
Figura 13:	Aplicaciones de cable bolting.....	32
Figura 14:	Métodos de instalación de cable bolting	32
Figura 15:	Jumbo empernador DS 421 (cabolt)	35
Figura 16:	Parametros geomecanicos para la clasificación Geomecanica GSI	46
Figura 17:	Orientaciones de las discontinuidades con respecto a la excavación	48
Figura 18:	Clasificación Geomecanica RMR.....	49

Figura 19: Clasificación geomecanica según RMR	49
Figura 20: Plano Geomecanico de la Cx 771	57
Figura 21: Índice RQD en el CX 771	63
Figura 22: Índice Q en el CX 771	64
Figura 23: Índice RMR en el CX 771	64
Figura 24: Resultado del Modelamiento Numerico de Diseño	67
Figura 25: Rango de Valores para definir el factor de esfuerzo “A”	68
Figura 26: Proyección estereográfica de los principales sistemas de discontinuidades	70
Figura 27: Ángulos entre planos	71
Figura 28: Factor de ajuste “B” por orientación de discontinuidades	71
Figura 29: Factor de ajuste “C” para caídas por gravedad	72
Figura 30: Radio Hidraulico (S)	74
Figura 31: Analisis de estabilidad.....	75
Figura 32: Cx 771 en el nivel 1910.....	76
Figura 33: Instalación de cable bolting Cx771.....	78
Figura 34: Longitud del cable bolting para intersecciones según el spam	79
Figura 35: Condiciones de alto esfuerzo, espacio vacio Tajo 771	80
Figura 36: Espaciamiento del cable bolting para intersecciones según Rh y N'	81
Figura 37: Peso Muerto máximo para intersecciones con spam de 15m.	82
Figura 38: Instalación del cable bolting en las intersecciones en la CX 771	84
Figura 39: Instalación de cable bolting en las ventanas de extracción.....	85
Figura 40: Instalación de cable bolting en el techo del tajo 771	86

Indice de anexos

Anexo 1: Plano en la Instalación del cable bolting en las ventanas de extracción	94
Anexo 2: Plano en la instalación del cable bolting en las intersecciones	95
Anexo 3: Plano en la instalación de cable bolting en el techo del tajo 7771	96
Anexo 4: Matriz de consistencia.....	97
Anexo 5: Mapeo Geomecanico en el CX 771	98
Anexo 6: Mapeo geomecanico del CX 771	99
Anexo 7: Mapeo Geomecanico del CX 771	100
Anexo 8: Mapeo geomecanico en el CX 771	101
Anexo 9: Panel fotográfico	102

RESUMEN

Con la implementación del sistema de sostenimiento en la mina Cerro Lindo, se desarrollará el ciclo de extracción de manera continua de los tajos, tomando en cuenta que a medida que se desarrolla la explotación se evidenciarán aberturas, estas aberturas son los tajos vacíos que han sido explotados, lo que conlleva a grandes desafíos en el sostenimiento del Cx 771. Para dicha implementación se tomó en cuenta la instalación del cable bolting mecanizadamente con el jumbo cableador cabolt, cuyo equipo realizara el ciclo completo: perforación, cableado e inyectado.

El propósito de esta tesis es abordar la seguridad y fortificación de las ventanas de extracción y las intersecciones cercanas en el tajo 771 mediante el uso de cable bolting.

El tipo de investigación será aplicativa descriptiva, porque se confrontará la teoría con la realidad, también porque se buscará una solución a un problema existente en la mina.

La población tomada para la investigación es la Minera Cerro Lindo y la muestra estará constituida por el cruce Cx 771 que se ubica en el nivel 1910, y para su determinación se tomaron mediciones en 9 estaciones geomecánicas ubicadas en la zona 1 y zona 2 en el nivel 1910.

Los resultados de esta investigación están relacionados con el diseño, densidad de números de cables a instalar en las ventanas de extracción, intersecciones y también obtener un análisis de estabilidad del tajo 771

Finalmente se propondrán unas recomendaciones para potenciar la instalación del cable bolting en el CX 771 y asimismo tomarlo como modelo para otros tajos en la mina Cerro Lindo.

Palabras clave: Cable bolting, aberturas, estabilidad, extracción, fortificación.

ABSTRACT

With the implementation of the support system in the Cerro Lindo mine, the extraction cycle will be developed continuously from the pits, taking into account that as the exploitation develops, openings will be evident, these openings are the empty pits that have been exploited, which leads to great challenges in the support of the Cx 771. For this implementation, the installation of the bolting cable was taken into account mechanically with the cabolt jumbo cabler, whose equipment will perform the complete cycle: drilling, wiring and injecting.

The purpose of this thesis is to address the safety and fortification of the extraction windows and nearby intersections in pit 771 through the use of bolting cable.

The type of research will be descriptive, because the theory will be confronted with reality, also because a solution to an existing problem in the mine will be sought. The population taken for the research is Minera Cerro Lindo and the sample will be constituted by the Cx 771 crossing that is located at the 1910 level, and for its determination, measurements were taken in 9 geomechanical stations located in zone 1 and zone 2 at the 1910 level.

The results of this research are related to the design, density of the number of cables to be installed in the extraction windows, intersections and also to obtain a stability analysis of pit 771.

Finally, some recommendations will be proposed to enhance the installation of the bolting cable in CX 771 and also to take it as a model for other pits in the Cerro lindo mine.

Key words: Bolting cable, openings, stability, extraction, fortification.

INTRODUCCIÓN

La presente tesis, tiene como fin abordar que las ventanas de extracción, intersecciones aledañas en la extracción del tajo 771 sean fortificadas y seguras con cable bolting. A medida que se realiza las labores de preparación para la extracción del tajo, se ve la presencia de cuñas y bloques de roca inestables de 306,6 m³, es por eso que se realiza el mapeo geomecánico correspondiente de estas labores mineras aledañas con el fin de determinar los parámetros sobre las discontinuidades del macizo rocoso para así poder determinar qué tipo de dispositivo de sostenimiento sería elegido para dicha tarea.

Con el fin de garantizar que las labores de extracción sean seguras y de fácil acceso para los trabajadores y los equipos de minado presentes en el ciclo de minado. En relación a la estructura de la investigación, está organizada en lo siguiente:

En el capítulo primero, se analizará el planteamiento del problema, descripción del problema, la situación geomecánica de las labores mineras englobadas en el presente estudio y la disposición del cable bolting.

En el capítulo segundo, se detallará el marco teórico, marco contextual. Considerando los enfoques o temas más resaltantes sobre la geomecánica.

En el capítulo tercero, se detallará la metodología de investigación.

En el capítulo cuarto, resultados y discusión sobre los resultados obtenidos.

Por último, se formuló conclusiones de acuerdo con los objetivos fijados; se dan recomendaciones, y se ofrecen como material complementario la bibliografía y los anexos.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

En la unidad minera Cerro Lindo, el método minero seleccionado para explotación es el sub level stoping (por la presencia de cuerpos mineralizantes). Siendo una mina con un alto grado de mecanización en donde el nivel de exposición del personal y equipos es de alto riesgo durante el proceso de minado. Las caídas de roca a medida que se realiza una mayor profundización los convierte en un alto riesgo, es ahí donde el área de geoemecanica debe prestar atención durante el diseño y la explotación de tajos.

En la mina Cerro Lindo, se busca llevar a cabo de manera continua el proceso de extracción en los tajos. Es importante tener en cuenta que a medida que avanza la explotación, se crearán aberturas (tajos) que corresponden a los espacios vacíos resultantes de la extracción. Esto representa un gran desafío en cuanto al soporte y estabilidad del área denominada Cx 771 (Dcr ingenieros, 2017)

Actualmente, esas aberturas están siendo sostenidas con cable bolting, pero instalados convencionalmente en la que requieren la utilización de varios equipos simultáneamente,

como el jumbo perforador Raptor, telejader para alturas más prominentes que 3,50 metros, bombas que infunden el mortero (lechada de concreto), equipos de corte de cable y tuberías de inyección, etc. Esto implica que se requiere un número más prominente de trabajadores en esta actividad, creando condiciones de peligro, exponiéndolos a la línea de fuego y gastos significativos en el sostenimiento.

Debe notarse que hay cuerpos de minerales con leyes significativas que aseguran que los trabajos de rehabilitación de los accesos principales (labores de preparación) lleguen a estos cuerpos mineralizantes; que muestra sistemas de fallas no distinguidos en ese punto, pasivos de sostenimiento comparables al sostenimiento instalado, sostenimiento que ya no funciona idealmente debido al tiempo de exposición sin fortificaciones o mantenimiento en ese punto, lo que no garantiza la confiabilidad del macizo rocoso y obliga a realizar un refuerzo de sostenimiento (Dcr ingenieros, 2008).

Por lo tanto, se necesita el aumento de la instalación de refuerzo de sostenimiento (cable bolting), debido a la presencia de zonas minadas en donde el macizo rocoso tiende a relajarse; esto es obvio en la Cx 771 nivel 1910.

Por lo que la recomendación geomecánica, en las labores de extracción en la Cx 771, fue la alternativa de reforzar la estabilidad del macizo rocoso con un sistema de sostenimiento optimo (cable bolting) y de instalación mecanizada. a fin de evitar la exposición de los trabajadores y equipos a riesgos, y buscando con esto que la explotación del tajo 771 sea optima y también evitando causar daños a la infraestructura de la mina.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema principal

¿Cómo será la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting en las labores extracción en el Nivel 1910-tajo 771, en la unidad minera cerro lindo - Ica 2021?

1.2.2 Problemas específicos

1.- ¿Cuál es el proceso de instalación de cable bolting en las labores de extracción en el nivel 1910-tajo 771, en la Unidad minera Cerro Lindo – Ica 2021?

2.- ¿Cuál es el estado geomecanico del macizo rocoso en la estabilidad de las labores de extracción aledañas al tajo 771, en la Unidad Minera Cerro Lindo- Ica 2021?

3.- ¿Cuál será el costo de implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting en las labores de extracción en el nivel 1910-tajo771, en la Unidad minera Cerro Lindo – Ica 2021?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo principal

Implementar el sistema de sostenimiento con cable bolting en las labores de extracción en el Nivel 1910-tajo 771, en la unidad minera cerro lindo – Ica 2021.

1.3.2 Objetivos específicos

1. Desarrollar el proceso de la instalación mecanizada del cable bolting en las labores de extracción aledañas al tajo 771, en la Unidad minera Cerro Lindo – Ica 2021.

2. Establecer el mejoramiento del estado geomecanico en la estabilidad de las labores de extracción en el Nivel 1910-tajo 771, en la Unidad minera Cerro Lindo – Ica 2021.

3. Calcular los costos con la implementación del jumbo empernador Cabolt en la instalación mecanizada del cable bolting en las labores de extracción aledañas al tajo 771, en la unidad minera Cerro Lindo – Ica 2021.

1.4 Justificación e importancia de la investigación

1.4.1 Justificación de la investigación

Esta investigación surge sobre la base de que, en el negocio minero, las caídas de rocas y la inestabilidad de la infraestructura de mina son la razón importante de la ocurrencia de accidentes e incidentes, como lo indican las mediciones (cruzado, 2011).

La confiabilidad de la masa rocosa, aplicando el reforzamiento con cable bolting de las labores de extracción es de necesidad, debido a:

- Por el método minero mecanizado (sub level stoping).
- Por el tipo de roca (increíblemente dura)
- Operaciones antiguas descubiertas (labores antiguas).
- Uso de la excavación minera
- Normas técnicas aplicadas
- Estándares constructivos
- Técnicas de explotación y construcción

Estos ángulos legitiman y dan la debida importancia a la realización del tema de investigación.

1.4.2 Delimitación de la investigación

1.4.2.1 Delimitación espacial

La presente investigación se realizó en la UM. Cerro Lindo que está ubicado en el distrito de Chavin, provincia de Chincha, Departamento de Ica y la Unidad de observación está ubicado en el Nivel 1910 – Tajo 771.

1.4.2.2 Delimitación temporal

La temporalidad del proyecto, tomara como punto de partida el mes de noviembre del 2021, al mes de agosto del 2022, en cuyo periodo se concluyó el trabajo presentado.

1.5 Hipótesis de la investigación

1.5.1 Hipótesis principal

- ❖ Con la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting se mejorará la calidad de sostenimiento en las ventanas de extracción, intersecciones y techo del tajo 771 garantizando la estabilidad del macizo rocoso en la unidad minera Cerro Lindo. – Ica 2021.

1.5.2 Hipótesis específicas

- ❖ En el proceso de instalación mecanizada del cable bolting ejecutada por el jumbo empernador cabolt DS 421 en las ventanas de extracción, intersecciones y techo del tajo 771, se mejorará dicho proceso y así evitar accidentes por desprendimiento de rocas y exposición de personal en la línea de fuego, en la unidad minera Cerro Lindo – Ica 2021.

- ❖ Con la mejora del sostenimiento en las labores de extracción aledañas al tajo 771 se garantizará la estabilidad del macizo rocoso, generando condiciones seguras para la extracción del Tajo 771, en la unidad minera Cerro Lindo – Ica 2021.
- ❖ Con la implementación del jumbo empernador DS 421 en la instalación mecanizada del cable bolting se calculará los costos en el sostenimiento de las ventanas de extracción, intersecciones y el techo del tajo 771, en la unidad minera Cerro Lindo – Ica 2021.

1.6 Variables y su operacionalizacion

Tabla 1

Variables y su operacionalizacion

Variables	Factores	Indicadores
Variables independientes		
Macizo rocoso	Roca encajonante	RMR, RQD, Q, GSI. Clasificación geomecánica
	Diseño	Longitud de cable Malla de perforacion Espaciamiento entre cables
Instalación de cable bolting	Metodo	Ascendente
	Tipo de cable	Abulbados Normales
	Tipo de pasta	Lechado de concreto Lechado de resina
Variables dependientes		
Estabilidad del macizo rocoso	Excavacion subterranea	factor de seguridad
	explotacion tajos	Dilucion
	Desprendimiento de bloques en roca caja	cuñas (m3)

Fuente: Elaboracion Propia

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes Internacionales

- Xuwei Li (2016), “Estudio de las características de resistencia al corte del cable bolting como refuerzo en las labores de mina”, para optar al grado de doctor en la Universidad de Wollongong-Australia. Su objetivo General es construir un modelo teórico que tenga en cuenta los factores más importantes para predecir la resistencia al cizallamiento y el desplazamiento por cizallamiento en la instalación del cable bolting. Asimismo, realizar una investigación paramétrica sobre una serie de variables, como la pretensión del cable, el coeficiente de fricción del cable bolting, la resistencia de la lechada y el ángulo de instalación del cable bolting. las conclusiones del trabajo, Los cables bolting colocados en la masa rocosa fracturada que rodea las excavaciones generalmente soportan presiones combinadas de tracción y cizallamiento debido a la apertura y deslizamiento de la fractura de la roca. El cable bolting aplica una restricción de cizallamiento directo

y crea una alta tensión normal en las superficies de fractura para reducir los desplazamientos. Este diseño permite que las superficies de excavación se estabilicen y se mantengan. Utilizando parámetros como la determinación de la longitud del cable y el espaciamiento entre cables mediante ábacos. Evidenciándose 2 procesos de transferencia de carga se involucran en el proceso de interacción de la masa rocosa y el perno, tensión axial y el cizallamiento lateral del cable.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

- Mucha A. (2019), “Aplicación de cable bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso en la unidad de producción Carahuacra – compañía Minera Volcan S.A.A; Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión - Cerro de Pasco, para optar al grado de ingeniero de minas”.
Con el objetivo de que en la explotación subterránea se logra la estabilización tanto de labores pequeñas como de cámaras de grandes dimensiones con el sistema de cables cementados. 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 51mm y con una longitud de 10 metros, con el ángulo de diseño y con un tiempo promedio de perforación por taladro de 12 minutos. Las conclusiones del trabajo de investigación es que en la explotación subterránea se logra la estabilización tanto de labores pequeñas como de cámaras de grandes dimensiones (tajos) con el sistema de cables cementados

- Velásquez J. (2019), “Sostenimiento de cable bolting para estabilizar el macizo rocoso en minería subterránea mecanizada unidad Pallancata – compañía minera hoschields S.A.A, Universidad Nacional del Altiplano – Puno, para optar al título de ingeniero de minas”.

El objetivo general es la estabilidad de labores de avance, por ejemplo, cámaras enormes con grandes dimensiones, aplicando el método de sub level stoping. Para el sostenimiento de techos de los tajos, se ha realizado un análisis de confiabilidad utilizando el Método Gráfico de Estabilidad. Estos muestran la necesidad de utilizar el refuerzo de techo con cable bolting. Las conclusiones del trabajo de investigación fueron estabilizar las labores de avance y cámaras con cable bolting, para el sostenimiento de techos de los tajeos se realizó un diagnostico usando el método grafico de estabilidad.

2.2 Marco contextual

2.2.1 Generalidades

La unidad minera Cerro Lindo, es la mina más grande del Perú con una producción de 25000 toneladas/día, esta mina cuenta con 7 cuerpos mineralizantes enormes, las que poseen una mineralización con sulfuros esenciales de pirita y barita con una roca de cobertura volcánica. El método de explotación para explotar los cuerpos de mineral es el método de sub level stoping en los cuerpos OB2b, OB5, OB6, los mismos en que se evidenciaron problemas en la redistribución de las tensiones en los hastiales y techo de los tajos (DCR ingenieros, 2017).

2.2.2 Contexto

2.2.2.1 Ubicación y límite territorial

La presente tesis se desarrolló en la CX 771 – Tajo 771, estas labores mineras se encuentran en la UM. Cerro Lindo, situado en distrito de Chíncha – Ica, cuyas coordenadas son UTM 392444 E y 8553785 N zona 18. A una elevación de 1820 a 2130 msnm, en donde se busca realizar un estudio del macizo rocoso en el nivel 1910, para identificar fallas, discontinuidades. Y en base a estos estudios tomar una decisión óptima sobre q tipo de dispositivo de sostenimiento es el más adecuado para estabilizar las cajas techo, piso y techo de las ventanas de extracción, intersecciones y el tajo 771. (Dcr Ingenieros Ltda, 2017)

Cerro lindo se encuentra a 174,5 km al sur de Lima, Peru. Precisamente, en el departamento de Ica, Provincia de Chíncha, Distrito Chavin, el ingreso a la unidad minera por via terrestre se realiza desde Lima, por la panamericana sur hasta la quebrada de Jahuay (180 km) y luego con un trayecto de 60 km hasta llegar Cerro Lindo. (Votorantim Metais, 2017).

Geológicamente, la UM Cerro Lindo, se sitúan en el flanco occidental de la cordillera de los Andes en la zona frente a la playa conformada por una franja de zonas áridas y depósitos aluviales que van desde la línea del océano hasta las principales regiones bajas andinas. Las fallas al NW en este sistema son extremadamente antiguas, precediendo al asentamiento de los depósitos VMS y ha tenido un increíble impacto en la mineralización que se reactivaron posteriormente durante la elevación de los andes (Zevallos, 1993). Las fallas de orientación Norte-Este, son transversales a los depósitos VMS.

Figura 1

Ubicación de la Unidad Minera Cerro Lindo



Fuente: Votoramtin (2017)

2.2.2.2 Clima

La unidad minera de Cerro Lindo está situada a una altura de 1820 metros sobre el nivel del mar, en una zona árida y desértica con un ambiente cálido de escasas precipitaciones y vegetación somera, en la margen derecha del cauce del Topará, que tiene un caudal de agua muy bajo. Las aguas del río Topará son simplemente

suficientes para irrigar los cultivos de los valles y para el aprovechamiento de las poblaciones cercanas predominantes en la zona (Rodriguez, 2018).

2.2.2.3 Mineralización

El depósito de VMS fundamental de Cerro Lindo cubre una longitud total de 850 m, una profundidad de 450 m y una potencia de hasta 230 m, que es la normal de los 3 cuerpos. Este depósito tiene un rumbo NW y un hundimiento de 65 grados hacia el SW, que es como el afloramiento volcánico y la cuenca de Casma localmente. Se evalúa en más de 200 Mt los depósitos de VMS. El depósito está aislado en tres cuerpos mineralizados denominados C1-C2 y C5. El cuerpo 3 se sitúa en la dirección este del depósito principal (Dcr ingenieros Ltda 2017),

2.2.2.4 Geomorfología

Existen tres unidades geomorfológicas excepcionalmente inconfundibles. La unidad principal discurre en correspondencia con la franja costera, que se encuentra bordeada al O por la orilla del mar y al E por las regiones bajas andinas, y está descrita por superficies prácticamente llanas que en su día fueron plataformas aluviales. Siguiendo hacia el este se encuentra una unidad posterior conformada por regiones bajas del frente andino, descritas por cadenas de laderas bajas que fluctúan en el rango de los 400 y 500 metros sobre el nivel del mar, con delicadas inclinaciones, que se expanden dinámicamente en altura y alivio hacia el este (vallejo, 2002).

La tercera unidad está incorporada por el flanco alejado andino, el cual presenta una geología súbita, con laderas de elevaciones que fluctúan entre los 500 a 4000 msnm, conformando cadenas incesantes o desencajadas, las cuales son divididas

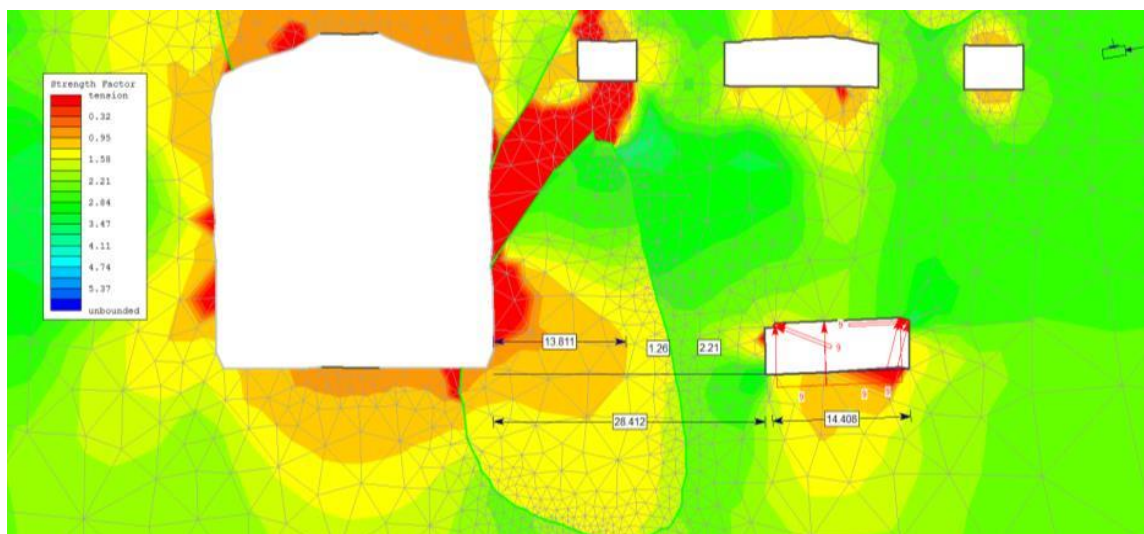
por cauces o alimentadores de los mismos y arroyos, con una propensión de E a W, los cuales han cortado valles profundos y encañonados, como se observa con el cauce del Topará situado en la región de investigación (Rodriguez, 2018)

2.2.2.5 Estabilidad del macizo rocoso en el nivel 1910

La zona 2 OB5- Tj 771 comprende la estabilidad de las labores de extracción en el minado del tajo 771 situado en el nivel 1910, puesto que una vez culminada la extracción del tajo 771, esta abertura experimentara una redistribución de tensiones (esfuerzos) los cuales afectaran la roca circundante tanto en la caja piso, caja techo y el techo del tajo, asimismo se pudo observar prácticamente la presencia de discontinuidades geológicas. La clasificación del macizo rocoso en las labores de extracción mencionadas anteriormente (ventanas de extracción, intersecciones y el tajo 771), se relaciona con la roca de calidad regular (IIIB). (Dcr Ingenieros Ltda 2008).

Figura 2

Redistribución de esfuerzos en el tajo 771



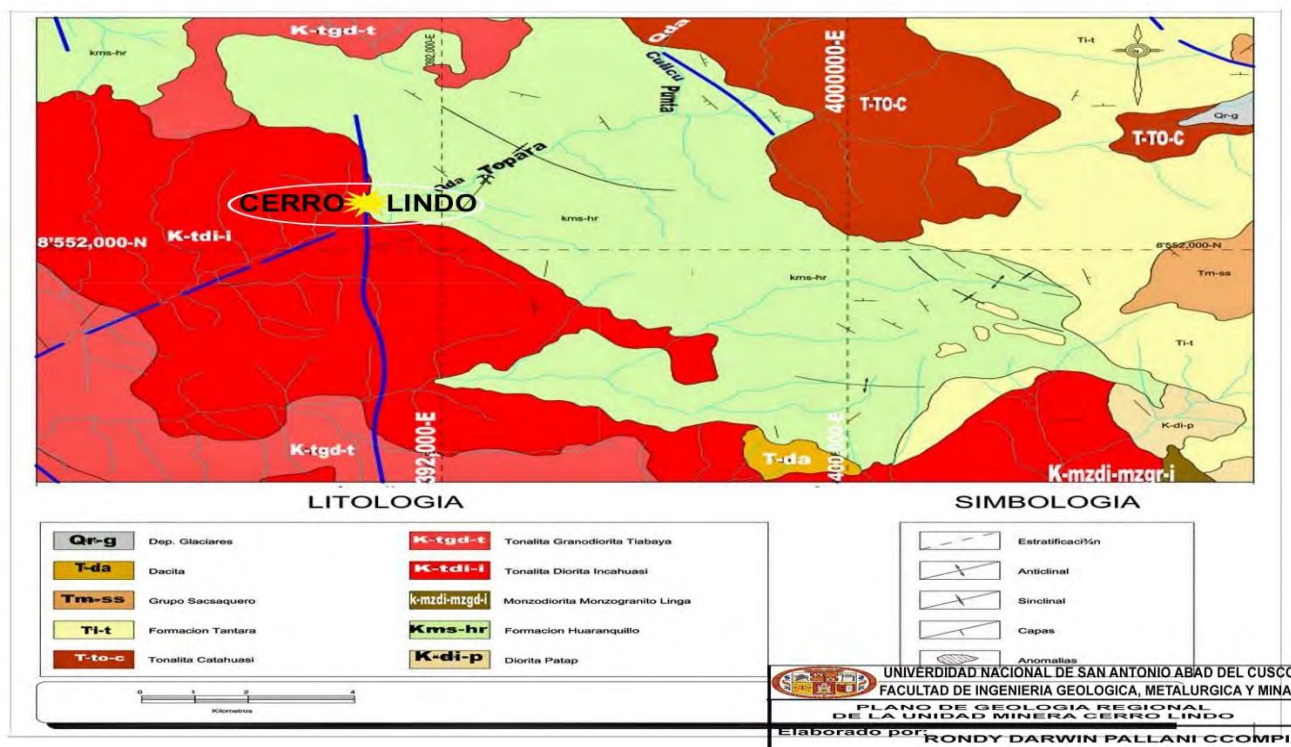
Fuente: NEXA (2021)

2.2.2.6 Geología regional

El depósito de Cerro Lindo tiene un lugar con el Grupo Casma del Cretácico (Albiano), este conjunto aflora en el pedazo occidental del Perú, en su mayor parte a lo largo de toda la ribera del Perú, provincialmente el Grupo Casma es una serie volcánica-sedimentaria, que aloja una quebrada ensialico menor cortado. Este Grupo comprende una amplia curva volcánica, localmente el afloramiento del Grupo Casma persigue la dirección NW-SE, un patrón similar del depósito minero de Cerro Lindo. Este depósito minero se encuentra directamente sobre la Formación volcánica sedimentaria Huaranguillo, de edad albiana central a senoniana (Cretácico central) que descansa como un techo colgante sobre los intrusivos teniendo un lugar con el Batolito de la Costa (Salazar, 1993).

