

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL CUERPO MINERALIZADO
OB5 PARA RECUPERACIÓN DE MINERAL REMANENTE Y
ESTABILIDAD DEL BYPASS 745 DE MINA CERRO LINDO 2021.**

**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

CANCHARI GUTIERREZ, Romel Jaime

ASESOR:

CCATAMAYO BARRIOS, Johnny Henry

Ayacucho - Perú

2021



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 067-2021-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 748-2021-FIMGC-D**, siendo los veintisiete días del mes de diciembre del 2021, a horas 9:00 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el Presidente el, **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, delegado por el señor Decano FIMGC, Jurado el **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO**, Jurado el **Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO**, Jurado – Asesor el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS** y Secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL CUERPO MINERALIZADO OB5 PARA RECUPERACIÓN DE MINERAL REMANENTE Y ESTABILIDAD DEL BYPASS 745 DE MINA CERRO LINDO 2021**”, presentado por el señor, **Romel Jaime CANCHARI GUTIÉRREZ**, Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16** (Dieciséis).

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



Firmado digitalmente por Dr. Ing. Efraín Elías Porras Flores
Fecha: 2021.12.29 08:33:58 -05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente



Firmado digitalmente por Mg. Ing. Roberto J. Gutiérrez Palomino

Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO
Jurado

Mg. Ing. Johnny Henry Ccatamayo Barrios

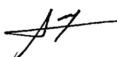
Firmado digitalmente por Mg. Ing. Johnny Henry Ccatamayo Barrios
Fecha: 2021.12.27 17:50:00 -05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado - Asesor



Firmado digitalmente por Ing. Kelvis Berrocal Argumedo
Fecha: 2021.12.27 10:35:14 -05'00'

Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Jurado



Firmado digitalmente por LEZAMA CUELLAR CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

c.c.:
Bach. Romel Jaime CANCHARI GUTIÉRREZ,
Jurados (4)
Archivo



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Bicentenario del Perú: 200 años de Independencia”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH y Resolución Decanal N° 158-2021-FIMGC-UNSCH-D, deja constancia que Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : CANCHARI GUTIERREZ, Romel Jaime
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL CUERPO MINERALIZADO OB5 PARA RECUPERACIÓN DE MINERAL REMANENTE Y ESTABILIDAD DEL BYPASS 745 E MINA CERRO LINDO 2021
Evaluación de la Originalidad : 22 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1733584452

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 19 de diciembre del 2021

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
de la FIMGC

Numero de constancia: 169-2021-FIMGC.

Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL CUERPO MINERALIZADO OB5 PARA RECUPERACIÓN DE MINERAL REMANENTE Y ESTABILIDAD DEL BYPASS 745 DE MINA CERRO LINDO 2021

por Romel Jaime Canchari Gutierrez

Fecha de entrega: 19-dic-2021 12:21a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1733584452

Nombre del archivo: Tesis_CANCHARI_GUTIERREZ_ROMEL_JAIME_EPIM.pdf (2.97M)

Total de palabras: 17503

Total de caracteres: 103151

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL CUERPO MINERALIZADO OB5 PARA RECUPERACIÓN DE MINERAL REMANENTE Y ESTABILIDAD DEL BYPASS 745 DE MINA CERRO LINDO 2021

INFORME DE ORIGINALIDAD

22%

INDICE DE SIMILITUD

21%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

14%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	7%
2	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	5%
3	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	3%
4	repositorio.unfv.edu.pe Fuente de Internet	2%
5	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	1%
7	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	repositorio.unc.edu.pe Fuente de Internet	1%

9	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
10	doku.pub Fuente de Internet	<1 %
11	1library.co Fuente de Internet	<1 %
12	cybertesis.uni.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	repositorio.unid.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
14	repositorio.ucv.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
15	id.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
16	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
17	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo

DEDICATORIA

“A Dios quien ha sido mi guía, fortaleza y su mano de fidelidad y amor han estado conmigo hasta el día de hoy. A mis padres quienes con su amor, paciencia y esfuerzo me han permitido llegar a cumplir hoy un sueño más, gracias por inculcar en mí el ejemplo de esfuerzo y valentía, de no temer las adversidades porque Dios está conmigo siempre.

A mis hermanos por su cariño y apoyo incondicional, durante todo este proceso, por estar conmigo en todo momento gracias. A toda mi familia porque con sus oraciones, consejos y palabras de aliento hicieron de mí una mejor persona y de una u otra forma me acompañan en todos mis sueños y metas”.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi mayor agradecimiento a mis padres, quienes forjaron en mí la persistencia, por ser mi fuerza y respaldo en cada momento de mi vida.

A mis hermanos y hermanas, gracias por sus consejos y apoyo incondicional me permitieron llegar hasta aquí.

ÍNDICE

	Pág.
Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice	iv
Índice de tablas	vii
Índice de figuras.....	viii
Resumen.....	x
Introducción	1

CAPÍTULO I

GENERALIDADES..... 3

1.1. Descripción de la realidad problemática.....	3
1.2. Formulación del problema	4
1.2.1. Problema general.....	4
1.2.2. Problemas secundarios	4
1.3. Objetivos	4
1.3.1. Objetivo general.....	4
1.3.2. Objetivos específicos	4
1.4. Justificación	4
1.5. Importancia	5
1.6. Hipótesis.....	5
1.6.1. Hipótesis general.....	5
1.6.2. Hipótesis específica.....	5
1.7. Variables e indicadores	6
1.7.1. Variable independiente	6
1.7.2. Variable dependiente.....	6

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO 7

2.1. Descripción de la zona de estudio.....	7
2.1.1. Ubicación	7
2.1.2. Accesibilidad.....	8
2.1.3. Clima y vegetación.....	8

2.2.	Antecedentes de la investigación	15
2.3.	Bases teóricas	18
2.3.1.	Geomecánica	18
2.3.2.	Caracterización geológica	18
2.3.3.	Sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos	19
2.3.4.	Rock Mass Rating (RMR).....	20
2.3.5.	Criterio Q de Barton.....	24
2.3.6.	Criterio de GSI.....	30
2.4.	Definiciones conceptuales.....	31
2.4.1.	Mecánica de rocas	31
2.4.2.	Esfuerzo	31
2.4.3.	Compresión	31
2.4.4.	Distensión.....	31
2.4.5.	Esfuerzo normal (σ)	31

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	32	
3.1.	Metodología de investigación	32
3.1.1.	Tipo	32
3.1.2.	Alcance.....	32
3.1.3.	Nivel de Investigación	32
3.1.4.	Diseño	32
3.1.5.	Población.....	33
3.1.6.	Muestra.....	33
3.1.7.	Muestreo.....	34
3.2.	Metodología	34
3.2.1.	Recopilación de información y planeación del trabajo de campo	34
3.2.2.	Fase de campo	34
3.2.3.	Fase posterior al trabajo de campo.....	34
3.2.4.	Unidad de análisis	35
3.3.	Recursos	35
3.3.1.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	35
3.3.2.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	35
3.3.3.	Instrumentos de recolección de datos	35

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL 42

4.1.	Investigaciones Geomecánicas Básicas	42
4.1.1.	Zonas de estudio.....	42
4.1.2.	Registro de datos	43
4.1.3.	Aspectos litológicos	44
4.1.4.	Distribución de discontinuidades	45
4.2.	Prueba de hipótesis.....	46
4.2.1.	Prueba de normalidad del Factor de Seguridad Vs Esfuerzo	46

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y RESULTADOS..... 49

5.1.	Distribución de discontinuidades	49
5.1.1.	Zona 1: OB5 recuperación de mineral remanente	49
5.1.2.	Zona 2: OB5 estabilidad del Bp-745.....	57
5.2.	Aspectos estructurales.....	58
5.3.	Clasificación de la masa rocosa	63
5.3.1.	Zonificación geomecánica de la masa rocosa	64
5.3.2.	Cuerpos en evaluación	65
5.3.3.	Resistencia de la roca intacta	68
5.4.	Recuperación del mineral remanente del OB5	69
5.5.	Análisis de “migración del vacío”	72
5.6.	Análisis de estabilidad del BP-745	73
5.6.1.	Análisis de la estabilidad global.....	74
5.6.2.	Estimación del sostenimiento en el bypass	77
5.6.3.	Análisis en la Sección S1	78
5.6.4.	Análisis en la Sección S3	80
5.6.5.	Estabilidad estructuralmente controlada	81

CONCLUSIONES 84

RECOMENDACIONES 86

BIBLIOGRAFÍA 87

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Identificación de variables dependientes e independientes.....	6
Tabla 2. Parámetros RMR.....	20
Tabla 3. Resumen de puntaje del RMR.....	23
Tabla 4. Clases de Macizo Rocoso por RMR y Tipo de sostenimiento.....	24
Tabla 5. Parámetros de Q.....	25
Tabla 6. Puntaje RQD para la clasificación Q de Barton.....	25
Tabla 7. Puntaje Jn para la clasificación Q de Barton.....	25
Tabla 8. Puntaje Jr para la clasificación Q de Barton.....	26
Tabla 9. Puntaje Ja para la clasificación Q de Barton.....	27
Tabla 10. Puntaje SRF para la clasificación Q de Barton.....	28
Tabla 11. Valores de ESR según tipo de excavación.....	29
Tabla 12. Distribución de estaciones por zonas y niveles.....	43
Tabla 13. Códigos de litologías presentes en el área de estudio.....	44
Tabla 14. Sistemas de discontinuidades estructurales (Rumbo/Buzamiento – Dirección de buzamiento/Buzamiento).....	45
Tabla 15. Prueba de normalidad de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades.....	46
Tabla 16. Estadísticas de Prueba.....	48
Tabla 17. Prueba de Hipótesis.....	48
Tabla 18. Mapeo geomecanico de labores subterráneas.....	59
Tabla 19. Índice de calidad RQD.....	64
Tabla 20. Zonificación geomecánica y calidades de masa rocosa.....	67
Tabla 21. Resultados de los ensayos de carga puntual.....	68
Tabla 22. Resultados de los ensayos de compresión uniaxial.....	69
Tabla 23. Resultados de los ensayos de compresión triaxial.....	69
Tabla 24. Resumen de resultados del análisis de migración de vacíos en los cuerpos del OB5.....	73

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Ubicación de la mina	7
Figura 2. Accesibilidad.....	8
Figura 3. Plano geológico regional.....	10
Figura 4. Columna estratigráfica del área de Cerro Lindo	11
Figura 5. Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades.....	19
Figura 6. P Vista isométrica del plano mostrando dirección de buzamiento y buzamiento de una discontinuidad.....	19
Figura 7. Criterios RMR de Bieniawski 1989.....	21
Figura 8. Puntaje por Resistencia a la compresión uniaxial.....	21
Figura 9. I Puntaje por RQD	22
Figura 10. Puntaje por espaciamiento de las discontinuidades.	22
Figura 11. Ajuste RMR según orientación de las discontinuidades principales.	24
Figura 12. Tipo de sostenimiento según valor de De, ESR y cálculo de Q de Barton..	30
Figura 13. Diseño de Investigación.....	33
Figura 14. Vista en planta de las 2 zonas de estudio	42
Figura 15. Estereograma compósito del OB5-Tj-003	49
Figura 16. Comportamiento estructural OB5-Tj-003.....	50
Figura 17. Estereograma compósito del OB5-Tj-004/006	51
Figura 18. Comportamiento estructural OB5-Tj-004 y Tj-006 Nivel 1850.....	51
Figura 19. Estereograma compósito OB5-Tj-007B.	52
Figura 20. Comportamiento estructural Tj-007B Nivel 1880	52
Figura 21. Estereograma compósito OB5-Tj-009/Tj-011	53
Figura 22. Comportamiento estructural Tj-009 y Tj011 Nivel 1880	54
Figura 23. Estereograma compósito Cu-1850.....	55
Figura 24. Comportamiento estructural Cu-1850 Nivel 1880.....	55
Figura 25. Estereograma compósito Cu-1910.....	56
Figura 26. Comportamiento estructural Cu-1910 Nivel 1910.....	56
Figura 27. Estereograma compósito Zona 2.....	57
Figura 28. Comportamiento estructural Zona 2 Nivel 1650	58
Figura 29. Zonificación geomecánica 3D de Cerro Lindo	65
Figura 30. Vistas en planta con la disposición de los cuerpos en el OB5	70

Figura 31. Vista longitudinal mirando al SW con la disposición de los cuerpos en el OB5	71
Figura 32. Esquemas del mecanismo de hundimiento cuando se realiza el minado por SLC.	72
Figura 33. Plano del Nivel 1650 mostrando el bypass BP-745.....	75
Figura 34. Influencia del minado en el bypass BP-745. Análisis en la Sección S1	75
Figura 35. Desplazamiento en la masa rocosa en el bypass BP-745. Análisis en la Sección S1.....	76
Figura 36. Influencia del minado en el bypass BP-745. Análisis en la Sección S3	76
Figura 37. Desplazamiento en la masa rocosa en el bypass BP-745. Análisis en la Sección S3.....	77
Figura 38. Modelos del bypass BP-745 en la Sección S1 sin sostenimiento y con sostenimiento	78
Figura 39. Parámetros utilizados para el sostenimiento del bypass	79
Figura 40. Influencia del minado en el bypass BP-745. Análisis en la sección S1.....	79
Figura 41. Modelos del bypass BP-745 en la Sección S1 sin sostenimiento y con sostenimiento	80
Figura 42. Parámetros utilizados para el sostenimiento del bypass.	81
Figura 43. Influencia del minado en el bypass BP-745. Análisis en la sección S3.....	81
Figura 44. Análisis de estabilidad usando el programa Unwedge en bypass BP-745...	82
Figura 45. Análisis de estabilidad usando soporte con pernos en el bypass BP-745	82

RESUMEN

Esta investigación, se llevó a cabo en la Compañía Minera Milpo S.A.A. (MILPO), iniciando con la evaluación geomecánica, por un lado, para recuperar de manera segura y eficiente el mineral remanente del cuerpo mineralizado OB5, por otro lado, para recomendar las medidas de control de la estabilidad de Bypass 745 ubicado en la zona comprendida entre el OB5 y el OB5B. Para cumplir con el objetivo de este trabajo, fue necesario realizar trabajos de campo, laboratorio y gabinete. Iniciando con el desarrollo de la información básica, ya que es información necesaria, para evaluar los factores principales del control de la estabilidad, y conocer los parámetros geomecánicos básicos. También se integró la información obtenida en las investigaciones básicas, para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas Como parte del desarrollo de la información básica, se ha efectuado una caracterización detallada de la masa rocosa de cada área de recuperación del cuerpo mineralizados OB5 y del área del Bypass 745. Esta caracterización condujo a la zonificación geomecánica de cada una de las áreas de evaluación. Por otro lado, se determinaron en base a ensayos realizados in-situ, información de estudios previos y el uso de criterios de falla, las propiedades físicas y parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa. También se evaluaron las condiciones de presencia de agua y los esfuerzos. Como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad, se realizaron un número de análisis, con datos de entrada establecidos en las investigaciones básicas, lo cual condujo a dar las recomendaciones sobre las estrategias para el minado futuro a la vez seguro y eficiente. Los resultados de la evaluación geomecánica realizada han indicado que: En la Zona 2 (OB5), si se utiliza el método de minado SLC para recuperar el mineral remanente se podría tener problemas de subsidencia con el cuerpo TJ-007B y posiblemente con los cuerpos TJ-009 y TJ-011, aunque en estos dos últimos casos, el enfoque optimista indica que el hundimiento no llegará a la superficie. En el resto de los cuerpos (TJ-003, TJ004, TJ-006, CU-1850 y CU-1910) no habrá problemas de subsidencia, es decir el hundimiento se asfixiará antes de llegar a la superficie. En la Zona 4 (BP-745), los resultados obtenidos en los análisis realizados no hacen más que confirmar que la masa rocosa donde se ubican las labores del BP-745 está sometida a la influencia de los esfuerzos inducidos por el minado de los OB5 y OB5A. Esta influencia hace que la masa rocosa sufra perturbación, que va incrementándose a medida que avanza el minado, lo cual se traduce principalmente en daños al sistema de sostenimiento.

Palabras claves: Sostenimiento, RMR, macizo rocoso, discontinuidades, recuperación de mineral, Bypass.

INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Milpo S.A.A. (MILPO), viene llevando a cabo la explotación de la Mina Cerro Lindo y como producto del avance del minado ha quedado mineral remanente por recuperar en el cuerpo mineralizado OB5. A fin de realizar la evaluación geomecánica que haga posible tal recuperación, se desarrolló la presente investigación, con los siguientes antecedentes.

En el OB5, han quedado bloques pequeños de mineral, a los que se les denomina “cuñas”, distribuidos espacialmente tanto en la caja piso como en la caja techo, cada una de ellas de unas pocas decenas de miles de toneladas de mineral. El personal de Planeamiento de MILPO está considerando para la recuperación de estas cuñas dos alternativas: la primera, combinación de taladros largos (cuñas caja piso) + corte y relleno mecanizado (cuñas caja techo); y la segunda, hundimiento por subniveles (Sublevel Caving - SLC) para todas las cuñas. La evaluación económica comparativa de estas alternativas ha revelado ventajas del SLC, siendo esta la alternativa que aquí se evalúa desde el punto de vista geomecánico.

Finalmente, está comprendida en el alcance del presente estudio la evaluación de la estabilidad del Bypass 745 comprendido entre el OB5 y OB5B, estos cuerpos mineralizados han venido siendo explotados a través de los Niveles 1650, 1680, 1710 y 1740; el minado en ambos cuerpos ya fue concluido entre los Niveles 1650 y 1710. Los Bypass 745, que tienen aproximadamente 350 m de longitud, se ubican en el pilar central que conforman ambos cuerpos mineralizados. Por el avance del minado este pilar central está siendo perturbado, observándose signos de ello en la estabilidad de los Bypass 745, en donde se observan en ciertas áreas agrietamientos en el shotcrete. En esta situación y a manera de previsión de futuros problemas, MILPO ha encargado a DCR la evaluación geomecánica correspondiente.

En este estudio se cuenta con 5 capítulos los cuales contienen lo siguiente:

- El capítulo I se presenta la descripción de la realidad problemática, la operacionalización de los problemas, objetivo es e hipótesis.
- El capítulo II hace una revisión literaria de los antecedentes referentes al tema a tratar, así mismo se detalla la conceptualización de los aspectos generales de los parámetros a utilizar en el desarrollo del proyecto.
- El capítulo III explica los aspectos que involucran las metodologías utilizadas en el presente proyecto, así como se plantea la hipótesis de la tesis.
- El capítulo IV muestran los procedimientos de cálculo para resolver las condiciones que requiere el proyecto.
- El capítulo V muestra los resultados obtenidos.
- Finalmente, en “Conclusiones y Recomendaciones” se reseñan las principales conclusiones y recomendaciones logradas en la presente tesis.

CAPÍTULO I GENERALIDADES

1.1. Descripción de la realidad problemática

Es sabido que el Perú, es un país que goza de muchas minas y que poseen una gran riqueza mineral muy diversa. A razón de esto, es que en las minas explotan sus recursos de distintas maneras.

En la mina cerro lindo, desde los inicios de la operación minera, la explotación se ha realizado utilizando el método de minado “tajeos por subniveles” con taladros largos y relleno cementado (Sublevel Stopping – SLS). En el año 2019, el tajo TJ-875 se estaba minando de manera normal, pero a consecuencia de realizar tajeos cada vez más grandes, se expuso un techo con demasiada área lo cual provocó el colapso del techo y el hundimiento del mineral ubicado encima.

Luego de producido el hundimiento, la gerencia de operaciones dispuso la propuesta de recuperación de mineral, puesto que se tenía mineral disponible con un grado de fragmentación óptima para limpieza. Este hecho produjo una activación del hundimiento hacia arriba haciendo que la inestabilidad progrese hacia los niveles superiores.

En este punto la caracterización geomecánica se vuelve una necesidad indispensable para la estabilidad de labores, debido a que permite controlar la estabilidad de una excavación subterránea, el dimensionamiento y sostenimiento aplicable.

Por las razones expuestas, se pretende hacer una evaluación geomecánica del cuerpo mineralizado OB5 para recuperación de mineral remanente y estabilidad del BYPASS 745 de mina Cerro Lindo 2021.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿De manera una evaluación geomecánica influye en la recuperación del mineral remanente del cuerpo mineralizado OB5 y la estabilidad del Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021?

1.2.2. Problemas secundarios

1. ¿En qué medida la evaluación del comportamiento del macizo rocoso, aplicando un mapeo geomecanico, determinan las discontinuidades de las familias existentes en el cuerpo mineralizado OB5 y el Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021?
2. ¿Cuáles son parámetros de estabilidad del Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021?
3. ¿Cómo las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas influyen en el minado de recuperación OB5 y estabilidad del Bypass 745?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Realizar una evaluación geomecánica para la recuperación del mineral remanente del cuerpo mineralizado OB5 y la estabilidad del Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021.

1.3.2. Objetivos específicos

1. Evaluar el comportamiento del macizo rocoso, aplicando un mapeo geomecanico, para determinar las discontinuidades de las familias existentes en el cuerpo mineralizado OB5 y el Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021.
2. Determinar los parámetros de estabilidad del Bypas 745 Mina Cerro Lindo 2021.
3. Determinar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas influyen en el minado de recuperación OB5 y estabilidad del Bypass 745.

1.4. Justificación

Es necesario conocer la caracterización geomecánica, que contribuirá al conocimiento del comportamiento estructural para el análisis de la estabilidad del Bypass.

El principal propósito de la evaluación geomecánica de una mina es determinar la calidad de roca que existen en las labores, misma que como principal material estructural provea de un sistema de soporte posible.

En el presente trabajo de investigación se plantea la recuperación de mineral remanente en labores que por causas del método de explotación han sufrido hundimiento, para ello se utilizarán herramientas para la caracterización, sostenimiento y recuperación de mineral tales como software Dips, Phase, etc con la intención de evaluar las discontinuidades de las rocas, así como también el diseño del sostenimiento del Bypass – 745.

1.5. Importancia

La importancia de esta investigación se centrará en la actividad minera subterránea, este mostrará el análisis de las características de las rocas. Así como también, el análisis del sostenimiento relacionado a familia de discontinuidades existentes en el macizo rocoso analizado. Así obtenemos e interpretamos los diversos cálculos y gráficas proporcionados tanto por cálculos empíricos, matemáticos y por los mismos software, con la finalidad de dar recomendaciones acerca de la caracterización y sostenimiento que puede aplicarse a la zona de investigación.

Así como también sentar las bases para futuras investigaciones y hacer una contribución académica, que sirva de guía a los estudiantes y personas relacionadas con la industria minera.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis general

La evaluación geomecánica influye positivamente en la recuperación del mineral remanente del cuerpo mineralizado OB5 y la estabilidad del Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021.

1.6.2. Hipótesis específica

1. La evaluación del comportamiento del macizo rocoso, aplicando un mapeo geomecánico, si determinan las discontinuidades de las familias existentes en el cuerpo mineralizado OB5 y el Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021.
2. Los parámetros de estabilidad del Bypass 745 determinan el método de minado Mina Cerro Lindo 2021.
3. Las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas influyen significativamente en el minado de recuperación OB5 y estabilidad del Bypass 745.