Figura 3

Geología Regional De UM. Cerro Lindo



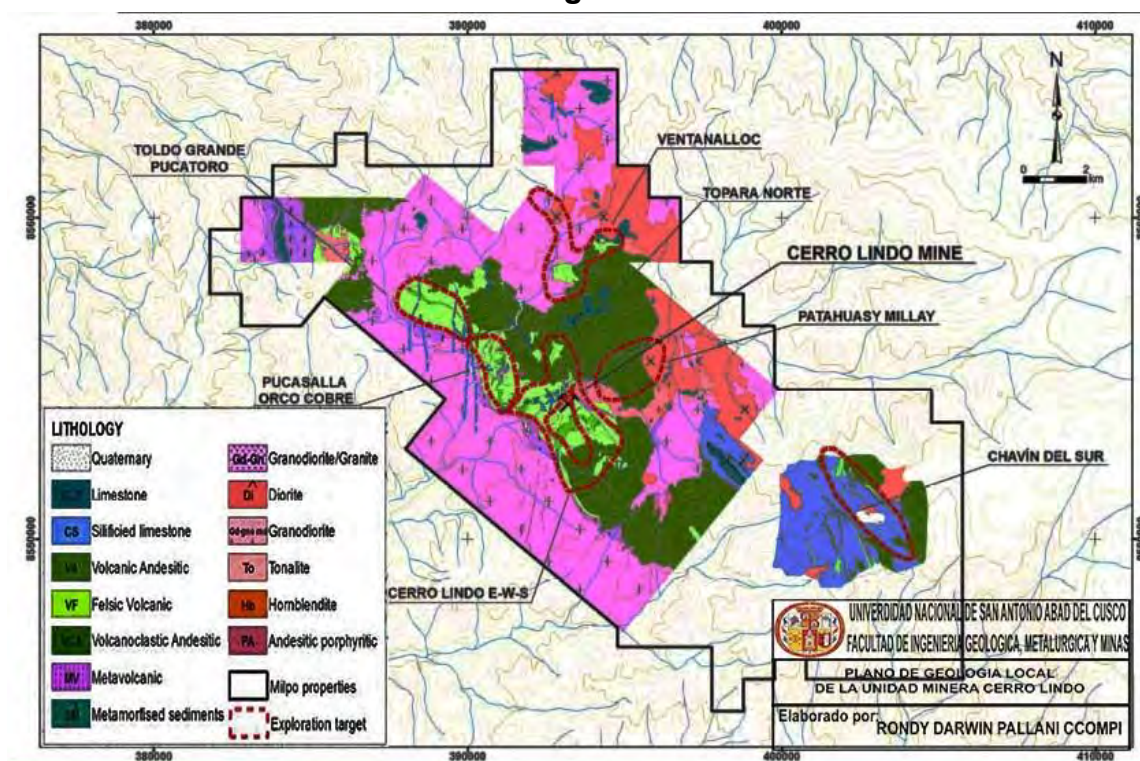
Fuente: Elaboracion Propia.

2.2.2.7 Geología local

En el nivel cercano, la estratigrafía está abrumada por magmas brechados y enormes al igual que piroclastos clásticos de estructura riolítica a riodacítica, no hay muchos grados de magmas de pieza moderada. La investigación de 70 perforación diamantina en los cuerpos 2 y 5 nos ha permitido decidir una sección estratigráfica detallada del sector al entorno del depósito de Cerro Lindo. El depósito mineral de Cerro Lindo se sitúa entre las unidades Topara y Huapunga, que son agrupaciones piroclásticas distales o potencialmente removilizadas compuestas por tobas a cenizas y tobas monomícticas y polimícticas a lapilli. La unidad piroclástica se encuentra dentro de unidades no reservadas, generalmente brechas de arroyos y algunos arroyos enormes y afaníticos (Salazar, 1993).

Figura 4

Geología local



Fuente: Elaboración propia

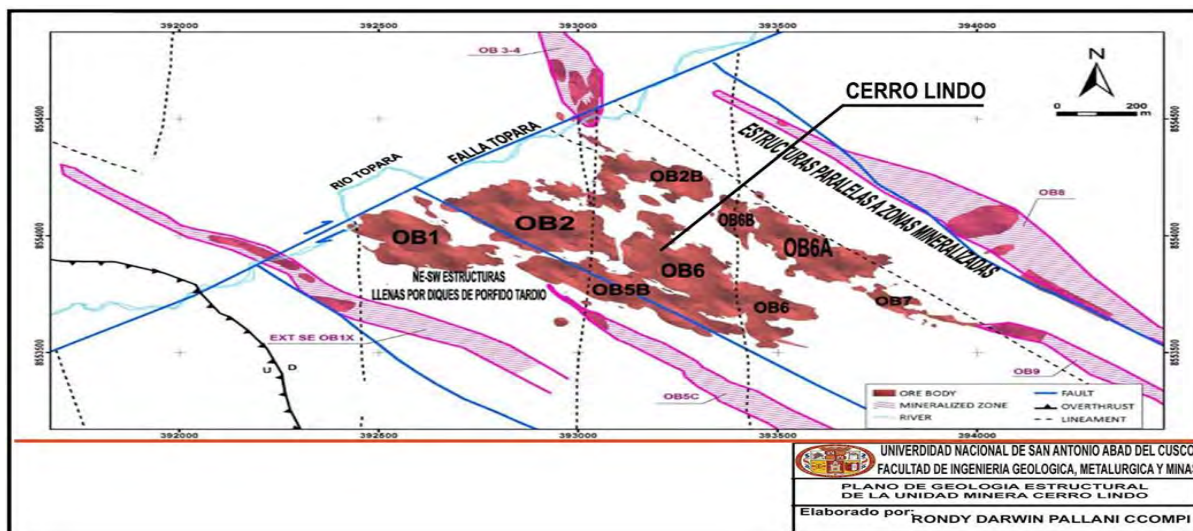
2.2.2.8 Geología estructural

La zona subyacente en la propiedad de Cerro Lindo es descrita por el colapso de las capas generalmente mineralizadas y las secciones primarias restringidos por fallas. No se observan estructuras de esquistos en las rocas como resultado de la presión litostática. Hay tres grupos de fallas locales, que se describen a continuación. Las dos iniciales se descifran como antiguos y están interrelacionados con la mineralización que se reactivaron posteriormente durante la elevación de los Andes (Zevallos, 1999).

Las fallas al NW en este sistema son extremadamente antiguas, precediendo al asentamiento de los depósitos VMS y ha tenido un increíble impacto en la mineralización ya que permitió caracterizar la paleo-perfil, controlando el estado de la cavidad donde se han almacenado los sulfuros masivamente; se han encontrado cambios repentinos en la fuerza de las unidades litológicas y los depósitos VMS (Salazar, 1993).

Figura 5

Geología Estructural



Fuente: Elaboración Propia

2.2.2.9 Operaciones mineras

2.2.2.9.1 Perforacion

La perforación utilizada en la explotación de los yacimientos mineralizados es con taladros largos en espiral, en otras palabras, se perfora hacia arriba aproximadamente 18 m y hacia abajo 12 m. La distancia de perforación a través es de 2.5 " - 3" y las perforadoras utilizadas son raptor, simbas y el jumbo cabolt, el diseño de la malla utilizada es de un burden de 2m a 2,2m y espaciamiento de 2m a 2,2m. Actualmente para el proceso de sostenimiento se utilizó para la perforación el jumbo cabolt, el cual realizara perforaciones de 10 m con barras extraíbles de 7 (Votorantim Metais, 2017).

Tabla 2

Jumbos en las labores mineras Cerro Lindo

Modelo	Diametro
Simba 352	64 mm
Raptor	63mm
Cabolt	51 mm

Fuente. NEXA (2021)

2.2.2.9.2 Voladura

En cuanto a la voladura se debe tener las siguientes consideraciones, el ANFOLOADER se utiliza para el carguío de los taladros de perforación en los techos y el carguío de los taladros de perforación en el piso. En los frentes de avance, el equipo de carguío es el JET ANOL, ambos utilizan aire comprimido

para acoplar el ANFO. Los explosivos y sus complementos en los taladros largos y frentes de avance son: Explosivos: superfam; emulnor y HDP booster, Accesorios: FANEL, cordon detonante, CARMEX (Dcr ingenieros, 2017)

Tabla 3
Accesorios para la voladura

Accesorios y Explosivos	Cantidad de Malla
Anfo (kg)	285
Booster HDP3 (unid)	6
Cordón detonante 5P (m)	6
Fulminante no eléctrico (unid)	6
Fulminante Común (unid)	4
Conector (unid)	4
Mecha lenta (unid)	8.5
Mecha rápida (m)	0,4
Volumen roto (m3)	67,5
TMR (27x1x2,5x4,5)	303,7
Factor de potencia (Kg/tm)	0,93
Metros perforados	84
Índice Perforación (tm / m)	3,6

Fuente: NEXA (2021)

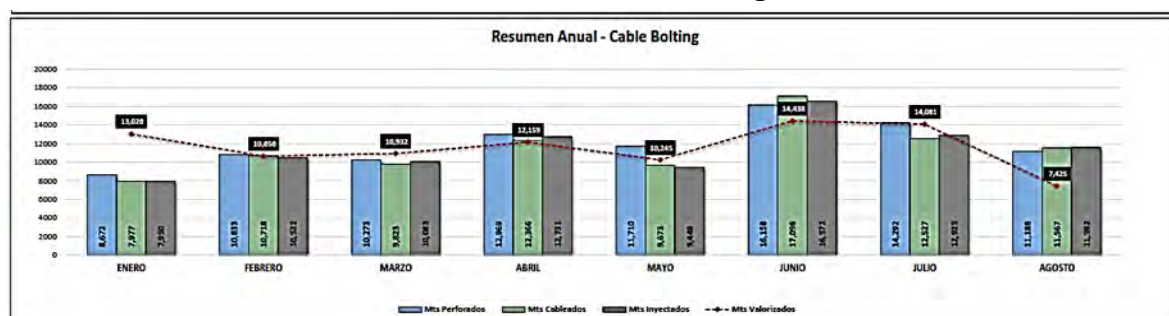
2.2.2.9.3 Sostenimiento

Entre los dispositivos de sostenimiento utilizados actualmente, en base al registro de otros estudios en los diferentes niveles de mina se tomó la opción del cable bolting y el shotcrete, tomando en cuenta que las rocas circundantes de las labores mineras sean de calidad regular según el índice RMR. En las labores de desarrollo el sostenimiento en la caja piso y caja techo, que está formada por roca

sedimentaria volcánica riódasítica. En esta zona, se han construido la rampa 074 y 678, junto con los accesos al cuerpo mineralizado. La roca en esta área presenta discontinuidades con un espaciado de 500 a 600 mm, con superficies ligeramente rugosas y paredes fuertemente meteorizadas, que se encuentran ligeramente húmedas. Las labores de preparación se ubican principalmente dentro del cuerpo mineralizado de sulfuros, donde se han construido los cruceros y galerías. La roca en esta zona también muestra discontinuidades, con un espaciado de 400 a 600 mm, superficies ligeramente rugosas y paredes altamente meteorizadas y húmedas (Dcr, ingenieros, 2008).

Figura 6

Resumen anual-cable bolting



Fuente: INCIMMET

2.2.2.9.4 Relleno

El ciclo de relleno comienza después de completar la explotación del tajeo, utilizando el método de explotación Sublevel Stopping y aplicando el relleno en pasta como primera medida de sostenimiento. El relleno en pasta es transportado mediante dos bombas Putzmeister desde la Planta de Relleno, a través de una tubería de metal con un diámetro de 8 pulgadas y con un contenido de sólidos del 83.22%.

Tabla 4
Composición de relleno

Densidad promedio	2,730 Gr/Lt
Cemento	3%
Escoria	2%
Solidos	83.22%
Agua	16.78%

Fuente. Elaboracion propia

2.3 Bases teóricas.

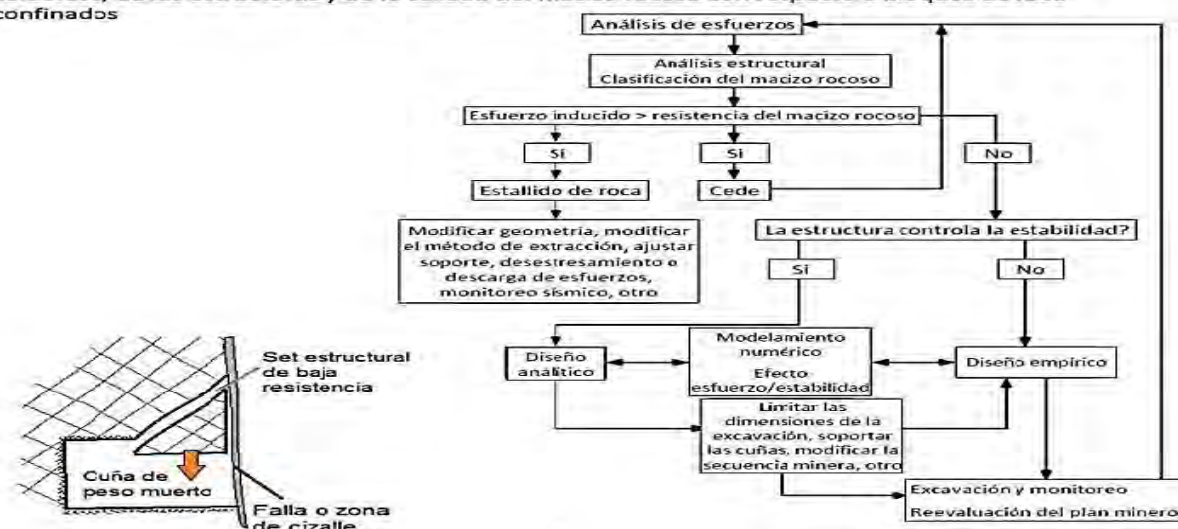
2.3.1 Estabilización del macizo rocoso.

Las propiedades de la masa de roca, junto con su peso unitario, hacen que la roca se desplome; para evitar esta situación se evaluara que tipo de sostenimiento será adecuado para el óptimo sostenimiento, con lo cual la roca se asentará para que no pueda caer o desengancharse de su lugar. En otras palabras, la roca entrará en un esfuerzo de equilibrio y no podrá caer. La solidez de las labores mineras se percibe como la seguridad de la masa de roca que lo abarca contra la falla o movimiento. (DCR Ingenieros, 2004)

Figura 7

Análisis de la estabilidad del macizo rocoso

La metodología completa para el diseño y análisis del macizo rocoso incluye la cuantificación de los esfuerzos, de las estructuras y de la calidad del macizo rocoso con respecto a bloques de roca confinados



Fuente: <https://www.google.com.pe/analisis-de-la-estabilidad-del-macizo-rocoso>

2.3.1.1 Fortificación minera.

Para Cordova (2004), la fortificación minera es todo aquello que puede inmovilizar las cuñas de roca y salvaguardar a los trabajadores, con esto se evita la ruptura de los techos y paredes de las excavaciones mineras. “Su fundamento es mantener las funciones abiertas en las labores mineras durante el ciclo de minado, compensando el equilibrio inestable del macizo rocoso que resiste” (Coates, 1974). Cualquier labor minera realizada en el macizo rocoso, crea una desproporción en la roca intacta, y mientras que la extracción de los volúmenes de mineral inevitablemente reduce la solidez natural de las labores mineras y de la masa de roca que lo abarca, esto conduce a la modificación de las condiciones de equilibrio y crea un reordenamiento de los esfuerzos que siguen en la roca, produciendo inestabilidad como la caída de rocas por la voladura. (DCR Ingenieros, 2004)

En cualquier actividad minera, el termino sostenimiento es un gasto extra significativo que disminuye la velocidad de avance y la producción en el minado, y, sin embargo, es una actividad fundamental para proteger al personal y el equipo de las caídas de rocas.

La caída de rocas después de la ejecución de una excavación minera se podría esperar:

- La presencia de algún punto en el borde libre de la excavación que no tiene poder de seguimiento sobre ella (Cruzado, 2011).
- Mientras que la voladura inestabilizo posiblemente la roca alrededor de la excavación. Para esta situación, las condiciones de equilibrio estable están dentro de la roca destrozada o rota alrededor del minado. Por lo tanto, la roca mantenida en el interior de los sitios estables alrededor de la excavación y la roca frágil necesitan algún tipo de sostenimiento.
- El alcance de la modificación del estado de equilibrio dependerá del tamaño de las labores mineras y de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en las que se ejecute; propiedades que deciden la solidez y la consistencia del macizo rocoso y, por lo tanto, la idea de la influencia de los esfuerzos que actúan sobre las excavaciones. La información sobre estas proporciones y atributos nos permitirá evaluar la necesidad de algún tipo de sostenimiento siempre que se haya completado (Huaman, 2017).

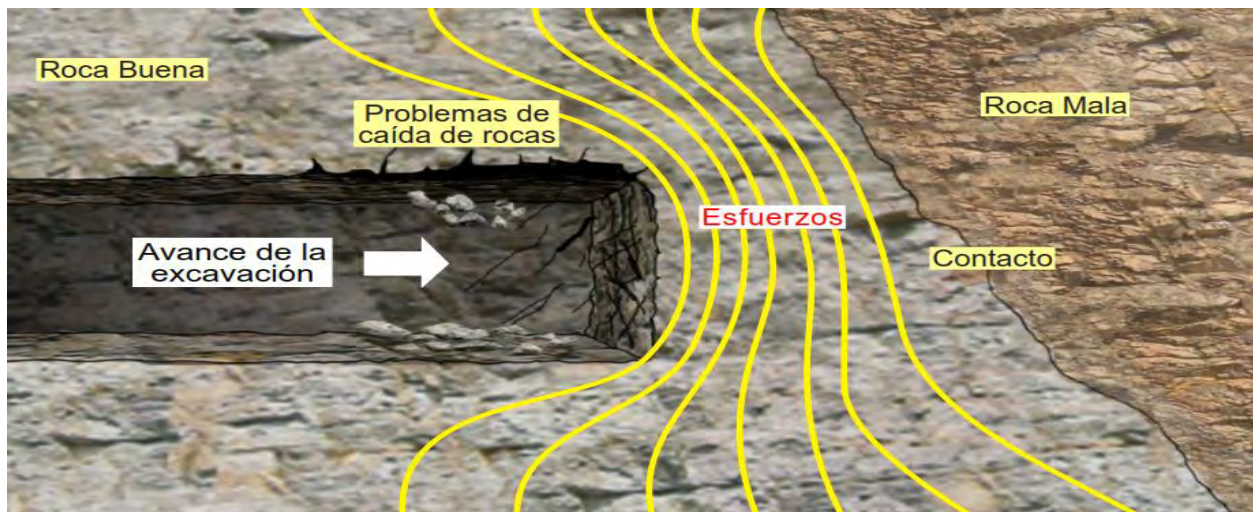
Las variables que influyen en la inestabilidad de una excavación son:

- Tamaño y orientación de los esfuerzos a las que está expuesta las labores mineras (Gonzalez, 2002).

- Galerías colindantes: La presencia de galerías vecinas y contiguas impactará en la solidez general del área de influencia, ya que abordan regiones abiertas con diversos grados y orientaciones de esfuerzos.
- Propiedades físico-mecánicas de los diversos tipos de roca en los que se encuentra la excavación minera: Las rocas tienen diversas formas de comportarse ante las cargas externas a las que están oprimidas, tienen diversas consistencias contra las cargas compresivas, cizallamiento y en general diferentes conductas geomecánicas (Cordova, 2004).
- Geología distributiva del área: El tipo y las cualidades de las formas geológicas prevalentes en el área afectarán la fuerza de la excavación. Una zona con un aspecto más destacable en el número de grietas será insegura que un área más donde la presencia de planos de debilidad es menor (Cruzado, 2011).
- Presencia de agua subterránea: La presencia de agua de penetración del nivel freático puede provocar el lavado del material que debilita los distintos diseños, haciendo zonas de estructuras inseguras (Coates, 1974).
- Métodos de excavación minera: La utilización de métodos de voladura amortiguados se suma a la estabilidad de las labores mineras. La utilización de explosivos de baja velocidad de explosión en las formas de excavación mineras ayudará a lograr labores mineras más estables (Choquet, 1988).

Figura 8

Minado en las rocas de mala calidad



Fuente: <https://www.google.com.pe/minado-de-rocas>

2.3.1.2 GEOMECANICA

La motivación detrás de este tema, es establecer las propiedades de los materiales (suelo y roca) presentes, en vista de las inspecciones de campo, recolección de datos en las labores mineras del nivel 1910 y las pruebas de pull test. Las conclusiones primarias a exponer son los siguientes:

- Propiedades del suelo: Determinación de las condiciones y propiedades del suelo en el lugar de interés y espesor del suelo.
- Propiedades de la masa rocosa: Uso de los límites de la roca intacta para precisar las propiedades de la solidez de la masa de rocosa aplicando las pautas de falla de Hoek & Brown y Mohr-Coulomb (Huaman, 2017).
- Del mismo modo, la disposición del macizo rocoso debe establecerse en función de las técnicas sugeridas por la Guía de Referencia (RMR y Q)

- Investigación geoestructural: Estudios estereográficos para decidir los conjuntos familiares de cortes y fallas más específicas, lo que será vital para el establecimiento de cuñas relacionadas con la zona de interés.
- Propiedades geomecánicas: Considera estructuras, discontinuidades, topografía, grado de rotura (RQD), índice RMR y propiedades de resistencia a la roca para establecer zonas o espacios con cualidades bastante uniformes (Gonzales, 2002).

La sección de geomecánica ha estado creando enfoques y estrategias para tener una información esencial sobre la masa rocosa y establecer controles de los esfuerzos impulsados producidos por las excavaciones en el macizo rocoso. Siendo la técnica de explotación el de sublevel stoping aplicada en Cerro Lindo, con una planificación automatizada, mejorando la explotación de los cuerpos mineralizantes de la mina cerro lindo (Vallejo, 2002).

Figura 9

Condiciones de la masa rocosa



Fuente: www.google.com.pe/condiciones-de-la-masa-rocosa

2.3.2 Tipos de sostenimiento

Hay algunos tipos de refuerzo para estabilizar las excavaciones subterráneas, que se pueden utilizar de forma independiente o en mezcla con otros para estabilizar las excavaciones subterráneas. Estos son:

- Pernos de anclaje.
- cables de acero.
- Recubrimiento de concreto.
- shotcrete (simple o de reforzado).
- puntales de madera.
- Paquetes de madera.
- Cuadros de madera (Wood pack)
- Encribado de madera.
- Cimbras metálicas.
- Gatos accionados por agua.
- Malla de acero y alambre electrosoldado.
- Relleno (básica o cementado).
- Pernos autoperforantes con relleno cementado (para rocas blandas).
- Componentes de pre-soporte (micropilotes y spilling bars).

2.3.3 Sostenimiento con soporte y refuerzo

2.3.3.1 Sostenimiento con refuerzo.

Son aquellos que con un objetivo específico integran una parte del macizo rocoso y su aplicación va más allá del área de la excavación minera: barras de acero, pernos de anclaje, cables. Es la instalación de pernos, cables o diferentes tipos

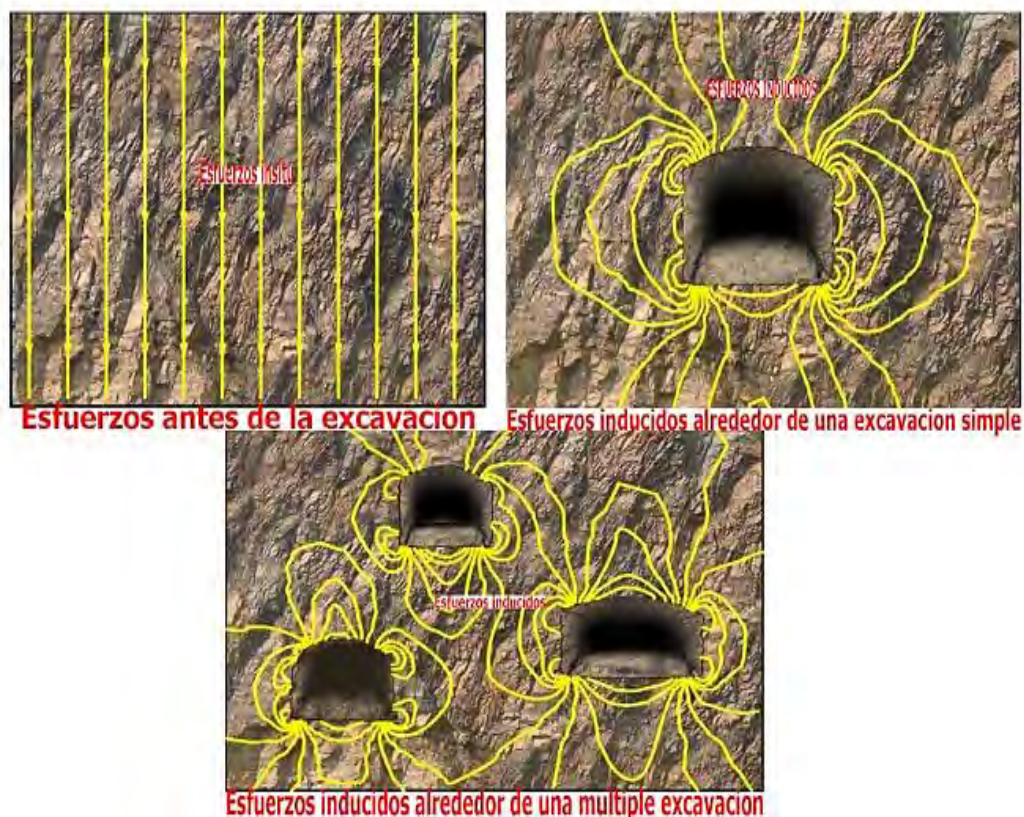
de refuerzo en la roca con el fin de reforzar el macizo rocoso en las labores mineras. Son refuerzos de rocas aquellos componentes que quedan integrados en el macizo rocoso (Rodríguez, 2018).

2.3.3.2 Sostenimiento con soporte.

Son estructuras que impiden la inestabilidad del macizo rocoso, sin embargo, están no integran parte del macizo rocoso. Fueron utilizados inicialmente en los comienzos de la minería y su objetivo principal es estabilizar la zona inmediata a las labores mineras que presentan discontinuidades en el macizo rocoso. Y estas pueden ser cerchas de acero, concreto lanzado y mallas (Vallejo, 2002).