1.7. Variables e indicadores

1.7.1. Variable dependiente

Recuperación de mineral y estabilidad

Indicadores

- Análisis de estabilidad
- Recuperación de mineral remanente

1.7.2. Variable independiente

Estudio Geomecánico

Indicadores

- Mapeo geomecánico
- Propiedades geomécanicas de la masa rocosa
- Aspectos litológicos

Tabla 1. *Identificación de variables dependientes e independientes*

Nombre	Indicadores	Tipo	Nivel de medición
Estudio Geomecánico	Mapeo geomecánico	Cuantitativa	Continua
	Propiedades geométricas de la masa rocosa	Cuantitativa	Continua
	Aspectos litológicos	Cuantitativa	Continua
Recuperación de mineral y estabilidad	Análisis de estabilidad	Cuantitativa	continua
	Recuperación de mineral	Cuantitativa	Discreta

*Nota: Elaboración Propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Descripción de la zona de estudio

2.1.1. Ubicación

La Unidad Minera Cerro Lindo se encuentra en el distrito de Chavín, provincia de Chincha, Departamento de Ica, aproximadamente a 256 km. al sureste de la ciudad de Lima, sobre terrenos superficiales pertenecientes a la Comunidad de Chavín, a una altitud promedio de 1,825 m.s.n.m., siendo sus coordenadas UTM WGS84 referenciales: 392,780 Este y 8'554,165 Norte. (U.M. Cerro Lindo, 2021).



Figura 1. Ubicación de la mina

Fuente: Unidad Minera Cerro Lindo

2.1.2. Accesibilidad

El acceso desde Lima es por la carretera Panamericana Sur hasta llegar al desvío Jahuay, cubriendo una distancia de 185 km, luego se toma el desvío en la progresiva del km 180+800 de la zona de Jahuay por la carretera afirmada construida para la unidad minera recorriendo una distancia de 61 km. (U.M. Cerro Lindo, 2021).



Figura 2. Accesibilidad

Fuente: Unidad Minera Cerro Lindo

2.1.3. Clima y vegetación

a) Geología

El área presenta una elevación entre 1,800 msnm a 2,000 msnm y se caracteriza por una topografía accidentada y altas pendientes. Se aprecia barrancos (quebradas) desarrollados como parte del drenaje dendrítico que alimenta al río Topará. Se aprecian tres unidades geomorfológicas muy diferenciadas, la primera unidad se desarrolla paralela a la faja costera, la cual limita hacia el W con la ribera litoral y al E con las estribaciones andinas. Siguiendo hacia el E se encuentra una segunda unidad conformada por estribaciones del frente andino, caracterizado por cadenas de cerros de poca altitud que varían entre los 400 a 500 msnm, de suaves pendientes, que va aumentando progresivamente hacia el E en altitud y relieve. La tercera unidad está integrada por el flanco disectado andino, que presenta una topografía abrupta, con cerros de altitudes que varían entre los 500 a 4,000 msnm, formando cadenas continuas o aisladas, que son disectadas por ríos o tributarios de ellos y quebradas, con una tendencia de E a W, los cuales han labrado valles profundos y encañonados, como se observa con el río Topará ubicado en la zona de estudio.

b) Geología del yacimiento

• Geología regional

La zona de estudio se emplaza en la formación volcánico-sedimentaria Huaranguillo, de edad Albiano medio a Senoniano (Cretácico medio), esta descansa como un posible roof pendant sobre los intrusivos pertenecientes al Batolito de la Costa. La Formación Huaranguillo muestra un rumbo general de N60°W y es parte del relleno de la cuenca Cañete. Las unidades volcánico - sedimentario se acumularon en un ambiente de arco de islas asociados a una cuenca back-arc producto de movimientos tectónicos extensionales durante la subducción. Litológicamente está formada por secuencias volcánicas metaforizadas y secuencias volcánicas riolíticas-riodacíticas en la parte inferior, en la parte media se tiene secuencias volcánicas andesíticas y en la parte superior secuencias vulcano-sedimentarias (intercalación de andesitas-limolitas-calizas) y sedimentarias (calizas-limolitas-lutitas calcáreas). Esta secuencia volcánica sedimentaria tiene una potencia de $\pm 2,250$ metros y se emplaza en la dirección NW-SE. Estas secuencias volcánicas sedimentarias se muestran rodeadas e intruidas por intrusivos pertenecientes al Batolito de la Costa, constituidos por granitos-granodioritas al oeste, dioritas-gabrodioritas-horblenditas al Este y Noreste. Estructuralmente se tienen fallas de rumbo NW-SE. (Departamento de Geología de Mina Cerro Lindo, 2021).

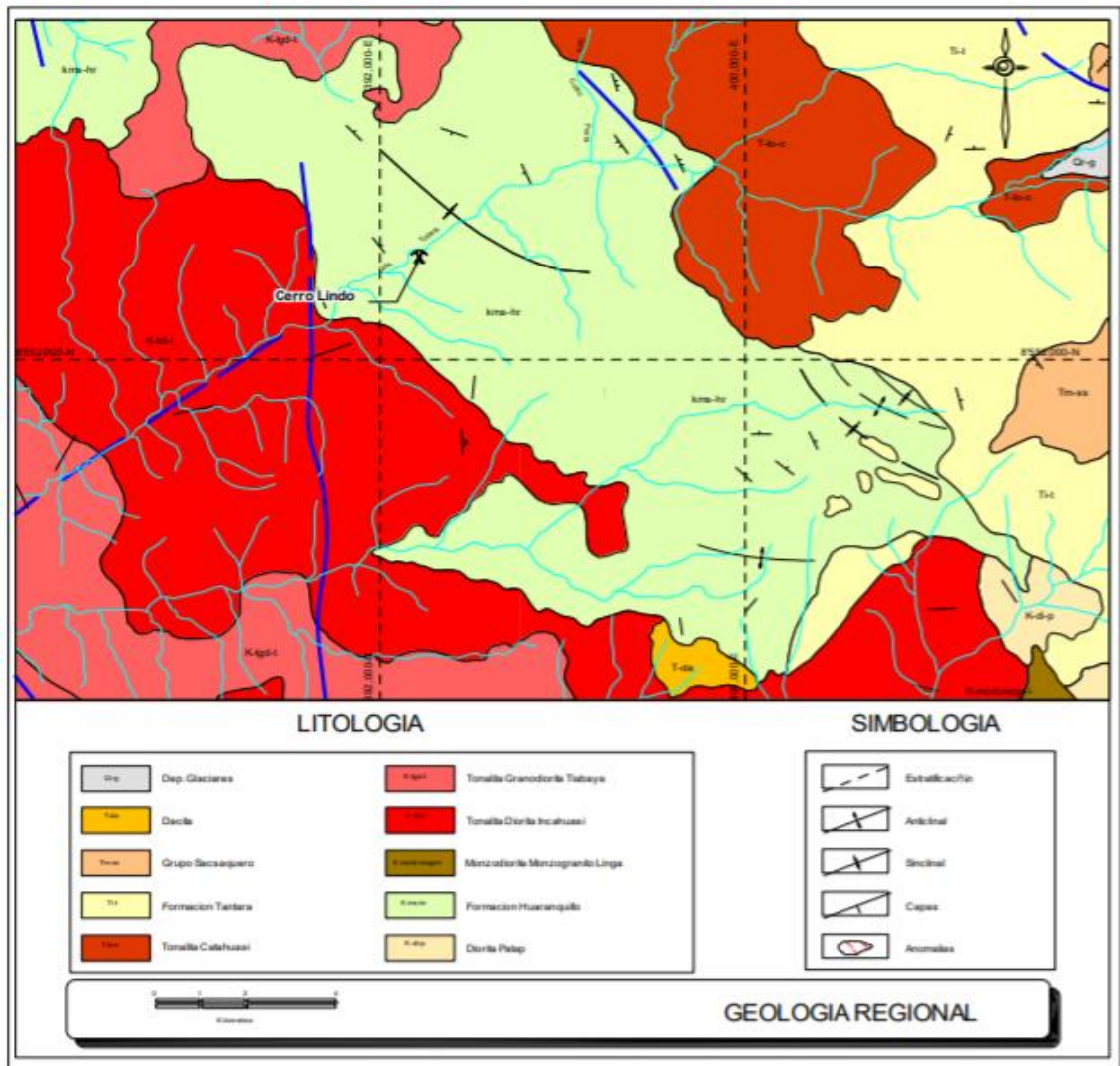


Figura 3. Plano geológico regional

Fuente: Departamento de Geología de Mina Cerro Lindo

• Estratigrafía

La secuencia estratigráfica se relaciona con la serie volcánica-sedimentaria y las intrusiones del Batolito de la Costa, la cual se describe a continuación desde el más antiguo al más reciente.

Formación Huaranguillo (Kms-hr)

Está formado por dos miembros: el Miembro Inferior, que presenta una litología integrada por lutitas pizarrosas, tufos y horizontes andesíticos, y el Miembro Superior, integrado por calizas, lutitas pizarrosas y rocas volcánicas (Salazar y Landa 1993). Se le asigna una edad Albiano Medio a Senomaniano (Cretáceo Medio). Se puede apreciar en la quebrada y paraje de Huaranguillo, al noreste de la hacienda Lunche del río San Juan. (Departamento de Geología de Mina Cerro Lindo, 2021).

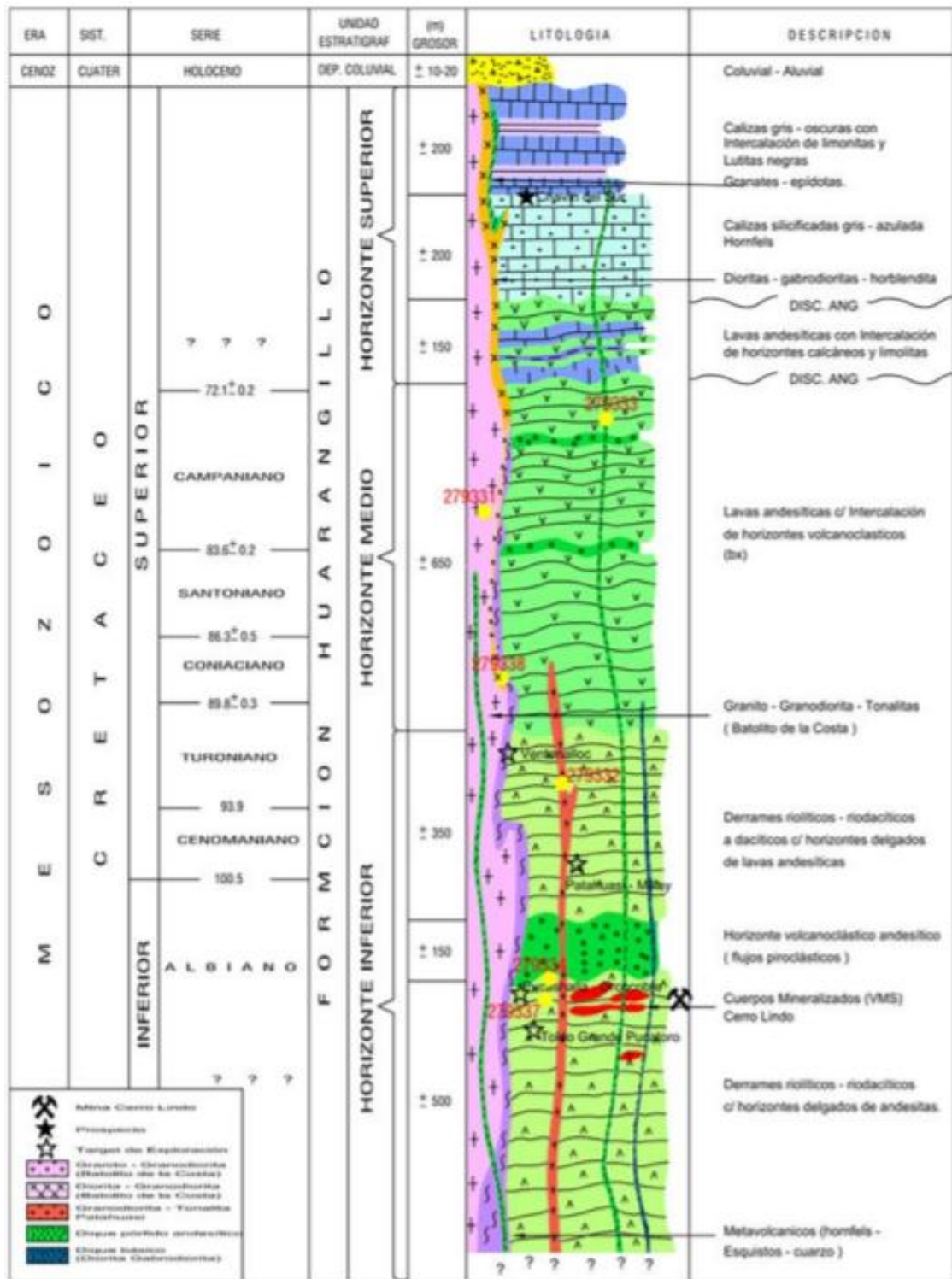


Figura 4. Columna estratigráfica del área de Cerro Lindo

Fuente: Departamento de Geología de Mina Cerro Lindo

Formación Tantaré (Ti-t)

Está conformada por una secuencia volcánica que yace en discordancia angular sobre formaciones mesozoicas e infrayace en aparente concordancia a la secuencia volcánica Sacsacero. Litológicamente está compuesta por derrames andesíticos, riodacíticos,

dacíticos, de coloración gris a pardo violáceo, con texturas porfiríticas a afaníticas, también se encuentran delgados horizontes limolíticos. Se aprecia afloramientos en el pueblo del mismo nombre, ubicado en el curso superior del río San Juan.

Grupo Sacsaquero (Tm-ss)

Esta secuencia está integrada por rocas volcánicas-sedimentarias, constituidas por derrames andesíticos intercalados por tobas soldadas e intercalaciones de areniscas, limoarcillitas y calizas. Yace en concordancia con la formación Tantará y su mejor exposición se encuentra en el área de Sacsaqueros-Quishuarpampa.

Rocas intrusivas

Estas rocas están representadas por unos conjuntos de intrusiones de composición principalmente tonalita a granodiorita, los mismos que intruyen a la secuencia mesozoica y parte de la secuencia terciaria. Estos plutones presentan una forma alargada en sentido NWSE y se han reconocido las siguientes unidades del Cretáceo: Unidad Tiabaya de composición que va de tonalita a granodiorita, Unidad Incahuasi de composición tonalítica a diorítica, y Unidad Patap conformada por rocas dioríticas. En el Terciario tenemos la unidad Catahuasi que es una sucesión de intrusiones que afloran en el área de estudio, constituida por tonalitas y granitos.

Depósitos cuaternarios

Están compuestos por depósitos de origen coluvial y aluvial. Los depósitos coluviales están compuestas de gravas arenosas con bloques de cantos redondeados a subangulosos y se ubican en las quebradas principales y tributarias. Los depósitos aluviales están compuestas por gravas y bloques subangulosos dispersos de origen gravitacional y se ubican en pequeña extensión en las laderas de las quebradas.

- **Geología local**

El área se ubica en rocas volcánicas de composición félsica, tanto en su caja piso y su caja techo está conformada por rocas de tipo riolíticas gradando a riodacitas, las cuales presentan una coloración blanca grisácea con tonalidades rosadas, azulinas a verduscas.

La estratigrafía está compuesta por intercalación de lavas masivas y tobas de composición riolíticas-riodacíticas intercaladas con horizontes volcánico-clásticos

riolíticos-andesíticos (flujos piroclásticos-lapilli). Suprayaciendo a la secuencia riolítica se muestran secuencias de lavas y brechas de composición andesíticas frescas. En el distrito las secuencias volcánicas muestran un rumbo general NW-SE con buzamientos al NE y SW. En el área de estudio se tiene una unidad piroclástica félsica conformada por tufos de cenizas distales y tufos lapilli polimícticos integrado por fragmentos subredondeados y bien clasificados. Esta unidad piroclástica se intercala dentro de unidades de flujos riolíticos. En los depósitos de VMS (Volcanogenic Massive Sulphide) las exhalitas son típicas de estos yacimientos, se observan en la base o en la zona superior de los cuerpos de sulfuros masivos. Producto del rápido enfriamiento en el agua marina fría, de la lava caliente, se originan estructuras de lavas almohadilladas andesíticas. El Batolito de la Costa está en contacto con las unidades volcánico – sedimentarias y está constituido principalmente por granitos - granodioritas y otros afloramientos de menor dimensión y más antiguos conformados por dioritas, gabrodioritas y horblenditas. El metamorfismo generado por el Batolito de la Costa ha producido texturas granoblásticas y porfidoblásticas. El ensamble mineralógico consiste en cuarzo, feldespato, biotita, sericita, andalucita y pirita. En el yacimiento se muestran afloramientos de diques de rumbos NNE-SSW y muy local NW-SE intruyendo a las secuencias volcánico sedimentarias e intrusivos granodioritastonlitas. Estos diques son mayormente de composición pórfido andesíticos a dacítico frescos y de extensión kilométrica; por otro lado se muestran muy localmente de composición dioríticos a básicos y de poca extensión.

- **Geología estructural**

La zona de interés presenta plegamientos y bloques estructurales limitados por fallas. Durante la evolución del depósito de mineralización de sulfuro masivo, la Formación Huaranguillo sufrió fuerte plegamiento y fallamiento, lo que generó grandes bloques, originando un graben de intracuenca donde se depositaron los sulfuros masivos. Se han reconocido tres grandes estructuras de este graben, las que han desarrollado tres sistemas de fallas regionales con características muy determinantes. El primer sistema de fallas regionales tiene orientación NW, es la más antigua, anterior a la depositación de los sulfuros masivos, que originó la forma del paleorelieve y creó un ambiente propicio en el cual se depositaron los sulfuros masivos.

El segundo sistema de fallas regionales tiene orientación NE, estas permitieron el paso de la mineralización, la depositación, y condicionaron la cantidad de sulfuro depositado. En estas estructuras actualmente se han emplazado diques andesíticos porfíricos recientes. El tercer sistema de fallas regionales tiene orientación NS, estas fallas son inversas, que se originaron posteriores a la depositación de la mineralización. Este sistema de fallas desplaza el OB1. En el OB5 también existen diques y fallas NS, pero con desplazamiento moderado. Existen estructuras denominadas enclaves de rocas volcánicas alteradas dentro de los sulfuros, usualmente son de longitud entre los 0.50 m. hasta los 10.00 m. Son fragmentos de lavas debido al rápido enfriamiento que tiene lugar cuando la lava entra en contacto con agua, es propio de las erupciones submarinas o subacuáticas. La lava se enfría en superficie se rompe y granula, permitiendo que nuevo magma fluya. (Departamento de Geología de Mina Cerro Lindo, 2021)

- **Geología económica**

Cerro Lindo genéticamente es un depósito de sulfuro masivo vulcanogénico (VMS Volcanogenic Massive Sulphide). Presenta una orientación NW, buzando al SW con 65° de promedio, mide aproximadamente 1,350 m de largo, 83 m de ancho y 245 m de profundidad. Este yacimiento presenta en la actualidad siete cuerpos mineralizados denominados Ore Body 1, Ore Body 2, Ore Body 3, Ore Body 4, Ore Body 5, Ore Body 6 y Ore Body 7, además de pequeños cuerpos satélites. En el presente estudio están involucrados el Ore Body 2, Ore Body 5 y Ore Body 7. Los Recursos Minerales a diciembre 2016 muestran una variación de 2.61% Zn, 0.28% Pb, 0.84% Cu, 0.82 Ag Oz como valores promedio de Recursos Medidos más Indicados. Estos tipos de depósitos han sido relacionados al modelo Kuroko, basado en la similitud de su formación, edad y la presencia de la baritina. (Departamento de Geología de Mina Cerro Lindo, 2021).

El yacimiento está conformado por cuerpos lenticulares y apilados de sulfuros, definiéndose tres tipos de sulfuros masivos y uno semimasivo, así tenemos:

- **Sulfuro Masivo Barítico (SPB-Zn)**, se presenta en forma bandeada, rico en zinc, plomo y plata, contiene más del 50% de los sulfuros totales, incluyendo la baritina. Presenta una mineralización consistente en esfalerita, calcopirita, galena, galena argentífera, de textura granular gruesa y bandeada.

- **Sulfuro Masivo Barítico rico en cobre (Cu-SPB)**, presenta una mineralización de baritina, pirita, pirrotita, calcopirita y marmatita, en este tipo de sulfuro es menor la pirita que en los sulfuros SPB-Zn, tiene una textura homogénea, bandeamiento difuso y escaso en minerales de zinc. Su mineralogía es de mayor temperatura que la SPB-Zn.
- **Sulfuro de Pirita Masiva Homogénea (SPP)**, compuesta en su totalidad por pirita, de textura homogénea y granular, con un tamaño que varía entre muy grueso, grueso a fino y con presencia de menos del 10% de barita y calcopirita intersticial.
- **Sulfuro Semi-Masivo (SSM)**, presenta entre 20% y 50% de sulfuros, mayormente pirita estéril en forma de parche, venillas y diseminados, con una granulación fina. Se encuentra en forma de una envolvente alrededor de los sulfuros masivos, donde la piritización en forma diseminada es mayor en la zona de caja piso que en la caja techo.

2.2. Antecedentes de la investigación

González (2018), En su investigación “Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotécnia, en el sector Lucarqui, Loja – Ecuador”, “los objetivos fueron: objetivo 01: Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso, con el fin de determinar el comportamiento, calidad y estabilidad para su aplicación en ingeniería geotécnica. Objetivo 02: Determinar los parámetros físico – mecánicos del macizo rocoso. Objetivo 03: Clasificar geomecánicamente el macizo rocoso. La metodología utilizada es la siguiente: Trabajo en gabinete (recopilación de mapas, elaboración de fichas, organización de material y equipo de campo), trabajo de campo (Identificación del macizo, levantamiento geológico y obtención de datos geomecánicos) y análisis de laboratorio. Se determinó que la calidad del macizo 14 rocoso es de tipo II y III (Según Bieniawski), dando como resultado que la evaluación de la zona de estudio sea estable o parcialmente estable. De acuerdo a la caracterización geomecánica, las zonas más susceptibles son la Zona 1, Zona 4, y Zona 8 debido a su alto grado de fracturamiento, por el deterioro que ellos han sufrido por efectos del agua y erosión. Luego recomienda que las clasificaciones geomecánicas deben usarse en conjunto para determinar la clasificación más idónea para un mejor análisis de la calidad del macizo rocoso. Como aporte, nos muestra los pasos a emplear para determinar el sostenimiento en tipos de

roca II y III (misma clasificación que la presente investigación), apoyándose en el método de Bieniawski mediante el índice RMR y sus recomendaciones, posteriormente el autor se da cuenta que el uso de un solo método no es el adecuado y que podrían usarse al menos dos para tener más noción del sostenimiento”. (González, 2018).

Mamani (2018), Tesis denominada “Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espíritu S. M.A”, “donde se determina las condiciones geomecánicas del terreno, estima los parámetros geomecánicos a nivel de la masa rocosa, define el método de explotación, establece las aberturas máximas en función a la calidad de la masa rocosa y define los tipos de sostenimiento. Optimización del sistema de sostenimiento permanente y temporal aplicando el método de análisis mecánico estructural en U.E.A. Poracota de Cía. de Minas Buenaventura S.A.A. Autor: Ríos 17 Escobedo, Jonathan Jorge. Institución: Universidad Nacional De San Agustín - Facultad de Ingeniería Geológica, Geofísica y Minas” (Mamani, 2018).

Quispe (2018), En su tesis denominada “Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del N.V.720, Sociedad Minera Corona S.A”, buscó “determinar la influencia de la evaluación geomecánica en la elección del tipo de sostenimiento en el túnel minero. Además, analizó la influencia del factor de seguridad en el sostenimiento del túnel. Los métodos geomecánicos usados fueron el RMR y el GSI, llegando a las siguientes conclusiones: Conclusión N° 01: Después de realizar la evaluación geomecánica en el túnel, se determinó el tipo de sostenimiento a usar en la estación de Medición N° 1, donde se deberá sostener con Perno Helicoidal de 7' pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros. En la Estación de medición N° 2 se debe sostener con Malla electrosoldada + Perno Helicoidal de 7' con un espaciado de 1.2x1.2 metros, en un tramo de 150 metros. En la Estación de medición N° 3 se debe sostener con Shotcrete de 2" pulgadas + Perno Helicoidal de 7' pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros. En la Estación de medición N° 4 se deberá sostener con Cimbras metálicas tipo H6 en un tramo de 100 metros. Conclusión N°02: El coeficiente de seguridad influye directamente en la elección del tipo de sostenimiento del túnel. Además, si el F.S es mayor que 1.5, se logra la estabilidad de las labores durante la vida útil del túnel. Este trabajo se relaciona con la investigación planteada ya que muestra cómo influye la evaluación y

F.S. de manera directa en la elección del tipo de sostenimiento de un túnel, lo cual resulta un aporte importante”. (Quispe, 2018).