Figura 10

Influencia de los esfuerzos



Fuente: <http://www.google.com.pe/influencia-de-esfuerzos>

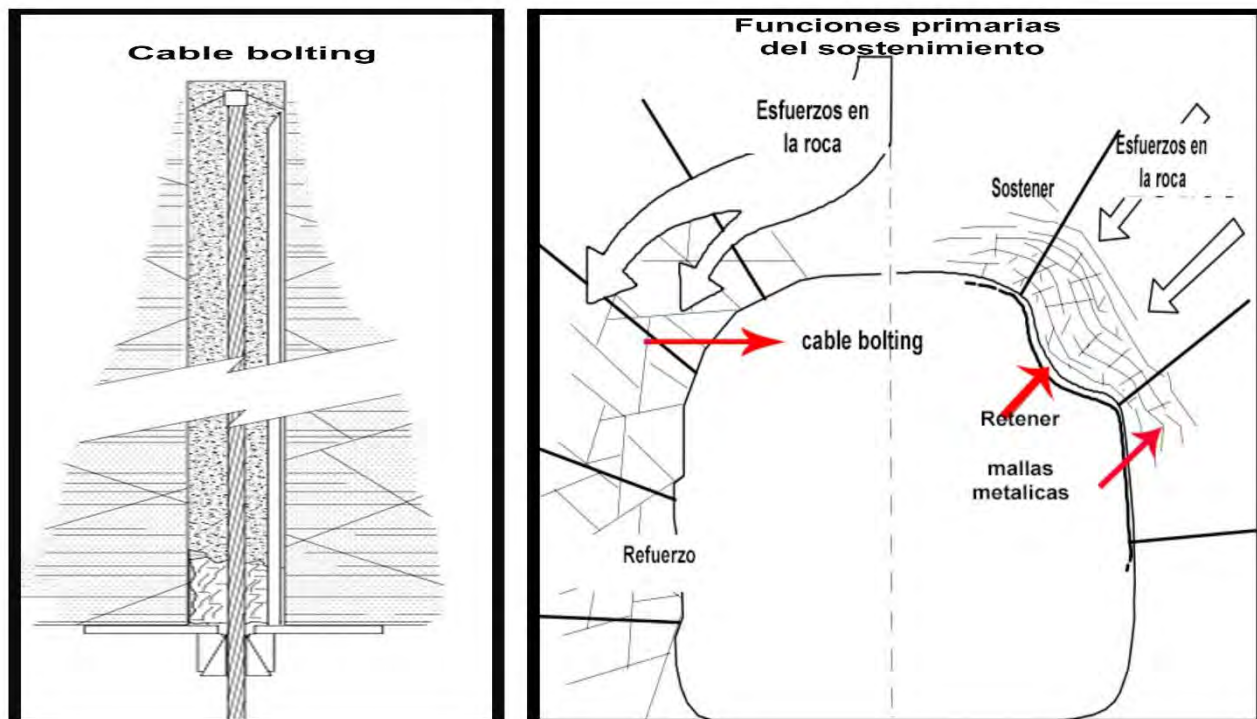
2.3.4 Cable Bolting

El cable bolting ordinario es un ligamento adaptable que comprende una progresión de alambres de acero, enrollados en hebras, que se introducen en un taladro. Los cablebolt normalmente se introducen en taladros consistentemente separados para dar soporte y respaldo a las paredes, el techo y el piso de las excavaciones subterráneas o las aberturas de la superficie. Los cablebolts se utilizan en las minas subterráneas para dar un lugar de trabajo protegido, aumentar la estabilidad de los bloques de roca; y controlar el debilitamiento del macizo rocoso en los límites de rebaje (shcmuck, 1979).

Los cablebolts pueden adentrarse profundamente en el macizo rocoso y fortificar enormes volúmenes de roca para evitar su caída a lo largo de las discontinuidades del macizo rocoso, como las fallas. El reforzamiento del macizo rocoso, con los cables bolts ayudan a activar la fuerza innata de los bloques rocosos, garantizando la solidez de las labores mineras (Choquet, 1993). Además, al sostener bloques de roca en la superficie de las excavaciones mineras, la masa de roca sobrante se evita que se relaje y debilite. De esta forma, en la medida de lo que sea posible, los cablebolts reducen los riesgos y costosos impactos en la estabilidad de las labores mineras, siendo en cualquier proyecto de minería o desarrollo, la seguridad de suma importancia principal (Hutchinson, 1996).

Figura 11

Cable bolting y sus funciones



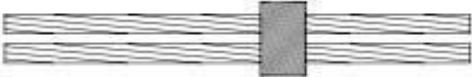















Fuente: www.google.com.pe/cable-bolting-funciones

Los cablebolts incorporan una amplia variedad de cables que permiten al ingeniero elegir el tipo de cable realmente efectivo para la mayoría de las posibles condiciones de inestabilidad del macizo rocoso, esto incorpora varios diseños diferentes de hebras en los cablebolts. El tipo de cablebolt que ha sido utilizado durante varios años es el cablebolt de hebra lisa. Durante los últimos años, se han creado varios tipos de cables modificados a la luz de los problemas experimentados por el uso del cable liso (Jehwa, 1997). Algunas de estas modificaciones se detallan en la siguiente figura:

Figura 12

Tipos de cable bolting

	Seccion longitudinal	seccion transversal
Hebra simple		
Doble hebra simple con espaciadores		
Hebra enjaulada		
Hebra bulbosa		
Hebra ferruled		
Hebra nutcaged		
Hebra recubierta o encapsulada		
Hebra abotonada o estampada		

Fuente: Adaptado del libro "cable bolting in Underground Mines", pag 11

(Hutchinson, 1996).

2.3.5 Importancia de la aplicación de cable bolting

- ✓ Los cablebolts, que refuerzan las labores de extracción (galerías, intersecciones, ventanas de extracción, etc) con un RMR igual o mayor de 40, son en su mayor parte del tipo solidificado libre de deformación y se introducen antes del inicio de la explotación de los cuerpos mineralizantes y pueden seguir introduciéndose a medida que avanza la actividad (Dcr ingenieros, 2017).
- ✓ En la Instalación en el acompañamiento se debe tomar en cuenta que al introducir los cables: el diámetro del taladro de perforación debe ser tal que permita que el cable y las mangueras de inyección y limpieza ingresen con facilidad.

2.3.6 Aplicación de cable bolting

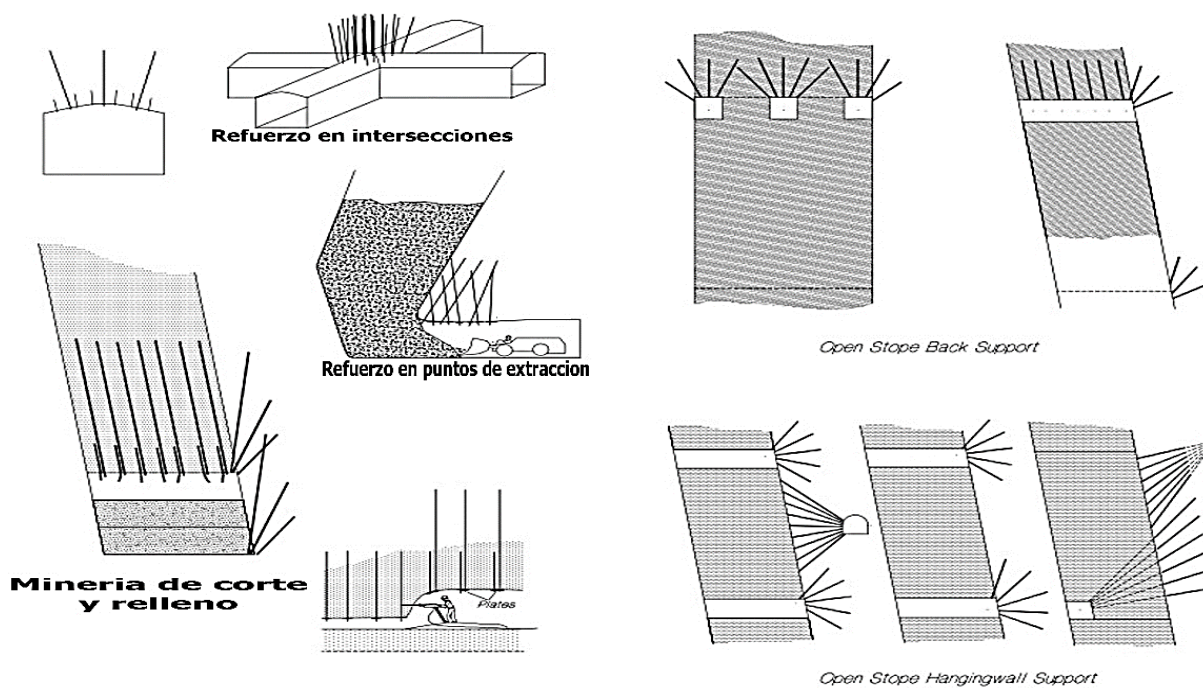
Los cablesbolts se pueden utilizar para reforzar o sujetar los bloques de roca alrededor de la mayoría de las labores mineras en la minería subterránea, que incluyen:

- Fondos de talud libres.
- Paredes libres de los tajos.
- Rellenos y cortes.
- Puntos de extracción (draw point).
- Excavaciones de larga duración.

El diseño del cable bolting elegido se basará en la aplicación del cable bolts y el alcance para su ejecución en las labores mineras. El acceso para sujetarlo generalmente está dado por labores de producción, aunque el gasto de estas labores solo para la instalación del cable bolting es costoso. Algunas minas han disminuido la cantidad de galerías de soporte, que son las más costosas (y por lo tanto de la dilución) mediante la implementación del cable bolts en las galerías (Hutchinson, 1996).

Figura 13

Aplicaciones de cable bolting

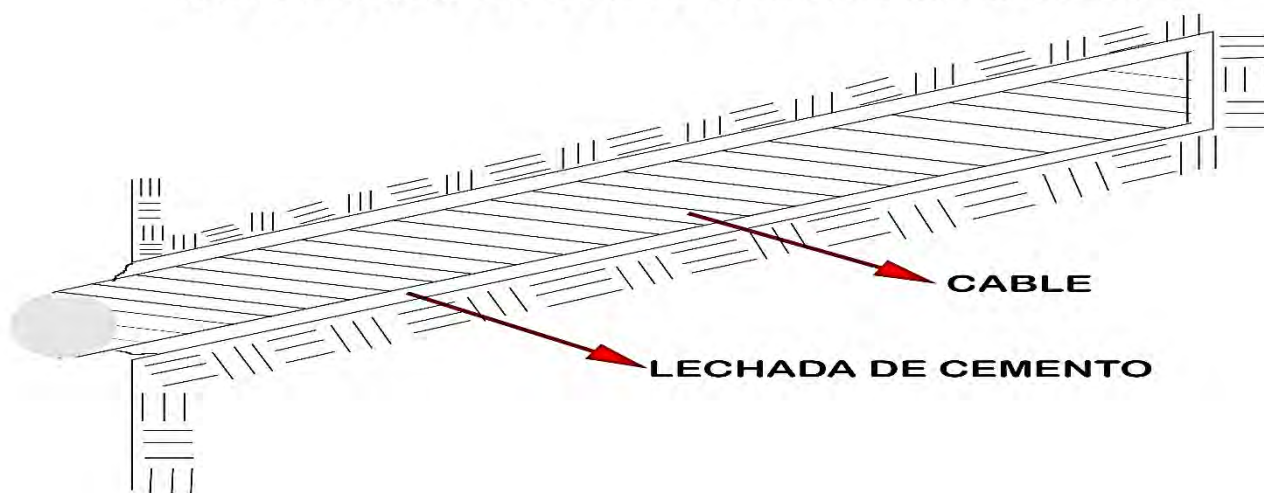


Fuente: www.google.com.pe/aplicaciones-de-cable-bolts

Figura 14

Métodos de instalación de cable bolting

INSTALACION DE CABLE BOLTING MECANIZADO



Fuente: Elaboracion Propia.

2.3.7 Materiales

El cable bolting está conformado por cables (trenzados, no trenzados, bulbados), Cemento. (NEXA 2021).

❖ Cables de acero

Los cables de acero son fabricados con alambres de alto carbono (EHT) tornado y termo mecánicamente tratado con un proceso de baja relajación y para ser instalados, deben cumplir con las especificaciones de calidad de acero ASTM A416-270 (Schmuck, 1979).

❖ Cemento

Hay diversos tipos de cemento que son relevantes para su uso en la instalación del cable bolts, siendo ellos variedades del cemento Portland normal. Contienen los mismos minerales esenciales, pero en diversas cantidades. Puede haber otras variedades aceptables que utilizan diferentes mezclas de cenizas volantes y diferentes materiales, pero se deberá comprobar la resistencia y rendimiento en el entorno del trabajo. La mayoría de las afirmaciones relacionadas con la lechada se centran en el cemento Portland o normal. El cemento utilizado en la instalación es el Portland Tipo I, con una relación de agua a cemento entre los 0.28 a 0.31, lo que hace que sea óptimo la instalación de los cablebolts (Namasivayam, 2002).

❖ Agua

Las condiciones para la instalación del cable bolting, esperan que el agua para la elaboración de la lechada sea potable. Esto garantizará los índices de calidad esperadas para la elaboración de la lechada en las actividades de inyección de los cables bolting, esta es también la condición más apropiada. Si esto no es

factible (como suele ser en la minería subterránea), entonces, en ese punto, se deben tener en cuenta las siguientes pautas:

- El cemento mezclado con agua de mina debe lograr más del 90 % a 28 días del cemento mezclado con agua sin impurezas.
- Los tiempos establecidos para el fraguado deben ser observados y contrastados para su admisibilidad. El nivel de cloruro en el agua debe ser mínimo.
- El agua salina dará lugar a una degradación moderada de la resistencia del cemento, pero causará un desgaste indebido del acero del cable bolts.

2.3.8 Equipos de cable bolting

2.3.8.1 Jumbo empernador DS 421 (Cabolt).

Sandvik DS421 es un equipo de perforación de refuerzo de roca específico para la instalación del cable bolting con lechada de cemento en las labores mineras. Sandvik DS421 es adecuado para instalar cable bolting de hasta 25 metros de largo con algunas hebras de acero para cada taladro. El equipo de perforación está equipado de un mezclador de cemento a bordo, una plataforma para los sacos de cemento y un carrete de cable bolting (sandvick 2019).

➤ Características del equipo cabolt

- ✓ Es independiente para más de un turno.
- ✓ El mecanismo del procesamiento de barras de perforación tiene una capacidad de 19 piezas de varillas de perforación MF redondas de 1.4" de diámetro.

- ✓ El diámetro del cordón de acero típicamente es de 15,2 mm, ya sea del tipo liso o el bulbado.
- ✓ La actividad de empernado es realizada por un solo operador que se encuentra lejos del módulo de perforación, inyección e instalación de cables (CBH Cable Bolting Head).
- ✓ El Sandvik DS421 está destinado a la seguridad. Por ejemplo, una gran parte de los controles diarios y de rutina se terminan con los dos pies en el suelo.

Figura 15

Jumbo empernador DS 421 (cabolt)



Fuente: Sandvick 2019

2.3.9 Procedimiento de instalación del cable bolting

Antes de iniciar con la instalación de cable bolting, se debe verificar que las zonas a instalar sean revestidas con shotcrete con espesor de 2". A continuación, se procederá a verificar el estado del jumbo cabolt mediante un check list diario, y adicionalmente a esto se probará el movimiento del brazo retráctil. Para el traslado del jumbo cabolt a la

zona de trabajo se verificará que no haya personal cerca y que no existan obstáculos en su trayecto, ya que el operador de dicho equipo posee poco campo de visibilidad (incimmet 2021).

El operador tendrá que realizar una inspección del área de trabajo a sostener mediante el formato IPERC y poniendo atención a las instalaciones eléctricas y los servicios auxiliares. Una vez acabada la inspección del lugar del trabajo se procederá a realizar la malla de perforación de acuerdo a las indicaciones del departamento de geomecánica de unidad minera Cerro Lindo, colocando el brazo retractil en la etapa inicial del sostenimiento a instalar, para ello el sostenimiento se realizará en forma avanzada. Los cables bolting se instalan en perforaciones realizadas por el jumbo empernador cabolt DS 421 (en el techo de las labores mineras). Siendo dicho equipo autónomo y en el cual se realiza la preparación de la lechada, asimismo transporta un carrete de cable bolting para su posterior instalación (sandvick 2019).

2.4 MARCO CONCEPTUAL

2.4.1 Geomecánica

Es una ciencia teórica y aplicada que gestiona la forma mecánica de comportarse de la roca, y su reacción a las tensiones aplicadas presentes en las excavaciones mineras. Dependiendo de los atributos y condiciones, la roca podría cambiar trabajando en una mina y luego a la siguiente, así como de una zona a otra zona en una mina similar. En el momento en que la fuerza de trabajo de la mina (personal) pueda conocer la roca, estarán mejor preparados para distinguir los peligros potenciales que podrían causar accidentes. Les permitirá decidirse por las opciones ideales: tamaño, tiempo de

sostenimiento, tipo de sostenimiento para ser utilizado y la planificación correcta (Rodríguez, 2018).

2.4.2 Caracterización geotécnica

Es el método que implica indicar las características de la masa de roca consolidado en números y términos representativos de los atributos que están disponibles en cada uno de ellos. Es informar las características específicas de cada masa rocosa.

La geomecánica es significativa debido a que nos impulsa a:

- Avanzar y hacer conocer los temas de la norma de "Trabajar en Condiciones Seguras".
- Transmitir la aplicación y disposición correcta y oportuna de los diversos tipos de sostenimiento utilizados en la minería subterránea peruana.
- Establecer el método transmisión de la información, para la mejora dinámica de la utilización de los tipos de sostenimiento.
- Recuerde que, para el planeamiento de la mina, los planes dependen de las condiciones geomecánicas y la necesidad de sostenimiento para las diferentes opciones de producción.

2.4.3 roca intacta

Es una parte o trozo de roca sin discontinuidades (fallas, grietas), sin ninguna modificación, sin agua, etc.

2.4.4 Macizo rocoso

Es una masa de roca de mayor volumen, donde se pueden notar discontinuidades (fallas, roturas), con meteorización, agua y presiones hipostáticas.

2.4.5 Clasificación de las rocas

- Las rocas ígneas son aquellas que han sido moldeadas por la combinación de magma.
- Rocas sedimentarias, conformadas por la suspensión y litificación de sedimentos.
- Rocas metamórficas, moldeadas por procesos de alta tensión y temperatura.

2.4.5.1 Propiedades de las rocas

Las rocas ígneas son excepcionalmente tenaces, isotrópicas, inflexibles, delicadas, gruesas y con una superficie gruesa, su desventaja es la presencia de materiales modificados y diaclasamiento. Las rocas fundidas plutónicas, tienen minerales tenaces, en forma dentada, y las discontinuidades se dan en forma escalonada de minerales, ya que son únicas (Rodríguez 2018).

Los diseños de las rocas plutónicas son:

- Batolitos: Son enormes grupos de rocas de increíble amplitud. Más de 100 Km^2 aproximadamente.
- Stock: En topografía, un stock es una interrupción volcánica conflictiva que tiene una superficie descubierta de menos de 100 kilómetros cuadrados y solo contrasta con un batolito en que es más limitado que este. La mayoría de stocks son probablemente las bóvedas de batolitos cubiertos (Vallejo, 2002).
- Lacolito: Estructura cómica con curva en el techo.

Las rocas ígneas muestran heterogeneidad de minerales, con discontinuidades en forma de poros que influyen en la roca, la porosidad da flexibilidad a la masa de

roca que en el caso de que sea de rocas masivas no es extremadamente permeable (Cruzado, 2011).

Las rocas sedimentarias tienen tenacidades medias a bajas, no son extremadamente inflexibles, maleables, permeables y presentan una superficie laminada cementada. En las rocas sedimentarias la consistencia depende del nivel de cementación y su espesor, aumenta cuando los granos están finos, en el caso de que haya desintegración en la masa hay porosidad. Los planos de estratificación son zonas de debilidad (Gonzalez del vallejo, 2002).

Las rocas metamórficas se distinguen por tener una resistencia media-alta, ortotropía, textura y baja porosidad; hay solidez en la dirección paralela y flexibilidad en la dirección perpendicular. Las rocas metamórficas son versátiles debido a la cristalización masiva, gruesas debido al prensado, en el caso de que haya minerales superpuestos hay grietas. Suponiendo que haya esquistosidad hay zonas debilitadas de los gneises que son como rocas, a pesar del hecho de que las bandas les dan una condición de agrietamiento (Vallejo, 2002).

2.4.6 El dominio estructural

Se caracteriza como la masa de roca que está restringido por discontinuidades, donde todo en su interior es prácticamente homogéneo, por ejemplo, muy bien se puede notar la presencia de diversos sistemas o familias de discontinuidades que siguen una dirección similar. Cada uno de estos sistemas tendrá varias cualidades y el más tenaz controlará la solidez de las excavaciones mineras (Gonzalez del Vallejo, 2002).

2.4.7 Principales discontinuidades geológicas presentes en la masa rocosa

- Discontinuidades geológicas de la tierra presentes en la masa de roca

- Planos de estratificación: Son estructuras en capas, en su mayor parte a nivel.
- Las fallas son la rotura de la roca, más de un deslizamiento.
- Pliegues Es el doblamiento de rocas en franjas.
- Las zonas de corte serán zonas de muchas grietas y desplazamientos.
- Las diaclasas son roturas de las rocas y forman familias o sistemas.
- Planos de foliación:

Los planos de foliación son diseños curvos en las rocas, resultado del metamorfismo. La foliación es el curso de acción en láminas que las rocas específicas aseguran cuando están expuestas a cargas tensionales. Este aspecto ocurre a causa del metamorfismo. Se reconocen algunos tipos de foliación que dependen de la mineralogía de la roca madre y el nivel del metamorfismo. Foliationes: Diseños planos moldeados por la disposición de minerales en planos particulares a través de la roca. Ocurren a tensiones y temperaturas elevadas (Vallejo, 2002).

- El contacto litológico:

Es una línea que divide o aísla dos tipos de rocas o minerales.

- Las venas:

Son diseños delgados, repleto de varios tipos de materiales.

Hay otros aspectos geológicos significativos que deben considerarse, por ejemplo,

- Diques:

Son interrupciones de roca ígnea de forma tabular, que son en general empinadas o verticales.

En geología, un dique es una forma ígnea que resulta de la solidificación del magma. Un dique corta a través de capas o cuerpos de rocas anteriores, lo que infiere que el dique es generalmente más reciente que la roca en la que está contenida. A menudo están inclinados o verticales, sin embargo, la deformación tectónica puede hacer que las capas cruzadas giren con el objetivo de que la dique pueda nivelarse. Las intrusiones formadas uniformemente a lo largo de las capas se llaman sills (Gonzales de Vallejo, 2002).

➤ Cuellos volcánicos o chimeneas:

Son interrupciones que han dado lugar a conos volcánicos.

➤ cuellos volcánicos o necks:

Son masas en forma de tubo de rocas ígneas de lugar vertical que involucran al conducto a través del cual fluyó el magma para dar origen a un volcán. Cuando el ciclo volcánico ha terminado, la masa líquida fundida que realmente permanece en el conducto se establece tranquilamente y cuando la desintegración erosiona las rocas que la cubren, es descubierta emergiendo a la superficie (Vallejo, 2002).

2.4.8 Estados de la masa rocosa

2.4.8.1 Características de las discontinuidades

2.4.8.1.1 Dirección

El lugar de una discontinuidad en el espacio y generalmente se representa por su rumbo y buzamiento. Sea como fuere, se caracteriza además por su rumbo de inmersión sin fin. En el momento en que una reunión de discontinuidades ocurre con una dirección comparable, se dice que dan forma a un sistema o una familia de discontinuidades (Coates, 1974).

- Rumbo: Es el ángulo que forma una estructura con respecto al norte. Se estima de 0 a 90 grados, en relación con el norte o el sur (brújula de rumbo). Se estima de 0 a 360 grados a partir del norte en el curso destral (brújula azimutal).
- Buzamiento: El ángulo que se forma por el plano horizontal con el plano de la discontinuidad es de 0 a 90 grados.
- Dirección de buzamiento: Es la línea de mayor inclinación en el plano de una estructura, el rumbo y la dirección de buzamiento estructuran un punto de 90 grados.
- Sistemas o Familias: Un conjunto de discontinuidades que tienen dirección y buzamiento relacionado.

2.4.8.2Espaciamiento

La distancia opuesta entre dos discontinuidades de un sistema de ruptura similar.

2.4.8.3Persistencia

Es la inmutabilidad de las discontinuidades a través del medio de roca. Es la longitud de la ruptura (discontinuidad), este es muy posiblemente el límite principal, ya que controla la inseguridad de la excavación minera. Es la longitud del indicio de una discontinuidad en un afloramiento, cuando hay persistencia se asegura la progresión del agua a través de la masa (Huaman, 2017).

2.4.8.4Rugosidad

Es el nivel de rigidez que presentan los perfiles de las discontinuidades, es un límite significativo, ya que estima el nivel de solidez entre los bloques de masa de roca. Una alta rigidez construye la oposición friccional.

2.4.8.5 Resistencia de las paredes

Teniendo en cuenta la resistencia de la roca a la rotura o al astillarse con los golpes de picota,

2.4.8.6 Apertura

Es la partición entre las paredes de roca de una discontinuidad o el nivel de abertura de la rotura. Cuanto más modesta sea la apertura, mejor será el estado de la masa de roca y cuanto mayor sea la apertura, más desafortunada será la condición.

2.4.8.7 Relleno

Son los materiales que se encuentran dentro de la rotura. Siempre que los materiales son delicados, la masa de roca es menos consistente y cuando estos tienen más solidez, la masa de roca es más estable (Huaman, 2017).

2.4.8.8 Meteorización en la estabilidad del terreno.

Entre los ciclos geológicos que más impactan la resistencia de la roca, y están disponibles en todos los depósitos mineros, se encuentran la alteración y la meteorización.

La Meteorización se compone de la alteración que atraviesa la roca a causa de fenómenos ambientales. El nivel de meteorización depende de las condiciones morfológicas y climatológicas y la estructura mineralógica de la roca.

La meteorización se divide en:

- Meteorización física: Es debido a las variedades de temperatura, se inician nuevas grietas y las actuales incrementan su apertura. Meteorización física: lajamiento; desarrollo de diaclasas iguales o subparalelas a la

superficie del suelo debido al alivio de la carga cuando se eliminan los materiales (Vallejo 2002).

- Meteorización química: Desintegración de la roca y cambio en el tono de la roca.
- La meteorización biológica: Se inicia por el movimiento de las criaturas vivientes, las plantas, criaturas y el hombre. Cambio acuoso de las piedras, se entrega por la salida de líquidos magmáticos o gases a altas temperaturas a través de discontinuidades que ajustan los batidos cercanos por sustitución o llenado (Gonzalez de Vallejo, 2002).

La propilitización por los minerales, por ejemplo, la clorita en los divisores de las fracturas disminuye la resistencia de la roca. La seritización y la argilización inician los minerales de arcilla con superficie espumosa, que son negativos para la solidez y la consistencia de la roca, más terrible si se dispone de agua (Huaman, 2017).

2.4.8.9 Flujo de agua.

El agua presente en la discontinuidad libre o en desarrollo es detallada por la tasa de flujo y debe ser evaluada en la posibilidad de que el agua brote o no con presión.

2.4.9 Clasificación geomecánica

2.4.9.1 Clasificación según RQD

Fue encontrado por el geólogo americano Deere, que fomenta que la naturaleza subyacente de una masa de roca puede ser evaluada a partir de los datos obtenidos de la recuperación de testigos impecables de sondajes diamantinos,

sobre esta premisa propone el registro cuantitativo RQD (Rock Quality Designation). Sin ningún sondaje de perforación, la RQD puede determinarse mediante la caracterización de una RQD de superficie (DCR ingenieros, 2004), como se indica en la articulación adjunta:

Basándose en los alcances de los valores RQD, el medio rocoso se describe por su calidad según la tabla adjunta:

Tabla 5

Clasificación geomecánica RQD

RQD %	Calidad de roca
100-90	Muy Buena
90-75	Buena
75-50	Mediana
50-25	Mala
25-0	Muy Mala

Fuente: [www.google.com/Clasificacion de la roca según el RQD](http://www.google.com/Clasificacion%20de%20la%20roca%20seg%C3%BAn%20el%20RQD)

2.4.9.2 Clasificación según GSI

El sistema de G.S.I. cumple con los atributos adjuntos.

- Son básicos, sencillos de recordar y razonables.
- Sus términos son claros y la redacción utilizada es generalmente reconocida.
- Incorporan propiedades críticas de la masa de roca.
- Los límites considerados son efectivamente cuantificables mediante pruebas básicas, adecuadas y asequibles.
- Se basan en la ponderación singular que la parte en cuestión otorga a cada uno de las medidas consideradas.

- Esta clasificación se ha presentado a semejanza del RMR para rellenar los datos geológicos que se recuerdan para la utilización del criterio de falla resumida en Hoek-Brown, en particular para las rocas de calidad pobre a excepcionalmente baja (profundamente cambiadas y con alto contenido de finos) (Huaman, 2017).
- En la designación del G.S.I. el paso inicial a seguir es caracterizar exactamente la resistencia y la deformabilidad de la masa de roca, contingente a las circunstancias subyacentes (grado de rotura) y superficiales (modificación, forma de la grieta, relleno) (Rodriguez, 2018).
- Según apreciaciones de campo. Para fines funcionales, el uso del registro G.S.I. en la mina depende de la utilización de los siguientes parámetros geomecánicos adjuntos:
 - Estado de las discontinuidades.
 - Estado de resistencia del macizo rocoso en el campo.
 - condiciones influyentes (hidrogeológicas).

Figura 16

Parametros geomecanicos para la clasificación Geomecanica GSI

CONDICION DE LA DISCONTINUIDAD	RESISTENCIA	FACTORES INFLUYENTES
Levemente Fracturada (LF)	Muy Buena (MB)	Secas
Moderadamente Fracturada (MF)	Buena (B)	Húmedas o goteo
Muy Fracturada (MF)	Regular (R)	Flujos sin presión
Intensamente Fracturada (IF)	Pobre (P)	Flujo a presión
Triturada o Brechada (T)	Muy Pobre (MP)	

Fuente: Adaptado del libro “manual de mecánica de rocas” (Cordova,2004)

2.4.9.3 Clasificación RMR

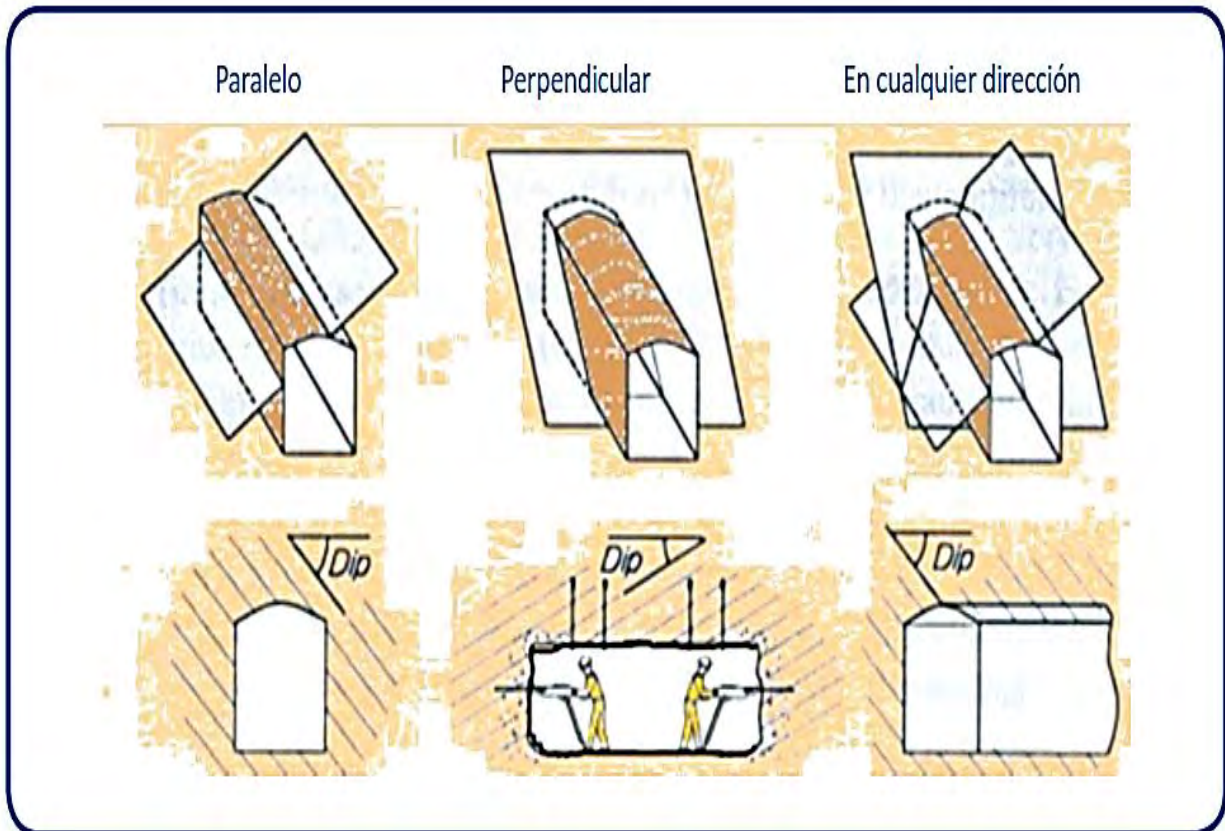
Esta clasificación fue realizada por Bieniawsky que considera los siguientes parámetros:

- Resistencia uniaxial de la roca. Resistencia a la compresión de un testigo de roca intacta.
- El RQD de Deere es el Grado de rotura, considera juntas por metro, una junta o grieta se caracteriza como cualquier discordancia geológica.
- Espaciamiento de discordancias geológicas.
- Condiciones de las discontinuidades.
- La persistencia es la perdurabilidad de las discordancias geológicas a través del medio rocoso.
- Abertura de la fractura es la distancia entre las paredes de una rotura (espesor de la discontinuidad).
- Rugosidad se caracteriza por ser la textura de los planos de las discontinuidades.
- Relleno de fractura se ve como el grosor y la dureza del material de salbanda.
- La meteorización son las alteraciones en la naturaleza de la roca por procesos biológicos, físicos y químicos que deciden la forma constitutiva de comportarse del macizo rocoso (Vallejo,2002).
- Condiciones hidrogeológicas. Es el flujo del agua estimada específicamente sobre una parte del túnel.

- Dirección de las discontinuidades relativas a la excavación. O disposición geométrica de las discontinuidades en conformidad al avance del túnel.

Figura 17

Orientaciones de las discontinuidades con respecto a la excavación



Fuente: [www.google.com/ orientación-de-discontinuidades](http://www.google.com/orientación-de-discontinuidades)

Figura 18

Clasificación Geomecánica RMR

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES									
Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 Mpa	4 - 10 Mpa	2 - 4 Mpa	1 - 2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	>250 Mpa	100 - 250 Mpa	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	Calidad testigo de perforación RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades		Superficies muy rugosas No continuas Cerradas sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o Panizo < 5 mm de espesor o Apertura de 1-5mm juntas continuas	Panizo suave > 5mm de espesor o Apertura > 5mm juntas continuas		
			Valoración	30	25	20	10	0	
5	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
	Condición general		Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Valoración		15	10	7	4	0		

Fuente: Adaptado del libro "manual de mecánica de rocas" (Cordova,2004)

Figura 19

Clasificación geomecánica según RMR

E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					
Longitud de discontinuidades-Persistencia	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5mm	> 5mm
Valoración	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5mm	Relleno duro > 5mm	Relleno suave < 5mm	Relleno suave > 5mm
Valoración	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0
F. EFECTO DE LA ORIENTACION RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA**					
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Avance con el buzam. Buzam. 45-90°	Avance con el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 45-90°		Buzamiento 20-45°
Muy favorable	Favorable		Muy desfavorable		Moderado
Avance contra el buzam. Buzam. 45-90°	Avance contra el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 0 - 20°, Independiente del rumbo		
Moderado	Desfavorable		Moderado		

Fuente: Adaptado del libro "manual de mecánica de rocas" (Cordova,2004)

Capitulo III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACION

3.1 Ámbito de estudio

la tesis es desarrollada en las operaciones mineras de la contratista INCIMMET Servicios Integrales. Unidad Minera Cerro Lindo-NEXA Resources compañía Minera, así como la mención de la ubicación de las operaciones de mina Cerro Lindo en el marco contextual en el capítulo 2.

3.2 Tipo y nivel de investigacion

3.2.1 Tipo de investigacion

El tipo de investigación será aplicada descriptiva, porque se confrontará la teoría con la realidad, porque se buscará una solución a un problema existente en la mina.

3.2.2 Nivel de investigacion

Los niveles de investigación serán correlacional y explicativo; correlacional porque se buscará relacionar las variables existentes en el diseño de la instalación de cable bolting,

así mismo es explicativo porque intenta explicar las causas de los resultados en la instalación de cable bolting.

3.3 Diseño de investigación

El diseño de investigación es experimental, porque se empleó para el sostenimiento el cable bolting con el fin de minimizar la caída de cuñas de roca de gran volumen y con eso evitar que se retrase el ciclo minado en la explotación de los tajos en el nivel 1910, a inicios se realizaron pruebas en cables bolting instalados convencionalmente para comprobar los cambios respecto a la implementación de cable instalado mecanizadamente.

3.4 Población y muestra

3.4.1 Poblacion

La población elegida en esta investigación está compuesta por la Unidad Minera Cerro Lindo.

3.4.2 Muestra

la muestra está constituida por el crucero CX 771 y está ubicada en el nivel 1910. Dicho tamaño de muestra fue determinado por las mediciones de las 9 estaciones geomecánicas ubicadas en la zona 1 y zona 2 del nivel 1910 y es una muestra no probabilística, donde estas mediciones abordaron toda la superficie inestable de la masa rocosa descubierta en las diferentes labores mineras en estudio.

3.5 Técnicas e instrumentos de captura de información

3.5.1 Técnicas de captura de información

Para la captura de la información se utilizó registros de estudios Geomecánicos de otros niveles de la mina Cerro Lindo (Técnica Documental), y también se utilizó una técnica de campo (mapeo geomecánico del nivel 1910).

3.5.2 Instrumentos de captura de información

Se utilizó el formato mapeo geomecánico RMR, Q, GSI.

3.6 Procesamiento de datos

Se llevaron a cabo comparaciones entre los datos procesados de los registros de los mapeos geomecánicos anteriores realizados en otros niveles de producción y los registros de los mapeos realizados en la CX 771 – nivel 1910. Los datos recolectados fueron sometidos a un análisis de esfuerzos utilizando los softwares Rocscience y el Dips obteniéndose tablas de datos importantes para el diseño y elección del sistema de sostenimiento.

3.7 Presentación y análisis de resultados

Se realizó un análisis y exposición de los datos relativos a las variables investigadas referidas a la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting, con el propósito de evitar los retrasos del ciclo minado de los tajos (ya que si ocurre un colapso se detendría la explotación) y también evitar el lajamiento y colapsos de la caja piso, caja techo y el techo de los tajos y de las labores aledañas que se comunican con el tajo. Ya finalizado este análisis obtener conclusiones y recomendaciones derivadas de esta investigación sean presentadas de manera concluyente.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1 Consideraciones sobre el diseño Geomecánico

La unidad minera Cerro Lindo es un yacimiento de sulfuros masivos vulcanogenicos, con una orientación al NW. Siendo descubierta por la presencia del afloramiento de óxidos limoniticos y baritina sacaroide, y que emplea el método de explotación de Sub Level Stopping, con blocks de dimensiones de 30m x 20m x 25 m para la explotación de los cuerpos mineralizantes. Asimismo, posee una capacidad de producción de 22000 toneladas diarias, convirtiéndola en la mina subterránea más grande del Perú.

Por la presencia de bloques de rocas que tienden a relajarse en las labores de extracción del mineral en el tajo 771 (ventanas de extracción, intersecciones), ubicadas en el nivel 1910, se evalúa realizar la implementación de un equipo (jumbo cabolt RS 421) para la instalación del cable bolting en los techos de las labores de extracción, para que así dichas labores sirvan como acceso para el carguío y limpieza del mineral, minimizando que se utilice otros métodos convencionales de instalación del cable bolting, procurando mantener al personal de trabajo y los equipos estar expuestos a peligros a causa de la

tarea de sostenimiento. Acatando las normas de seguridad, los métodos de instalación del cable bolting, y minimizando los costos de sostenimiento. Por tanto, en esta investigación se detallará las consideraciones geomecánicas del macizo rocoso para la instalación del cable bolting.

Tabla 6

Características geomecánicas del Proyecto Cerro Lindo

Descripción	Valor	Autor o fuente
Clasificación geomecánica del macizo rocoso	RMR 89	Bieniawski, 1989
Buzamiento	SW con 65° de promedio	DCR Ingenieros SRLtda
Dimensión de los tajeos	30 x 20 x 25	DCR Ingenieros SRLtda

Fuente: DCR Ingenieros (2017)

4.1.1 Mapeo geomecánico en el nivel 1910

En la Zona 2 (OB5 – TJ-771) nivel 1910, en los niveles se ha observado que la masa rocosa es de una calidad de roca de IIIB (regular) y de modo muy esporádico la calidad de la roca tipo IVA Y IVB (mala), siendo el mineral friable.

Tabla 7

Calidad del macizo rocoso

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

Fuente: DCR Ingenieros 2017

En la Zona 2(OB5), los sistemas principales son el Sistema 1 con rumbo NNE y el Sistema 2 con rumbo NS. Asimismo, el sistema 1 tiene un buzamiento alto al SE y el sistema 2 tiene un buzamiento alto al E. Los sistemas secundarios son: el Sistema 3 con rumbo NE y buzamiento alto al SE y el Sistema 4 con rumbo NNW y buzamiento moderado al SW.

4.2 Mapeo geomecánico de las labores de extracción en el nivel 1910

Los datos geomecánicos se obtuvieron fundamentalmente a partir de dos principios: el mapeo geomecánico y los datos de utilidad especificados por el Departamento de Geomecánica de la Mina Cerro Lindo. El mapeo geomecánico de la masa de roca que esta alrededor de las labores de extracción en el nivel 1910, se realizó utilizando la "técnica de celdas de detalle". Utilizando esta estrategia, se realizaron estimaciones proyectadas en 9 estaciones geomecánicas, apropiadas en la zona 1 y zona 2 de revisión, cada uno de ellos abordando en toda la superficie de propagación inestable de la masa rocosa descubierta en las diferentes labores mineras en estudio.

Tabla 8

Estaciones Geomecánicas en el Proyecto Cerro Lindo

Niveles	Zona 1	Zona 2	Zona 3	Zona 4	Total nivel
Nv 1650				5	5
Nv 1680	3			3	6
Nv 1710	1			5	6
Nv 1740				6	6
Nv1770	2				2
Nv 1800	2				2
Nv 1820	2	3	2		7
Nv 1850		7			7
Nv 1880	2	11			13
Nv 1910	1	8			9
Total zona	13	29	2	19	63

Fuente: DCR Ingenieros 2017

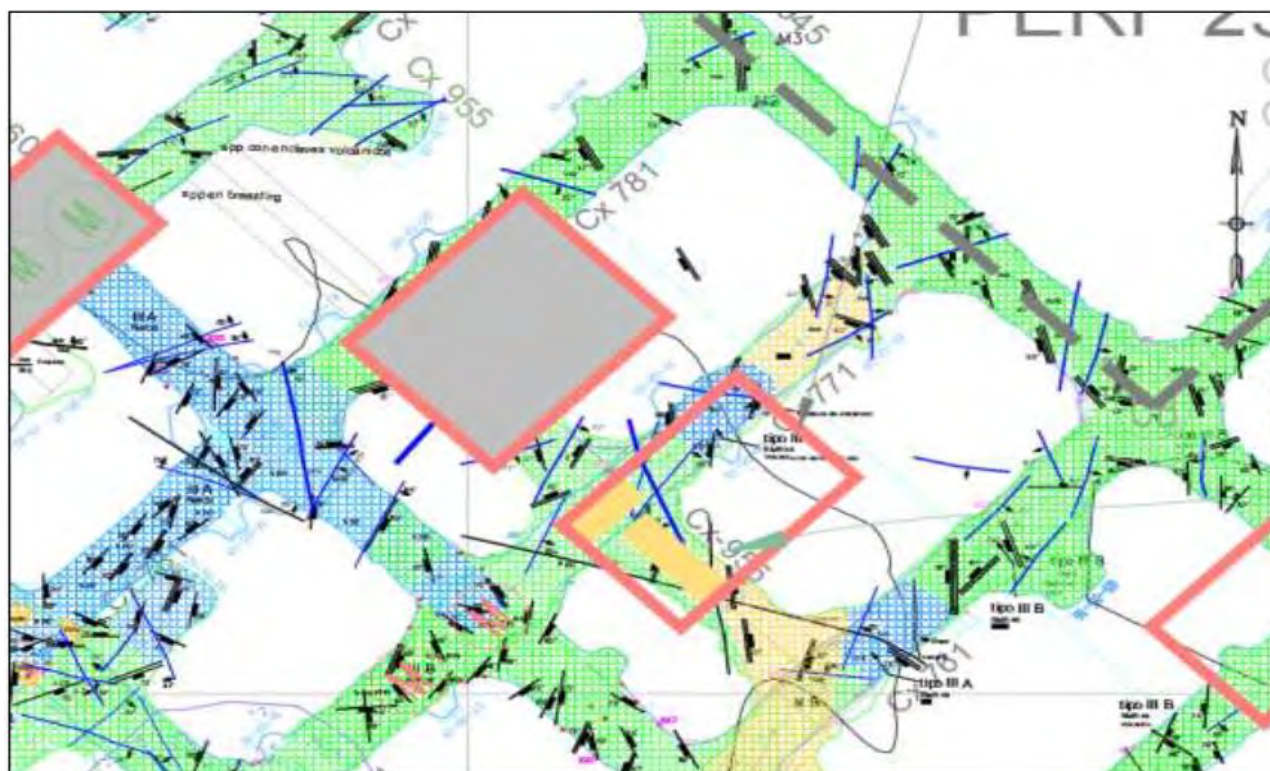
A pesar de las eficientes estimaciones de la estación, se realizó una revisión visual de la naturaleza de la masa de roca en todas las labores de extracción donde se completó el mapeo geomecánico, reflejando estos datos directamente en los planos geomecánicos. El logueo geotécnico de los testigos rocosos no se realizó para las Zonas 1, 3 y 4 a la luz del hecho de que no se dispone de perforaciones diamantinas, por lo tanto, recurrimos a revisar el registro visual de las perforaciones diamantinas que tienen un lugar con cada una de estas zonas investigadas, capturando dichos datos directamente en los planos geomecánicos.

Las medidas de investigación y estimación tanto para el mapeo geomecánico, así como para el logueo geotécnico se adquirieron de los estudios anteriores realizados por DCR ingenieros S.R.Ltda. (DCR) para esta evaluación, ajustándolos a los principios propuestos por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Los límites considerados fueron: tipo de roca, tipo de discontinuidades, persistencia, apertura, tipo de relleno, espesor del relleno, orientación, espaciado, intemperización y presencia de agua. Asimismo, se registró información sobre la solidez de la roca y la recurrencia de roturas.

Por último, los datos organizados provienen del mapeo geomecánico y las discontinuidades mapeadas por el personal del Departamento de la mina Cerro Lindo. De los planos geomecánicos, en el nivel 1910 mostrados en la Tabla 4.1, siendo los datos de orientación (buzamiento), que se extrajeron de las estructuras de un estudio anterior, con lo que dicha información es utilizada para el análisis estructural de la investigación.

Figura 20

Plano Geomecánico de la Cx 771



Fuente: Elaboración Propia.

4.2.1 Aspectos Litológicos

La litología del área en investigación se compone principalmente de 3 tipos de rocas: los sulfuros donde se encuentra la mena, la roca volcánica y los diques. Las rocas volcánicas aparecen alrededor de los sulfuros formando la roca encajonante, mientras que los diques se seccionan sesgadamente a los sulfuros y la roca volcánica. Dentro del área de mineralización económica, surgen traspases de la roca volcánica que emergen junto al mineral durante el minado de los cuerpos mineralizados. Los códigos litológicos utilizados se introducen en la siguiente tabla.

Tabla 9**Litología en la Unidad Minera Cerro Lindo**

Litología	Código
Volcánico	Vol
Sulfuro primario de pirita	SPP
Sulfuro primario de baritina	SPB
Sulfuro semimasivo	SSM
Dique	DK
Brecha	BX

Fuente: DCR Ingenieros (2017)

4.2.2 Distribución de discontinuidades

Para exponer las particularidades de la disposición de las discordancias del macizo rocoso, de una gran variedad de dimensiones, se realizó el manejo de la información de la orientación mediante procedimientos de proyección estereográfica que tiene la misma zona de estudio, utilizando el programa DIPS Versión 6 de Rocscience Inc. (2018). Para la zona en investigación, la información organizada del mapeo geomecánico tiene 170 estimaciones y la información primaria recuperada de los planos geomecánicos tiene 4.200 estimaciones.

Las deducciones de las peculiaridades de la disposición del conjunto de discordancias en el macizo de roca se muestran en primer lugar en los registros del mapeo geomecánico, para cada estación de revisión. Entonces, en ese punto, se muestra en los Planos Geológicos y Geomecánicos en Dibujos Geomecánico.

Tabla 10**Distribución de las discontinuidades**

Litología	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Zona 2	N24°E/70°SE	N04°E/69°NW	N64°E/80°SE	N24°W/24°SW
	114°/70°	086°/69°	154°/80°	246°/24°

Fuente: DCR ingenieros (2017)

4.2.3 Fallas

Las fallas están espaciadas normalmente de 3 a 10 m, la persistencia es de varios metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de la cara son algo asperas a pulido y espejos de falla con ciertas marcas de ondulación. Estas discontinuidades están repletas con materiales como el panizo, brechas, arcillas y oxidos. El grosor de estos rellenos difiere en un rango de 5 a 15 cm El área de predominio de las fallas no es enorme, llegando a la magnitud de 1 m de vez en cuando.

4.2.4 Diaclasas (sulfuros)

Sus cualidades principales son: espaciamiento en un rango de 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m, y apertura de menos de 1 mm y de vez en cuando selladas y sin incrustaciones. m, la rugosidad de las paredes es ligero a liso para ciertas marcas de ondulación, el relleno es considerado a resistente y por debajo a 5 mm, con presencia de calcitas y la caolinita. Las paredes de las discontinuidades principales están sin alteraciones y con mucha humedad presente.

4.2.5 Diaclasas (Diques y Volcánicos)

Sus características fundamentales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m, aperturas menores a 1 mm y a veces cerrada, sin rellenar. La rugosidad de las paredes es ligera a lisa para ciertas irregularidades, el relleno presente es ligero a sólido y por debajo de 5 mm, con presencia de calcitas y arcillas. Las paredes de las discontinuidades existentes son en su mayor parte sin ninguna alteración, con humedad presente.

4.2.6 Resistencia de la roca intacta

Uno de los principales fines del mapeo geomecánico de la masa de roca, es la resistencia a la compresión no confinada de la roca intacta o también denominada UCS (uniaxial). Durante el trabajo de campo, como característica del mapeo geomecánico de las labores de extracción, se completaron las pruebas de resistencia con el martillo del geólogo (martillo Schmidt), siguiendo las pautas recomendadas por el ISRM, para evaluar la resistencia a la compresión de la roca intacta. Asimismo, como característica del trabajo de campo, se realizó una prueba metódica de bloques de roca de las litologías fundamentales como el mineral, SPP y SPB, así como la volcánica. Además, también se completaron las pruebas en un fragmento tomado de un dique andesítico en estudio.

Las pruebas de mecánica de rocas completadas para evaluar el UCS fueron: carga puntual, compresión uniaxial, compresión triaxial. Las pruebas de compresión triaxial también han arrojado, a pesar de la resistencia a la compresión no confinada de la roca intacta, valores para la constante "mi" estable del criterio de falla de Hoek y Brown (2002-2007) y los criterios de resistencia al corte de Mohr Coulomb: ángulo de fricción y cohesión, estos límites se relacionan con la roca intacta. Del mismo modo, para la roca intacta, también se han realizado pruebas de tracción indirecta utilizando el Método Brasileño.

Del mismo modo, debe tenerse en cuenta que en el estudio geomecánico de 2017 (**Tabla 14**), se completaron algunas pruebas de mecánica de rocas, que comprenden: compresión triaxial, carga puntual, pruebas de mecánica de rocas estables que comprenden: presión triaxial, carga puntual, constantes elásticas, propiedades físicas. Los resultados anunciados en ese momento son como los resultados obtenidos en una

investigación actual (**Tabla 15**). el contraste más significativo es que el valor de resistencia a la compresión del mineral ha sido menor que en la investigación anterior. Esta realidad podría deberse a la forma en que, en esta ocasión, las pruebas fueron tomadas de bloques de roca y en la pasada investigación fueron tomadas de testigos de perforaciones diamantina.

Tabla 11

Propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	σ_c (MPa)	" m_i "	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción (°)
CL-10-501	250 – 253	V (CT) Alejada	128	26.43	23.41	53.45
CL-10-525	118 – 123	SPP grano grueso	74	14.17	15.61	45.96
CL-10-533	157 – 164	SPP grano fino	123	20.46	22.49	51.62
CL-10-525	166 – 169	SPB compacto	92	19.24	17.39	50.48
CL-10-501	170 – 180	SPB med. comp.	85	17.01	17.39	48.03
CL-10-515	43 – 46	SSM	98	15.35	19.99	47.36
CL-10-533	30 – 36	V (CP)	72	49.99 *	8.17	70.55
CL-10-501	158 – 162	D	246	50.00 *	19.97	71.61

Fuente: DCR Ingenieros 2017

Tabla 12

Resultados de los ensayos de compresión

Muestra	Nivel	Cuerpo	Litología	" m_i "	σ_c (mPa)	Cohesion (mPa)	Angulo de Friccion
M-2	1880	OB5	SPP	21.22	42.19	8.84	48.77
M-3	1880	OB5	SPB	22,01	40.42	8.97	48.27
M-6	1910	OB5	VOL CT	26.17	55.32	10.27	52.66
M-7	1940	OB5-OB2	DIQUE AND	28.98	110.14	17.52	56.36

Fuente: Elaboracion Propia.

4.3 Clasificación de la masa rocosa

Para catalogar geomecánicamente el macizo rocoso, se utilizaron los principios de agrupación geomecánica de Bieniawski (RMR - Rock Mass Rating - 1989). Las estimaciones de la resistencia a la compresión de la roca intacta fueron adquiridas por ensayos de golpes con el martillo del geólogo en las labores mineras. En cuanto a las

estimaciones de la calidad de la roca mediante el RQD se establecieron completamente mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando de referencia la propuesta de Priest y Hudson (1986), teniendo como límite de información fundamental la recurrencia de rotura por metro de avance en el minado; por otra parte, se estimaron directamente en los testigos de las perforaciones diamantina.