Becerra (2017) tesis de pregrado que lleva como título: “Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal, pertenecientes a la concesión minera Fiu-151, municipio de Gameza, Boyacá” – Universidad de Chile. El objetivo del autor es estudiar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso de las minas Esperanza y Zarzal pertenecientes a la concesión Minera FUI-151 en el Municipio de Gameza, vereda San Anto.

Cáceres (2017), en su investigación titulada “Evaluación geomecánica del macizo rocoso para sostenimiento de las labores de explotación en mina San Cristóbal – Compañía Minera Volcan S.A.A”. Investigación de pregrado de la Universidad San Luis Gonzaga de Ica, Facultad de Minas y Metalurgia, quien llega a la conclusión que la aplicación de la evaluación geomecánica, determina los problemas de inestabilidad de la mina San Cristóbal y por lo mismo se han planteado alternativas de sostenimiento para garantizar la estabilidad de las labores. Se tiene mayor ocurrencia en forma de cuñas a lo largo de los subniveles, donde las excavaciones van paralelas al sistema principal de discontinuidad, todo esto de acuerdo al análisis de estabilidad estructuralmente controlado; recordando que, en la mayoría de casos, la sesión de excavación se configura de acuerdo al arreglo estructural. El sostenimiento ya se logró con pernos helicoidales de 10 ft x 1 pulg y shotcrete de 2” para la primera etapa, en la segunda etapa el sostenimiento fue pesado con el uso de shotcrete, pernos helicoidales, malla electrosoldada y cimbras porque así lo requiere el terreno.

Cruzado (2017), En su investigación titulada “Evaluación geomecánica del túnel de la Central Hidroeléctrica Potrero – San Marcos – Cajamarca”, “el objetivo es evaluar el comportamiento geomecánico del túnel. La metodología desarrollada consiste en una investigación descriptiva y correlacional, teniendo como base los datos obtenidos en campo, posteriormente en gabinete proponer los puntos y estaciones geomecánicas de control, así como reconocer las unidades estructurales y litológicas a lo largo del eje del túnel, con los que se generaran las interpretaciones y conclusiones. La clasificación del macizo roco encontrado es del tipo II y III, además recomienda usar pernos cementados de 2.10m con espaciado de 1.80m x 1.80m en el caso de roca tipo III y pernos

cementados de 2.10 m. colocados de forma puntual para el caso de rocas tipo II. Los tipos de roca (según Bieniawsky) encontrados en esta investigación son del mismo tipo que se presentan en los túneles “Los Ángeles”, de esta manera se podrán comparar características y ver cómo es que influye la evaluación geomecánica para la determinación del sostenimiento de un túnel”. (Cruzado, 2017).

2.3. Bases teóricas

Las bases teóricas están fundamentadas en información recopilada y bibliografía investigada por diferentes autores. Los resultados del presente estudio están encaminados a la caracterización Geomecánica del macizo rocoso, mediante la recopilación de datos en campo e información geológica.

2.3.1. Geomecánica

Según Hoek & Brown (1980), “La geomecánica implica el estudio geológico del comportamiento del suelo y rocas. Son las dos principales disciplinas de la geomecánica: mecánica de suelos y mecánica de rocas.”

2.3.2. Caracterización geológica

“El propósito de la caracterización geológica es relacionar la geología física regional a los eventos que inician la formación geológica, y requiere una comprensión básica de la geología física” (Read & Stacey, 2009).

“Se recomienda hacer una descripción geológica local ya que muchos estudios de ingeniería de rocas no consideran esta importante fase, y saltan de la fase de la descripción geológica regional hacia la fase de investigación de ingeniería, situación que hace perder valiosa información al nivel de escala necesaria, que será de gran utilidad para entender el estado de conservación del macizo rocoso y en especial la configuración de las discontinuidades”. (Suarez, 2016).

a) Caracterización de las discontinuidades

Palmstrom, (2001) indica que, “desde el punto de vista de la ingeniería, un conocimiento del tipo y frecuencia de las juntas y fisuras a menudo son más importante que los mismos tipos de roca. Las discontinuidades condicionan de una forma definitiva las propiedades y el comportamiento deformacional e hidráulico de los macizos rocosos”.

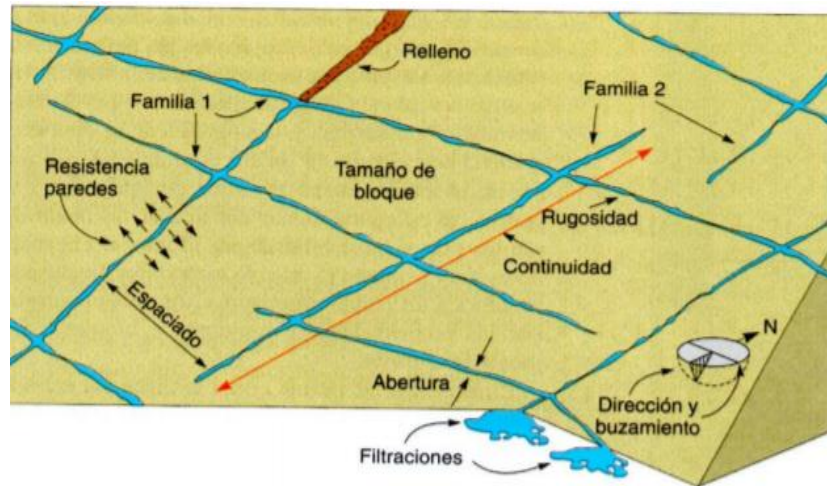


Figura 5. Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades.

Fuente: (González de Vallejo et al., 2002).

b) Orientación de las discontinuidades

La orientación de una discontinuidad en el espacio está definida por su buzamiento y por su dirección de buzamiento. Su medida se realiza mediante una brújula con clinómetro en mapeo con técnicas tradicionales o mediante el uso de software como SirovisiónTM en mapeo con técnicas modernas. (Ramírez & Alejano, 2004)

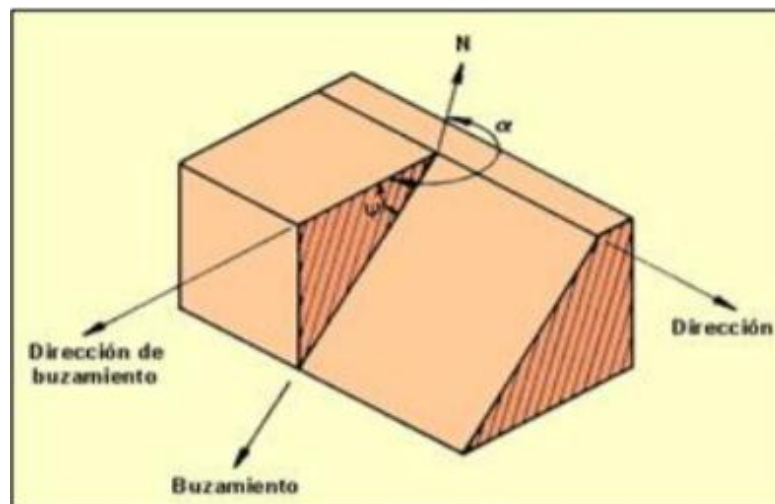


Figura 6. Vista isométrica del plano mostrando dirección de buzamiento y buzamiento de una discontinuidad.

Fuente: (Gonzales L., 2002).

2.3.3. Sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos

Numerosos sistemas de clasificación de macizos rocosos existen hoy en día; sin embargo, seis de ellos deben ser mencionados, ya que son contribuciones importantes

en el tema, siendo estos los propuestos por Terzaghi (1946), Lauffer (1988), Deere (1988), Wickham et al. (1972), Bieniawski (1979) y Barton, Lien y Lunde (1974). Actualmente, el sistema RMR y el sistema Q son las dos clasificaciones de masas rocosas más utilizadas en la ingeniería de rocas en todo el mundo (Bieniawski, 1993)

2.3.4. Rock Mass Rating (RMR)

Este sistema clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, valorando seis parámetros, a saber:

- i) la resistencia a la compresión uniaxial; ii) RQD; iii) espaciamiento de las discontinuidades; iv) condición de las discontinuidades (apertura, relleno, meteorización, persistencia y rugosidad); v) orientación de las discontinuidades, y vi) presencia de agua (Celada, Tardáguila, Rodríguez, Varona , & Bieniawsk, 2014).

Tabla 2. Parámetros RMR

N°	PARAMETROS DE RMR
1	Resistencia a la compresión uniaxial
2	RQD (Rock Quality Designation)
3	Espaciamiento de las discontinuidades
4	Condición de las discontinuidades
5	Condiciones de las aguas subterráneas
6	Orientación de las discontinuidades

Fuente: *Elaboración propia*

Este RMR (89) o básico califica con valor mínimo de 0 a un valor máximo de 100 de la suma de los 5 parámetros mencionados.

Parameter		Range of values							
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	For this low range-uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill core Quality RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%			
		Rating	20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities	>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm			
		Rating	20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)	Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Couge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge > 5 mm thick or Separation >5 mm Continuous			
		Rating	30	25	20	10	0		
5	Ground water	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10-25	25-125	> 125		
		(Joint water press)/(Mayor principal σ)	0	< 0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
		Rating	15	10	7	4	0		

Figura 7. Criterios RMR de Bieniawski 1989

Fuente: Celada y otros, 2014

El problema de esta tabla es que toma valores promedio en algunos parámetros como la resistencia a la compresión uniaxial, el RQD y el espaciamiento de las discontinuidades, en un rango muy amplio. Para mejorar el resultado de los parámetros mencionados se utilizan ábacos más exactos.

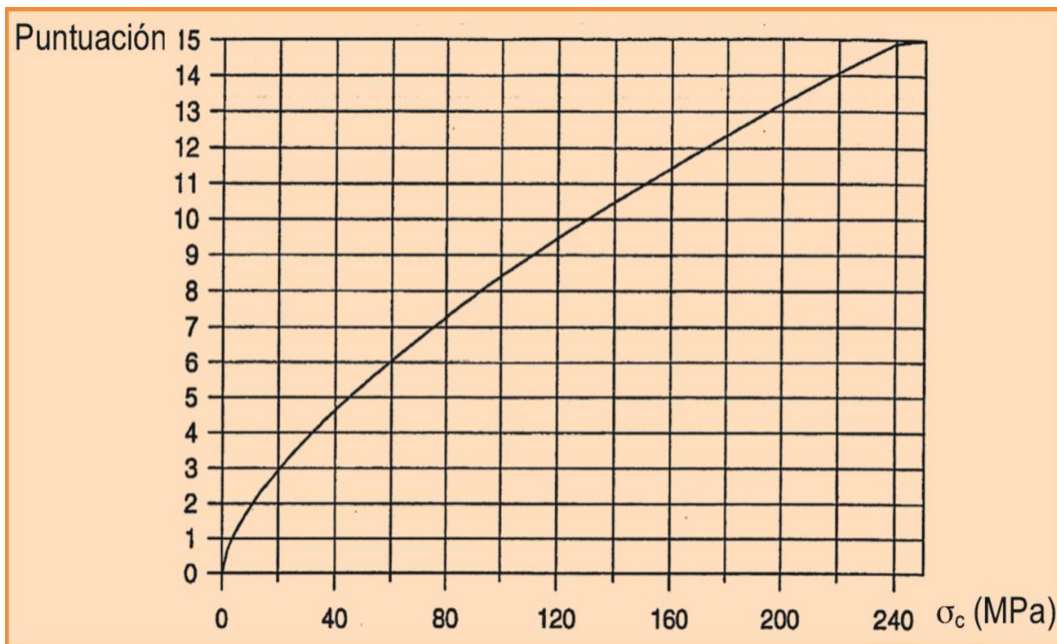


Figura 8. Puntaje por Resistencia a la compresión uniaxial

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

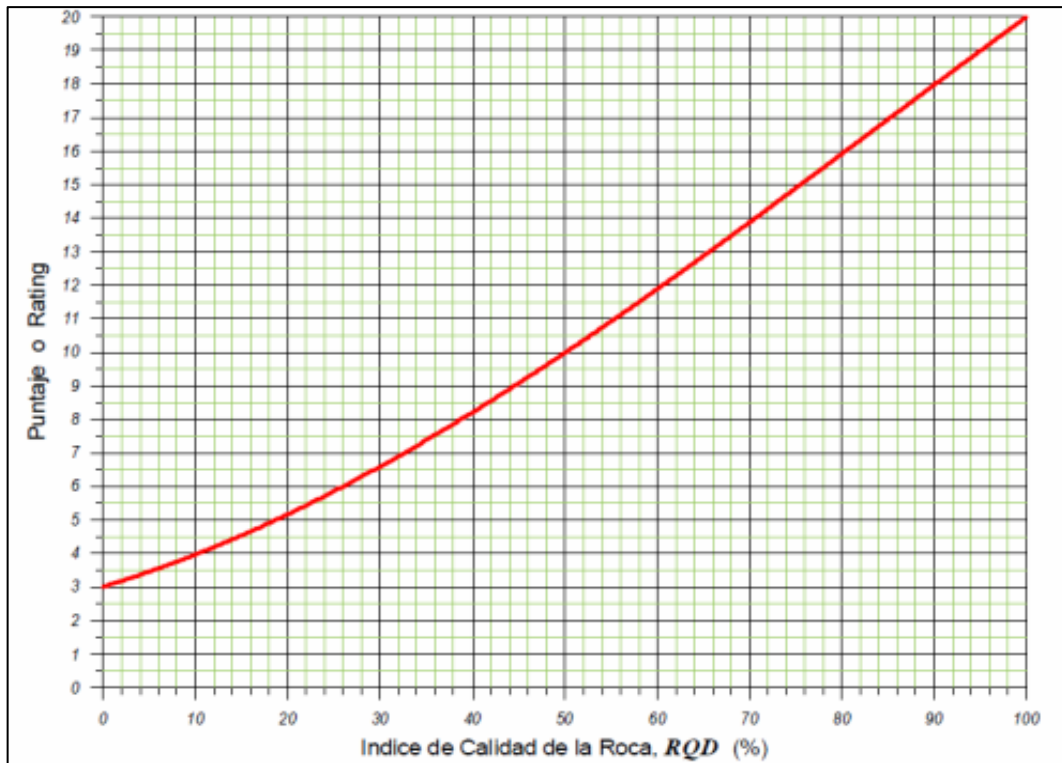


Figura 9. Puntaje por RQD

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

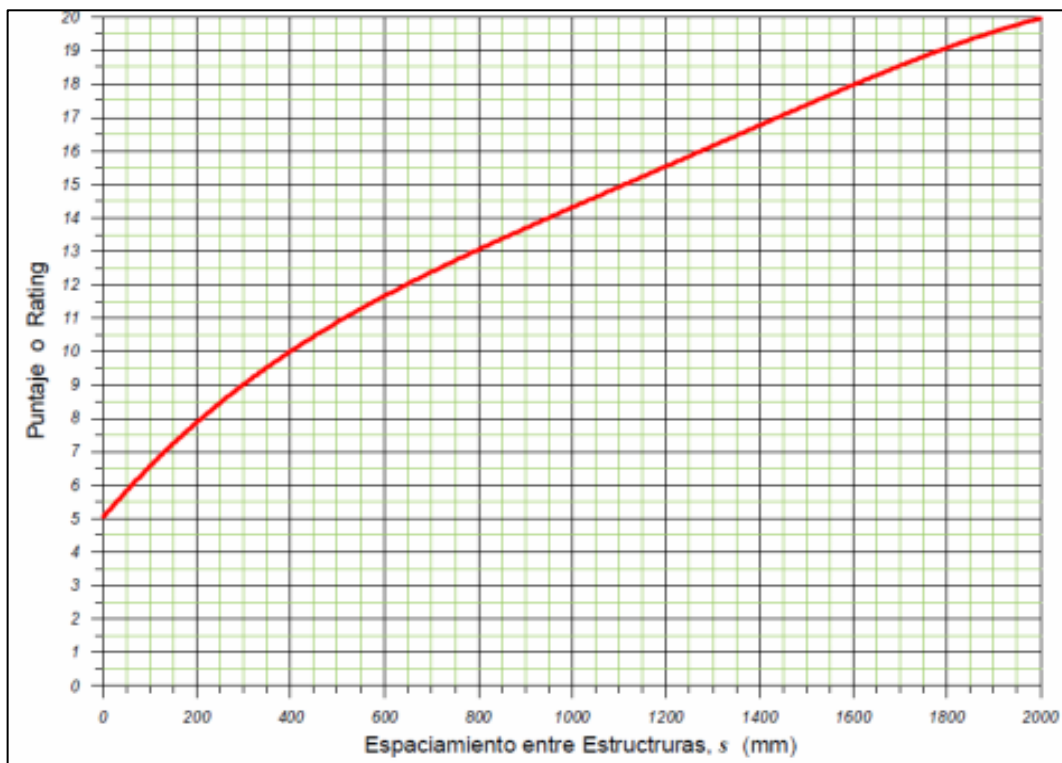


Figura 10. Puntaje por espaciamiento de las discontinuidades

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

Tabla 3. Resumen de puntaje del RMR

PUNTAJES RMR					
RQD (%)		RCU (Mpa)		ESPAC. (mm)	
0	3	0	1	0	5
2	3	5	1.5	100	6.5
4	3.25	10	2	200	8
6	3.5	15	2.5	300	9
8	3.75	20	3	400	10
10	4	25	3.5	500	11
12	4.25	30	4	600	11.5
14	4.5	35	4.5	700	12.5
16	4.75	40	4.75	800	13
18	5	45	5	900	13.5
20	5.25	50	5.5	1000	14.5
22	5.5	55	6	1100	15
24	5.75	60	6.5	1200	15.5
26	6	65	6.75	1300	16
28	6.25	70	7	1400	17
30	6.5	75	7.5	1500	17.5
32	7	80	8	1600	18
34	7.25	85	8.5	1700	18.5
36	7.5	90	8.75	1800	19
38	8	95	9	1900	19.5
40	8.5	100	9.5	2000	20
42	8.75	105	9.75		
44	9	110	10		
46	9.25	115	10.5		
48	9.5	120	10.75		
50	10	125	11		
52	10.5	130	11.25		
54	10.75	135	11.5		
56	11	140	12		
58	11.5	145	12.1		
60	12	150	12.25		
62	12.5	155	12.5		
64	12.75	160	12.75		
66	13	165	13		
68	13.5	170	13.25		
70	14	175	13.4		
72	14.5	180	13.5		
74	14.75	185	13.75		
76	15	190	13.9		
78	15.5	195	14		
80	16	200	14.1		
82	16.5				
84	16.75				
86	17				
88	17.5				
90	18				
92	18.5				
94	18.75				
96	19				
98	19.5				
100	20				

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

Posterior a obtener el resultado del RMRb se procede a una corrección o ajuste por orientación de labor en este caso respecto de la Galería 4250 respecto a las discontinuidades.

STRIKE PERPENDICULAR TO TUNNEL AXIS				Strike parallel to Tunnel Axis		Irrespective of Strike Dip 0°-20°
Drive with dip		Drive against dip		Dip.	Dip	
Dip 45-90	Dip 20-45	Dip 45-90	Dip 20-45	45-90	20-45	
Very favorable	Favorable	Medium	Unfavorable	Very unfavorable	Medium	Medium
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

Figura 11. Ajuste RMR según orientación de las discontinuidades principales

Fuente: Tomado de Celada y otros, 2014

Una vez encontrada el valor del RMR ya corregido se logra conseguir el tipo de calidad del macizo rocoso que está dividido en 5 tipos.

Tabla 4. Clases de Macizo Rocosos por RMR y Tipo de sostenimiento

CLASE DE MACIZO ROCOSO	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
		PERNOS DE ANCLAJE REPARTIDO ($\phi = 20 \text{ mm}$)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS DE ACERO
I Muy Buena RMR 81-100	A plena sección de avances de 3 m.	Generalmente no requieren sostenimiento excepto Algún perno ocasional		
II Buena RMR 61-80	A plena sección. Avances de 1 a 1,5 m finalizar el sostenimiento a 20 m del frente.	Bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 2,5 m y con malla ocasional	50 mm de corona donde requiera	Ninguna
III Media RMR 41 – 60	En bóveda y destroza. Avance de 1,5 – 3m en bóveda. Iniciar el sostenimiento después de cada pega. Finalizar el sostenimiento a 10 m del frente	Empernado sistemático de 4 m de longitud espaciados 1,5 – 2m en corona y hastiales con malla en la corona.	En corona 50 – 100 mm y en hastiales 30 mm	Ninguna
IV Mala RMR 21-40	En bóveda y destroza. Avance de 1 – 1,5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.	Empernado sistemático de 4 – 5 m de longitud, espaciados 1 – 1,5 m en corona y hastiales, con malla.	En corona 100 – 150 mm y en hastiales 100 mm	Donde se requieran cerchas ligeras espaciadas 1,5 m
V Muy mala RMR < 20	En secciones múltiples. Avances de 0,5 – 1,5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de la voladura	Empernado sistemático de 5 – 6 m de longitud; espaciados 1 - 1,5 m en corona y hastiales, con malla y bulonado de piso.	En corona 150 – 200 mm ,en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm	Cerchas medias o pesadas espaciadas 0,75 m con blindaje de chapas y en caso necesario paraguas contrabóveda.

Fuente: MTC-2016

2.3.5. Criterio Q de Barton

Desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974, modificada en el año 2000 por Barton y Grimstad. El Q muestra una descripción de la masa rocosa de una abertura subterránea. Está basado en 6 parámetros mostrado en la siguiente fórmula.