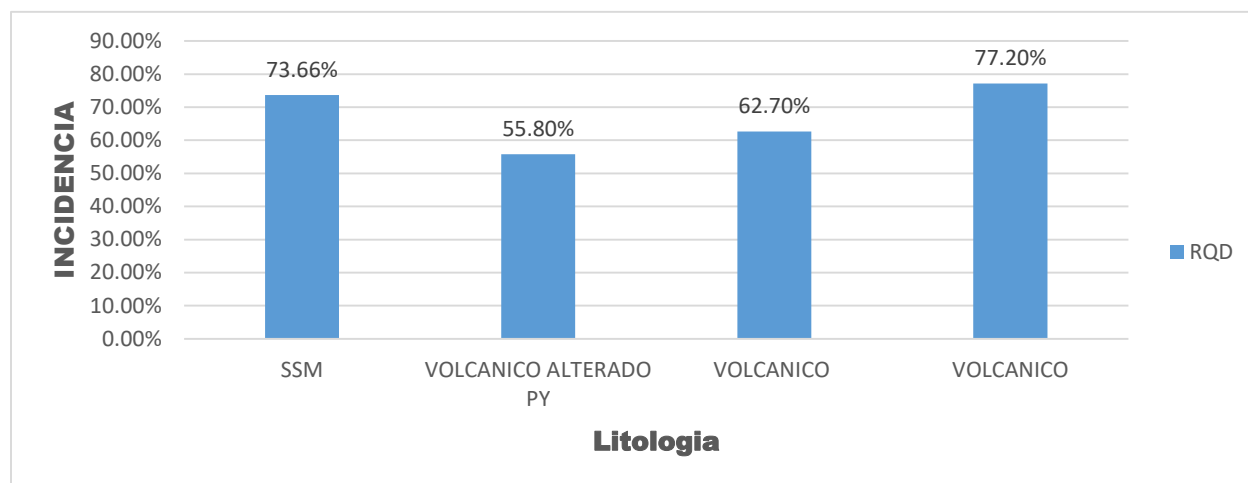
Los datos que han sido accesibles como fuente de referencia para clasificar la masa rocosa de las zonas alrededor de las labores de extracción en el nivel 1910, ha sido fundamentalmente el mapeo geomecánico del macizo rocoso en las labores de extracción y además de forma vecinal el mapeo geotécnico de algunos testigos de roca de algunas perforaciones diamantinas ejecutadas como componente de los trabajos de exploración en el nivel 1910. Según lo que se vio en el trabajo de exploración con respecto a la disposición de la masa de roca, se tiende a notarse que la calidad es principalmente Regular a Bueno (II) y en menor presencia Regular.

En general, no se pudieron apreciar secciones de baja calidad rocosa, en el mapeo solo se evidenciaron cuando hay algunas zonas de falla, sin embargo, esto es usual en este tipo de diseños de sostenimiento. En las investigaciones geomecánicas en años anteriores, hay un registro de la forma de la naturaleza y calidad del macizo rocoso.

4.3.1 Índice RQD

Fue encontrado por el geólogo americano Deere, que fomenta que la naturaleza subyacente de una masa de roca puede ser evaluada a partir de los datos obtenidos de la recuperación de testigos impecables de sondajes diamantinos, sobre esta premisa propone el registro cuantitativo RQD (Rock Quality Designation). Para el cálculo del RQD se realizó el respectivo mapeo geomecánico del Cx 771.

Figura 21
Índice RQD en el CX 771



Fuente: Elaboración Propia.

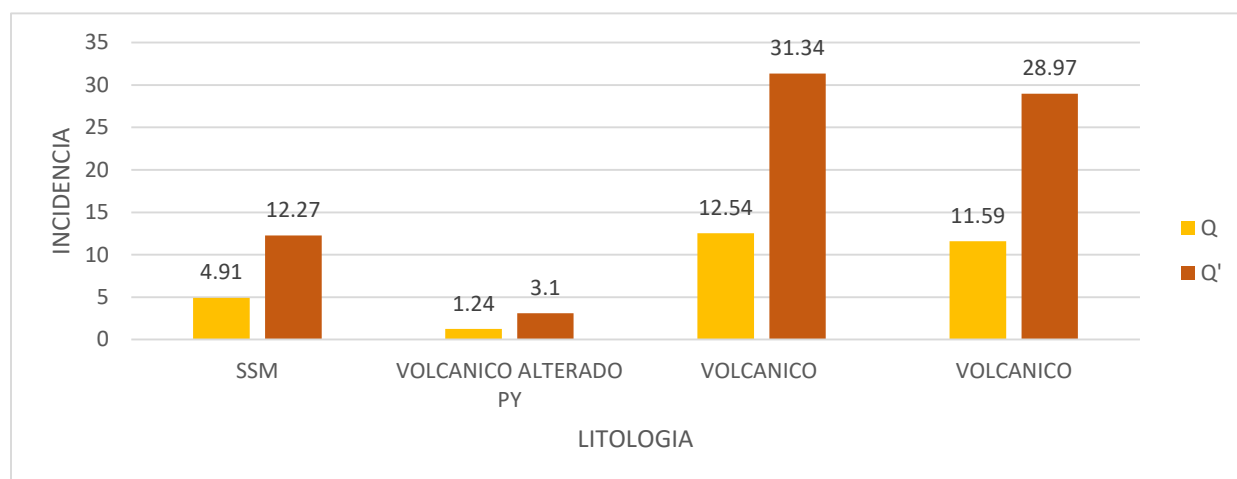
4.3.2 Índice Q

Para determinar el índice Q, primeramente, se determinó los parámetros mediante el mapeo geomecánico ejecutado en el CX 771 (ver anexo). El índice Q varía entre 0.001 hasta 1000, un alto valor de Q representa una buena estabilidad, mientras que los más bajos señalan que la estabilidad es pobre.

4.3.3 Índice RMR

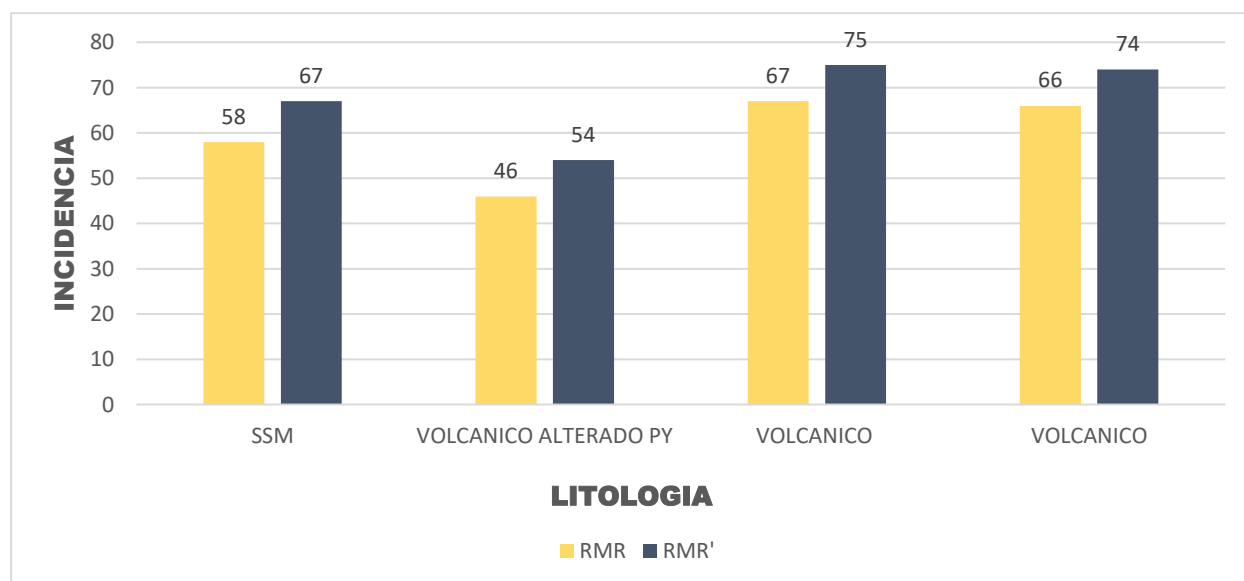
El RMR es un método empírico que ha sido obtenido por la suma de una serie de parámetros obtenidos por el mapeo geomecánico realizado en el CX 771, con el fin de evaluar la estabilidad de la cortada para que se realice las tareas de producción con normalidad

Figura 22
Índice Q en el CX 771



Fuente: Elaboración Propia.

Figura 23
Índice RMR en el CX 771



Fuente: Elaboración Propia.

4.4 Estimación del Q de Barton para el tajo 771

El índice de estabilidad "N" aborda la solidez del macizo rocoso para mantenerse estable bajo los esfuerzos vistos en las excavaciones mineras. Para calcular este valor, se utiliza la siguiente ecuación (I), que considera la calidad del macizo rocoso indicado en la lista Q' modificada, el factor de disminución de los esfuerzos en la roca "A", el factor de la orientación de las familias de discordancias geológicas en cuanto a la dirección del eje del tajo "B", el factor a consecuencia de la gravedad en las cuñas del techo y de las paredes que estructuran el sistema de discontinuidades con el tajo "C".

$$N' = Q' \times A \times B \times C \dots \dots \dots (I)$$

Tabla 13

Valores obtenidos para Q modificado

	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	\bar{X}
Q	4.91	1.24	1.32	12.54	14.72	6.87	7.72	11.59	4.55	6.07	7.153
Q'	12.27	3.1	3.29	31.34	36.79	17.17	19.31	28.97	11.37	15.16	17.877

Fuente: Elaboración Propia.

4.4.1 Estimación del factor "A":

Para determinar el valor del parámetro de presión "A", como se señaló previamente, se empleó la información de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca y el valor de la mayor presión inducido.

Tabla 14

Valores de la constante “ m_i ” de la roca intacta (ensayos Año 2017),(Determinados con ensayos a compresión triaxial)

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	σ_c (MPa)	“ m_i ”	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción (°)
CL-10-501	250 – 253	V (CT) Alejada	128	26.43	23.41	53.45
CL-10-525	118 – 123	SPP grano grueso	74	14.17	15.61	45.96
CL-10-533	157 – 164	SPP grano fino	123	20.46	22.49	51.62
CL-10-525	166 – 169	SPB compacto	92	19.24	17.39	50.48
CL-10-501	170 – 180	SPB med. comp.	85	17.01	17.39	48.03
CL-10-515	43 – 46	SSM	98	15.35	19.99	47.36
CL-10-533	30 – 36	V (CP)	72	49.99 *	8.17	70.55
CL-10-501	158 – 162	D	246	50.00 *	19.97	71.61

(*) Estos valores son inconsistentes por que la carga de rotura superó a la capacidad del equipo.

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 15

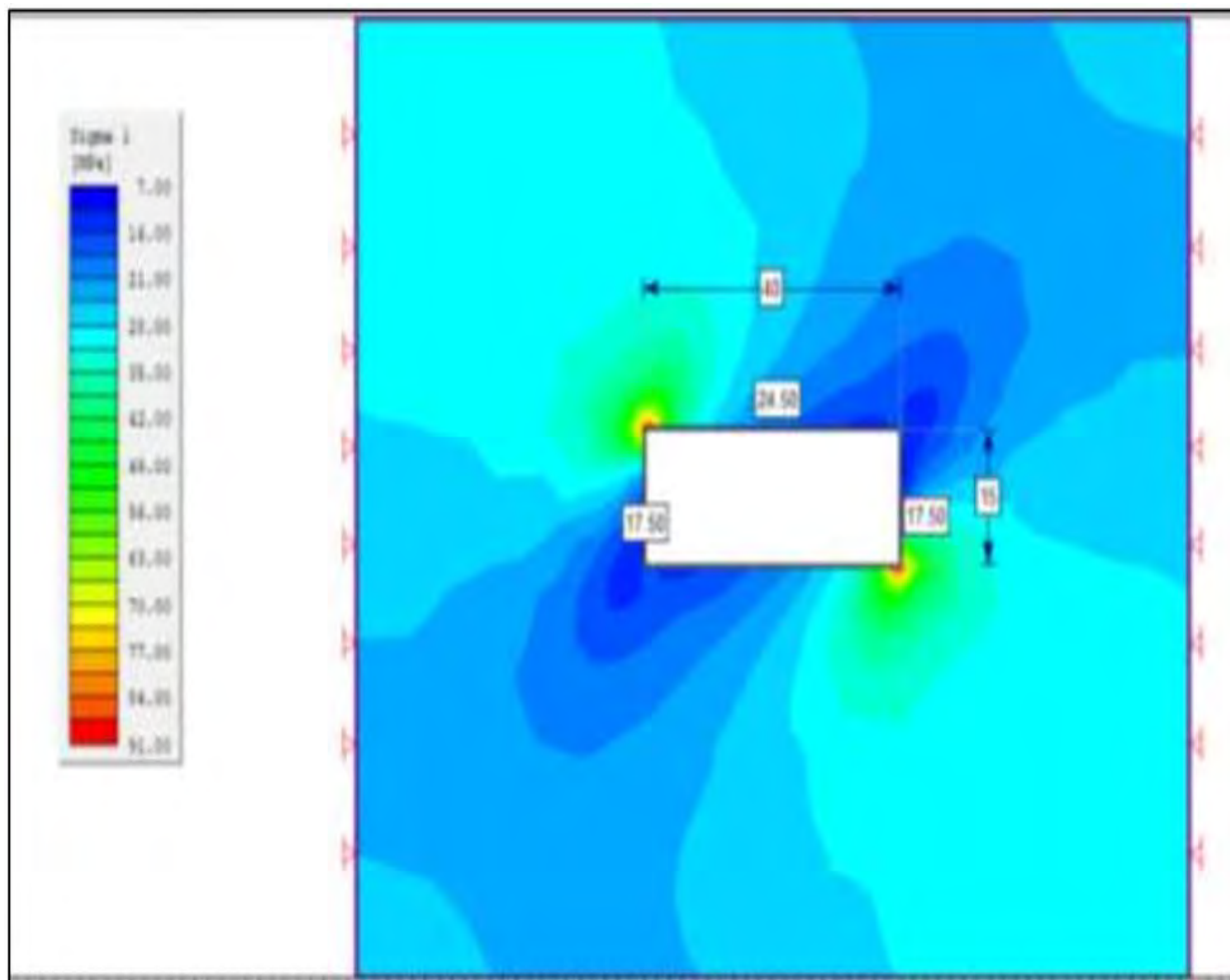
Resultados de los ensayos a la compresión uniaxial

Muestra	Nivel	Cuerpo	Litología	σ_c (MPa)
M – 2	1880	OB5	SPP	32.5
M – 3	1880	OB5	SPB	49.8
M – 6	1910	OB5	VOL CT	74.3
M – 7	1940	OB5 – OB2	DIQUE AND	135.9

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 24

Resultado del Modelamiento Numerico de Diseño



Fuente: Elaboración Propia.

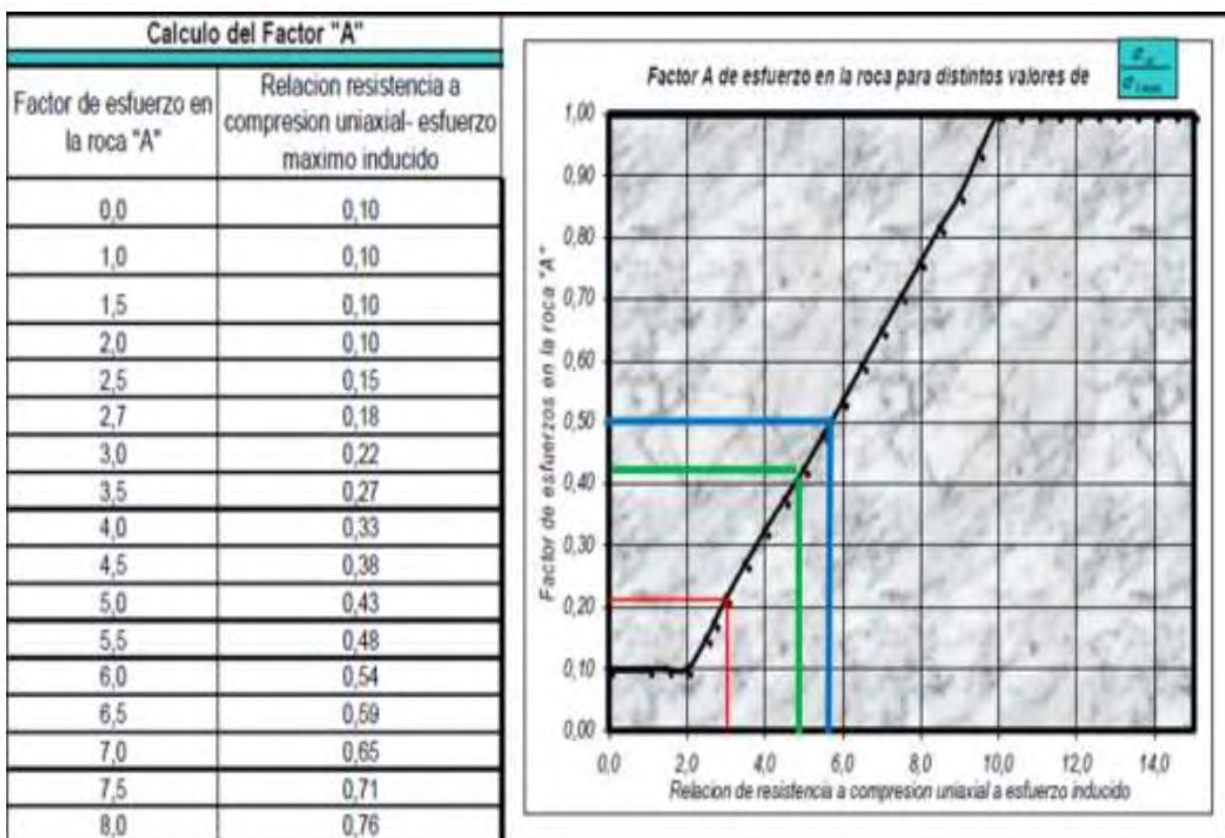
Tabla 16

Rango de valores para definir el factor de esfuerzo "A"

Rango de valores para definir el valor del factor de esfuerzo "A" en el macizo rocoso	
Rango de Factor de esfuerzo en la roca	Valor del factor "A"
$\frac{\sigma_{ij}}{\sigma_{i, max}} < 2,0$	0,10
$2,0 < \frac{\sigma_{ij}}{\sigma_{i, max}} < 10,0$	$0,125 * (\frac{\sigma_{ij}}{\sigma_{i, max}}) > 0,125$
$\frac{\sigma_{ij}}{\sigma_{i, max}} > 10,0$	1,00

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 25

Rango de Valores para definir el factor de esfuerzo "A"

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 17

Resumen de cálculo del factor "A"

	Caja Techo	Caja Piso	Techo
σ_c	74.30	74.30	123.00
σ_1	17.50	17.50	24.50
σ_c / σ_1	4.25	4.25	5.02
FACTOR A	0.41	0.41	0.50

Fuente: Elaboración Propia.

4.4.2 Estimación del factor "B"

Este criterio contempla el impacto de las discontinuidades a la solidez de las superficies descubiertas del tajeo. Cuanto más modesto sea el ángulo conformado por la discontinuidad analizada concerniente a la superficie del tajeo, resultará q tendrá un impacto negativo para la estabilidad del tajeo; por lo tanto, el impacto de las discontinuidades en la estabilidad de las superficies de los tajos será más notable, cuando el rumbo de las discontinuidades es paralelo con la superficie libre y más pequeño cuando los planos de las discontinuidades son perpendiculares. Esta variable es un componente de la diferencia entre la dirección del sistema de discontinuidades críticas (prevalciente y la cara descubierta del tajeo).

Tabla 18

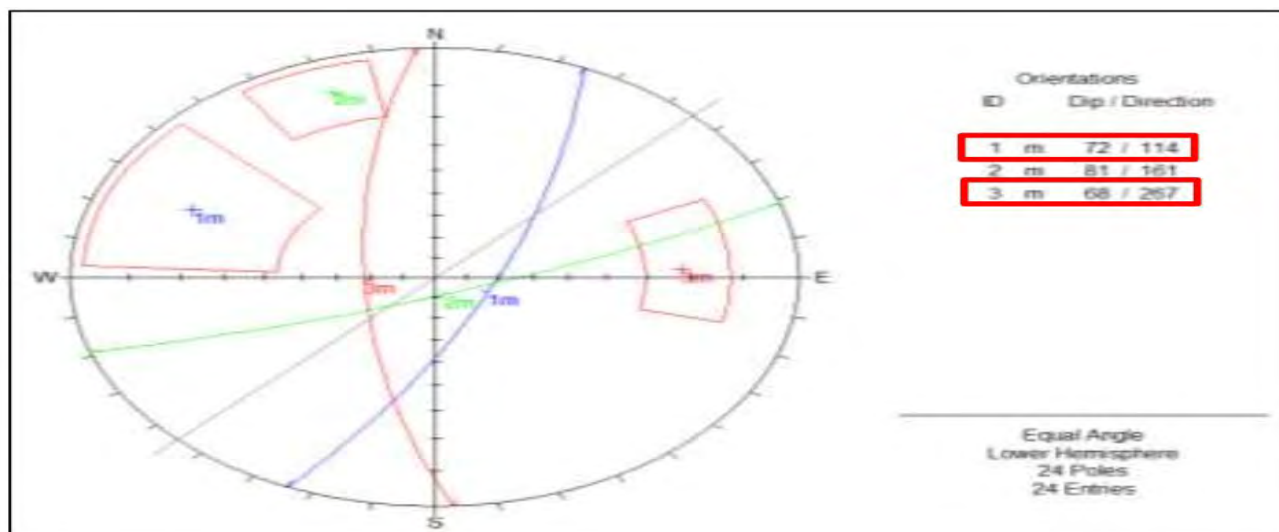
Orientaciones de las discontinuidades de la Tj 771

N°	Rumbo°		Buzamiento°		Tipo	Dip	Dip Direction
1	12	NE	58	SE	E	58	102
2	21	NE	79	SE	E	79	111
3	186	SW	85	NW	D	85	276
4	357	NW	68	SW	E	68	267
5	280	NW	55	SW	F	55	190
6	230	SW	79	NW	E	79	320
7	215	SW	68	SE	F	68	125
8	194	SW	85	SE	F	85	104
9	336	NW	85	SW	F	85	246
10	203	SW	82	SE	F	82	113
11	245	SW	88	NW	E	88	335
12	29	NE	78	NW	E	78	299
13	27	NE	72	SE	F	72	117
14	346	NW	37	SW	D	37	256
15	21	NE	59	SE	D	59	111
16	250	SW	77	SE	F	77	160
17	358	NW	81	NE	F	81	88
18	35	NE	73	SE	F	73	125
19	14	NE	89	SE	E	89	104
20	344	NW	49	SW	E	49	254
21	252	SW	85	SE	E	85	162
22	357	NW	68	SW	E	68	267
23	20	NE	72	NW	E	72	290
24	353	NW	68	NE	E	68	83

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 26

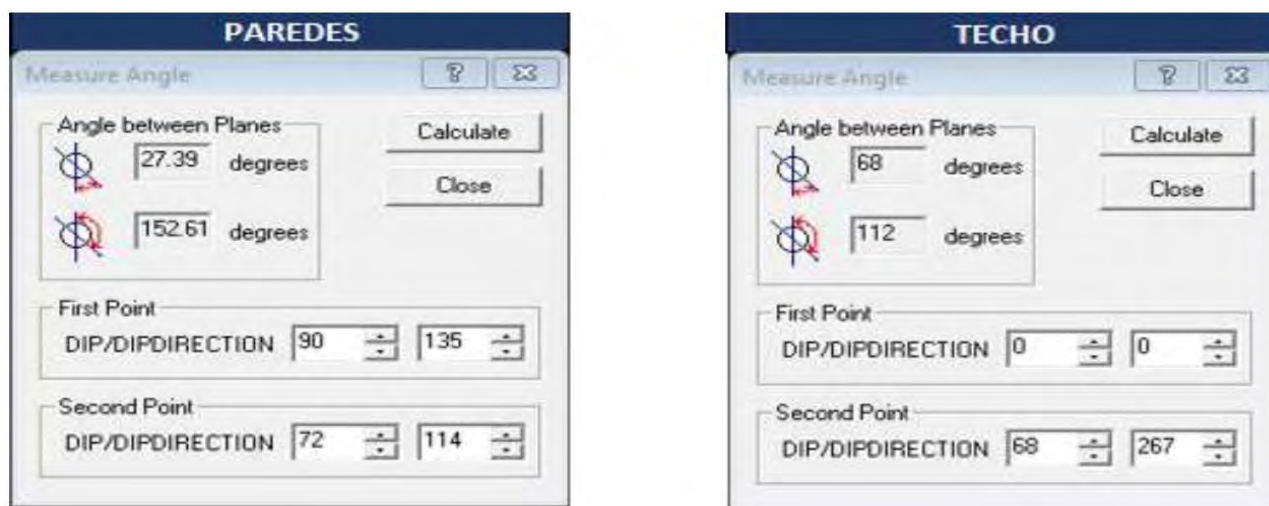
Proyección estereográfica de los principales sistemas de discontinuidades



Asimismo, definimos los sets críticos para el tajo, los cuales son el set 1 para las paredes y set 3 para el techo.

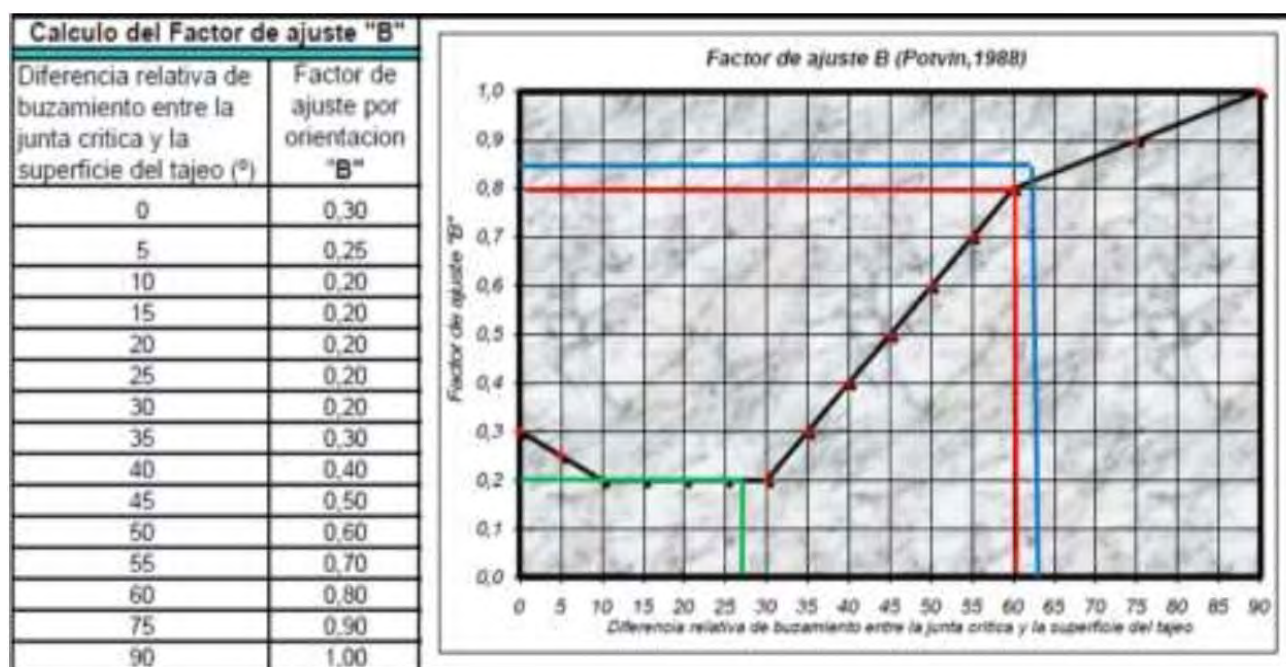
Fuente: Elaboración Propia.

Figura 27
Ángulos entre planos



Fuente: Elaboración Propia.