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \right)$$

Tabla 5. Parámetros de Q

PARAMETROS DE Q	
Q	Parámetro que oscila entre 0,001 y 1000.
RQD	Rock Quality Designation
Jn	Índice de diaclasado - grado de fracturación del macizo
Jr	Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas
Ja	Índice que indica la alteración de las discontinuidades
Jw	Coefficiente reductor por la presencia de agua
SRF	Coefficiente dependiente del estado tensional existente

Fuente: *Elaboración propia*

Tabla 6. Puntaje RQD para la clasificación Q de Barton

1.- INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	
Descripción	RQD %
MUY POBRE	0 - 25
POBRE	25 - 50
REGULAR	50 - 75
BUENA	75 - 90
EXCELENTE	90 - 100

Fuente: *MTC-2016*

Tabla 7. Puntaje Jn para la clasificación Q de Barton

2.- NUMERO DE DISCONTINUIDADES	
Descripción	J n
Masiva o con muy poca discontinuidad	0.5 - 1.0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades o mas	15
(roca muy fracturada)	
Roca triturada (Terrosa)	20

Fuente: *MTC-2016*

Tabla 8. Puntaje Jr para la clasificación Q de Barton

FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES		
	DESCRIPCION	Jr
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, Onduladas	2
D	Lustrosas Ondulantes	1.5
E	Rugosas o irregulares, planares	1.5
F	Lisas, Planares	1
G	Lustrosas, Planares	0.5
H	Zona conteniendo arcillas en cantidad	1
	suficiente como para impedir el contacto	
	entre las superficies que limitan la fractura	
J	Zona de material arenoso en cantidad	1
	suficiente como para impedir el contacto	
	entre las superficies que limitan la fractura	

Fuente: MTC-2016

Tabla 9. Puntaje Ja para la clasificación Q de Barton

FACTOR DE ALTERACION DE LAS DISCONTINUIDADES		
DESCRIPCION		Ja
a) Contacto entre superficies de la discontinuidad (sin relleno de mineral, solo recubrimientos)		
A	Ajustadas, rellenas con material compacto	0.75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1
C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegración de la roca.	2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción cohesiva.	3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica cloritas, etc.) cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas de 1- 2 mm de espesor	4
b) Contacto entre superficies de la discontinuidad se produce después de 10cm de (relleno de mineral fino)		
F	Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada libre de partículas arcillosas	4
G	Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta de 5mm. de espesor) de material arcilloso compacto.	6
H, I	Relleno continuo (hasta de 5mm. De espesor) de material arcillosos compacto con bajo grado de consolidación	8
J	Relleno continuo de arcilla expansivas (Montmorillonita) el valor de Ja dependerá del % de expansión, el tamaño de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.	8 - 12
c) No contacto entre superficies de la discontinuidad después de cizalla (relleno de mineral grueso)		
K, L.M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	6 - 8 ó 8 -12
N	Zona de arcilla limosa o arenosa	5
O, P, Q	Zonas potentes y continuas de arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	10 -13 ó 13 - 20

Fuente: MTC-2016

Tabla 10. Puntaje SRF para la clasificación Q de Barton

FACTOR DE REDUCCION POR CONTENIDO DE AGUA EN FRACTURAS		
DESCRIPCION		Jw
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	0.66
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas sin relleno	0.5
D	Flujos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno	0.33
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0.2 - 0.1
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminución en el tiempo	0.1 - 0.05

FACTOR DE REDUCCION POR TENSIONES		
DESCRIPCION		SRF
A) Las zonas débiles intersecan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de rocas a medida que la excavación del túnel va avanzando.		
A	Muchas zonas débiles de arcilla con evidencias de desintegración química roca circundante muy suelta cualquier profundidad	10
B	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad menor 50m)	5
C	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor 50m.	2.5
D	Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta. (cualquier profundidad)	7.5
E	Zona de falla aislada en roca competente profundidad menor a 50 m.	5
F	Zona de falla aislada en roca competente profundidad mayor a 50 m.	2.5
G	Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente fracturada, en terrones, cualquier profundidad.	5

Fuente: MTC-2016

Al final se obtendrá un valor para Q y estos valores se muestran en la siguiente tabla.

DESCRIPCION DEL MACIZO	Q
EXCEPCIONALMENTE MALO	0.001 - 0.01
EXTREMADAMENTE MALO	0.01 - 0.1
MUY MALO	0.1 - 1
MALO	1 - 4
REGULAR	4 - 10
BUENO	10 - 100
EXTREMADAMENTE BUENO	100 - 400
EXCEPCIONALMENTE BUENO	400 - 1000

Para la aplicación del sostenimiento, Barton indicó que se debe determinar el diámetro equivalente (D_e) y revisar el tipo de excavación para asignarle el valor del coeficiente de seguridad (ESR).

El valor del diámetro equivalente se calcula:

$$D_e = (\text{Ancho o altura de la excavación}) / \text{ESR}$$

Tabla 11. Valores de ESR según tipo de excavación

CATEGORIA DE EXCAVACIÓN	DESCRIPCIÓN	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 - 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles, galerías y socavones para grandes excavaciones	1.6
C	Cámara de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarriles menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso	1.3
D	Casa de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túneles.	1
E	Estaciones nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarriles, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0.8

Fuente: MTC-2016

Ya conociendo el valor de Q, ESR y De para determinar el tipo de sostenimiento que se utilizara.

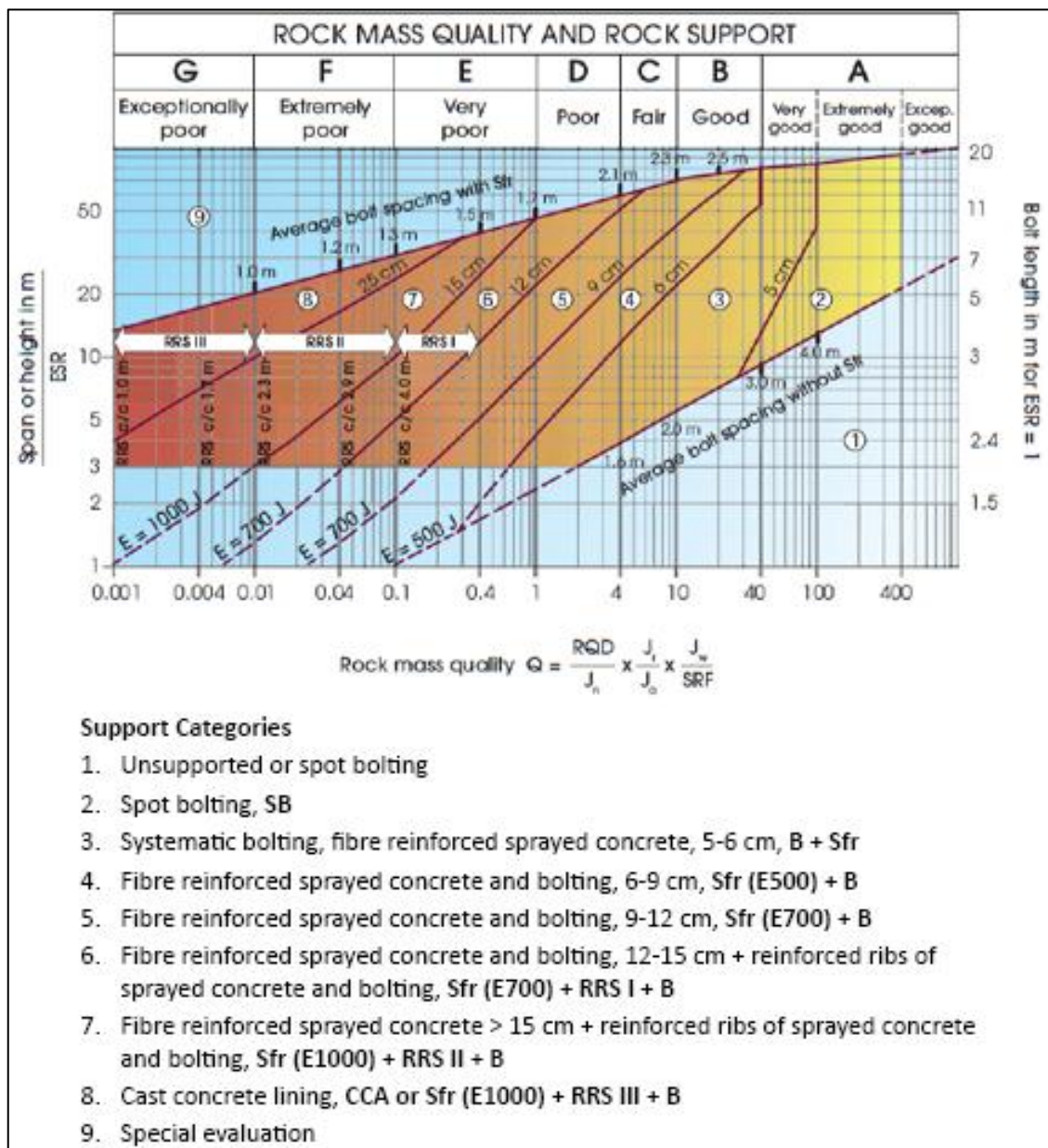


Figura 12. Tipo de sostenimiento según valor de De, ESR y cálculo de Q de Barton

Fuente: Bieniawski, 1989

2.3.6. Criterio de GSI

Hoek & Brown, (1980) El GSI (Geological Strength Index) importante para estimar la disminución de la resistencia del macizo rocoso en diferentes condiciones geológicas, utilizando el criterio de rotura de Hoek y Brown. Es un índice esencialmente cualitativo y se basa en la fracturación, alteración de las discontinuidades, tamaño de bloques y estructura geológica del macizo rocoso tal como se muestra en la tabla.

En la siguiente tabla se muestra un método muy interesante para determinar el índice GSI, es el método de los 4 pasos:

- **Paso 1.** Condiciones de fracturamiento del macizo rocoso.
- **Paso 2.** Condiciones de Resistencia, Alteración y Relleno.
- **Paso 3.** Unir clasificación del Paso 1 y Paso 2.
- **Paso 4.** Determinación de sostenimiento.

2.4. Definiciones conceptuales

Según Tamayo (1993), la definición de términos básicos "es la aclaración del sentido en que se utilizan las palabras o conceptos empleados en la identificación y formulación del problema." (p. 78). "Consiste en dar el significado preciso y según el contexto a los conceptos principales, expresiones o variables involucradas en el problema formulado".

2.4.1. Mecánica de rocas

"La mecánica de rocas es la ciencia teórica y práctica del comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos; es la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico" ((Hoek & Brown, 1980).

2.4.2. Esfuerzo

Es el conjunto de fuerzas que afectan a un cuerpo material y tienden a deformarlo, Los esfuerzos tectónicos pueden ser básicamente de tres tipos:

2.4.3. Compresión

Producido por fuerzas que actúan convergentemente en una misma dirección. Como consecuencia se produce un acortamiento de la corteza.

2.4.4. Distensión

(Tensión, estiramiento o tracción) Producida por fuerzas divergentes que actúan en una misma dirección. Como consecuencia se produce un estiramiento de la corteza.

2.4.5. Esfuerzo normal (σ)

Es la componente normal del esfuerzo, es decir la componente perpendicular al plano sobre el cual actúa el esfuerzo.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En este capítulo se desarrolló el contenido metodológico que siguió la investigación, determinado el tipo de investigación, el alcance, nivel, diseño, población, muestra, instrumentos, validación, etc.

3.1. Metodología de investigación

3.1.1. Tipo

La investigación, pertenece al tipo de investigación *Aplicada*, pues en este proyecto buscamos experimentar las hipótesis planteadas de una forma cuasi- experimental, ya que analizaremos la situación antes de proponer las soluciones para resolver el problema de investigación.

3.1.2. Alcance

El alcance de la investigación es correlacional porque tiene la finalidad de conocer la relación o grado de asociación entre las variables independiente y dependiente, asimismo, miden cada una de ellas y después cuantifican y analizan la vinculación.

3.1.3. Nivel de Investigación

Pertenece a un **Nivel Explicativo**. La clave de la investigación explicativa está en que el investigador conoce el evento a explicar, pero desconoce las razones, situaciones y condiciones que dan lugar a este. Los objetivos se enfocan en la exploración y evaluación geomecánica del macizo rocoso de la Mina Cerro Lindo 2021.

3.1.4. Diseño

El diseño de investigación es cuasi *experimental*, ya que en este estudio se realizó una evaluación geomecánica para recuperación de mineral remanente en el cuerpo mineralizado OB5 y estabilidad del bypass 745 de Mina Cerro Lindo 2021. “En este

diseño se utilizan dos grupos, de los cuales el investigador no tiene certeza de que sean equivalentes, pues sus integrantes no fueron seleccionados ni asignados al azar, y tampoco mediante un estricto control de variables. Uno de ellos es sometido a los efectos de la variable independiente y el otro no (o ambos son sometidos a niveles diferentes de la variable independiente)”. (Hurtado, 2010)

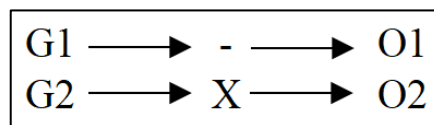


Figura 13. *Diseño de Investigación*

*Nota: Elaboración Propia

Dónde:

- G1: Grupo de evaluación geomecánica
- G2: Grupo de evaluación geomecánica
- O1: Observación 1
- O2: Observación 2
- X: Tratamientos, estímulo o implementación experimental.

3.1.5. Población

La población de esta investigación está constituida por la mina Cerro Lindo.

Según Gonzales, (2014)“la población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

3.1.6. Muestra

En el caso de la investigación la muestra es el macizo rocoso en el cuerpo mineralizado OB5 y estabilidad del bypass 745 de Mina Cerro Lindo 2021.

Gonzales, (2014)menciona que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la suma, generalice sus resultados a la población”.

3.1.7. Muestreo

El tipo de muestreo es no probabilístico, es decir el muestreo realizado fue de forma intencional dentro de la Mina Cerro Lindo.

3.2. Metodología

Para el desarrollo del presente trabajo se llevaron a cabo tres fases, a continuación, se sintetizan las estrategias y procedimientos ejecutados para lograr los objetivos de la investigación. Las fases realizadas son las siguientes:

3.2.1. Recopilación de información y planeación del trabajo de campo

Se hizo una revisión bibliográfica de la información aportada por la empresa minera Cerro Lindo acerca del tipo de depósito y sus características geológicas, características de la roca y parámetros del macizo rocoso, además del apoyo académico de estudios previos relacionados con la temática del proyecto objeto de estudio, base teórica de la mecánica de rocas y las metodologías más utilizadas en la clasificación de macizos rocosos y el levantamiento de las discontinuidades en la fase de campo como la selección e impresión de los formatos para el mapeo geomecánico.

3.2.2. Fase de campo

En esta etapa se realizó el trabajo de mapeado, donde se efectuó el levantamiento estructural y de las discontinuidades teniendo en cuenta los parámetros propuestos por Bieniawski (1989) –RQD, espaciamiento de la discontinuidad, condición de las discontinuidades, orientación de las discontinuidades y presencia de agua– y los de Barton et al. (1974) –RQD, Jn, Jr, Ja, Jw y SRF– insumos necesarios para la posterior clasificación geomecánica del macizo rocoso en la Mina Cerro Lindo.

3.2.3. Fase posterior al trabajo de campo

Esta fase comprende, inicialmente, el compendio del marco teórico, seguido del procesamiento de los datos tomados en la fase de campo para su posterior análisis y finalmente la recopilación de los resultados para la construcción de la discusión. Seguidamente, se realizó la caracterización de las discontinuidades donde se desarrolló de forma desligada el análisis para roca encajante y zonas mineralizadas; este análisis comprende la interpretación de las tendencias estructurales arrojadas por el software DIPS y para cada uno de los parámetros mencionados anteriormente.

3.2.4. Unidad de análisis

La unidad de análisis es la caracterización del macizo rocosa realizado en el ámbito de la muestra, en la compañía minera Cerro Lindo 2021.

3.3. Recursos

3.3.1. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

- a) Observación: Técnica empleada para realizar la caracterización in situ.
- b) Registro de datos pasados: Hacemos un registro data base de datos pasados relacionados a los datos Geomecanicos existentes.
- c) Registro de datos de campo: Al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos.
- d) Análisis de datos: Se realiza el análisis de los datos obtenidos para evaluar el tipo de características del macizo rocoso objeto de estudio.

Según Gonzales, (2014)la observación “es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis”.

3.3.2. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Los datos observados y medidos se procesarán vía progresión aritmética y se sacarán el promedio general de los datos procesados en los diferentes formatos existentes en la mecánica de rocas luego de la aplicación de los métodos de caracterización geomecanica. Para esto se usarán los siguientes procedimientos:

- a) Reporte diario de operación en labores. Es decir, revisar los datos de la clasificación geomecánica tomados en los frentes de labores.
- b) Se utilizará el programa Excel para realizar los cálculos respectivos para la determinación de los valores a obtener.
- c) Así mismo se aplicarán software de simulación tales como el software dips para la determinación de las familias de discontinuidades existentes en la zona de estudio.

3.3.3. Instrumentos de recolección de datos

Para la recolección de datos en esta investigación, se utilizaron las tablas de clasificación y toma de datos de RMR, GSI, Q de Barton, etc. Los cuales fueron verificados por ingenieros especialistas para la conformidad del instrumento.

EVALUACION GEOMECANICA FICHA DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS

Enfoque Cuantitativo

Informe de opinión de expertos del instrumento de investigación

Señor Johnny Henry Ccatamayo Barrios, usted ha sido invitado a participar en el proceso de evaluación del instrumento de investigación titulado: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO POR EL METODO EMPIRICO Y SU VALIDACIÓN CON EL SOFTWARE PHASE2 EN LAS LABORES DE LA UNIDAD MINERA EL PORVENIR NEXA RESOURCES PERÙ S.A.A. 2021. En razón a ello, se le alcanza el instrumento motivo de evaluación y el presente formato que servirá para que usted pueda hacernos llegar sus apreciaciones del instrumento de investigación. Agradezco de antemano sus aportes que permitirán validar el instrumento y obtener información relevante, criterio requerido para toda investigación.

Opinión del experto:


En respuesta a la solicitud del tesista; el instrumento utilizado, que busca medir el mapeo geomecanico a través de los métodos empíricos y posterior validación con el software de simulación. Cumple los parámetros establecidos por los autores, permite obtener los datos necesarios para demostrar los objetivos de la investigación.

En consecuencia, doy mi aprobación para el uso de las tablas de mapeo y clasificación geomecánica.

Apellidos y nombres del Experto: Johnny Henry Ccatamayo Barrios

Grado Académico Doctor

Profesión: Ingeniero de Minas

 Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2021.10.13
11:13:17 -05'00'

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO

LUGAR: _____
 NIVEL: _____
 LABOR: _____

POR: _____
 FECHA: _____
 HOJA: _____

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALORACION			
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		VALOR ESTIMADO								
A	%	B	%	N° Fract. / ml.	R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
					RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
					ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3			
TIPO ESTRU.	ORIENTACION		RELLENO			CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	
	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR		COMENTARIOS	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
						RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)		4C	
						RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)		4D	
						ALTERACION	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)		4E	
						AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)		5	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =														
CLASE DE MACIZO ROCOSO														
					RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				
					DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				

Observaciones:

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquivarlas de la muestra con el martillo	> 250

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Aren	Arenisca
Cuar	Cuarcita
Piz	Pizarra
Min	Mineral

ABREVIACION DE TIPO DE ESTRUCTURAS	
D	Diacasa
Fn	Falla
Ct	Contacto
E	Estrato

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Ca	Carbonatos
Arc	Arcilla	Ye	Yeso
Si	Silice	Py	Pirita
Pzo	Panizo		

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.



Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Johnny Henry
 Ccatamayo Barrios
 Fecha: 2021.10.13
 11:13:17 -05'00'

Tabla de Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

A								
PARAMETROS DE CLASIFICACION								
Resistencia de la roca intacta (Mpa)								
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.		
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1 <1	
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1 0	
2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25		
	Puntuacion	20	17	13	6	3		
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.		
	Puntuacion	20	15	10	8	5		
Estado de discontinuidades:								
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.		
	Puntuacion	6	4	2	1	0		
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)		
	Puntuacion	6	4	2	2	0		
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Agua subterranea							
	5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.	
Presion de agua/tension principal		0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
Estado general		Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
Puntuacion		15	10	7	4	0		
CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES								
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60		
CLASIFICACION								
C	Clase	I	II	III	IV	V		
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala		
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20		
CARACTERISTICAS GEOTECNICAS								
D	Clase	I	II	III	IV	V		
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos		
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.		
	Cohesion	> 4 Kp/cm ²	3 - 4 Kp/cm ²	2 - 3 Kp/cm ²	1 - 2 Kp/cm ²	< 1 Kp/cm ²		
	Angulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°		
EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES								
E	Direccion perpendicular al eje del tunel				Direccion paralela		Buzamiento	
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel		0° - 20°	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	Cualquier direccion	
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media	Muy desfavorable	



Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2021.10.13
11:13:17 -05'00'

EVALUACION GEOMECANICA FICHA DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS

Enfoque Cuantitativo

Informe de opinión de expertos del instrumento de investigación

Señor Roberto Juan Gutiérrez Palomino, usted ha sido invitado a participar en el proceso de evaluación del instrumento de investigación titulado: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO POR EL METODO EMPIRICO Y SU VALIDACIÓN CON EL SOFTWARE PHASE2 EN LAS LABORES DE LA UNIDAD MINERA EL PORVENIR NEXA RESOURCES PERÙ S.A.A. 2021. En razón a ello, se le alcanza el instrumento motivo de evaluación y el presente formato que servirá para que usted pueda hacernos llegar sus apreciaciones del instrumento de investigación. Agradezco de antemano sus aportes que permitirán validar el instrumento y obtener información relevante, criterio requerido para toda investigación.

Opinión del experto:

En respuesta a la solicitud del tesista; el instrumento utilizado, que busca medir el mapeo geomecanico a través de los métodos empíricos y posterior validación con el software de simulación. Cumple los parámetros establecidos por los autores, permite obtener los datos necesarios para demostrar los objetivos de la investigación.

En consecuencia, doy mi aprobación para el uso de las tablas de mapeo y clasificación geomecánica.

Apellidos y nombres del Experto: Roberto Juan Gutiérrez Palomino
Grado Académico Magister
Profesión: Ingeniero de Minas



 Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Roberto J.
Gutierrez Palomino

Tabla de Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

A PARAMETROS DE CLASIFICACION							
Resistencia de la roca intacta (Mpa)							
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.	
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5 5-1 <1	
	Puntuacion	15	12	7	4	2 1 0	
2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25	
	Puntuacion	20	17	13	6	3	
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.	
	Puntuacion	20	15	10	8	5	
Estado de discontinuidades:							
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.	
	Puntuacion	6	4	2	1	0	
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)	
	Puntuacion	6	4	2	2	0	
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
	Agua subterranea						
	5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.
Presion de agua/tension principal		0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5	
Estado general		Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo	
Puntuacion		15	10	7	4	0	
B CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12	
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25	
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60	
C CLASIFICACION							
C	Clase	I	II	III	IV	V	
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala	
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20	
D CARACTERISTICAS GEOTECNICAS							
D	Clase	I	II	III	IV	V	
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos	
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.	
	Cohesion	> 4 Kp/cm ²	3 - 4 Kp/cm ²	2 - 3 Kp/cm ²	1 - 2 Kp/cm ²	< 1 Kp/cm ²	
	Angulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°	
E EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES							
E	Direccion perpendicular al eje del tunel			Direccion paralela		Buzamiento	
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel		
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media	
					0° - 20°		
				Cualquier direccion			
				Muy desfavorable			


 Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Roberto J. Gutierrez Palomino

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

4.1. Investigaciones geomecánicas básicas

4.1.1. Zonas de estudio

Para la presente evaluación se ha desarrollado información geomecánica en 2 zonas de estudio con objetivos diferentes. Con fines prácticos se denominará en lo sucesivo a dichas zonas de la siguiente manera:

- Zona 1: Ubicada en el OB5, entre los Niveles 1820 al 1910, para evaluar la recuperación de mineral remanente dejado en fases anteriores de minado.
- Zona 2: Ubicada entre el OB5 y OB5B, entre los Niveles 1650 al 1740, para evaluar la estabilidad del BP-745.

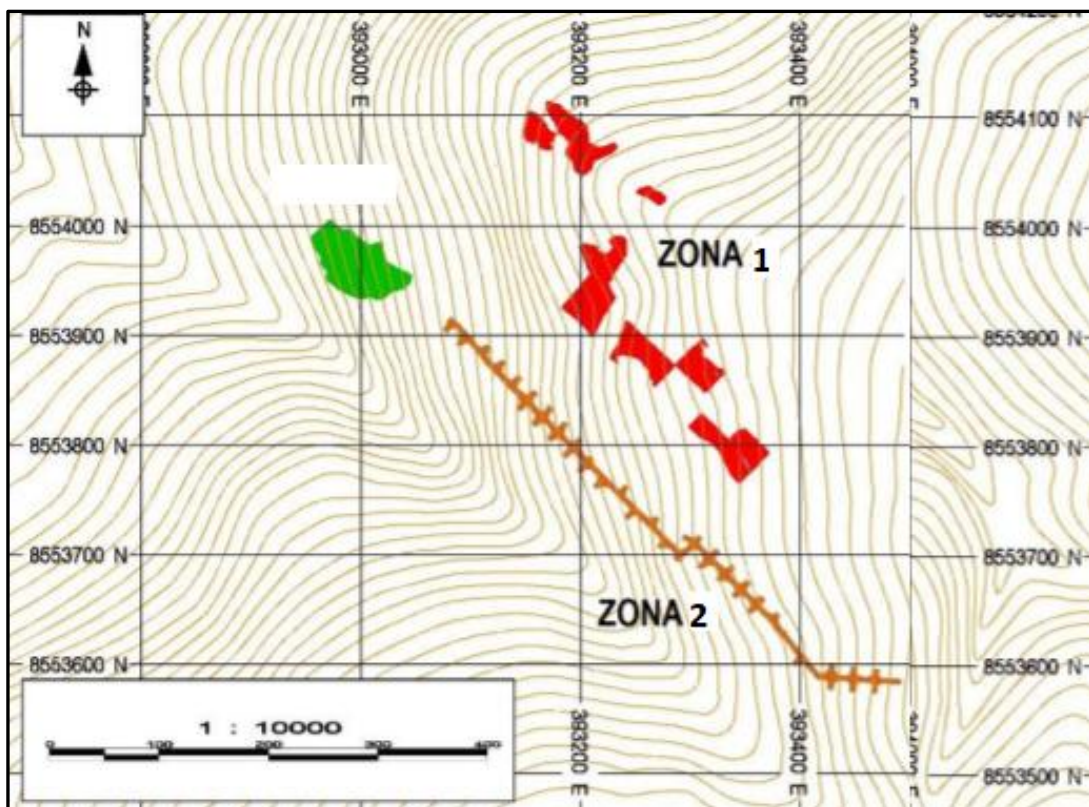


Figura 14. Vista en planta de las 2 zonas de estudio

4.1.2. Registro de datos

El registro de la información geomecánica se efectuó principalmente a partir de dos fuentes: el mapeo geomecánico de la masa rocosa; el logeo geotécnico de sondajes diamantinos (ambos desarrollados en los trabajos de campo efectuados por el tesista) y la información de interés desarrollada por el Departamento de Geomecánica de Mina Cerro Lindo.

El mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas se realizó empleando el “método directo por celdas de detalle”. Mediante este método se efectuaron mediciones sistemáticas en 48 estaciones geomecánicas, distribuidas en las 2 zonas de estudio, representadas cada una de ellas por un área de extensión variable de la roca expuesta en las distintas labores mineras.

Tabla 12. *Distribución de estaciones por zonas y niveles*

Niveles	Zona 1	Zona 2	Total, nivel
Nv. 1650		5	5
Nv. 1680		3	3
Nv. 1710		5	5
Nv. 1740		6	6
Nv. 1770			0
Nv. 1800			0
Nv. 1820	3		3
Nv. 1850	7		7
Nv. 1880	11		11
Nv. 1910	8		8
Total, zona	29	19	48

*Nota: Elaboración Propia

Además de realizar las mediciones sistemáticas de estaciones, se realizó una inspección visual sobre la calidad del macizo rocoso en todas las labores donde se hizo el recorrido durante los trabajos de campo, plasmando dicha información directamente en los planos geomecánicos. El logeo geotécnico de testigos rocosos se realizó en sondajes diamantinos que han sido efectuados en la Zona 1, con fines de determinar la calidad y los límites del mineral remanente.

Se han logueado 7 sondajes diamantinos haciendo una longitud total de 250 m aproximadamente. El logueo geotécnico de testigos rocosos no se realizó para las Zonas 2 ya que no se disponía del físico de los sondajes diamantinos, por tal motivo se recurrió a inspeccionar el registro fotográfico de sondajes diamantinos perteneciente a cada una de estas zonas de estudio, plasmando dicha información directamente en los planos geomecánicos. Los parámetros de observación y medición tanto para el mapeo geomecánico y el logueo geotécnico fueron obtenidos en formatos de registro que son elaboración propia, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Los parámetros tomados en cuenta fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento. Finalmente, la información estructural proviene del mapeo geomecánico y de las estructuras mapeadas por el personal del Departamento de Geomecánica de Mina Cerro Lindo. De los planos geomecánicos, de cada uno de los niveles indicados en la tabla 12, fueron rescatados datos de orientación (dirección de buzamiento y buzamiento) de todas las estructuras, las cuales fueron consideradas dentro de la data para el análisis estructural.

4.1.3. Aspectos litológicos

La litología de la zona en estudio está conformada principalmente por 3 tipos de rocas: los sulfuros donde está el mineral, los volcánicos y los diques. Los volcánicos aparecen alrededor de los sulfuros formando la roca encajonante, mientras que los diques cortan transversalmente a los sulfuros y volcánicos. Dentro de la zona mineralizada aparecen enclaves de volcánicos que salen junto al mineral durante la explotación del yacimiento. Los códigos litológicos utilizados se presentan en la tabla 13.

Tabla 13. *Códigos de litologías presentes en el área de estudio*

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

*Nota: Elaboración Propia

4.1.4. Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de distribución de las discontinuidades estructurales, tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos de orientación se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS Versión 6.008 de Rocscience Inc. (2013). Para las 2 zonas de estudio, la data estructural producto del mapeo geomecánico cuenta con 170 mediciones y la data estructural rescatada de los planos geomecánicos cuenta con 4,200 mediciones. Los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales se muestran primero en los formatos del mapeo geomecánico, para cada estación de medición, luego se muestran en los Planos Geológicos Geomecánicos. Un resumen general de los resultados obtenidos se presenta en la tabla 14.

Tabla 14. *Sistemas de discontinuidades estructurales (Rumbo/Buzamiento – Dirección de buzamiento/Buzamiento)*

Litología	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Zona 1	N24°E/70°SE	N04°W/69°NE	N64°E/80°SE	N24°W/24°SW
	114°/70°	086°/69°	154°/80°	246°/24°
Zona 2	N23°E/74°NW	N17°E/71°SE	N26°E/33°SW	N66°W/74°SE
	293°/74°	107°/71°	244°/80°	156°/74°

*Nota: Elaboración Propia

A partir de la información estructural recopilada e interpretada podemos mencionar lo siguiente a manera de resumen:

- En la Zona 1, los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NNE y buzamiento alto al SE y el Sistema 2 con rumbo NS y 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 a bajo al SW.
- En la Zona 2, los sistemas principales son: los Sistemas 1 y 2, ambos con rumbo NNE y buzamiento alto, el Sistema 1 buza al NW y el Sistema 2 buza al SE. Los sistemas secundarios son: el Sistema 3 con rumbo NNW y buzamiento moderado al SW y el Sistema 4 con rumbo NE y buzamiento alto al SE.
- El comportamiento estructural en las Zonas 1 y 2 es similar, presentando solo ligeras variaciones. El comportamiento estructural.

4.2. Prueba de hipótesis

4.2.1. Prueba de normalidad del Factor de Seguridad Vs Esfuerzo

Formulación de las hipótesis Nula (H0) y Alternativa (H1)

H0: La distribución de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades no difiere de la distribución normal.

H0: $p \geq 0,050$

H1: La distribución de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades difiere de la distribución normal.

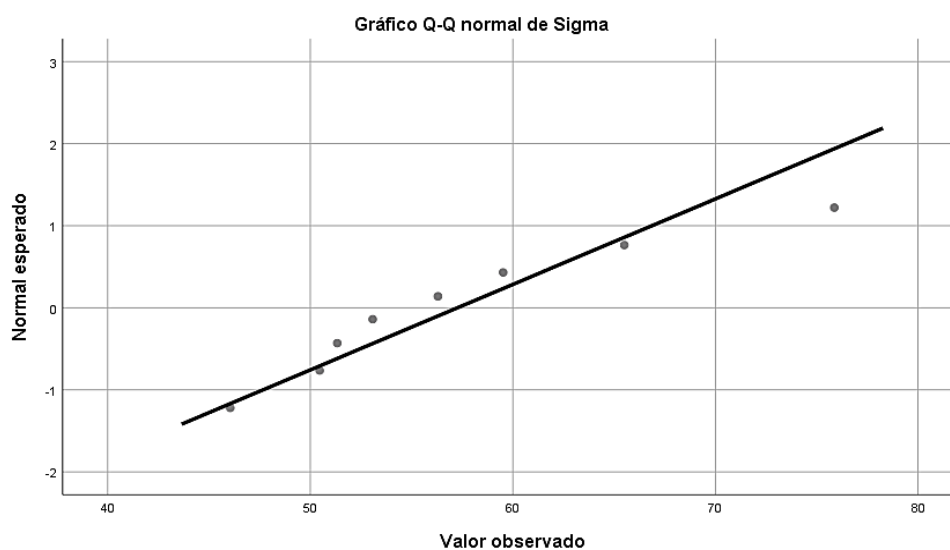
H1: $p < 0,050$

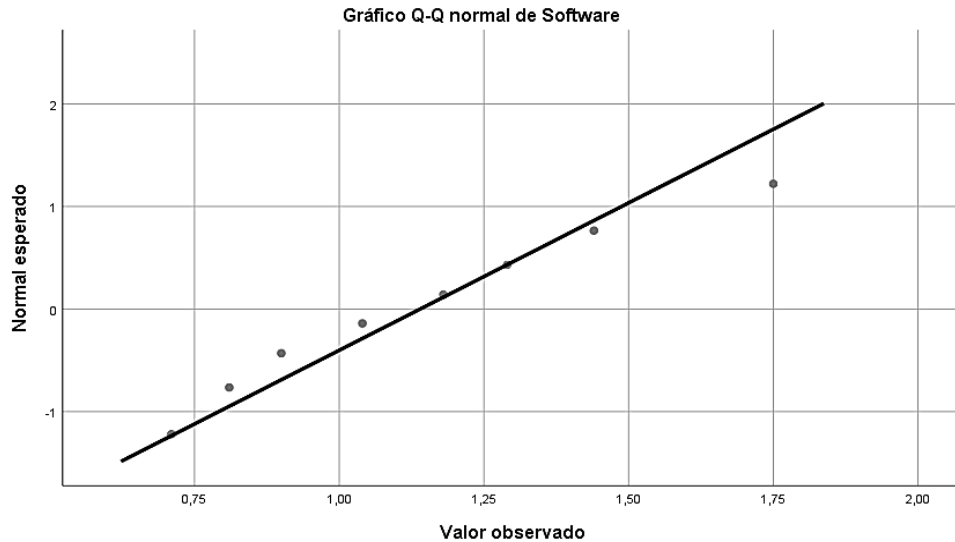
Tabla 15. Prueba de normalidad de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades

	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Estudio Geomecanico	0,925	8	0,468
Clasificación de las Discontinuidades	0,966	8	0,862

*Nota: Elaboración Propia

Conclusión: Como el nivel de significancia asintótica bilateral obtenido (0,468 y 0,862) es mayor al nivel de significación ($\alpha=0,050$) entonces no se rechaza H0, es decir se acepta que: La distribución de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades no difiere de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica en la comprobación de la hipótesis.





Pruebe la hipótesis de que el factor de seguridad del estudio geomecanico medio poblacional de la unidad minera Huachocolpa uno es de 1.2 para una significancia $\alpha=0,05$

Solución

Paso 1:

H0: El factor de seguridad del estudio geomecanico medio poblacional de la unidad minera Huachocolpa uno es menor igual a 12.

(Si el p-valor $\geq 0,05$)

H0: $\mu \leq 12$

H1: El factor de seguridad del estudio geomecanico medio poblacional de la unidad minera Huachocolpa uno es mayor de 1.2 (Si el p-valor $< 0,05$)

H1: $\mu > 1.2$

Paso 2: $\alpha = 0,05$

Paso 3: Se utiliza la prueba t de Student para una muestra, ya que los datos del pos-test provienen de una distribución normal.

Paso 4: Regla de decisión

Se rechaza H0 si el p-valor $< 0,050$

Tabla 16. Estadísticas de Prueba

Estadísticas para una muestra				
	N	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Software	8	1,1400	0,34797	0,12303

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 17. Prueba de Hipótesis

	Valor de prueba = 1.2					
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
					Inferior	Superior
Software	-0,488	7	0,641	-0,06000	-0,3509	0,2309

*Nota: Elaboración Propia

Para un 95% de confianza se rechaza H0, es decir se acepta que: El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina debe ser mayor de 1.2.

CAPÍTULO V ANÁLISIS Y RESULTADOS

5.1. Distribución de discontinuidades

5.1.1. Zona 1: OB5 recuperación de mineral remanente

La zona 1, ubicada dentro del OB5, está comprendida por 10 bloques de mineral (tajeos y cuñas) que han sido dejados en fases anteriores del minado, distribuidos entre los Niveles 1820, 1850, 1880 y 1910. En cada bloque el comportamiento estructural del mineral y la roca encajonante (caja piso y caja techo) es similar, esta condición es normal ya que son áreas de limitada extensión.

Tj-003

El Tj-003, se encuentra en el OB5 entre los Niveles 1850 y 1880. En la Figura 15 se ha proyectado la información estructural del Nivel 1910 sobre el Nivel 1880.

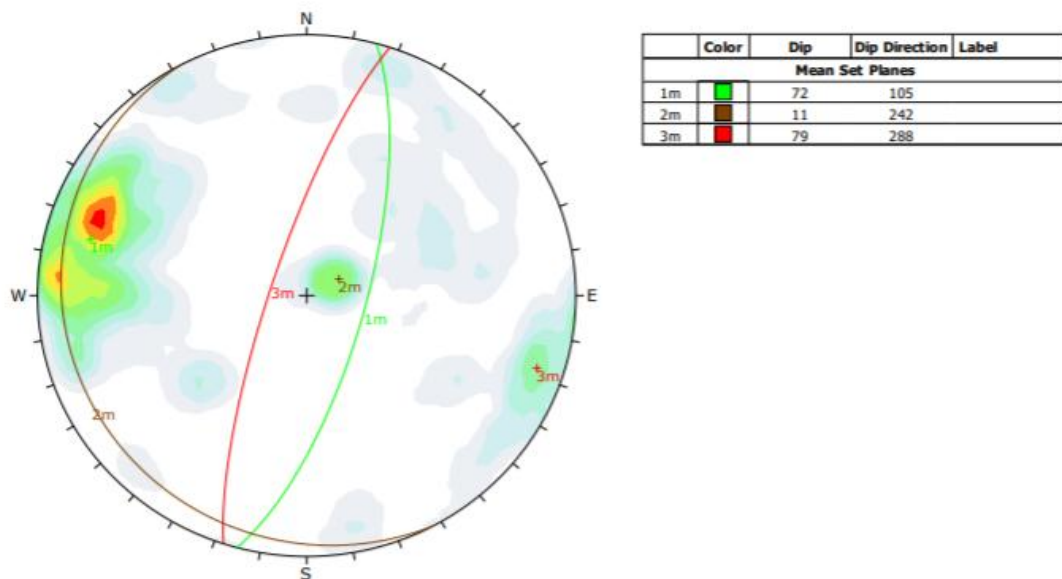


Figura 15. *Estereograma compósito del OB5-Tj-003*

*Nota: Elaboración Propia

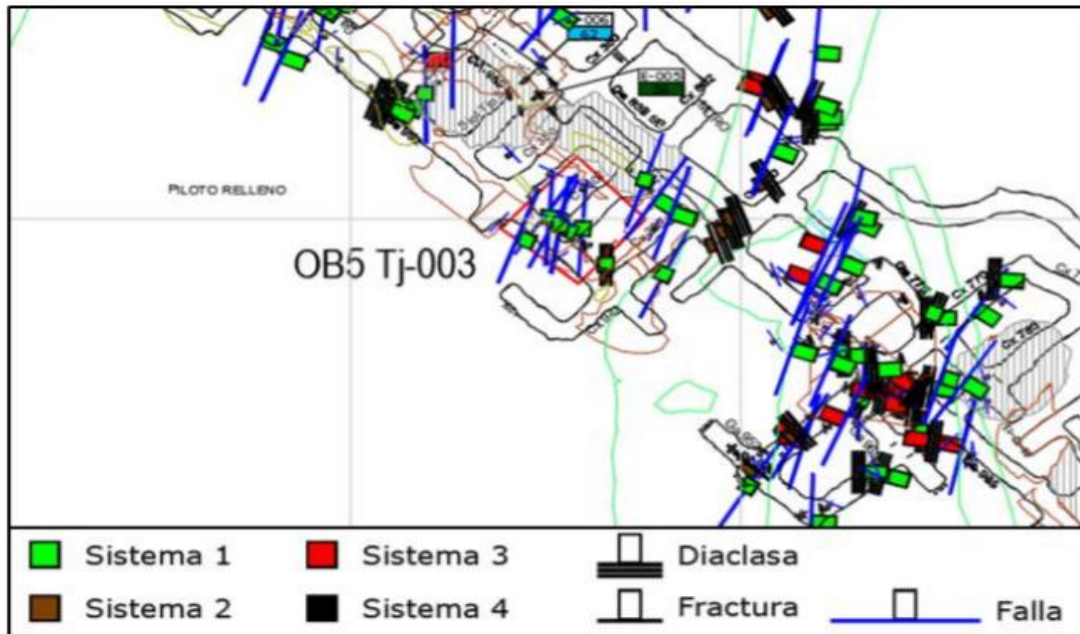


Figura 16. *Comportamiento estructural OB5-Tj-003*

*Nota: Elaboración Propia

En la mencionada figura se puede observar que el comportamiento estructural es homogéneo en toda la masa circundante. Es importante la presencia de fallas que pertenecen al Sistema 1. En el Tj-003, los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NNE y buzamiento alto al SE; el Sistema 2 con rumbo NNW y buzamiento bajo al SW y el Sistema 3 con rumbo NNE y buzamiento alto al NW. En la práctica los Sistemas 1 y 3 pueden conformar un solo sistema, pero se les ha considerado por separado porque buzaban en sentido contrario.

Tj-004 y Tj-006

El Tj-004 y Tj-006, se encuentran en el OB5 entre el Nivel 1850 y Nivel 1880, se disponen uno a continuación del otro, por ende, se realiza una descripción para ambos. En la Figura 16 se observa el comportamiento estructural en el Nivel 1850.

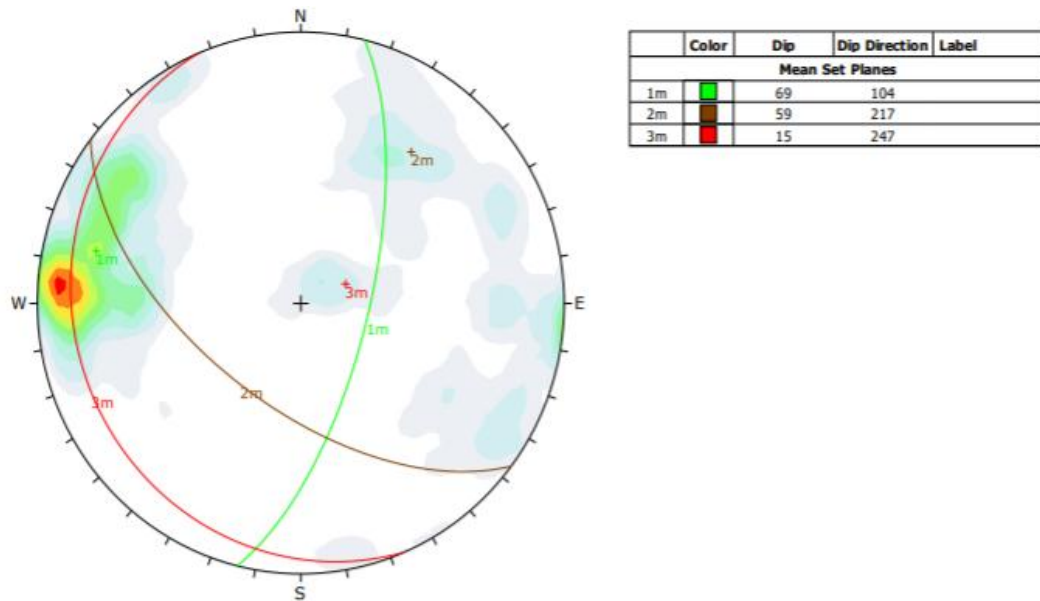


Figura 17. Estereograma compósito del OB5-Tj-004/006

*Nota: Elaboración Propia

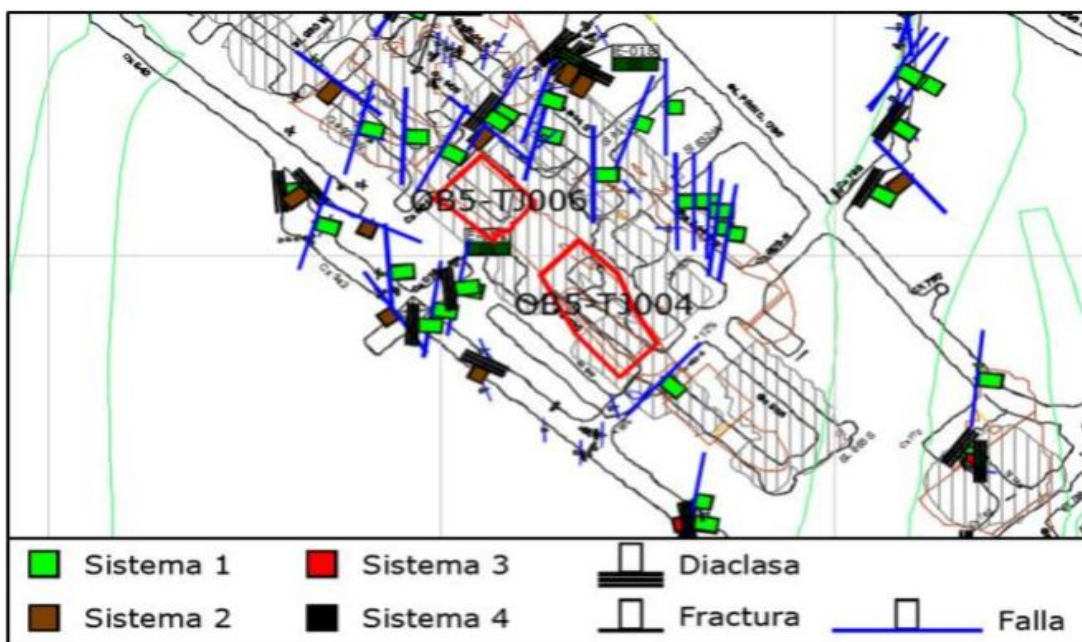


Figura 18. Comportamiento estructural OB5-Tj-004 y Tj-006 Nivel 1850

*Nota: Elaboración Propia

Los Sistemas 1 y 2 se presentan en toda la masa rocosa circundante a estos tajeos. El Sistema 3 puede presentarse hacia el SE. En el Tj-004 y Tj-006, los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NNE y buzamiento alto al SE y el Sistema 2 con rumbo NW y buzamiento moderado al SW. El Sistema 3 es secundario, tiene rumbo NNW y buzamiento bajo al SW.

Tj-007B

El Tj-007B, se encuentra en el OB5 entre los Niveles 1820, 1850, 1880 y 1910. En la Figura 18 se observa el comportamiento estructural en el Nivel 1880. El Sistema 1 y 2 se presentan en los 4 niveles en toda la masa rocosa circundante.