Figura 28
Factor de ajuste "B" por orientación de discontinuidades



Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 19

Resumen del cálculo del factor "B"

	Caja Techo	Caja Piso	Techo
Difference in Dip	27.39	27.39	68.00
Difference in Strike	0.00	0.00	0.00
FACTOR B	0.20	0.20	0.85

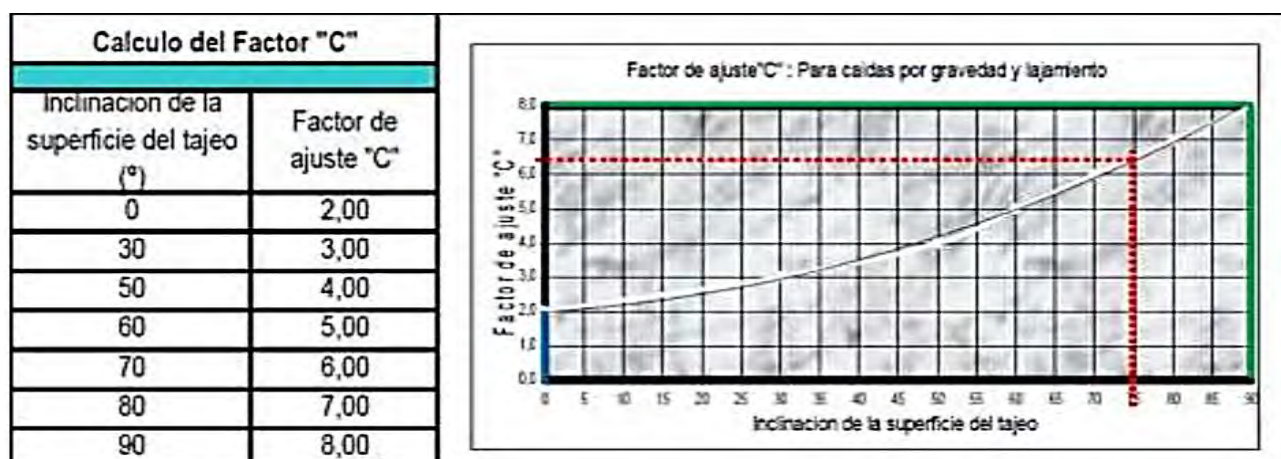
Fuente: Elaboración Propia.

4.4.3 Estimación del factor "C"

De acuerdo al criterio Potvin (1988) recomendó que tanto las fallas ocasionadas por la gravedad y por la desplazación, se apoyaran en la inclinación de la superficie del tajo α . La variable C para estos casos se puede determinar a partir de la siguiente ecuación: $C = 8 - 6\cos\alpha$, o definido a través del gráfico representado en el gráfico trazado en la Figura 32. Esta variable tiene un mayor valor de 8 para paredes verticales y una base de 2 para techos horizontales en los tajos.

Figura 29

Factor de ajuste "C" para caídas por gravedad



Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 20

Resumen de cálculo del factor "C"

	Caja Techo	Caja Piso	Techo
Angle (sliding)	0.00	0.00	0.00
Angle (falling)	90.00	90.00	0.00
FACTOR C	8.00	8.00	2.00

Fuente: Elaboración Propia.

4.4.4 Calculo del número de estabilidad N

Conociendo los valores Q' , A, B, C, reemplazamos en la ecuación para el cálculo del número de estabilidad.

Tabla 21

Calculo del número de estabilidad N'

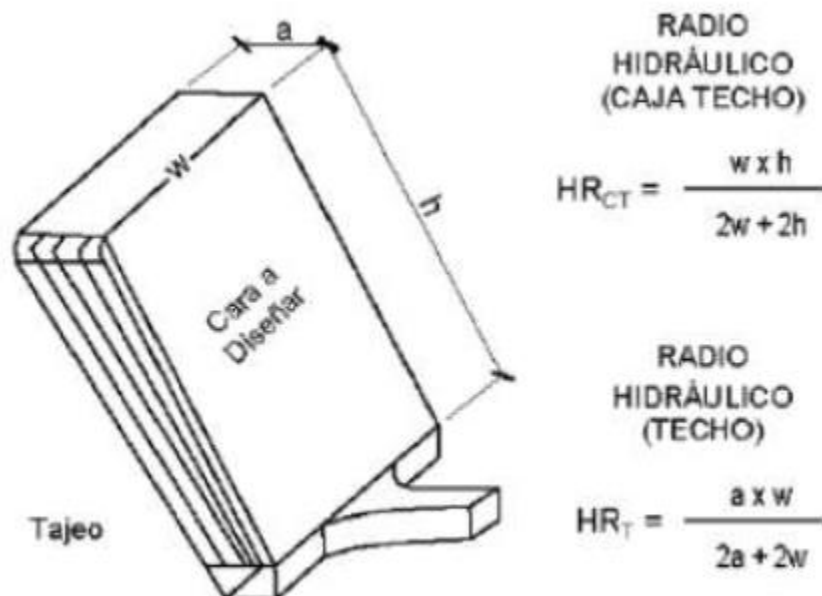
NÚMERO DE ESTABILIDAD "N" PARA EL TAJO					
DOMINIO ESTRUCTURAL	Q'	A	B	C	N'
Caja Techo	7.15	0.41	0.20	8.00	4.64
Caja Piso	7.15	0.41	0.20	8.00	4.64
Techo	7.15	0.50	0.85	2.00	6.11

Fuente: Elaboración Propia.

Una vez que se calculado el número de estabilidad N' , utilizamos el grafico de estabilidad mostrada, que nos permitirá determinar los valores de los **RADIOS HIDRAULICOS** para el techo y las cajas respectivamente.

Figura 30

Radio Hidraulico (S)



Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 22

Calculo del Radio Hidraulico

CAJA TECHO	
h =	15
w =	40
RH =	5.45

TECHO	
a =	20
w =	40
RH =	6.67

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 23

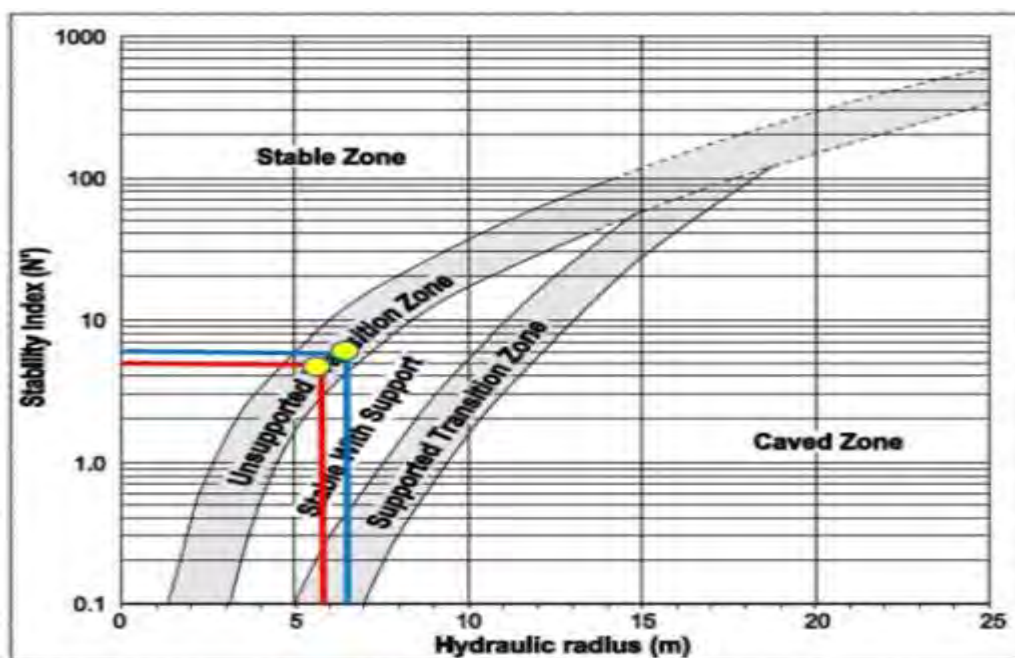
Resumen de cálculo de "N" y Radio Hidraulico (RH)

NÚMERO DE ESTABILIDAD "N" PARA EL TAJO						
DOMINIO ESTRUCTURAL	Q'	A	B	C	N'	RH
Caja Techo	7.15	0.41	0.20	8.00	4.64	5.45
Caja Piso	7.15	0.41	0.20	8.00	4.64	5.45
Techo	7.15	0.50	0.85	2.00	6.11	6.67

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 31

Análisis de estabilidad



Fuente: Elaboración Propia.

De la figura 31, se obtiene que el tajo 771, se encuentra en la zona de transición sin sostenimiento.

4.5 Diseño del sistema de sostenimiento con cables bolting

Teniendo en cuenta las implicaciones de los mapeos geomecánicos del CX 771 en el capítulo anterior, se ha propuesto la implementación del sistema de sostenimiento con la instalación de cable bolting, siendo ejecutado por el jumbo emperador Sandvick DS 421 con el fin de que las ventanas de extracción, intersecciones y techo de tajo 771 sean seguras para los trabajadores e equipos que realizaran la extracción de dicho tajo.

4.5.1 Sostenimiento con cable bolting en modo ascendente en el nivel 1910

En la unidad minera Cerro Lindo, de propiedad de Nexa Resources, el tema de sostenimiento de las labores de extracción toma gran importancia debido a que esta mina es altamente mecanizada, y por lo que los equipos y trabajadores deben de contar con labores mineras sólidas y seguras, a fin de evitar los incidentes y accidentes. Es por ello que la instalación del cable bolting será mecanizado mediante el equipo jumbo emperador sandvick DS 421 en las ventanas e intersecciones en el nivel 1910.

Figura 32

Cx 771 en el nivel 1910



Fuente: Elaboración Propia.

4.5.1.1 Perforación

Se ejecuta las perforaciones de los taladros de las mallas radiales con el equipo Cabolt con un diámetro de perforación de 51 mm, con una longitud de 10 m y el ángulo de diseño dispuesto en el planeamiento. Se deberá realizar una verificación visual del sitio de perforación antes de comenzar el proceso. Si es necesario, se debe llevar a cabo una limpieza de la zona a perforar. La relación entre la presión de percusión, el avance, la velocidad de rotación y el flujo de barrido, así como el valor apropiado, depende de una serie de factores, incluida la condición de la roca, el tipo de broca y el diámetro del taladro. Los parámetros de perforación siempre deben ajustarse para reflejar el estado actual de la perforación, la siguiente tabla enumera los parámetros de perforación utilizados en la siguiente perforación de prueba realizada en la perforación en incimmet. Se puede utilizar como guía para ajustar los parámetros de acuerdo con las condiciones actuales de perforación. Los parámetros de ejemplo son para perforación normal con un diámetro de 51 mm por 9 botones.

Tabla 22

Parametros para una perforación normal

	Percusión [bares]	Avance [bares]	Rotación [bares]	Barrido [bares]	Velocidad de rotación [rpm] *
Emboquillado	90	45	50	12	190
Perforación	150	110	85	12	190

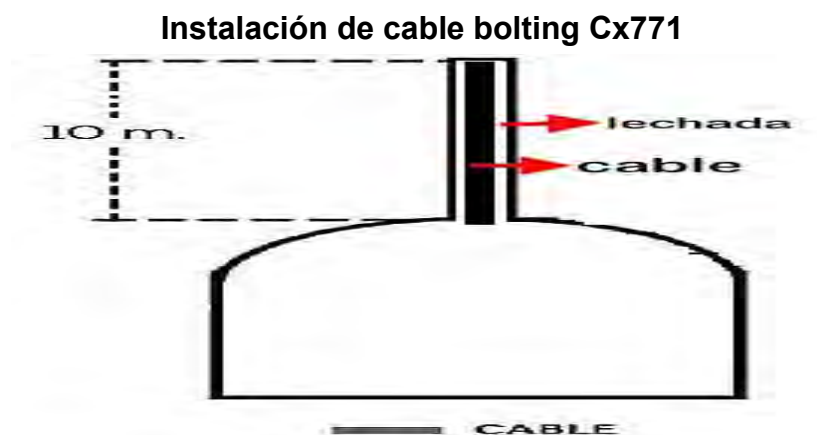
Nexa 2021

4.5.1.2 Instalación de cable bolting

Al concluir la perforación se procederá a instalar los cables bolting con el equipo cabolt, ya que dicho equipo es autónomo y posee un carrete del cable bolting

sobre su estructura, lo que evidencia una rápida y fácil instalación del cable bolting en los cruceros e intersecciones recomendados por el área de geomecánica.

Figura 33



Fuente: Elaboración Propia.

4.5.1.3 Lechada

El mezclador de cemento que está incorporado sobre la estructura del jumbo emperrador Cabolt DS 421, funciona desde la cabina de control. Se debe de asegurarse de que no haya rocas u otras obstrucciones en el mezclador antes de comenzar el proceso de mezcla de cemento. Si es necesario, barrer y realizar una limpieza del mixer, se sugiere una relación agua/cemento de 0,3 a 0,35 (por ejemplo, 40 kg de cemento a 12-14 litros de agua). La cantidad máxima de cemento que puede contener el mezclador es de 240 kg.

4.6 Prueba de pull test

Se deben realizar pruebas de calidad (prueba de tracción) y la prueba de resistencia a la compresión del cemento empleado, para garantizar el soporte de los cables bolting instalados. Se realizó pruebas de puesta de arranque en la unidad minera, que consiste en insertar un equipo llamado Pull Test en un extremo y sujetar la placa, aumentando la

presión para intentar tirar del cable. El objetivo de esta prueba es que el cable supere las 23 toneladas, lo que se puede verificar utilizando un manómetro del equipo Pull Test. Si no se conforma, se reforzará con la instalación de cables bolting adicionales.

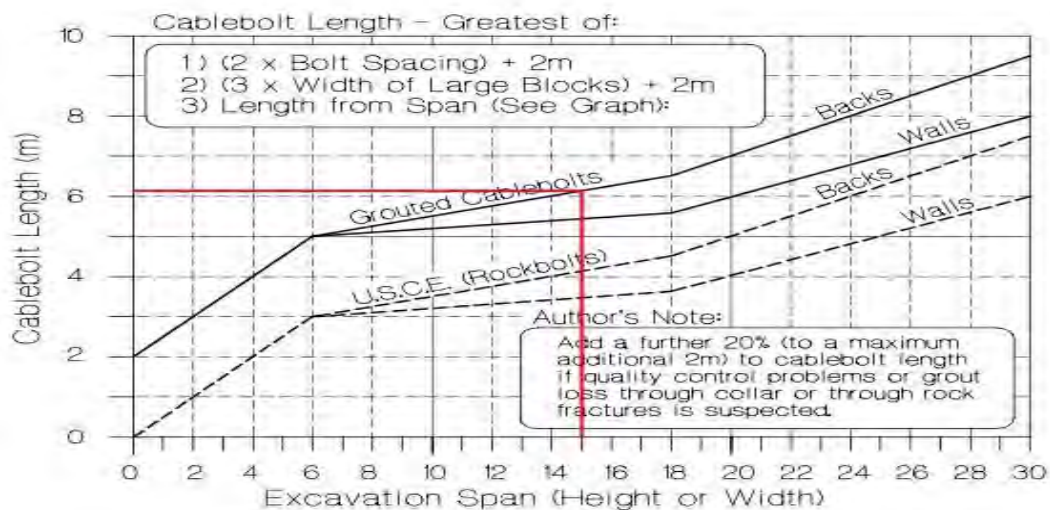
4.7 Parámetros del sostenimiento con cable bolting

4.7.1 Longitud mínima de diseño del cable bolting

Las longitudes recomendadas para los cables bolting, con lechada de resina y cemento son diferentes, esto se debe a que se requiere agregar una fuerte longitud de anclaje fuera de la zona de soporte de la roca. El cruceo 771 tendrá un spam de 15 m, según a eso se calculará la longitud del cable bolting mediante el uso del abaco a continuación.

Figura 34

Longitud del cable bolting para intersecciones según el spam



Fuente: Elaboración Propia.

Determinando una longitud de 6.2 m para la intersección con spam de 15 m. Por lo tanto, sumando las capacidades de soporte del shotcrete y los cables, concluimos que para intersecciones con radios de giro de R: 4.5m, se instalara:

Longitud de cable 6.2 m en intersecciones R: 4.5 m; Spam 15 m.

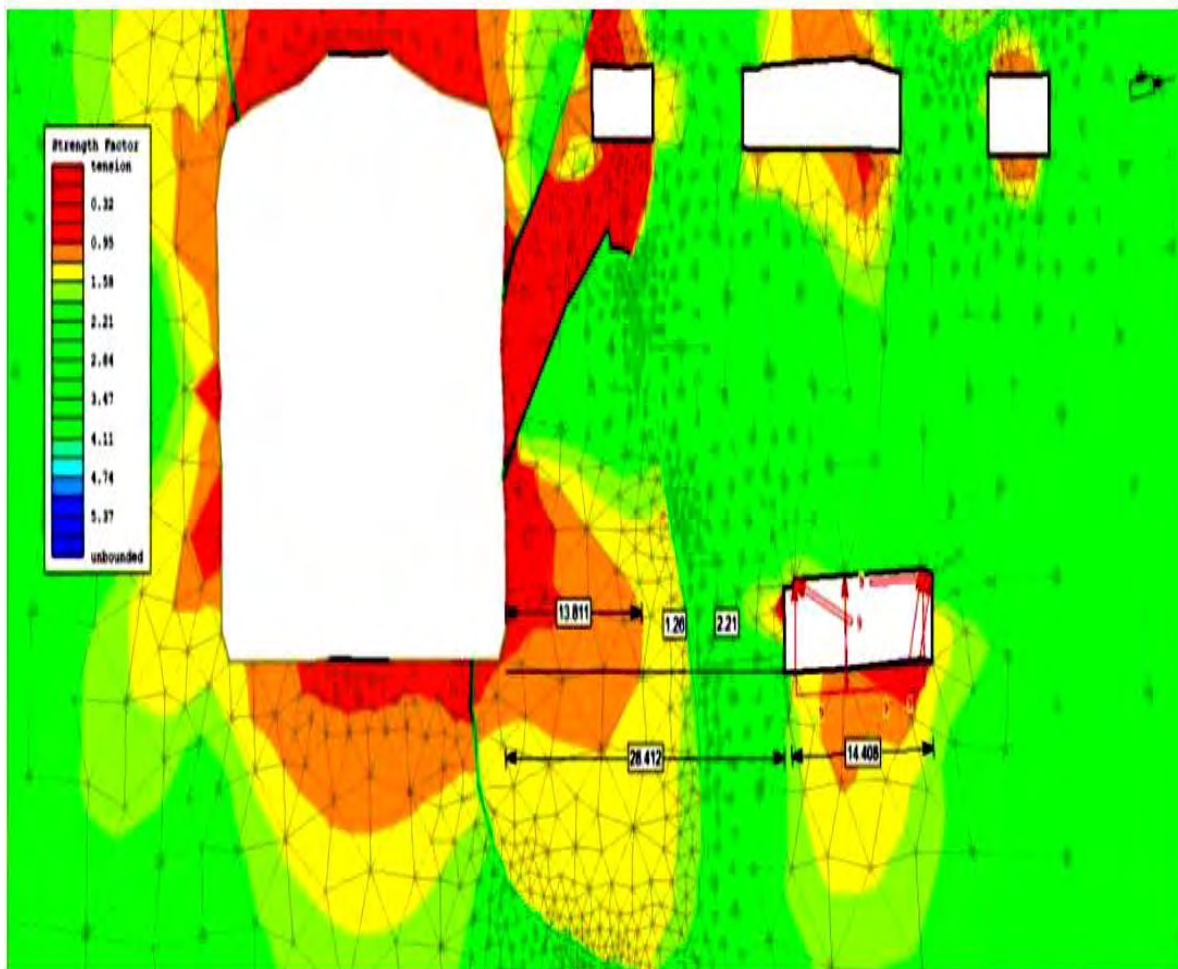
4.7.1.1 Consideraciones para el colocado de cable bolting.

Cuando las intersecciones estén influenciadas por condiciones de altos esfuerzos, factores estructurales desfavorables, próximos a espacios vacíos y zonas de descompresión de rocas (derrumbes), se aplicará cables de **10.0 m de longitud**.

Dichas condiciones fueron observadas en el mapeo geomecánico realizadas en el CX 771 por tal motivo se considerará la longitud del cable bolting de 10 m.

Figura 35

Condiciones de alto esfuerzo, espacio vacío Tajo 771



Fuente: NEXA 2021,

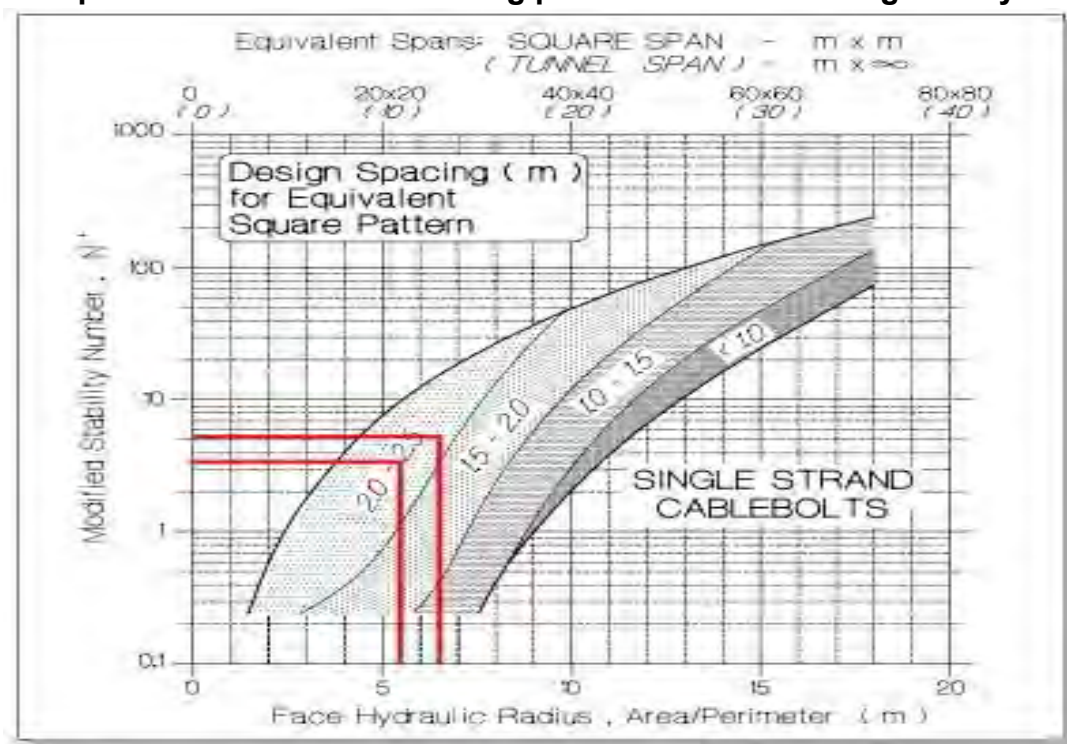
La figura 34 muestra factores estructurales desfavorables, próximos a espacios vacíos (Tajo 771). Esto es por recomendación del departamento de Geomecánica en donde se buscará un sostenimiento de largo alcance (cable bolting).

4.7.2 Espaciado máximo para el diseño de la instalación de los cables bolting

Se ha determinado que el espaciado adecuado entre los cables bolting en el cruceo 771, sea mediante el ábaco visto en la figura, se determina con los valores anteriormente obtenidos (N' y RH) (**tabla 26**), donde será posible calcular el espaciado máximo de los cables bolting con lo cual se espera tener una gran solidez de la labor minera de extracción.

Figura 36

Espaciamiento del cable bolting para intersecciones según Rh y N'



Fuente: Elaboración Propia.

Para los valores caja techo y caja piso, donde $N'=4.64$, $RH=5.45$, mediante el abaco (**figura 34**), se obtiene un espaciado entre cable de 2,5 x 2,5. Para los valores del

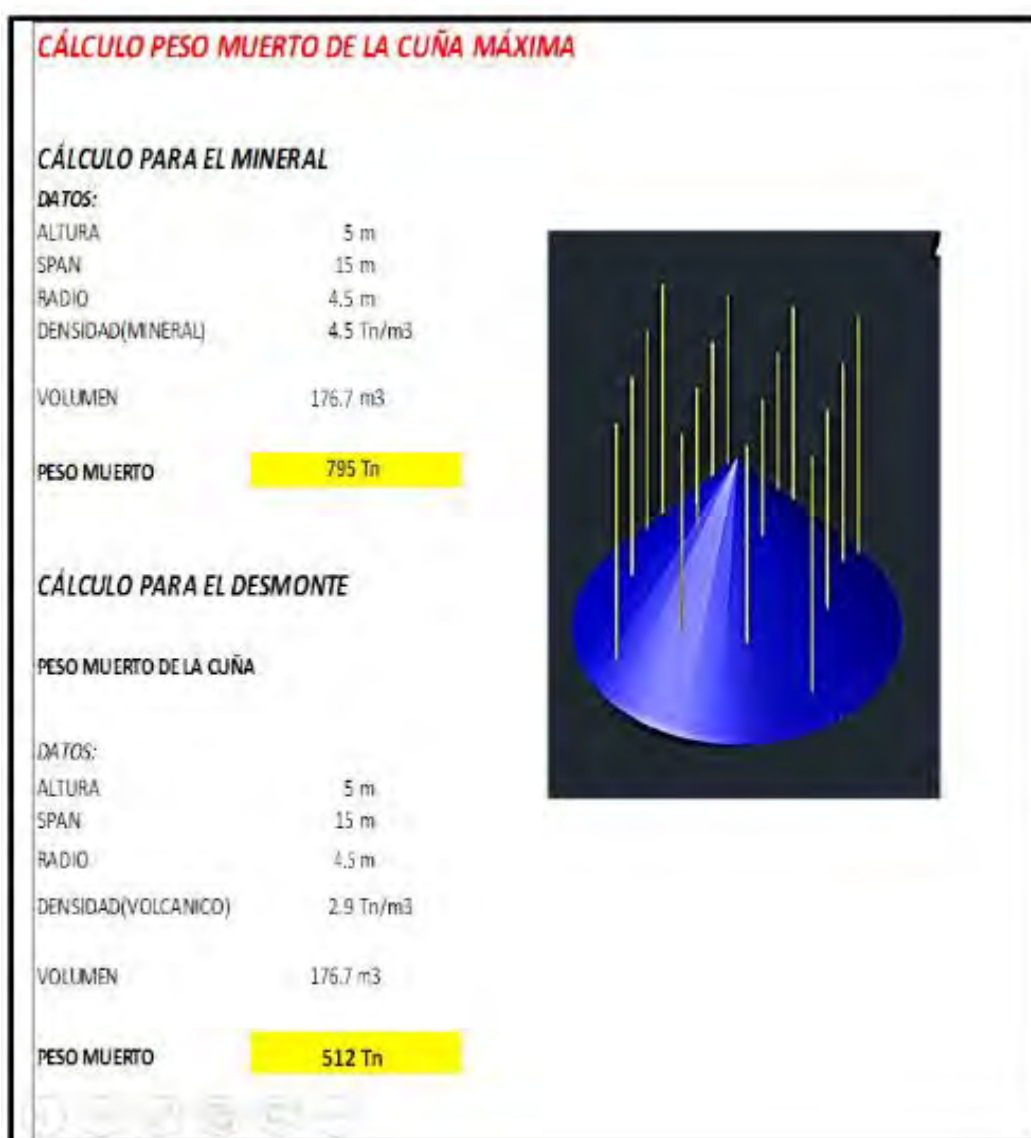
Techo, donde $N'=6.11$, $RH= 6.67$, mediante el abaco se obtiene un espaciamiento de 2.5 x 2.5. Por lo tanto, el valor del espaciamiento entre los cables bolting es de **2,5 x 2,5**.

4.8 Factor de seguridad

En la figura 36, tenemos el cálculo del peso muerto máximo que se espera para un spam de 15m.

Figura 37

Peso Muerto máximo para intersecciones con spam de 15m.



Fuente: Elaboración Propia.

4.8.1 Cálculo de la densidad del cable bolting y el factor de seguridad final (FS)

La densidad de cable bolting será determinado, calculando la capacidad de soporte del cable bolting. Para esto se ha considerado los siguientes parámetros de sostenimiento:

Datos:

Resiste a la Rotura:	26 Tn
Resistencia a la Adherencia:	10 Tn/m, Long Operativa

- Factor de seguridad considerado (F.S.) para intersección es 1.5 (**calculado con el programa undegwelle**).

FS= (Capacidad de soporte del shotcrete + Capacidad de soporte del cable) /Peso Muerto.