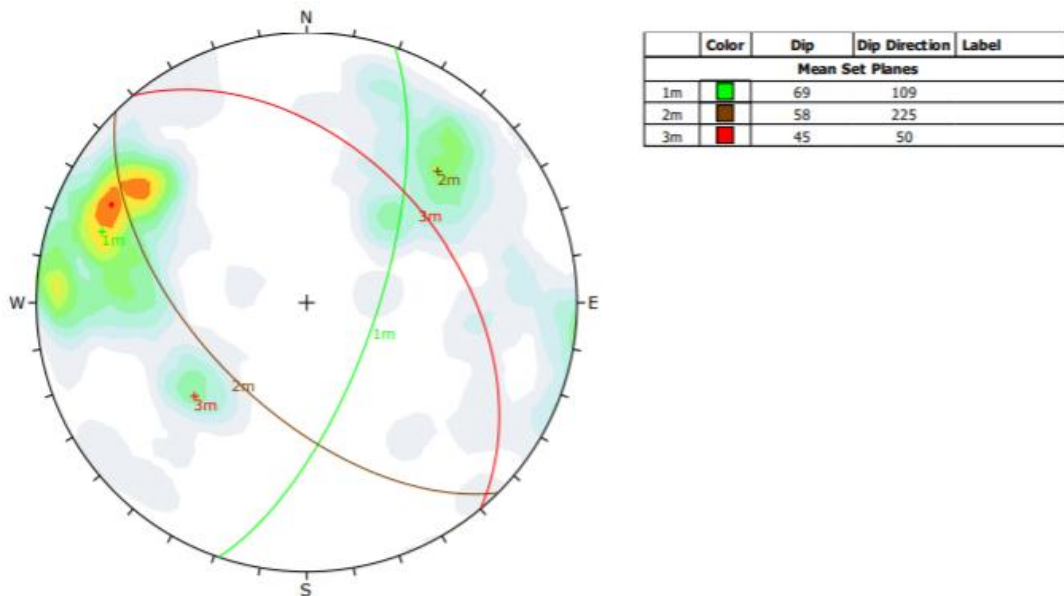


Figura 19. Estereograma compósito OB5-Tj-007B

*Nota: Elaboración Propia

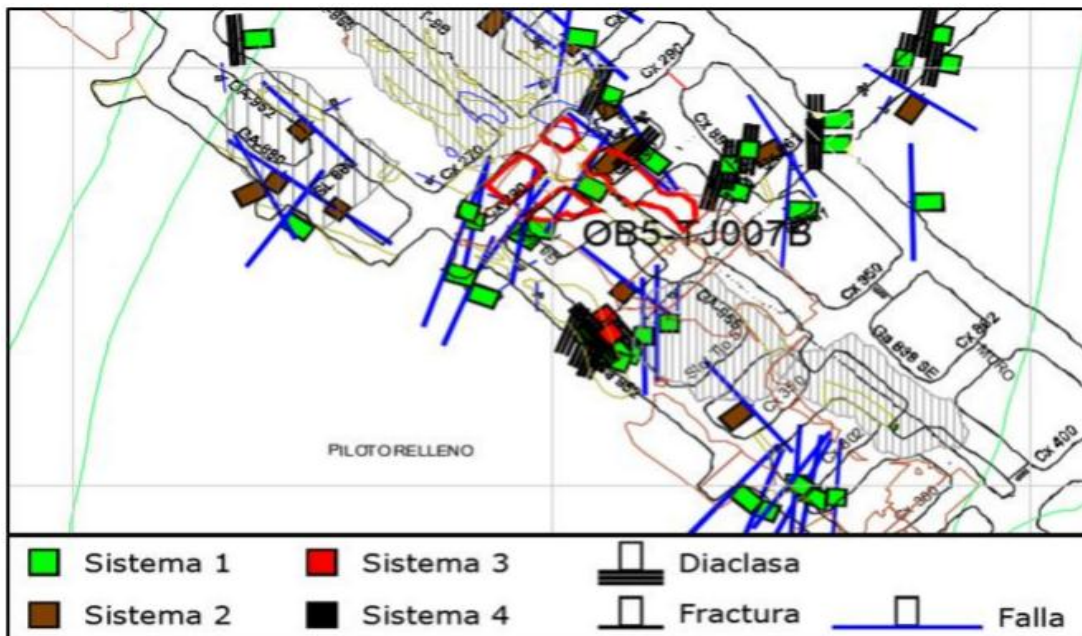


Figura 20. Comportamiento estructural Tj-007B Nivel 1880

*Nota: Elaboración Propia

En el Tj-007B, los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NNE y buzamiento alto al SE y el Sistema 2 con rumbo NW y buzamiento alto a medio al SW. El Sistema 3 es secundario, tiene rumbo NW y buzamiento moderado al NE.

Tj-009 y Tj-011

El Tj-009 y Tj-011, se encuentran en el OB5 entre el Nivel 1880 y Nivel 1910, se disponen uno cerca del otro, por lo cual, se realiza una descripción para ambos. En la Figura 20 se observa el comportamiento estructural del Tj-009 y Tj-011 en el Nivel 1880. El Sistema 1 y 2 se presentan en toda la masa rocosa circundante.

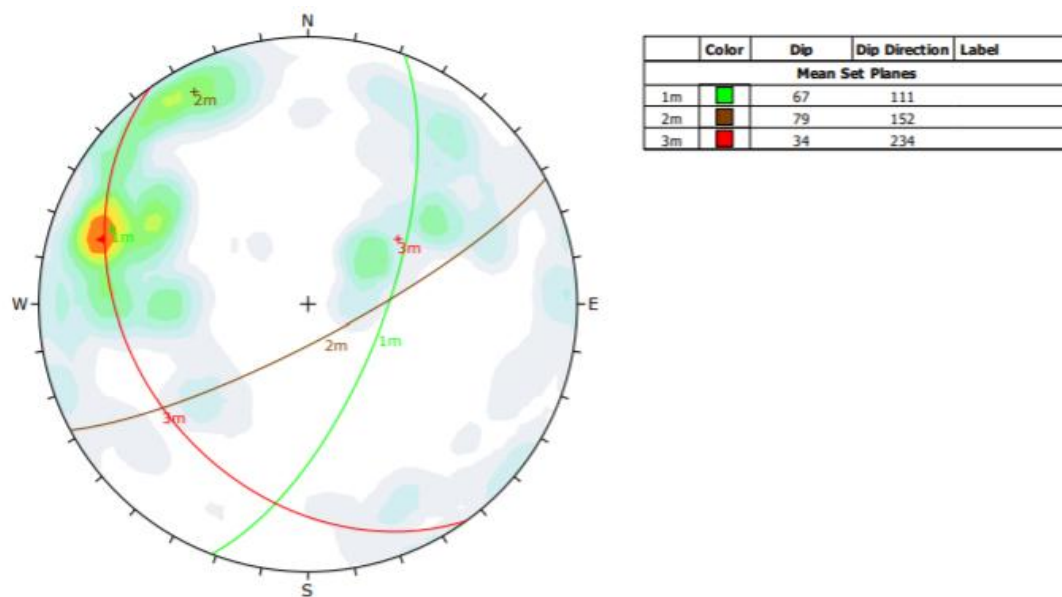


Figura 21. *Estereograma compósito OB5-Tj-009/Tj-011*

*Nota: Elaboración Propia

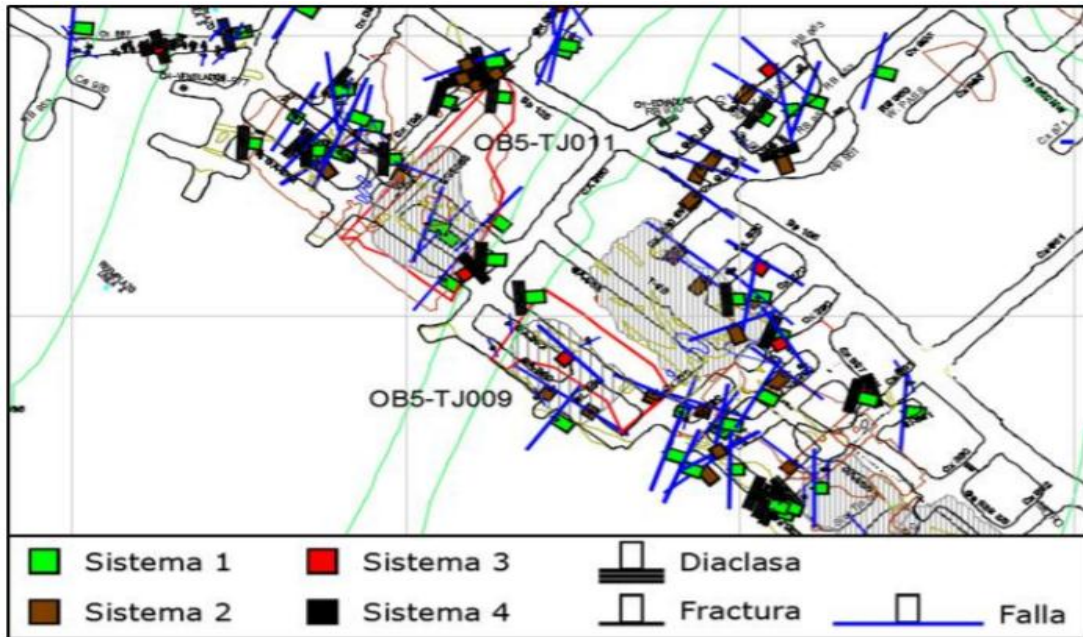


Figura 22. Comportamiento estructural Tj-009 y Tj011 Nivel 1880

*Nota: Elaboración Propia

En el Tj-009 y Tj-011, los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NNE y buzamiento alto al SE y el Sistema 2 con rumbo NE y buzamiento alto al SE. El Sistema 3 es secundario con rumbo NW y buzamiento moderado al SW.

Cu-1850

La Cu-1850, se encuentra en el OB5 entre los Niveles 1850 y 1880. En la Figura 22 se ve el comportamiento estructural de la Cu-1850 en el Nivel 1880. El Sistema 1 y 2 se presenta en toda la masa rocosa circundante. En la Cu-1850, los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NNE y buzamiento alto al SE y el Sistema 2 con rumbo NS y buzamiento bajo al W. Los sistemas secundarios son: el Sistema 3 con rumbo NE y buzamiento alto al NW y el Sistema 4 con rumbo NE y buzamiento alto al SE.

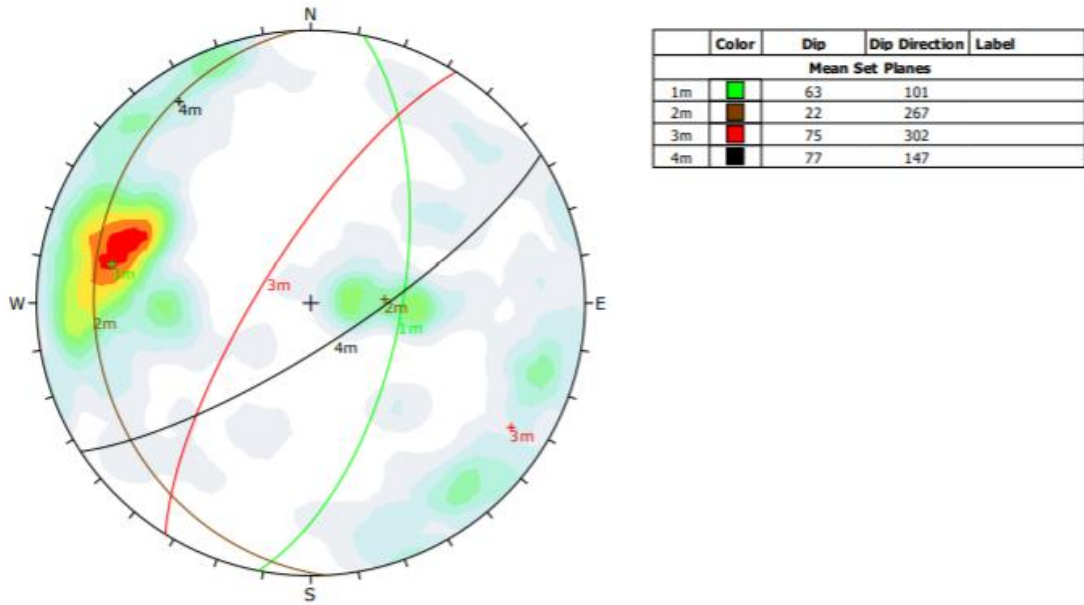


Figura 23. Estereograma compuesto Cu-1850

*Nota: Elaboración Propia

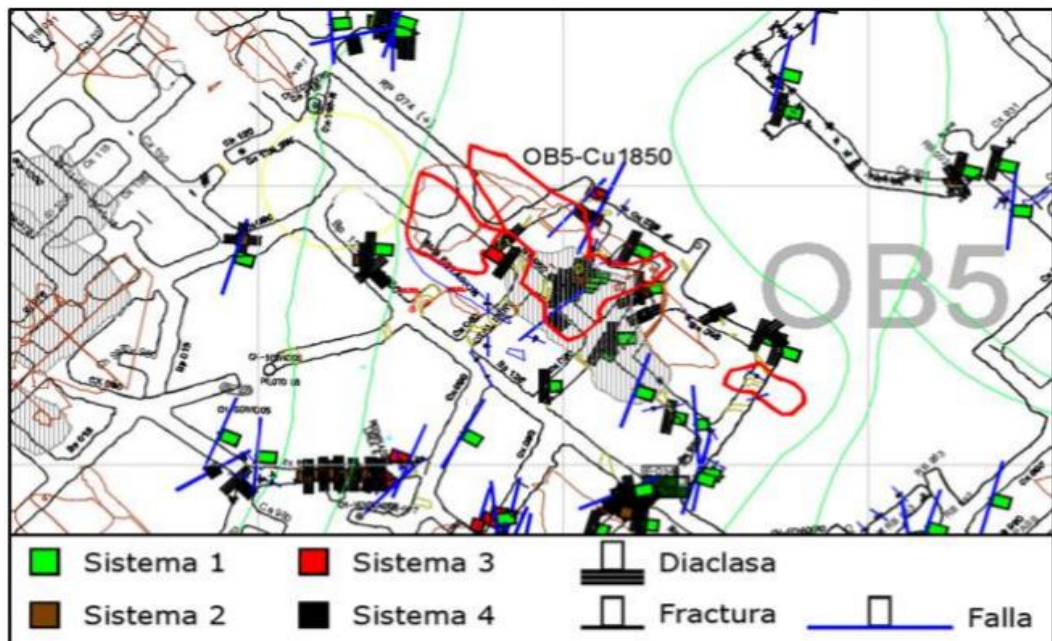


Figura 24. Comportamiento estructural Cu-1850 Nivel 1880

*Nota: Elaboración Propia

Cu-1910

La Cu-1910, se encuentra en el OB5 en el Nivel 1910. En la Figura 24 se observa el comportamiento estructural de la Cu-1910 en el Nivel 1910. Es importante resaltar la presencia de fallas pertenecientes al Sistema 1 y la presencia de diaclasas pertenecientes al Sistema 2 en el dique ubicado al SE de la Cu-1910.

En la Cu-1910, los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NE y buzamiento alto al SE y el Sistema 2 con rumbo NW y buzamiento medio al SW. El Sistema 3 es secundario con rumbo NNW y buzamiento moderado al NE.

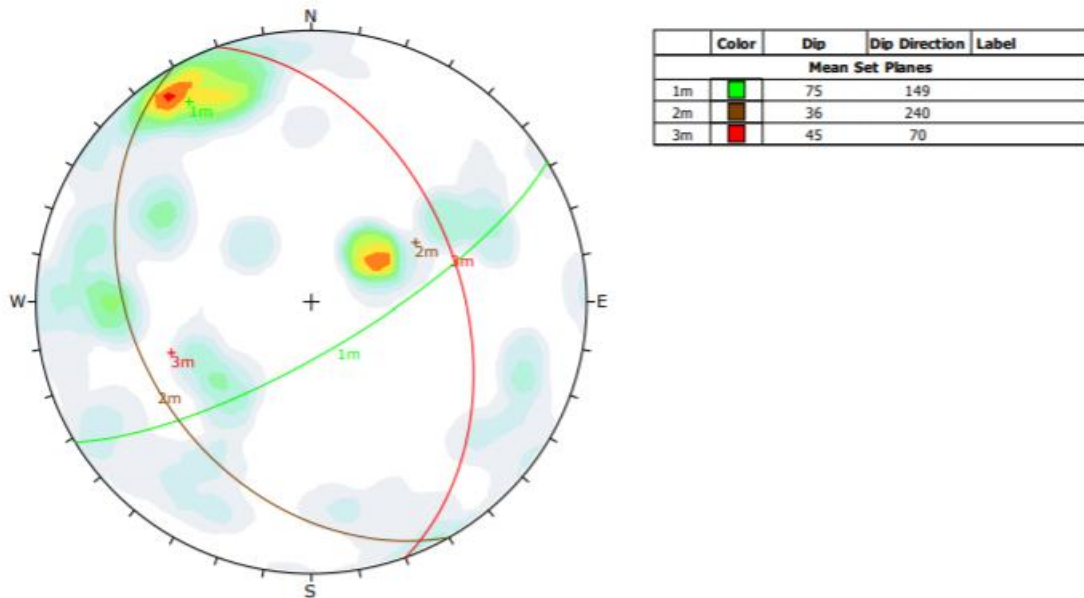


Figura 25. Estereograma compósito Cu-1910

*Nota: Elaboración Propia

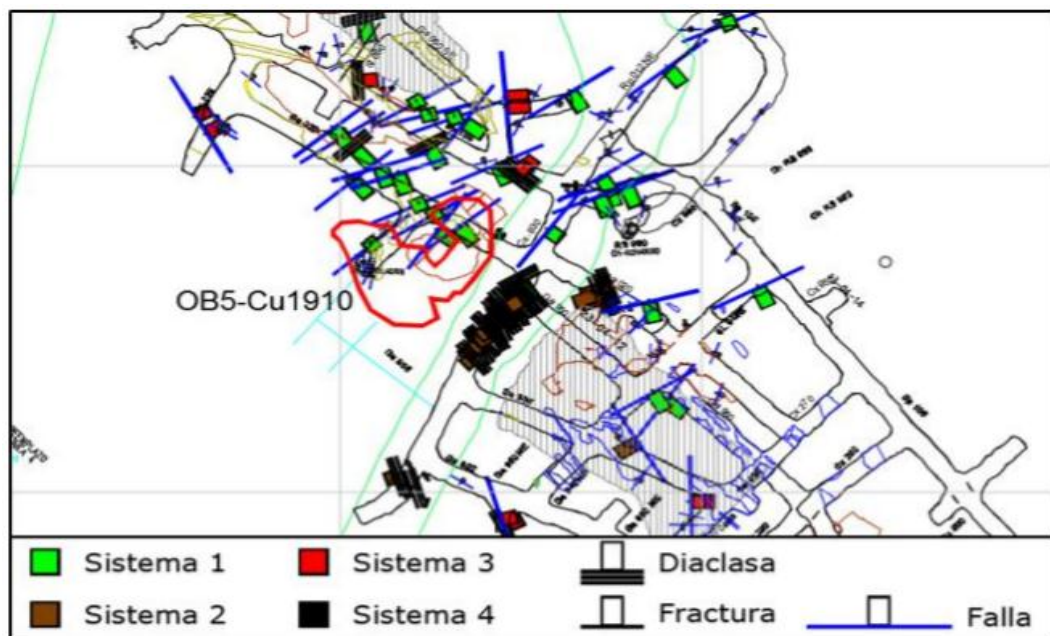


Figura 26. Comportamiento estructural Cu-1910 Nivel 1910

*Nota: Elaboración Propia

5.1.2. Zona 2: OB5 estabilidad del Bp-745.

La Zona 2, se encuentra en el OB5, la finalidad en este caso es evaluar la estabilidad de los Bypass ubicados en los Niveles 1650, 1680, 1710 y 1740, todos con la denominación Bp745. En la Figura 26 se observa el comportamiento estructural del Bp-745 en el Nivel 1650. Los Sistemas 1 y 2 se presentan en toda la masa rocosa circundante.

En la Zona 2, los sistemas principales son: el Sistema 1 y 2 con rumbo NNE y buzamientos altos al NW y SE respectivamente, en la práctica estos sistemas pueden conformar un mismo sistema, pero se consideran por separado porque buzanan en sentido contrario. Los sistemas secundarios son: Sistema 3 con rumbo NW y buzamiento moderado al SW; Sistema 4 con rumbo NE y buzamiento alto al SE y Sistema 5 con rumbo NEE y buzamiento alto al NW.

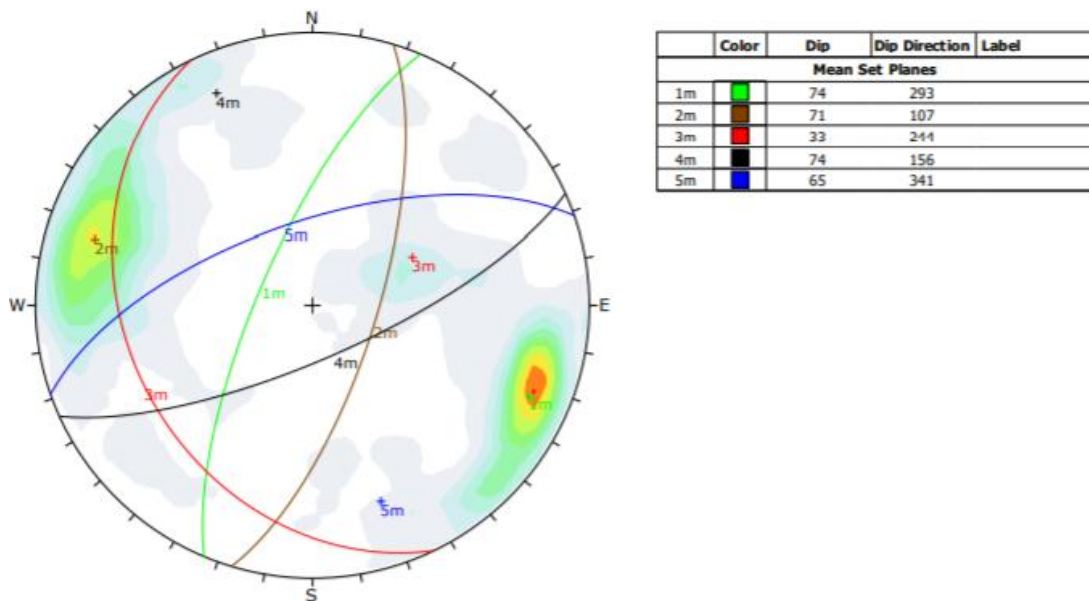


Figura 27. Estereograma compósito Zona 2

*Nota: Elaboración Propia

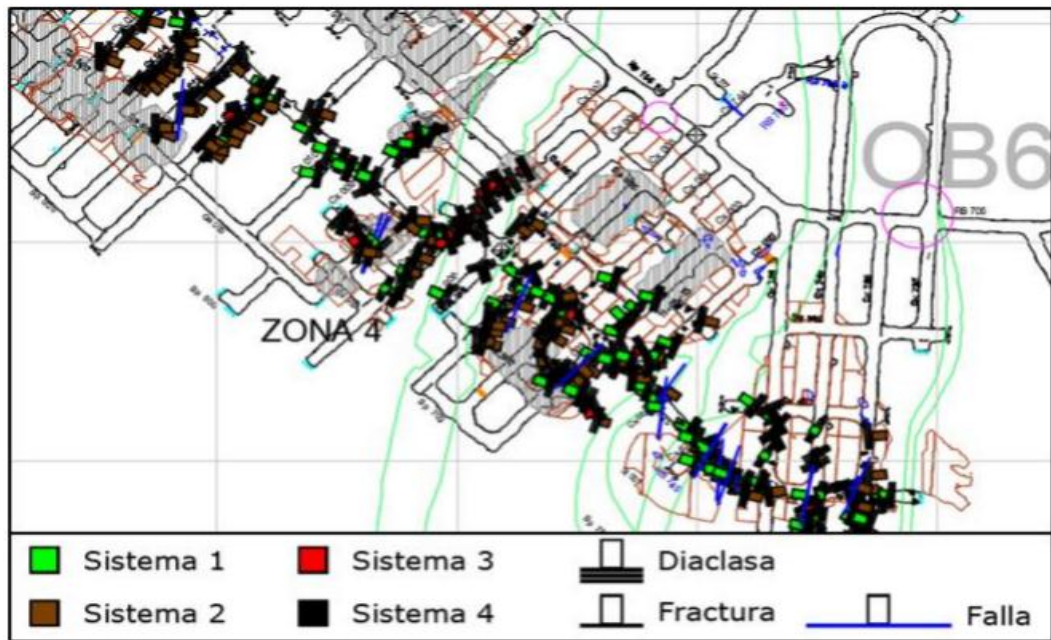


Figura 28. *Comportamiento estructural Zona 2 Nivel 1650*

*Nota: Elaboración Propia

5.2. Aspectos estructurales

Las características estructurales de las discontinuidades se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geomecánico del macizo rocoso realizado en las labores subterráneas (tabla 19) y de la información registrada en mapeo geotécnico de testigos rocosos de los sondajes diamantinos. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades mayores (fallas) y menores (diaclasas).

Tesista: Canchari Gutierrez Romel		MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS					UNIVERSIDAD NACIONAL DEL SANTA CRISTOBAL DE HUAMANGA					
PROYECTO:		EVALUACION GEOMECANICA PARA LA RECUPERACION DE MINERAL REMANENTE DE MINA CERRO LINDO Y PARA LA ESTABILIDAD DEL BP-745					REALIZADO: FUC					
ESTACION: E-002		ORIENTACION DE LA CARA: DIR. BUZAMIENTO: 130° BUZAMIENTO: 85°		TRAMO: DESDE: 0 HASTA: 10		UBICACION: CX-845		NIVEL: 1910		FECHA: 06/21		HOJA: 2 de 63
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)												
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		PARAMETRO		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)				VALORA.
A		%		B		%		N° Fract. / ml		R. COMPRES. UNIAIXIAL (MPa)		>250 (15)
SPP		100		-		-		11		90-100 (20)		75-90 (17)
TIPO		ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		ESPACIAMIENTO (m)		0.6-2 (15)		2.2-0.6 (10)
ESTRUC.		DIRECCION BUZ.		BUZAMIENTO		TIPO		ESPAZAMIENTO		0.6-2 (15)		0.06-0.2 (8)
D		272°		25°		Ox, Arc		0-1 mm		0.6-2 (15)		0.06-0.2 (8)
D		235°		78°		Ox, Arc		0-5 mm		0.6-2 (15)		0.06-0.2 (8)
F		225°		35°		Py., Lm		20-60 mm		0.6-2 (15)		0.06-0.2 (8)
D		320°		30°		Ox, Arc		0-2 mm		0.6-2 (15)		0.06-0.2 (8)
CONDICION DE JUNTAS		PERSISTENCIA		ABERTURA		RUGOSIDAD		RELLENO		ALTERACION		AGUA SUBTERRANEA
D		<1m long. (6)		Cerrada (6)		Muy rugosa (6)		Limpia (6)		Sana (6)		Seco (15)
D		1-3 m Long. (4)		<0.1mm apert. (5)		Rugosa (5)		Duro < 5mm (4)		Lig. Alterada. (5)		Humedo (10)
D		3-10m (2)		2-1-1.0mm (4)		Lig. rugosa (3)		Duro > 5mm (2)		Mod. Alterada. (3)		Mojado (7)
D		10-20 m (1)		1-5 mm (1)		Lig. rugosa (3)		Suave < 5 mm (1)		Muy Alterada. (2)		Goteo (4)
D		> 20 m (0)		5 mm (0)		Lig. rugosa (3)		Suave > 5 mm (0)		Muy Alterada. (2)		Flujo (0)
D		4A (2)		5 mm (0)		Lig. rugosa (3)		Suave > 5 mm (0)		Muy Alterada. (2)		Flujo (0)
D		4B (4)		5 mm (0)		Lig. rugosa (3)		Suave > 5 mm (0)		Muy Alterada. (2)		Flujo (0)
D		4C (3)		5 mm (0)		Lig. rugosa (3)		Suave > 5 mm (0)		Muy Alterada. (2)		Flujo (0)
D		4D (1)		5 mm (0)		Lig. rugosa (3)		Suave > 5 mm (0)		Muy Alterada. (2)		Flujo (0)
D		4E (3)		5 mm (0)		Lig. rugosa (3)		Suave > 5 mm (0)		Muy Alterada. (2)		Flujo (0)
D		5 (10)		5 mm (0)		Lig. rugosa (3)		Suave > 5 mm (0)		Muy Alterada. (2)		Flujo (0)
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 52												
CLASE DE MACIZO ROCOSO												
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21
DESCRIPCION		I Muy Buena		II Buena		III Regular A		IIIB Regular B		IVA Mala A		IVB Mala B
						III A						V Muy Mala


ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS			
D	Diaclasa	Vt	Veta
F	Falla	Vtll	Vetilla

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
SPP	Sulf. pri. pirita	VOL	Volcánico
SPB	Sulf. pri. Baritina	DK	Dique

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Cal	Calcita
Arc	Arcilla	Lm	Limos
Cb	Carbonatos	Py	Pirita

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

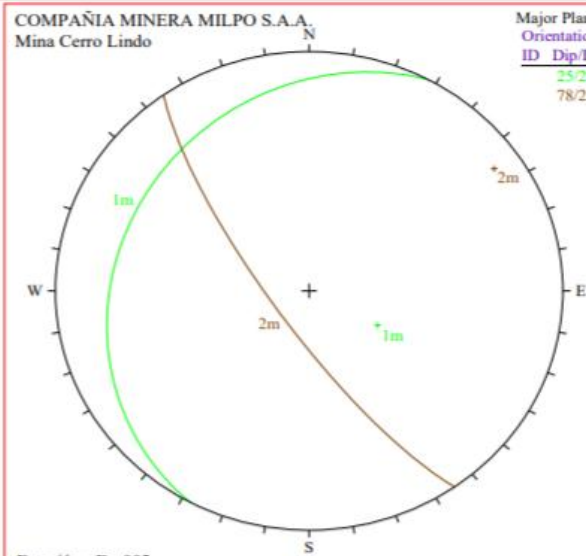
RL (NUMERO DE REBOTE)			
J	RQD	J	RQD
5	91	15	55
6	88	16	52
7	84	17	48
8	81	18	44
9	77	19	40
10	74	20	37
11	70	21	33
12	66	22	29
13	63	23	26
14	59	24	22



COMPAÑIA MINERA MILPO S.A.A. Major Planes Orientations

Mina Cerro Lindo

ID Dip/Dir
25/298
78/235



Estación: E - 002

*Nota: Elaboración Propia

Tesista: Canchari Gutierrez Romel		MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS					UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA					
PROYECTO:		EVALUACION GEOMECANICA PARA LA RECUPERACION DE MINERAL REMANENTE DE MINA CERRO LINDO Y PARA LA ESTABILIDAD DEL BP-745					REALIZADO: FUC					
Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		UBICACION:		NIVEL:		FECHA		HOJA
E-003		300°		85°		0		10		CX-845		1910
DIR. BUZAMIENTO		BUZAMIENTO		DESDE		HASTA		SECTOR:		OBS/TJ-007B/CP		3 de 63
300°		85°		0		10		OBS/TJ-007B/CP		06/21		3 de 63
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)												
TIPO DE ROCA			FRECUENCIA FRACTURA			PARAMETRO			RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)			VALORA.
A			B			R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)			RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)			VALORA.
VOL			%			Nº Fract. / ml.			RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)			VALORA.
100			-			15			RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)			VALORA.
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		CONDICION DE JUNTAS		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO	TIPO	ESPESOR	Comentarios		CONDICION DE JUNTAS		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
D	030°	88°	4	Ox, Lm	0-1 mm	-	CONDICION DE JUNTAS		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
D	092°	66°	3,4	Ox, Lm	0-1 mm	-	CONDICION DE JUNTAS		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
D	125°	55°	4	Ox, Lm	0-1 mm	-	CONDICION DE JUNTAS		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							AGUA SUBTERRANEA		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							X Seco (15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA.	
							(15)		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)		VALORA	

Fallas

Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 3 a 10 m, la persistencia es de decenas de metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son ligeramente rugosas a lisas y espejos de falla con ciertas ondulaciones. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas, el espesor de estos rellenos varía entre 5 y 15 cm. El área de influencia de las fallas no es significativa alcanzando en algunos casos hasta 1 m.

Diaclasas (sulfuros)

Sus características estructurales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m, apertura menor a 1 mm, las paredes son ligeramente rugosas a lisas con ciertas ondulaciones, el relleno suave y menor a 5 mm con presencia de óxidos, pirita y baritina. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general están ligeramente alteradas. Se encuentran con presencia de humedad y localmente superficies mojadas.

Diaclasas (diques y volcánicos)

Sus características estructurales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m, apertura menor a 1 mm y en algunos casos cerrados y sin relleno, la rugosidad de las paredes es ligera a lisa con ciertas ondulaciones, el relleno presente es suave a duro y menor a 5 mm, con presencia de calcitas y arcillas. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general están sanas a ligeramente alteradas, con presencia de humedad.

5.3. Clasificación de la masa rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa, se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Rock Mass Rating o Valoración del Macizo Rocoso – 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante en la tabla 20 – Resistencia de la roca intacta. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD), por un lado, fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal; por otro lado, se determinaron por medición directa en los testigos rocosos de los sondajes diamantinos.

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

Tabla 19. *Índice de calidad RQD*

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: Priest & Hudson 1986

La información que se ha tenido disponible como fuente de información para clasificar a la masa rocosa de las áreas de evaluación han sido principalmente el mapeo geotécnico de la masa rocosa de las labores subterráneas y adicionalmente de modo local el mapeo geotécnico de algunos testigos rocosos de los sondajes diamantinos ejecutados como parte de los trabajos de exploración del yacimiento.

Según lo observado en los trabajos de campo respecto a la calidad de la masa rocosa, se puede notar que la calidad es principalmente Regular A (IIIA) a Buena (II) y en menor presencia la calidad Regular B (IIIB). Por lo general no se observa tramos de mala calidad, solo se puede encontrar cuando hay algunas zonas de falla, pero esto es propio en este tipo de estructuras.

En el siguiente acápite se tratará más a fondo sobre la calidad en cada área de análisis. En estudios geomecánicos realizados en años anteriores, se tiene registro del comportamiento de la calidad de la masa rocosa que es similar a lo descrito en el párrafo anterior.

5.3.1. Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio, esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados, serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es importante realizar la zonificación geomecánica o lo que es lo mismo establecer los dominios estructurales.

Para realizar una zonificación geomecánica completa se debe tomar en cuenta los aspectos litológicos, geoestructurales, el grado de alteración y la calidad de la masa rocosa. En mina Cerro Lindo, la calidad de la masa rocosa es el aspecto predominante para realizar la zonificación geomecánica, ya que las características litológicas y el arreglo estructural de la masa rocosa son similares dentro de cada zona a evaluar.

Con la información recopilada durante los trabajos de campo se ha realizado la zonificación geomecánica de la masa rocosa en los distintos niveles de la mina. Cabe indicar que la mayor parte de la mina se halla cubierta con shotcrete, pero se ha podido constatar la calidad en varios puntos donde se ha registrado como estaciones geomecánicas, en la mayoría de ellas refleja calidades de Regular A (IIIA) y Buena (II). Se muestran los resultados de la zonificación obtenidas en el estudio geomecánico realizado.

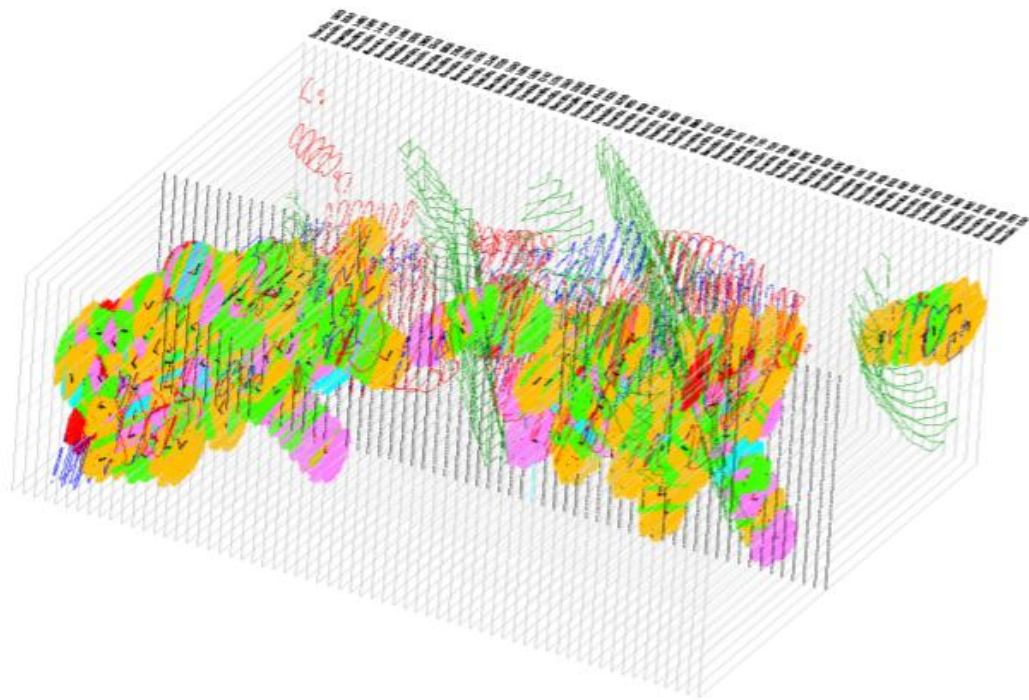


Figura 29. Zonificación geomecánica 3D de Cerro Lindo

*Nota: Elaboración Propia

5.3.2. Cuerpos en evaluación

Zona 1: OB5 recuperación de mineral remanente.

La Zona 1, ubicada dentro del OB5, comprende a 10 bloques de mineral (tajos y cuñas) que han sido dejados en fases anteriores del minado, distribuidos entre los Niveles 1820, 1850, 1880 y 1910. Describiremos a continuación cada uno de ellos.

TJ-003 El **Tj-003**, se encuentra en el OB5 entre los niveles 1850 y 1880. Este tajo se encuentra hacia el extremo Sur del OB5.

Según la zonificación geomecánica, la calidad que corresponde a este sector es del dominio calidad Regular A (DE-III A).

La resistencia del macizo rocoso en el mineral es por lo general R3 y en la roca encajonante va de R4 hasta R5.

TJ-004 y TJ-006, Estos tajeos se ubican en el Nivel 1850 y suben hasta el Nivel 1880, en proyección al Nivel 1880 aparece junto al TJ-003. La calidad de la masa rocosa involucrada en este sector corresponde al dominio Regular A (DE-III A). Se estima que la resistencia del mineral sea R3 y para el caso del volcánico encajonante dicha resistencia está entre R4 y R5.

TJ-007B Este tajeo se ubica al NW de los tajeos anteriores, abarca los Niveles 1820, 1850, 1880 y 1910. En el Nivel 1880 el cuerpo aumenta de tamaño y en el Nivel 1910 se reduce avanzando hacia el Norte. La calidad de la masa rocosa en este caso es similar a los tajeos descritos anteriormente ya que se hallan próximos entre ellos. Con respecto a la resistencia de la roca también es similar.

TJ-009 y TJ-011 Estos tajeos se hallan ubicados en el Nivel 1880 y ascienden hacia el Nivel 1910. Ambos tajeos se encuentran separados por un dique que presenta calidad del dominio Regular B (DE-III B) y en el caso de la masa rocosa mineralizada de los cuerpos y roca encajonante, la calidad que les corresponde es del dominio Regular A (DE-III A). La resistencia de la roca intacta es similar a lo descrito anteriormente, es decir, varía desde R3 hasta R5.

CU-1850 Este cuerpo mineralizado es denominado cuña porque es un mineral que ha quedado colgado hacia un extremo de un tajeo explotado. Esta cuña se encuentra entre los Niveles 1850 y 1880. La calidad de la masa rocosa es Regular A (DE-III A), la resistencia de la roca intacta es similar también varía desde R3 hasta R5. CU-1910 Esta cuña se halla ubicada en el Nivel 1910. La roca mineralizada y su entorno también tiene calidad Regular A (DE-III A), así mismo la resistencia estimada esta entre R3 y R5. Para una mayor apreciación. En general todos los cuerpos y cuñas mineralizadas ubicadas en el OB5 tienen masa rocosa de calidad similar tal como se muestra en los distintos planos

de zonificación geomecánica. La calidad en algunos tramos pertenece incluso al dominio Buena (DE-II), pero con fines de manejar un dominio más homogéneo es que en toda esta zona se considera la calidad como Regular A (DE-III A).

Zona 2: OB5 estabilidad del BP-745.

La Zona 4 comprende los bypass (BP-745) ubicados en los Niveles 1650, 1680, 1710 y 1740. Durante la inspección al bypass en los distintos niveles mencionados, se ha observado que en casi la totalidad de las excavaciones del bypass se hallan sostenidas con shotcrete, pernos y malla metálica. La calidad de la masa rocosa en los citados niveles que involucran al bypass BP-745 corresponde al dominio Regular A (DE-III A), también se puede apreciar que los diques que cruzan diagonalmente al bypass presentan por lo general calidad del dominio Regular B (DE-III B). Esta zonificación geomecánica es corroborada con la información de la zonificación geomecánica que se realizó en el año 2010 con Minesight, donde refleja que la masa rocosa en este sector es por lo general Buena (DE-II) y Regular A (DE-III A), presentándose localmente calidad Regular B (DE-III B) y de modo muy esporádico calidad Mala A (DE-IV A).

Resumen de la zonificación geomecánica de la masa rocosa

En la tabla 21 se presenta un resumen de la calidad de la masa rocosa asociado a cada zona, tanto para el tramo mineralizado y su entorno encajonante. En la tabla se aprecia los rangos de calidades que se han registrado en las distintas estaciones geomecánicas realizadas dentro de las zonas de evaluación. Por otro lado, los valores promedio RMR para cada zona reflejan bastante la realidad sobre la calidad del macizo rocoso, pero hay que tener en cuenta que localmente se puede encontrar tramos menores donde la calidad es inferior, ocurriendo esto generalmente cuando hay presencia de fallas o en algunos contactos de los diques con la roca adyacente.

Tabla 20. Zonificación geomecánica y calidades de masa rocosa

Zona	Ubicación	Rango RMR	Litología	Promedio RMR	Domino
1	OB5	56 - 65	Mineral	57	DE- IIIA
			Volcanico	60	DE- IIIA
2	BP- 745	48 - 64	Mineral	57	DE- IIIA
			Volcanico	58	DE- IIIA

*Nota: Elaboración Propia

Hacia la caja techo del OB5, se ha registrado que la calidad de la masa rocosa es inferior, siendo por lo general de Regular B (DE-IIIB) y Mala A (DE-IVA), si bien este hecho no se ha podido constatar, pero la experiencia durante la explotación de este cuerpo registra antecedentes de esta calidad, inclusive han tenido algunas complicaciones durante el minado de los tajeos que se ubicaron pegados a la caja techo. Para los diseños de cuerpos o cuñas que se hallen hacia el contacto con la caja techo se debe considerar este hecho.

5.3.3. Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c) o denominada también UCS.

Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geomecánico de las labores subterráneas, durante el recorrido de las distintas labores se realizaron ensayos de golpe con el martillo de geólogo y de rebote con el martillo Schmidt, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta. Los valores de las resistencias así estimadas se presentan en los formatos. También, como parte de los trabajos de campo, se realizó un muestreo sistemático de bloques de rocas de las principales litologías como es el caso del mineral SPP y SPB, y también del volcánico, adicionalmente también se realizaron ensayos en una muestra de dique andesítico. Dichas muestras fueron llevadas al Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería para realizar ensayos de resistencia. Los ensayos de mecánica de rocas realizados con la finalidad de estimar el UCS fueron: carga puntual, compresión uniaxial y compresión triaxial.

Tabla 21. Resultados de los ensayos de carga puntual

Muestra	Nivel	Cuerpo	Litología	$I_s(MPa)$	$\sigma_c(MPa)$
M -2	1880	OB5	SPP	1.68	35.9
M -3	1880	OB5	SPB	1.00	21.7
M - 6	1820	OB5	VOLCT	4.41	94.3
M -7	1740	OB5 - OB2	DIQUE AND	6.51	138.8

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 22. Resultados de los ensayos de 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	1820	OB5	VOL CT	74.3
M – 7	1740	OB5 – OB2	DIQUE AND	135.9

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 23. Resultados de los ensayos de compresión triaxial

Muestra	Nivel	Cuerpo	Litología	“mi”	σ_c (MPa)	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
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	1820	OB5	VOL CT	26.17	55.32	10.27	52.66
M – 7	1740	OB5 – OB2	DIQUE AND	28.98	110.14	17.52	56.36

*Nota: Elaboración Propia

Con los ensayos de compresión triaxial tabla 24 se han obtenido también, además de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, valores de la constante “mi” del criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007) y los parámetros de resistencia al corte de Mohr Coulomb: cohesión y ángulo de fricción, todos estos parámetros correspondientes a la roca intacta. Adicionalmente, para la roca intacta también se han realizado ensayos de tracción indirecta por el Método Brasileiro.

5.4. Recuperación del mineral remanente del OB5

La recuperación de mineral remanente para el OB5 comprende el minado de 10 bloques entre tajeos y cuñas, estos bloques están contenidos dentro del OB5. Existen 3 bloques que poseen la misma denominación (TJ-007B) ya que tienen la misma ubicación en planta, pero se hallan en distintos niveles consecutivos que puede ser representado finalmente como un solo bloque. En la Figura 30 se muestra la ubicación en planta de todos los cuerpos que se tiene planeado minar en el OB5. Como se puede observar, hay 8 achurados distintos los cuales cada uno representa el cuerpo a minar.

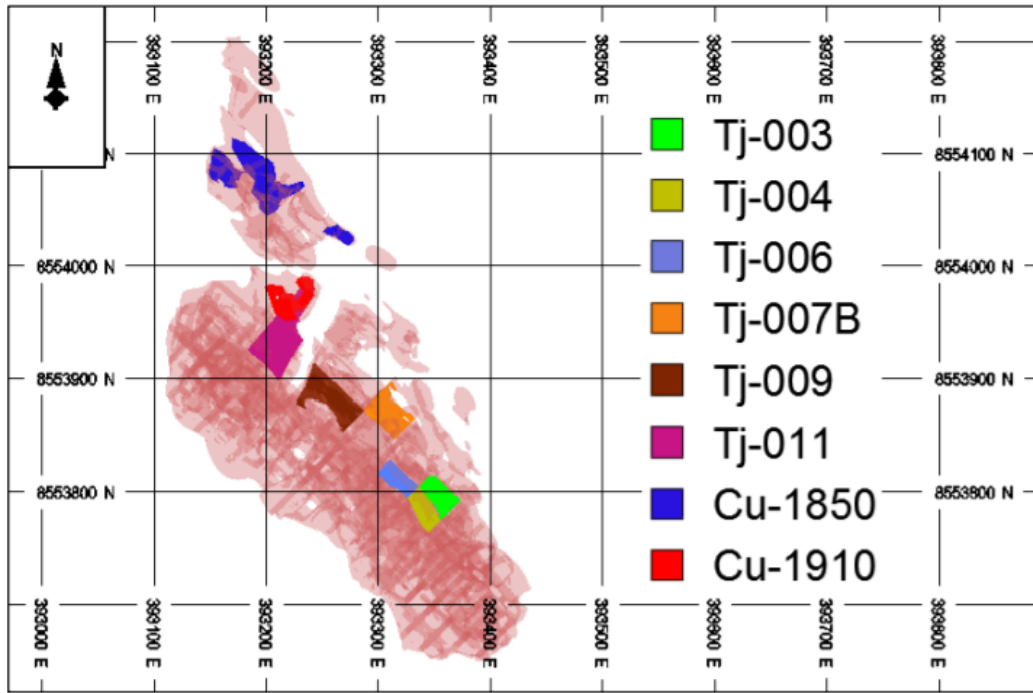


Figura 30. *Vistas en planta con la disposición de los cuerpos en el OB5*

*Nota: Elaboración Propias

Estos cuerpos a minar no tienen una forma geométrica definida ya que se halla en los bordes de los cuerpos conformando el tramo mineralizado remanente de los tajos ya minados, en consecuencia, sus dimensiones no son homogéneas y generalmente son menores a las dimensiones de los tajos explotados. En la mayoría de los casos, estos cuerpos tienen como contacto a material de relleno cementado en algunas paredes laterales, hecho que debe ser considerado al operar su recuperación, influyendo principalmente en el incremento de la dilución.