A. Para el caso de intersecciones con Spam de 15 y radio de giro de 4.5 m

Se tiene:

Peso Muerto: 512 Tn.

Capacidad de soporte del shotcrete:

$$\tau = 0.2 \times \sqrt{F'c} , F'c: 28 \text{ M Pa. Entonces } = 1.05 \text{ M Pa } = 105 \text{ Tn/m}^2$$

Capacidad de soporte shotcrete= Perímetro de cuña máxima * espesor de shotcrete* τ

$$\text{Capacidad de soporte shotcrete 2"} = 2 * \Pi * R * \text{ESPESOR} * \tau$$

$$\text{Capacidad de soporte shotcrete 2"} = 2 * \Pi * 4.5 * 2.187 * 0.0254 * 105$$

$$\text{Capacidad de soporte shotcrete 2"} = \mathbf{164.9 \text{ Tn}}$$

Capacidad de soporte shotcrete 2" = $164.9 * 0.85 = 140.2 \text{ Tn}$.

FS: Capacidad de soporte / Peso Muerto

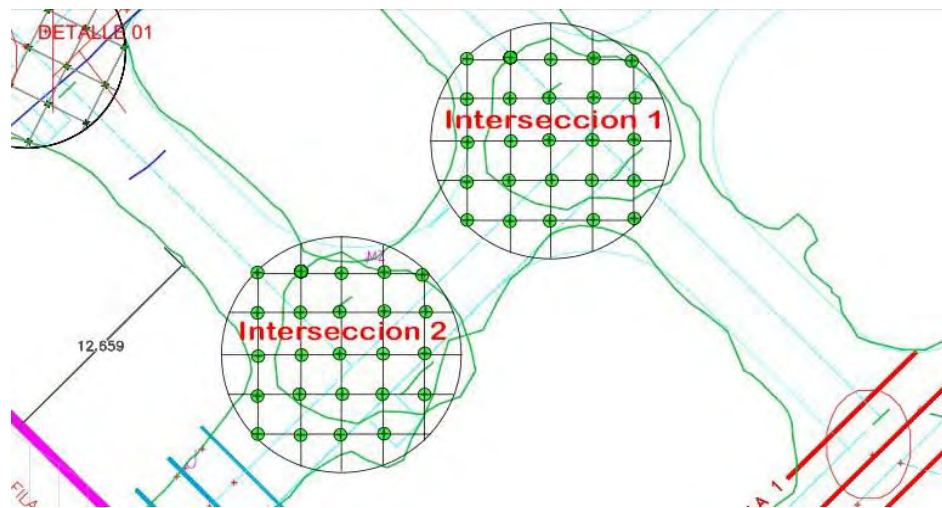
$1.5 = (140.2 + \text{capacidad de soporte cable bolting}) / 512$

Capacidad de soporte del Cable Bolting = **637.8 Tn**

El número de cable es: **24.5**

Figura 38

Instalación del cable bolting en las intersecciones en la CX 771



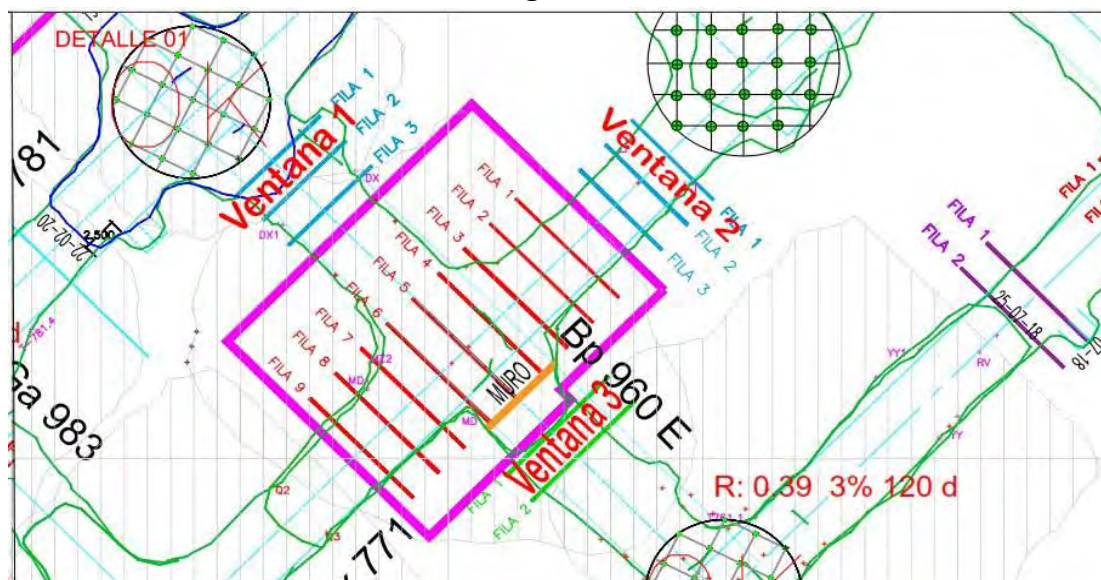
Fuente: Elaboración Propia.

4.9 Instalación del cable bolting en las ventanas de extracción

De acuerdo al diseño establecido se sostendrá 3 ventanas de extracción circundantes alrededor del tajo 771.

Figura 39

Instalación de cable bolting en las ventanas de extracción



Fuente: Elaboración Propia.

- ❖ **Para la ventana 1:** El diseño contempla 3 filas, en cada fila se instalarán 7 cables bolting con una longitud de 5m por cada cable bolting. Todo esto está detallado en los adjuntados en los anexos.

Total, de cable bolting a instalar en la ventana 1 = 21.

- ❖ **Para la ventana 2:** El diseño contempla 3 filas, en cada fila se instalarán 7 cables bolting con una longitud de 5m por cable bolting. Todo esto está detallado en los planos adjuntados en los anexos.

Total, de cable bolting a instalar en la ventana 2 = 21.

- ❖ **Para la ventana 3:** El diseño contempla 2 filas, en cada fila se instalarán 7 cables bolting con una longitud de 5m por cable bolting. Todo esto está detallado en los planos adjuntados en los anexos.

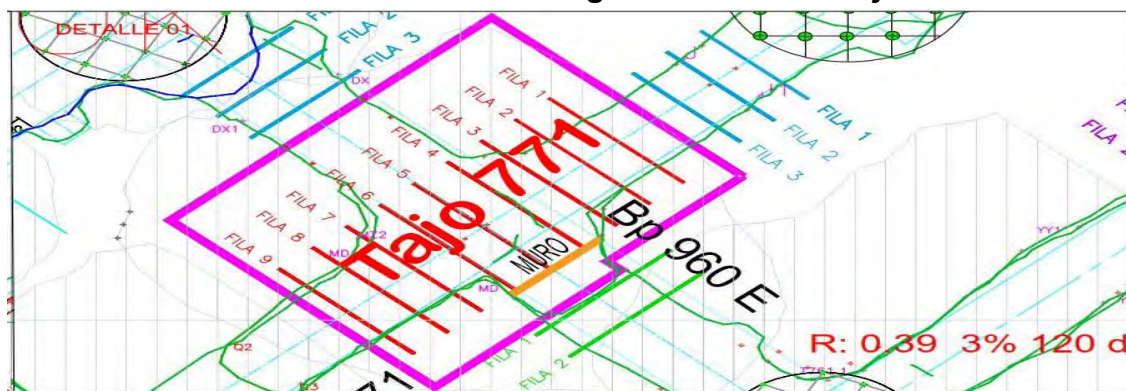
Total, de cable bolting a instalar en la ventana 3 = 14

4.10 Instalación del cable bolting en el techo del tajo 771

De acuerdo al diseño establecido se sostendrá el techo del tajo 771. El diseño contempla 9 filas, en cada fila se instalarán 9 cables bolting con una longitud de 10 m por cable bolting.

Figura 40

Instalación de cable bolting en el techo del tajo 771



Fuente: Elaboración Propia.

Todo está detallado en el anexo, adicionalmente a esto se incluye los protocolos de instalación.

Total, de cable bolting a instalar en el techo del tajo 771= 81

4.11 Costos de la instalación del cable bolting

4.11.1 Costos unitarios de instalación del cable bolting con jumbo cabolt

Rendimiento jumbo emperador cabolt: 250 m.

Descripcion	unidad	cantidad	costo unitario \$	costo parcial	costo por metro
1. Mano de obra					
Operador de cabolt	Tarea	1	68	68	0.27
Ayudante de cabolt	Tarea	1	57	57	0.23
2. Implementos de seguridad					
	Tarea	2	1.18	2.36	0.01
3. Equipo					
Cabolt (inyectado+cableado+perforacion)	hr	10	198	1980	7.92
4. materiales- Herramientas					
cable	m	250	3.32	830	3.32
cemento	bolsas	50	9.18	459	1.84
Extintor	und	1	0.8	0.8	0.003
herramientas	global				0.75
Radio portatil	und	1	0.6	0.6	0.002
Detector de gases	und	1	0.46	0.46	0.002
lava ojos	und	1	0.66	0.66	0.003
Probador de energia	und	1	1.2	1.2	0.005
Clinometro Manual	und	1	0.94	0.94	0.004
5. Servicios					
Personal de servicios	global			49	0.20
6. Supervision					
	global			41	0.16
Total					14.71

Numero de cables bolting a utilizar en el proyecto: **186 cables.**

- **Metros perforados en Intersecciones: 49 cables bolting * 10 m = 490 m.**
- **Metros perforados en ventanas: 56 cables bolting * 5m = 280m.**
- **Metros perforados en el techo del tajo 771: 81 cables bolting * 10m= 810m.**

Total, de metros de avance= 1580 m.

4.11.2 Costos Unitarios de instalación de cable bolting con jumbo raptor

Rendimiento jumbo Raptor: 240 m,

Descripcion	unidad	cantidad	costo unitario \$	costo parcial	Costo por metro
1. Mano de obra					
Operador de Raptor	Tarea	1	61.5	61.5	0.26
Ayudante de Raptor	Tarea	1	38.45	38.45	0.16
operador de bomba putzmeister	Tarea	1	45.5	45.5	0.19
ayudante de Bomba	Tarea	1	34.8	34.8	0.15
operador de telehandler	Tarea	1	42.9	42.9	0.18
2. Implementos de seguridad					
	Tarea	5	1.18	5.9	0.02
3. Equipo					
bomba putzmeister	hr	6	4	24	0.10
Raptor	hr	7	170.8	1195.6	4.98
equipo manipulador telescopico	hr	7	28.75	201.25	0.84
4. materiales- Herramientas					
juego de barras R32 X 15 Metros	und			455.34	1.90
Brocas retractil de R32 de 51 mm	und			455.34	1.90
Extintor	und	1	0.8	0.8	0.003
herramientas	und			0.75	0.003
Radio portatil	und	1	0.6	0.6	0.003
Detector de gases	und	1	0.46	0.46	0.002
Clinometro Manual	und	1	0.94	0.94	0.004
manguera de jebe de 50 m de 1/2"	m	1	4	4	0.02
cuñas de madera	und	24	3.5	84	0.35
cable	m	240	3.32	796.8	3.32
cemento	bolsas	40	9.14	365.6	1.52
5. Servicios					
Personal de servicios	global			49	0.20
6. Supervision					
	global			41	0.17
				Total	16.27

El precio unitario en la instalación con jumbo cabolt es de 14.71\$/m. Mientras que la instalación con jumbo Raptor es de 16.37 \$/m. El proyecto contempla la instalación de 1580 m de cable bolting, evidenciándose una minimización del 10 % en la comparación de los costos unitarios.

	Instalacion de cable bolting con cabolt	Instalacion de cable bolting con Raptor
Precio unitario	14.71	16.27
Metros instalados	1580	1580
Total	23241.8	25706.6

4.12 Discusión

Está presente tesis, tuvo como propósito estabilizar el macizo rocoso de las ventanas de extracción, intersecciones y del tajo 771 ubicadas en el CX 771 nivel 1910. Con la finalidad de realizar la extracción del tajo 771 en las operaciones mineras de la mina Cerro Lindo

- ✓ El tipo de instalación del cable bolting es mecanizada, que sostiene de manera eficaz las ventanas de extracción, intersecciones y el tajo 771, optimizando la extracción de dicho tajo, esto concuerda con la investigación de Mucha (2019).
- ✓ Se obtuvo el análisis de estabilidad para el tajo 771; que se encuentra en la zona de transición sin sostenimiento, lo que indica que tendrá descaje de las paredes y el techo, lo que coincide con la investigación de Velasquez (2018).
- ✓ El diseño de los cables bolting, en cuanto a su longitud y espaciamiento fue obtenida mediante ábacos de los cuales se obtuvieron valores, esto concuerda con la investigación de Xuwei li (2016), aunque este último agrega la tensión axial (transferencia de carga de corte de cable-resina-roca) y el cizallamiento lateral del cable.

En concreto se obtendrá un Menor tiempo de instalación de cable bolting, en relación a la perforación e inyectado de los cables bolting es de 2:1 con la pasta de cemento mecanizado y así se reducirá los accidentes por desprendimiento de rocas y cero exposiciones del personal a la línea de fuego en el proceso de sostenimiento con cable bolting.

Conclusiones

- La instalación del cable bolting en el sistema de sostenimiento permitió garantizar que las labores de extracción, las intersecciones y el techo del tajo 771 sean seguros y fácilmente accesibles. Donde los cables bolting tendrán una longitud de 10 m (**pp.103-104**), y un espaciamiento de 2,5 x 2,5 m (**p.105**) esto aplicado en las intersecciones. El número total de cables de sujeción colocados en las labores a sostener es de aproximadamente 186 cables (**pp. 107-110**); éstos están dispersos en las ventanas, las intersecciones y en el techo del tajo 771.
- El proceso de instalación del cable bolting es mecanizado, para esto se realizó la implementación del jumbo empernador cabolt DS 421 para dicha tarea, con un factor de seguridad de 1.5 (**p.107**). El cabolt tiene que realizar el ciclo completo: Perforación, Cableado e inyectado.
- Con el mapeo geomecánico en el CX 771 se pudo obtener los siguientes parámetros: RMR (46-67), RMR' (54-75), RQD (55.8-77.2), Q (1.24-12.54), Q' (3.1-3.34) (**pp. 86-87**). Asimismo, se obtuvo del análisis de estabilidad para el tajo 771; que se encuentra en la zona de transición sin sostenimiento, lo que indica que tendrá descaje de las paredes y el techo (**Figura 30**). Se minimizará posibles relajamientos del macizo rocoso y sostenimiento aplicado a los accesos.
- Para la instalación del cable bolting se calculó un costo que engloba 23241.8 dólares por todas las labores a instalar (ventanas, intersecciones, techo del tajo 771) (**p.111**).

Recomendaciones

- ❖ Se recomienda al área técnica de Geomecánica que en toda intersección que presente factores estructurales desfavorables con formación de cuñas con dimensiones próximas a bancos y planchones, deberá aplicarse un sostenimiento de mayor alcance (cable bolting).
- ❖ Se recomienda verificar el mantenimiento y disposición del jumbo empernador cabolt en las labores a instalar el cable bolting.
- ❖ Para el área técnica de geomecánica se recomienda realizar un exhaustivo mapeo geomecánico de las labores a instalar el cable bolting.
- ❖ Se recomienda la instalación mecanizada del cable bolting (jumbo empernador cabolt), porque se ahorra un 10 % menos comparado con la instalación convencional de cable bolting (raptor).

Bibliografía

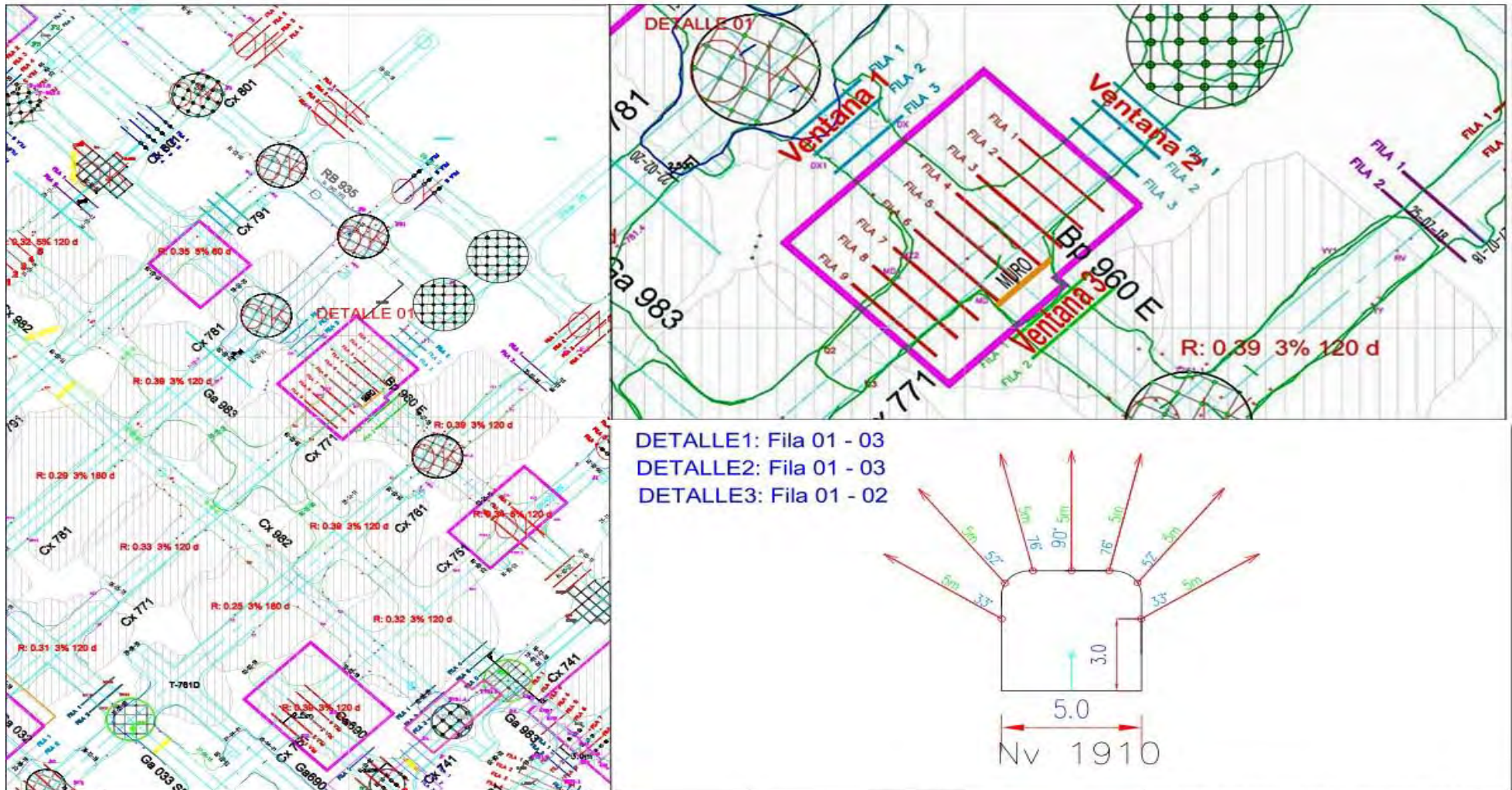
- Choquet, P. (1988)**, “Aplicability of rock mass classifications in the design of rock support in mines”, 3ra edición, ed. Hudson-oxford.
- Cordova, D. (2004)**, “*Manual Mecanica de Rocas*”, 1ra edición, ed. Uni.
- Coates, D.F. (1974)**, “Fundamentos de Mecanica de Rocas”, dpto. de Minas De Canada, Toronto.
- Cruzado, G. (2011)**, “*Estudio de Geologia*”. 1ra ed, ed. Gobierno Regional de Cajamarca.
- Dcr ingenieros S.R. Ltda (2004)**, “*manual de geomecanica aplicada a la prevencion de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*”. 1ra Edición, ed. Dcr Ingenieros S.R.Ltda.
- Dcr Ingenieros S.R.Ltda. (2008)**, “Evaluacion Geomecanica del Minado Subterraneo de Mina Cerro Lindo”, ed. Dcr Ingenieros S.R.Ltda.
- Dcr Ingenieros S.R.Ltda. (2017)**, “Evaluacion Geomecanica del Minado Subterraneo de Mina Cerro Lindo”, ed. Dcr Ingenieros S.R.Ltda.
- Gonzalez del Vallejo, L. (2002)**, “*ingeniería geológica*”, 1ra edición, ed. Prentice Hall.
- Hernandez, R (2014)**, “*Metodologia de la Investigacion*”, 6ta edicion, ed. MacGraw-hill.
- Huaman, A.V. (2017)**, “Criterios Geomecanicos para labores subterráneos”, 2da Edición, ed. Osinergmin.
- Hutchinson, D.J. (1996)**, “Cablebolting in Underground Mines” 2da edición, ed. Bitech Publishers.
- IMGEMMET. (1987)**, “Mecanica de Rocas Aplicada a Mina Juanita - informe Tecnico preparado para Perubar”, ed. IMGEMMET.

- Jehwa, J.L. (1997)**, “introducción to cable bolting – theoritical and Historical aspects”, 3ra edición, ed. Nagpur.
- Namasivayam, R. (2002)**,” Cable Bolting Practices in Underground Mines” 1ra edición, ed Indian Bureau of Mines.
- NEXA (2021)**, “Memoria Anual Nexa Resources Peru S.A.A.”, Ed. NEXA.
- Rodriguez, R. (2018)**, “Modulo del diplomado del centro Geotecnico Internacional”, 1ra edición, ed. Centro Geotecnico Internacional.
- Schmuck, C (1979)**, “cable bolting at the homestake gold mine. Mining Engineering”, 1ra edición, ed Pearson.
- Salazar, H. (1993)**, “Geologia de los cuadrángulos de Mala, Chincha, Tanatara y Castrovirreyna”, Boletin n° 44, ed. IMGEMMET.
- Steinmuller, K. (2000)**, “Volcagenic Massive Sulphide Deposits in Peru”, ed. Geological Association of Canada.
- Vallejo, C. (2002)**, “Aplicaciones Del Indice G.S.I. para el mapeo Geomecanico y la definición del sostenimiento de las labores mineras subterráneas” 2da edición.
- Vallejo, L.I. (2002)**, “Ingenieria Geologica”, 1ra edición, ed. Madrid: Pearson ´Prentice Hall.
- Votorantim Metais (2017)**, “Informe Tecnico de operaciones NI 43 – 101.”, ed. Votoramtin Metais.
- Zevallos, P. (1999)**, “Yacimiento Cerro Lindo”, ed. Instituto de Ingenieros de Minas del Peru.

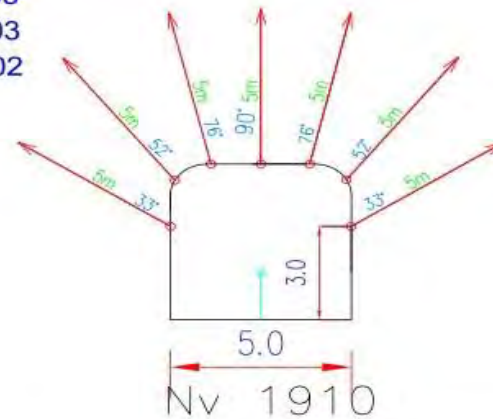
ANEXOS

ANEXO 1

Plano en la Instalación del cable bolting en las ventanas de extracción



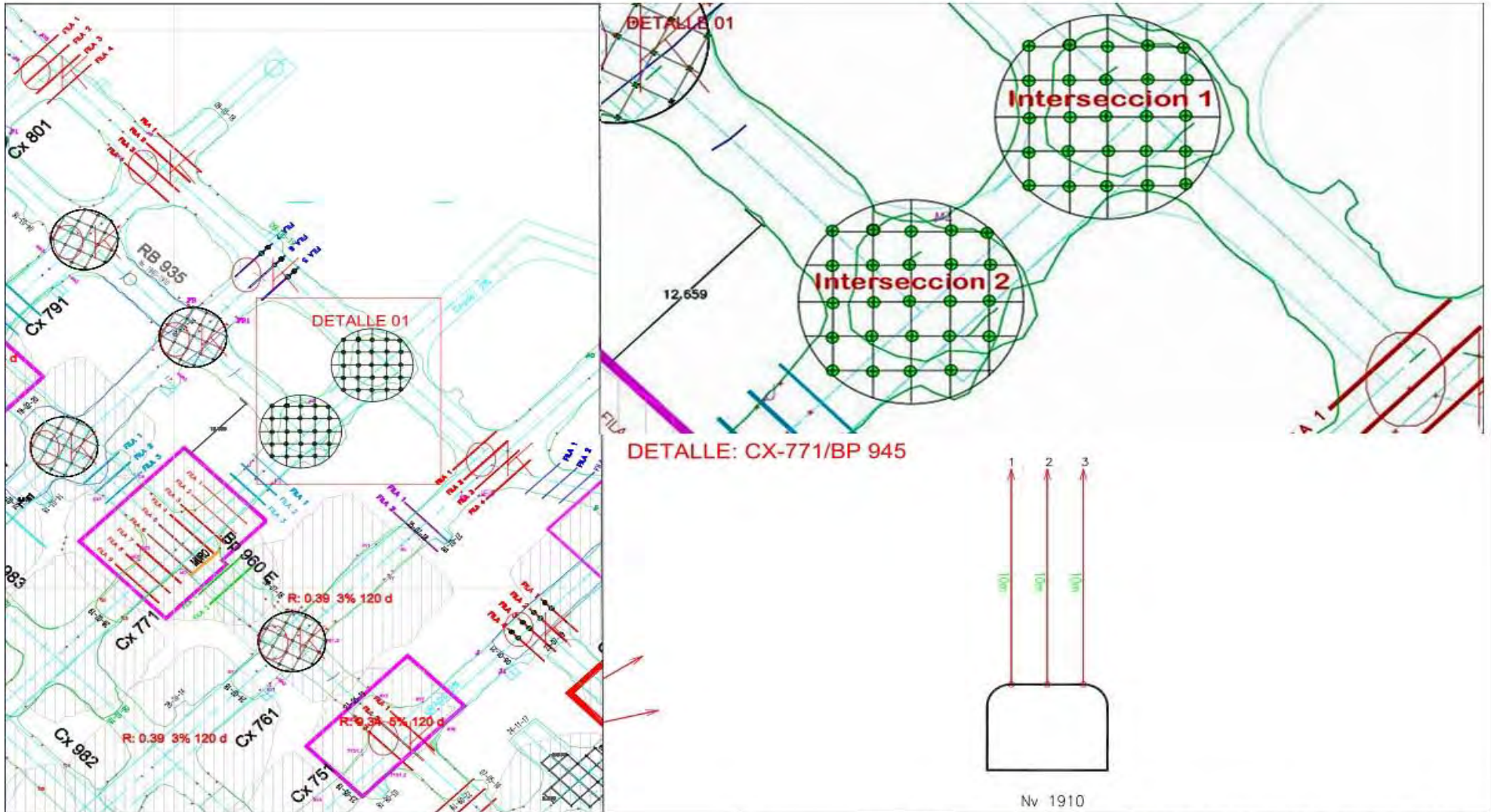
DETALLE1: Fila 01 - 03
 DETALLE2: Fila 01 - 03
 DETALLE3: Fila 01 - 02



REVISION / APROBACION				NEXA RESOURCES S.A.A. Cerro Lindo			
GERENTE GENL:	Ing. A. Pizarro	GEOMECANICA:	Ing. G. Salazar	PLANEAMIENTO - SERVICIOS TECNICOS INSTALACION DE CABLE BOLTING Nv 1910 VENTANA DE EXTRACCION OB6A			
GERENTE OP.:	Ing. F. Olan	PLANEAMIENTO:	Ing. D. Salazar				
SUPT. S. TECNICOS:	Ing. J. Baez	JEFE GEOLOGIA:	Ing. J. Baez				
SUPT. MINA:		TOPOGRAFIA:	Fr. Cordero				
JEFE MINA:	Ing. A. Jasso	DISEÑO/DIBUJO:	Ing. A. Garcia				
JEFE PLANEAM:	Ing. J. Cortez	COSTOS:	Ing. F. Olan	PLANO No:	ESCALA: S/E	FECHA: 15/05/2021	REV: 1

Anexo 2

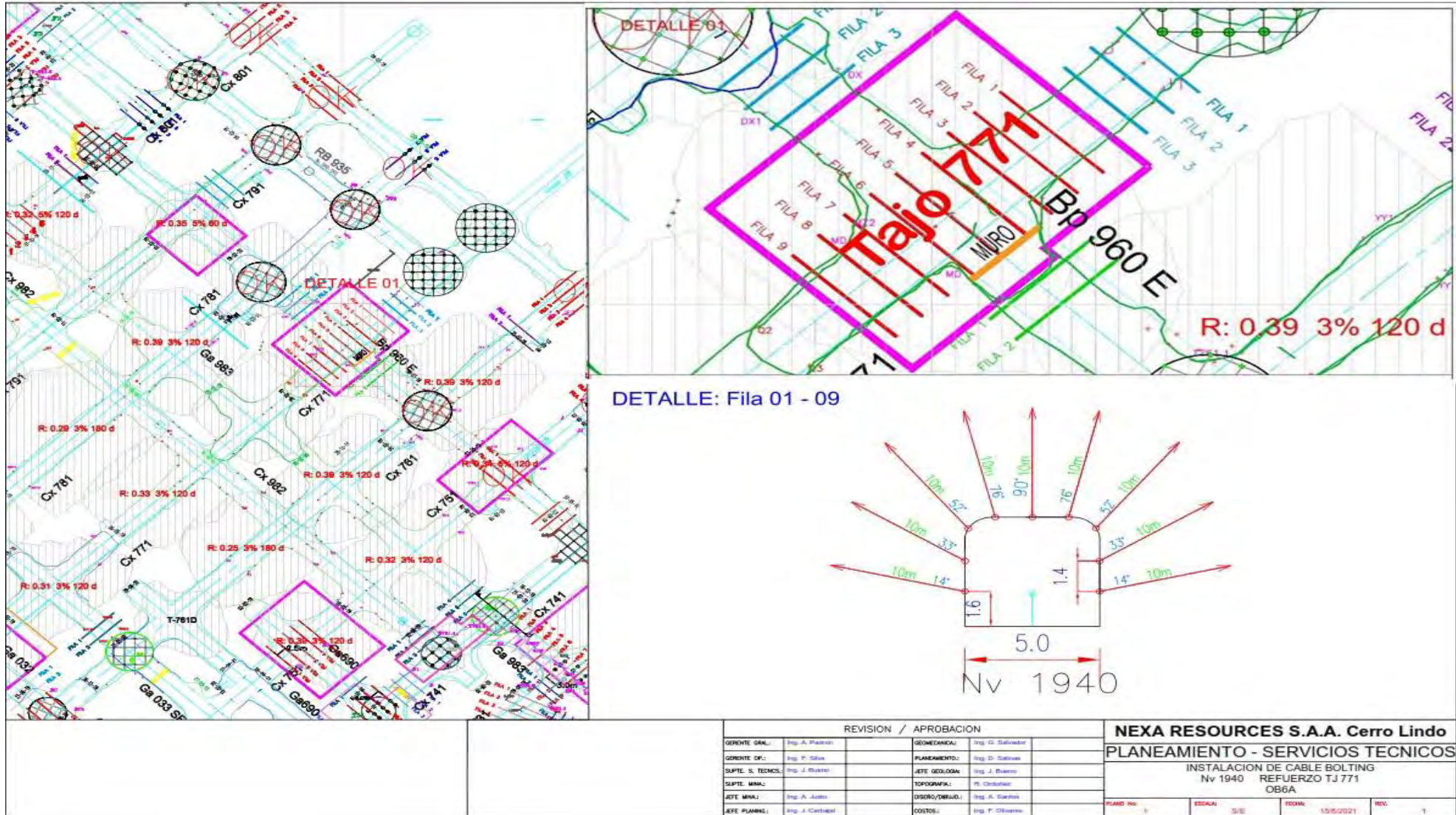
Plano en la instalación del cable bolting en las intersecciones



REVISION / APROBACION				NEXA RESOURCES S.A.A. Cerro Lindo						
GERENTE GENL.	Ing. A. Pastor	GERENTE GENL.	Ing. G. Salvador	PLANEAMIENTO - SERVICIOS TECNICOS INSTALACION DE CABLE BOLTING Nv 1910 Cx-771 / BP945 OB6A						
GERENTE OP.	Ing. Y. Carron	PLANEAMIENTO:	Ing. B. Chuac							
DIRTE. S. TECNICOS.	Ing. F. Gales	JEFE GEOLOGIA	Ing. J. Buerro							
DIRTE. MINA:		TOPOGRAFIA:	F. Vello							
JEFE MINA:	Ing. J. Mantique	DISEÑO/DIBUJO:	Ing. A. Gaitan							
JEFE PLANEAM.		COSTOS:	Ing. F. Obispo	PLANO No:	ESCALA:	S/E	FECHA:	15/05/21	REV:	1

Anexo 3

Plano en la instalación de cable bolting en el techo del tajo 7771



Anexo 4

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	FACTORES	INDICADORES
GENERAL	GENERAL	GENERAL	VARIABLES INDEPENDIENTES		
¿Cómo será la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting en las labores de extracción en el Nivel 1910-tajo 771, en la unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021?	Implementar el sistema de sostenimiento con cable bolting en las labores de extracción en el Nivel 1910-tajo 771, en la unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021.	Con la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting se mejorara la calidad de sostenimiento en las ventanas de extracción, intersecciones y techo del tajo 771 garantizando la estabilidad del macizo rocoso en la unidad minera Cerro Lindo. - Ica 2021.	Macizo rocoso	Roca encajonante	RMR, RQD, Q, GSI
					Clasificación geomecánica
			instalación de cable bolting	diseño	longitud de cable
					malla de perforación
					espaciamiento entre cables
				metodo	ascendente
				tipos de cables	abulbados
					normales
			tipos de pasta	lechado de concreto	
				lechado de resina	
			VARIABLES DEPENDIENTES		
ESPECIFICOS	ESPECIFICOS	ESPECIFICOS	estabilidad del macizo rocoso	excavación subterránea	factor de seguridad
1.- ¿Cuál es el proceso de instalación de cable bolting en las labores de extracción en el nivel 1910-tajo 771, en la Unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021?	1. Desarrollar el proceso de la instalación mecanizada del cable bolting en las labores de extracción aledañas al tajo 771, en la Unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021.	1. En el proceso de instalación mecanizada del cable bolting ejecutada por el jumbo cableador Cabolt DS 421 en las ventanas de extracción, intersecciones y techo del tajo 771, se mejorará dicho proceso y así evitar accidentes por desprendimiento de rocas, en la unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021.		explotación de tajos	dilución
2.- ¿Cuál es el estado geomecánico del macizo rocoso en la estabilidad de las labores de extracción aledañas al tajo 771, en la Unidad Minera Cerro Lindo- Ica 2021?	2. Establecer el mejoramiento del estado geomecánico en la estabilidad de las labores de extracción en el Nivel 1910-tajo 771, en la Unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021.	2. Con la mejora del sostenimiento en las labores de extracción aledañas al tajo 771 se garantizará la estabilidad del macizo rocoso, generando condiciones seguras para la extracción del Tajo 771, en la unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021.		desprendimiento de bloques de roca	cuñas (m3)
3.- ¿Cuál será el costo de implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting en las labores de extracción en el nivel 1910-tajo 771, en la Unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021?	3. Calcular los costos con la implementación del jumbo cableador Cabolt en la instalación mecanizada del cable bolting en las labores de extracción aledañas al tajo 771, en la unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021.	3. Con la implementación del jumbo empamador DS 421 en la instalación mecanizada del cable bolting se calculara los costos en el sostenimiento de las ventanas de extracción, intersecciones y el techo del tajo 771, en la unidad minera Cerro Lindo - Ica 2021.			

Anexo 6

Mapeo geomecanico del CX 771

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI				ESTACION			
				E1			
Nombre del Proyecto:		OBRA		Litología		VOLCANICO ALTERADO PY	
Nivel:		1340		Altura litostatica (h)		160	
Labor:		CX 771		Rc / Sv		18.52	
Ejecutado por:		M. PERA		RCU (Mpa)		80	
Fecha:		14/10/2021					

# Fract/m	RQD (%)	PARAMETROS				S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS				15			
2	90	CONTADAS EN (m):				1			
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)				X	0		
4	94	FRACTURAS / METRO				λ	15		
5	91	N° DE FRACT./m3				Jv			
6	05	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA				RQD (%)	55.8		55.8
7	04	DONDE:							
8	01	$\lambda = 1/ X \quad RQD = 100 \times e^{-0.1X} (0.1\lambda + 1)$							
9	77	PROMEDIO							
10	74	MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)							
11	70	TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO		
12	06						s ₁ DIV/01		
13	03						s ₁ DIV/01		
14	09						s ₁ DIV/01		
15	06						s ₁ DIV/01		
16	03						# ₁ DIV/01		
20	41	Fn	SISTEMA DE FALLAS						
21	36	C	CONTACTO						
22	35	MF	MICRO FALLA						
23	33	UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE						
24	31	Sv	ESFUERZO VERTICAL						
25	29								
26	27	RESISTENCIA DE LA ROCA							
27	25	Poco competente	UCS/Sv ≤ 8						
28	23	Competencia Intermedia	8 < UCS/Sv ≤ 15						
29	21	Competencia Alta	UCS/Sv > 15						
30	20								

Símbolo	Descripción	Identificación en campo	Estimación de la resistencia (MPa)
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña del pulgar.	0.25 – 1.0
R1	Roca muy blanda	Se desmorona al golpear con la punta del martillo o puede ser pelado con cuchillo de bolsillo.	1.0 – 5.0
R2	Roca blanda	Un golpe firme con la punta del martillo produce pequeñas marcas o muescas, o puede ser pelado con dificultad con el cuchillo de bolsillo.	5.0 – 25
R3	Roca modera. dura	Puede fracturarse con un golpe fuerte de martillo, y el cuchillo de bolsillo no le puede raspar.	25 – 50
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe de martillo para fracturarla.	50 – 100
R5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes de martillo para fracturarla.	100 - 250
R6	Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo solo saltan esquirlas.	> 250


SISTEMA DE CLASIFICACION Q			
PARAMETROS	RANGO	VALOR	
RQD %	RQD	55.8	%
Número de discontinuidades	Jn	2 Sist. Princ. Y 1 Sec.	
Número de rugosidad	Jr	F	
Número de alteración	Ja	D	
Número de agua subterránea	Jw	seco	
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	H	
Q = (RQD/J_n) x (J_r / J_a) x (J_w / SRF)		Q = 1.24	
Q' = (RQD/J_n) x (J_r / J_a)		Q' = 3.10	
RMR = 9 Ln Q + 44		46	
RMR' = 9 Ln Q' + 44		54	
Q	1000-400	400-100	100-40
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA
			BUENA
			REGULAR
			4-1.0
			1-0.1
			0.1-0.01
			0.01-0.001
			EXCEPCIONALMENTE POBRE
			EXCEPCIONALMENTE POBRE

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA		GSI = RMR _{min} - 5		-5	
---------------------------------	--	------------------------------	--	----	--

TABLA GEOMECÁNICA (GSI),	VALORES	SÍMBOLO
	Q	GSI
	1.24	MF/R

OBSERVACIONES	
NINGUNA	

SKETCH



Anexo 7

Mapeo Geomecanico del CX 771

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI				ESTACION																																																																																																																																																																																																																																																																																																																							
				E1																																																																																																																																																																																																																																																																																																																							
Nombre del Proyecto: OBRA Nivel: 1340 Labor: CX 771 Ejecutado por: M. PEÑA Fecha: 14/10/2021		Litología: VOLCANICO Altura litostatica (h): 160 Rc / Sv: 18.52 RCU (Mpa): 80		<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th># Fractura</th> <th>RQD (%)</th> <th>PARAMETROS</th> <th>S1</th> <th>S2</th> <th>S3</th> <th>S4</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1</td> <td>100</td> <td>NUMERO DE FRACTURAS</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>50</td> <td>CONTADAS EN (m):</td> <td>1</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>50</td> <td>ESPACIAMIENTO MEDIO(m)</td> <td>X</td> <td>0</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>4</td> <td>54</td> <td>FRACTURAS / METRO</td> <td>λ</td> <td>13</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>5</td> <td>51</td> <td>Nº DE FRACT.(m³)</td> <td>Jv</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>6</td> <td>50</td> <td>INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA</td> <td>RQD (%)</td> <td>63</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: right;">62.7</td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: right;">PROMEDIO</td> </tr> <tr> <td colspan="7"> DONDE: $\lambda = 1 / X$ $RQD = 100 \times e^{-0.172 \lambda} (0.1 \lambda + 1)$ </td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: center; font-weight: bold;">MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)</td> </tr> <tr> <td colspan="2">SÍMBOLO</td> <td colspan="2">DESCRIPCIÓN</td> <td colspan="2">IDENTIFICACIÓN EN CAMPO</td> <td>ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA (MPa)</td> </tr> <tr> <td>R0</td> <td>Roca extremadamente blanda</td> <td colspan="2">Se puede marcar con la uña del pulgar.</td> <td colspan="2"></td> <td>0.25 – 1.0</td> </tr> <tr> <td>R1</td> <td>Roca muy blanda</td> <td colspan="2">Se desmorona al golpear con la punta del martillo o puede ser pelado con cuchillo de bolsillo.</td> <td colspan="2"></td> <td>1.0 – 5.0</td> </tr> <tr> <td>R2</td> <td>Roca blanda</td> <td colspan="2">Un golpe firme con la punta del martillo produce pequeñas marcas o muescas, o puede ser pelado con dificultad con el cuchillo de bolsillo.</td> <td colspan="2"></td> <td>5.0 – 25</td> </tr> <tr> <td>R3</td> <td>Roca modera. dura</td> <td colspan="2">Puede fracturarse con un golpe fuerte de martillo, y el cuchillo de bolsillo no le puede raspar.</td> <td colspan="2"></td> <td>25 – 50</td> </tr> <tr> <td>R4</td> <td>Roca dura</td> <td colspan="2">Se requiere más de un golpe de martillo para fracturarla.</td> <td colspan="2"></td> <td>50 – 100</td> </tr> <tr> <td>R5</td> <td>Roca muy dura</td> <td colspan="2">Se requiere muchos golpes de martillo para fracturarla.</td> <td colspan="2"></td> <td>100 – 250</td> </tr> <tr> <td>R6</td> <td>Roca extremadamente dura</td> <td colspan="2">Al golpearlo con el martillo solo saltan esquirlas.</td> <td colspan="2"></td> <td>> 250</td> </tr> <tr> <td colspan="7"> <table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">RESISTENCIA DE LA ROCA</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Poco competente</td> <td>UCS/Sv ≤ 8</td> </tr> <tr> <td>Competencia Intermedia</td> <td>8 < UCS/Sv ≤ 15</td> </tr> <tr> <td>Competencia Alta</td> <td>UCS/Sv > 15</td> </tr> </tbody> </table> </td> </tr> <tr> <td colspan="7"> Donde: h=Altura litostatica Sv= Esfuerzo Vertical 0.027=Constante Universal </td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: center; font-weight: bold;">SISTEMA DE CLASIFICACION Q</td> </tr> <tr> <td colspan="7"> <table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>RQD</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>RQD %</td> <td>62.7</td> <td>62.7</td> <td>62.7</td> </tr> <tr> <td>Número de discontinuidades</td> <td>Jn</td> <td>1 Sist. Princ. + 1 Sec.</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de rugosidad</td> <td>Jr</td> <td>B</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de alteración</td> <td>Ja</td> <td>C</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td>Número de agua subterránea</td> <td>Jw</td> <td>seco</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)</td> <td>SRF</td> <td>H</td> <td>2.5</td> </tr> <tr> <td colspan="3">Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)</td> <td>Q = 12.54</td> </tr> <tr> <td colspan="3">Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)</td> <td>Q' = 31.34</td> </tr> <tr> <td colspan="3">RMR = 9 Ln Q + 44</td> <td>67</td> </tr> <tr> <td colspan="3">RMR' = 9 Ln Q' + 44</td> <td>75</td> </tr> </tbody> </table> </td> </tr> <tr> <td colspan="7"> <table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>Q</th> <th>1000-400</th> <th>400-100</th> <th>100-40</th> <th>40-10</th> <th>10-4.0</th> <th>4-1.0</th> <th>1-0.1</th> <th>0.1-0.01</th> <th>0.01-0.001</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>DESCRIPCION</td> <td>EXCEPCIONALMENTE BUENA</td> <td>EXTREMADAMENTE BUENA</td> <td>MUY BUENA</td> <td style="background-color: yellow;">BUENA</td> <td>REGULAR</td> <td>POBRE</td> <td>MUY POBRE</td> <td>EXTREMADAMENTE POBRE</td> <td>EXCEPCIONALMENTE POBRE</td> </tr> </tbody> </table> </td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: center; font-weight: bold;">INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA</td> </tr> <tr> <td colspan="6"> $GSI = RMR_{60} - 5$ </td> <td style="text-align: center;">-5</td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: center; font-weight: bold;">TABLA GEOMECANICA (GSI),</td> </tr> <tr> <td colspan="6" style="text-align: center;">VALORES</td> <td style="text-align: center;">SÍMBOLO</td> </tr> <tr> <td colspan="6" style="text-align: center;">Q</td> <td style="text-align: center;">GSI</td> </tr> <tr> <td colspan="6" style="text-align: center;">12.54</td> <td style="text-align: center;">MF/R</td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: center; font-weight: bold;">OBSERVACIONES</td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: center;">NINGUNA</td> </tr> <tr> <td colspan="7" style="text-align: center; font-weight: bold;">SKETCH</td> </tr> <tr> <td colspan="7"> </td> </tr> </tbody> </table>		# Fractura	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4	1	100	NUMERO DE FRACTURAS					2	50	CONTADAS EN (m):	1				3	50	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X	0			4	54	FRACTURAS / METRO	λ	13			5	51	Nº DE FRACT.(m ³)	Jv				6	50	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)	63			62.7							PROMEDIO							DONDE: $\lambda = 1 / X$ $RQD = 100 \times e^{-0.172 \lambda} (0.1 \lambda + 1)$							MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)							SÍMBOLO		DESCRIPCIÓN		IDENTIFICACIÓN EN CAMPO		ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA (MPa)	R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña del pulgar.				0.25 – 1.0	R1	Roca muy blanda	Se desmorona al golpear con la punta del martillo o puede ser pelado con cuchillo de bolsillo.				1.0 – 5.0	R2	Roca blanda	Un golpe firme con la punta del martillo produce pequeñas marcas o muescas, o puede ser pelado con dificultad con el cuchillo de bolsillo.				5.0 – 25	R3	Roca modera. dura	Puede fracturarse con un golpe fuerte de martillo, y el cuchillo de bolsillo no le puede raspar.				25 – 50	R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe de martillo para fracturarla.				50 – 100	R5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes de martillo para fracturarla.				100 – 250	R6	Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo solo saltan esquirlas.				> 250	<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">RESISTENCIA DE LA ROCA</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Poco competente</td> <td>UCS/Sv ≤ 8</td> </tr> <tr> <td>Competencia Intermedia</td> <td>8 < UCS/Sv ≤ 15</td> </tr> <tr> <td>Competencia Alta</td> <td>UCS/Sv > 15</td> </tr> </tbody> </table>							RESISTENCIA DE LA ROCA		Poco competente	UCS/Sv ≤ 8	Competencia Intermedia	8 < UCS/Sv ≤ 15	Competencia Alta	UCS/Sv > 15	Donde: h=Altura litostatica Sv= Esfuerzo Vertical 0.027=Constante Universal							SISTEMA DE CLASIFICACION Q							<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>RQD</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>RQD %</td> <td>62.7</td> <td>62.7</td> <td>62.7</td> </tr> <tr> <td>Número de discontinuidades</td> <td>Jn</td> <td>1 Sist. Princ. + 1 Sec.</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de rugosidad</td> <td>Jr</td> <td>B</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de alteración</td> <td>Ja</td> <td>C</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td>Número de agua subterránea</td> <td>Jw</td> <td>seco</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)</td> <td>SRF</td> <td>H</td> <td>2.5</td> </tr> <tr> <td colspan="3">Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)</td> <td>Q = 12.54</td> </tr> <tr> <td colspan="3">Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)</td> <td>Q' = 31.34</td> </tr> <tr> <td colspan="3">RMR = 9 Ln Q + 44</td> <td>67</td> </tr> <tr> <td colspan="3">RMR' = 9 Ln Q' + 44</td> <td>75</td> </tr> </tbody> </table>							PARAMETROS	RQD	RANGO	VALOR	RQD %	62.7	62.7	62.7	Número de discontinuidades	Jn	1 Sist. Princ. + 1 Sec.	3	Número de rugosidad	Jr	B	3	Número de alteración	Ja	C	2	Número de agua subterránea	Jw	seco	1	Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	H	2.5	Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)			Q = 12.54	Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)			Q' = 31.34	RMR = 9 Ln Q + 44			67	RMR' = 9 Ln Q' + 44			75	<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>Q</th> <th>1000-400</th> <th>400-100</th> <th>100-40</th> <th>40-10</th> <th>10-4.0</th> <th>4-1.0</th> <th>1-0.1</th> <th>0.1-0.01</th> <th>0.01-0.001</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>DESCRIPCION</td> <td>EXCEPCIONALMENTE BUENA</td> <td>EXTREMADAMENTE BUENA</td> <td>MUY BUENA</td> <td style="background-color: yellow;">BUENA</td> <td>REGULAR</td> <td>POBRE</td> <td>MUY POBRE</td> <td>EXTREMADAMENTE POBRE</td> <td>EXCEPCIONALMENTE POBRE</td> </tr> </tbody> </table>							Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE	INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA							$GSI = RMR_{60} - 5$						-5	TABLA GEOMECANICA (GSI),							VALORES						SÍMBOLO	Q						GSI	12.54						MF/R	OBSERVACIONES							NINGUNA							SKETCH													
# Fractura	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
1	100	NUMERO DE FRACTURAS																																																																																																																																																																																																																																																																																																																									
2	50	CONTADAS EN (m):	1																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
3	50	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X	0																																																																																																																																																																																																																																																																																																																							
4	54	FRACTURAS / METRO	λ	13																																																																																																																																																																																																																																																																																																																							
5	51	Nº DE FRACT.(m ³)	Jv																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
6	50	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)	63																																																																																																																																																																																																																																																																																																																							
62.7																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
PROMEDIO																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
DONDE: $\lambda = 1 / X$ $RQD = 100 \times e^{-0.172 \lambda} (0.1 \lambda + 1)$																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
SÍMBOLO		DESCRIPCIÓN		IDENTIFICACIÓN EN CAMPO		ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA (MPa)																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña del pulgar.				0.25 – 1.0																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R1	Roca muy blanda	Se desmorona al golpear con la punta del martillo o puede ser pelado con cuchillo de bolsillo.				1.0 – 5.0																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R2	Roca blanda	Un golpe firme con la punta del martillo produce pequeñas marcas o muescas, o puede ser pelado con dificultad con el cuchillo de bolsillo.				5.0 – 25																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R3	Roca modera. dura	Puede fracturarse con un golpe fuerte de martillo, y el cuchillo de bolsillo no le puede raspar.				25 – 50																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe de martillo para fracturarla.				50 – 100																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes de martillo para fracturarla.				100 – 250																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R6	Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo solo saltan esquirlas.				> 250																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">RESISTENCIA DE LA ROCA</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Poco competente</td> <td>UCS/Sv ≤ 8</td> </tr> <tr> <td>Competencia Intermedia</td> <td>8 < UCS/Sv ≤ 15</td> </tr> <tr> <td>Competencia Alta</td> <td>UCS/Sv > 15</td> </tr> </tbody> </table>							RESISTENCIA DE LA ROCA		Poco competente	UCS/Sv ≤ 8	Competencia Intermedia	8 < UCS/Sv ≤ 15	Competencia Alta	UCS/Sv > 15																																																																																																																																																																																																																																																																																																													
RESISTENCIA DE LA ROCA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
Poco competente	UCS/Sv ≤ 8																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
Competencia Intermedia	8 < UCS/Sv ≤ 15																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
Competencia Alta	UCS/Sv > 15																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
Donde: h=Altura litostatica Sv= Esfuerzo Vertical 0.027=Constante Universal																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
SISTEMA DE CLASIFICACION Q																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>RQD</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>RQD %</td> <td>62.7</td> <td>62.7</td> <td>62.7</td> </tr> <tr> <td>Número de discontinuidades</td> <td>Jn</td> <td>1 Sist. Princ. + 1 Sec.</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de rugosidad</td> <td>Jr</td> <td>B</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de alteración</td> <td>Ja</td> <td>C</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td>Número de agua subterránea</td> <td>Jw</td> <td>seco</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)</td> <td>SRF</td> <td>H</td> <td>2.5</td> </tr> <tr> <td colspan="3">Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)</td> <td>Q = 12.54</td> </tr> <tr> <td colspan="3">Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)</td> <td>Q' = 31.34</td> </tr> <tr> <td colspan="3">RMR = 9 Ln Q + 44</td> <td>67</td> </tr> <tr> <td colspan="3">RMR' = 9 Ln Q' + 44</td> <td>75</td> </tr> </tbody> </table>							PARAMETROS	RQD	RANGO	VALOR	RQD %	62.7	62.7	62.7	Número de discontinuidades	Jn	1 Sist. Princ. + 1 Sec.	3	Número de rugosidad	Jr	B	3	Número de alteración	Ja	C	2	Número de agua subterránea	Jw	seco	1	Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	H	2.5	Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)			Q = 12.54	Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)			Q' = 31.34	RMR = 9 Ln Q + 44			67	RMR' = 9 Ln Q' + 44			75																																																																																																																																																																																																																																																																									
PARAMETROS	RQD	RANGO	VALOR																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
RQD %	62.7	62.7	62.7																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Número de discontinuidades	Jn	1 Sist. Princ. + 1 Sec.	3																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Número de rugosidad	Jr	B	3																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Número de alteración	Ja	C	2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Número de agua subterránea	Jw	seco	1																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	H	2.5																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)			Q = 12.54																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)			Q' = 31.34																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
RMR = 9 Ln Q + 44			67																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
RMR' = 9 Ln Q' + 44			75																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>Q</th> <th>1000-400</th> <th>400-100</th> <th>100-40</th> <th>40-10</th> <th>10-4.0</th> <th>4-1.0</th> <th>1-0.1</th> <th>0.1-0.01</th> <th>0.01-0.001</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>DESCRIPCION</td> <td>EXCEPCIONALMENTE BUENA</td> <td>EXTREMADAMENTE BUENA</td> <td>MUY BUENA</td> <td style="background-color: yellow;">BUENA</td> <td>REGULAR</td> <td>POBRE</td> <td>MUY POBRE</td> <td>EXTREMADAMENTE POBRE</td> <td>EXCEPCIONALMENTE POBRE</td> </tr> </tbody> </table>							Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE																																																																																																																																																																																																																																																																																																	
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
$GSI = RMR_{60} - 5$						-5																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
TABLA GEOMECANICA (GSI),																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
VALORES						SÍMBOLO																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Q						GSI																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
12.54						MF/R																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
OBSERVACIONES																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
NINGUNA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
SKETCH																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											

Anexo 9

Panel fotográfico