Para una mejor visualización, en la Figura 31 se presenta una vista longitudinal con la ubicación de los cuerpos en evaluación, allí se puede ver que el TJ-007B es el que tiene mayor altura respecto a los demás.

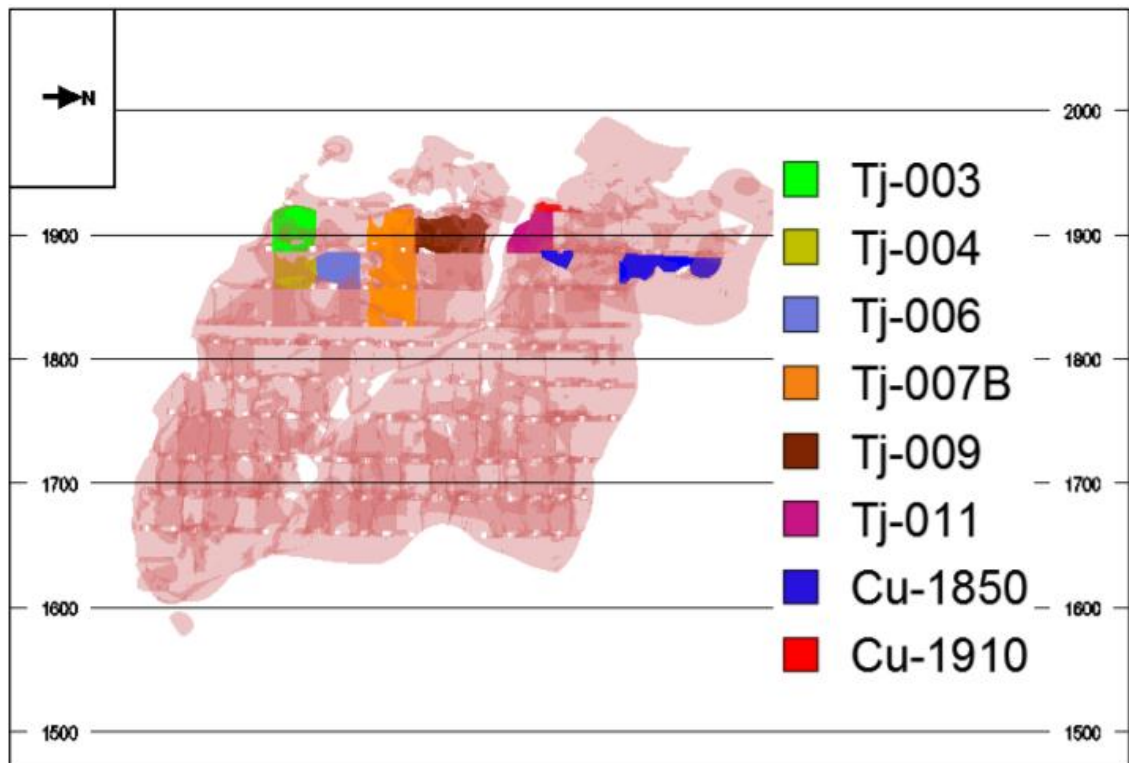


Figura 31. Vista longitudinal mirando al SW con la disposición de los cuerpos en el OB5

*Nota: Elaboración Propias

Dentro de los planes de minado de Cerro Lindo, hay una incertidumbre sobre la forma de minado a seguir para la recuperación de estos remanentes mineralizados. Si bien se puede optar por alternativas de minado por taladros largos o un minado con tajeos de menores dimensiones como corte y relleno o el caso de cámaras y pilares con relleno posterior, estas opciones generan la preparación de mucho laboreo, uso de relleno cementado, lentitud en la explotación y posible exposición a derrumbes inesperados por tener paredes de relleno cementado que en algunos casos se desconoce la resistencia del mismo. Una alternativa de minado para la recuperación de estos remanentes mineralizados es la posibilidad de realizar el minado por hundimiento, en este caso por la forma y tamaño de los cuerpos, el “hundimiento por subniveles” (Sublevel Caving – SLC) sería una buena alternativa ya que permite la realización de ventanas (drawpoint) siguiendo el ancho o largo del cuerpo, desde donde se extrae el mineral de manera segura. La desventaja de este método es que inevitablemente genera inestabilidad en la parte superior del sitio de minado y según la altura del bloque a minar, esta inestabilidad puede llegar a la superficie generando subsidencia. En la Figura 32 se muestra esquemáticamente el daño que se genera en la parte superior del minado.

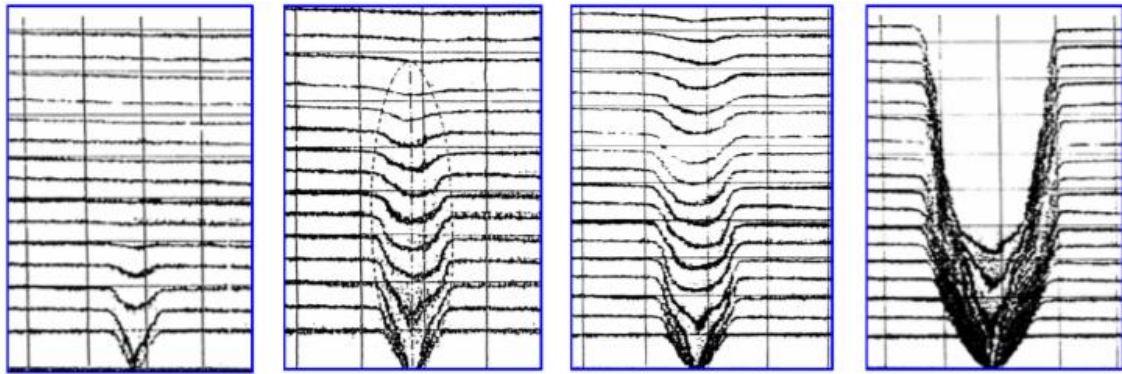


Figura 32. Esquemas del mecanismo de hundimiento cuando se realiza el minado por SLC

5.5. Análisis de “migración del vacío”

Considerando que el fenómeno del hundimiento en el minado por SLC es el más importante, se ha realizado un análisis denominado “migración de vacíos” o también llamado “void migration” que consiste en estimar de manera aproximada la altura de hundimiento que se alcanzará cuando se realiza la explotación de cada cuerpo. La explicación teórica de este análisis está citada en el Capítulo 5 cuando se analizó el hundimiento en el tajeo TJ-875. En este análisis también se ha estimado el posible valor del factor de esponjamiento de la roca hundida o fragmentada que ha resultado en aproximadamente 20 %. Para este análisis se requiere dos datos iniciales como datos de entrada: estimar el tonelaje in-situ de mineral que se extraerá en un determinado nivel y el “factor de esponjamiento” FE. La intensidad del daño está condicionada principalmente a dos factores, al FE y a la altura del bloque a minar, más no es sensible al área basal del cuerpo a minar. Esta altura de hundimiento es inversamente proporcional al FE y directamente proporcional a la altura del bloque. Para cada cuerpo remanente a explotar se ha realizado una descripción morfológica de la mineralización remanente en cada uno de ellos, mostrándose varias vistas isométricas para ver la forma de los cuerpos y otras vistas consistentes en secciones longitudinales y transversales para estimar la profundidad a la que se encuentran estos cuerpos.

En cada cuerpo mineralizado se ha estimado las dimensiones promedio que están involucradas en la recuperación y con ello se ha estimado el volumen aproximado a minar. Se ha analizado para un FE de 20 % y además se ha realizado también el análisis para factores de esponjamiento de 30 % y 40 %. Hay que tener presente que, a mayor valor de FE, la altura del hundimiento resulta menor, lo cual es favorable por causar

menor daño. El análisis ha sido desarrollado en una hoja de cálculo Excel y se ha calculado para cada factor de esponjamiento la altura optimista, la altura pesimista y el promedio obtenido de ellas. En la tabla 25 muestra el resumen de resultados obtenido en los distintos análisis de cada cuerpo.

Tabla 24. *Resumen de resultados del análisis de migración de vacíos en los cuerpos del OB5*

Tajeo	Profund. promedio (m)	Dimensiones promedias de tajeos (m)	Volumen In-situ aprox. (m ³)	Factor de esponjam.	Altura de la Migración del Vacío (m)		
					Optimista	Pesimista	Promedio
TJ-003	415	ancho = 19	20672	1.2	192	518	355
		largo = 34		1.3	139	366	252
		altura = 32		1.4	112	289	200
TJ-004	435	ancho = 13	9152	1.2	132	352	242
		largo = 32		1.3	95	248	172
		altura = 22		1.4	77	196	137
TJ-006	420	ancho = 13	12441	1.2	174	465	320
		largo = 33		1.3	126	329	227
		altura = 29		1.4	101	260	181
TJ-007B	450	ancho = 16	47520	1.2	540	1476	1008
		largo = 33		1.3	390	1039	715
		altura = 90		1.4	315	822	569
TJ-009	350	ancho = 18	27144	1.2	174	471	322
		largo = 52		1.3	126	333	229
		altura = 29		1.4	101	263	182
TJ-011	330	ancho = 25	48750	1.2	180	492	336
		largo = 65		1.3	130	346	238
		altura = 30		1.4	105	274	190
CU-1850	350	ancho = 18	18810	1.2	114	307	210
		largo = 55		1.3	82	217	150
		altura = 19		1.4	66	171	119
CU-1910	315	ancho = 17	3366	1.2	42	110	76
		largo = 33		1.3	30	78	54
		altura = 7		1.4	24	61	43

*Nota: Elaboración Propia

5.6. Análisis de estabilidad del BP-745

Estas excavaciones constituyen labores principales ubicadas en los Niveles 1650, 1680, 1710 y 1740, además estas se ubican entre los cuerpos OB5 y OB5B. Por el tipo de minado que se viene realizando en estos cuerpos en los niveles citados, se exponen grandes cavidades que posteriormente son rellenadas pero este mecanismo crea perturbación a la masa rocosa circundante. Debido a esto, en el bypass BP-745 se

observa que hay una afectación al sostenimiento instalado en dicha labor y se presume que es a consecuencia del minado. En tal sentido se evalúa aquí el sostenimiento que debe aplicarse para asegurar la estabilidad de dicha labor al largo plazo. Para la evaluación de la estabilidad de estas labores se ha utilizado toda la información geomecánica básica descrita anteriormente para este bypass, tanto de resistencia de la masa rocosa como del arreglo estructural de la misma.

5.6.1. Análisis de la estabilidad global

Por la ubicación que tiene el bypass y por la interacción con las excavaciones de los tajos adyacentes, se observa que la inestabilidad podría estar ocurriendo debido a los esfuerzos inducidos que se van creando y modificando a medida que el minado progresa. Para esta interacción de esfuerzos es recomendable utilizar el análisis de la estabilidad controlada por los esfuerzos y para ello realizaremos modelamientos numéricos esfuerzo/deformación utilizando el software PHASE2 de Rocscience (2010).

En una primera etapa el análisis está orientado a analizar la interacción del bypass con las excavaciones circundantes, en una etapa posterior, el análisis está dirigido a cuantificar el sostenimiento que debe aplicarse para asegurar la estabilidad. En la Figura 33 se muestran 3 secciones que cruzan al bypass y que pueden ser representativas para el análisis esfuerzo/deformación. En la Sección S1 se tiene una profundidad aproximada de 400 m y en la Sección S3 la profundidad es de 600 m. Se han realizado los análisis en estas dos secciones con la finalidad de observar las condiciones de estabilidad (SF: factor de resistencia) y la influencia de los esfuerzos inducidos por el minado alrededor del bypass en los diferentes niveles. En las Figuras 34, 35 se muestran algunos ejemplos de los resultados encontrados con el programa Phase2.



Figura 33. Plano del Nivel 1650 mostrando el bypass BP-745

*Nota: Elaboración Propia

a) Análisis en la Sección S1

Para el caso de la Sección S1, la cual tiene menor encampane, se observa que la roca circundante al bypass se halla perturbada con factores de resistencia alrededor de 1.2 y para el caso de los esfuerzos inducidos, éstos alcanzan valores que van de 9 a 18 MPa

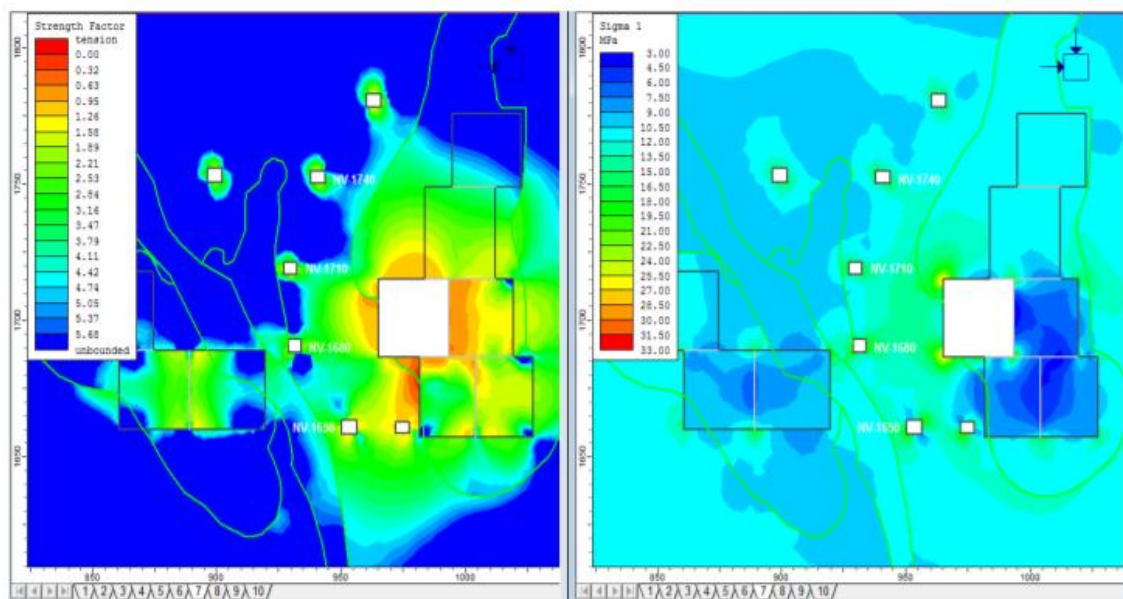


Figura 34. Influencia del minado en el bypass BP-745. Análisis en la Sección S1

*Nota: Elaboración Propia

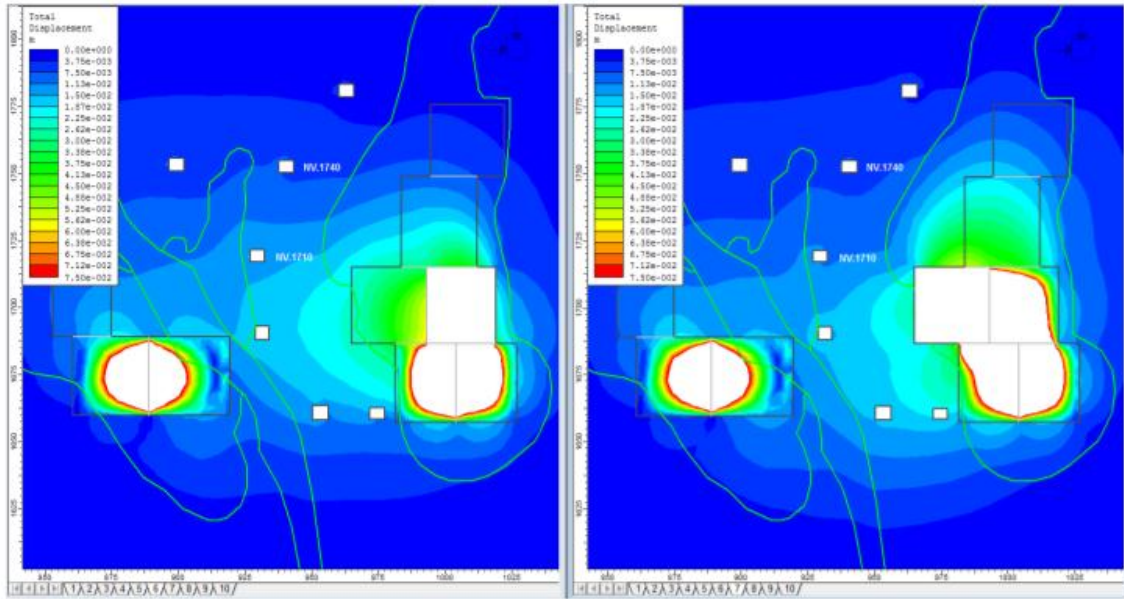


Figura 35. Desplazamiento en la masa rocosa en el bypass BP-745. Análisis en la Sección S1

*Nota: Elaboración Propia

b) Análisis en la Sección S3

En la Sección S3, la profundidad de los bypass está aproximadamente a 600 m. Aquí la influencia del minado cuando los tajeos se hallan abiertos genera esfuerzos inducidos en el rango de 14 a 25 MPa. Para el caso de los SF, éstos están alrededor de 1.2.

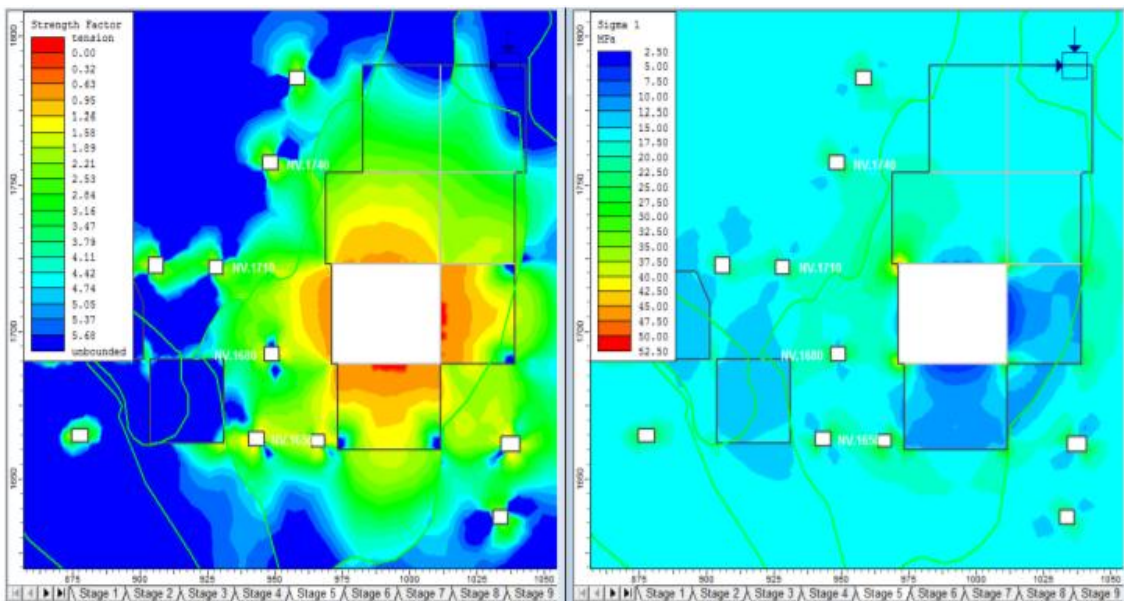


Figura 36. Influencia del minado en el bypass BP-745. Análisis en la Sección S3

*Nota: Elaboración Propia

En ambos análisis se puede observar que cuando las excavaciones se hallan abiertas y se halla cerca al bypass, la interacción entre ambas excavaciones hace que se perturbe el área circundante a ambas excavaciones. Como los tajeos son temporales, estos suelen ser estabilizados luego de colocar el relleno en ellos. Mas no es el caso de los bypass que por ser labores permanentes, éstos se hallan abiertos quedando perturbados bajo las condiciones de esfuerzos inducidos altos producto del minado.

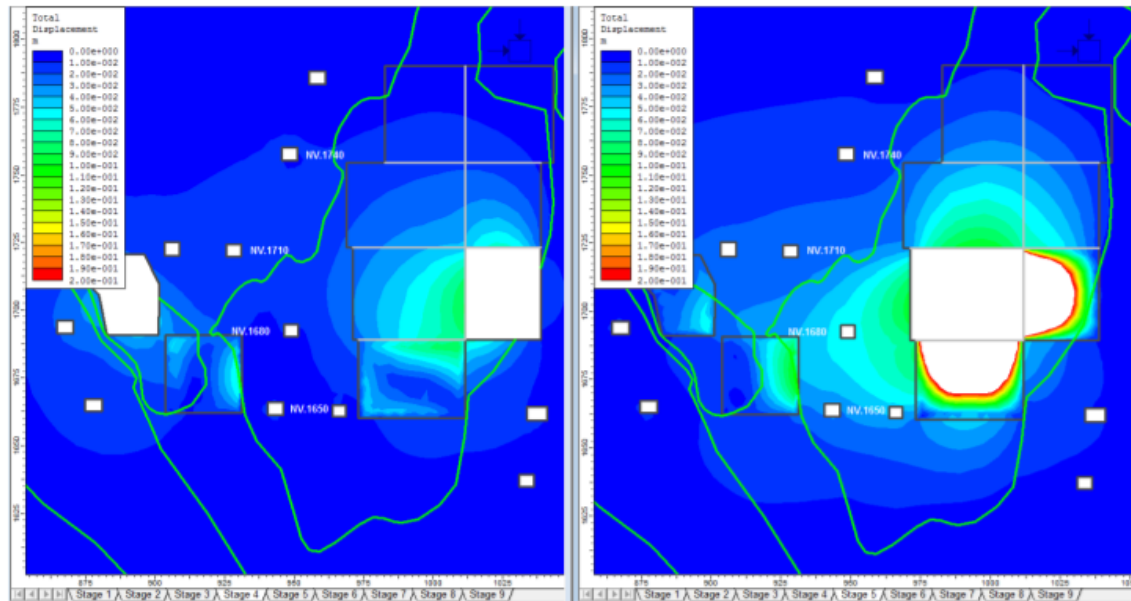


Figura 37. Desplazamiento en la masa rocosa en el bypass BP-745. Análisis en la Sección S3

*Nota: Elaboración Propia

5.6.2. Estimación del sostenimiento en el bypass

Para este propósito utilizaremos también el programa Phase2 para estimar la necesidad del sostenimiento en el bypass, con el fin de garantizar la estabilidad del mismo, partiendo de que existe una condición de esfuerzo inducido alrededor del bypass y que el sostenimiento recomendado debe contrarrestar el efecto adverso de los esfuerzos. Este método determina la cantidad de deformación en la pared de la excavación antes de la instalación del sostenimiento. Se utiliza para ello la relación propuesta por Vlachopoulos y Diederichs. Este método requiere construir un modelo de la excavación y determinar primeramente la deformación alejada de la cara de la excavación usando un análisis de deformación plana simple, y para el mismo modelo se determina el radio de la zona plástica alrededor de la excavación Luego se construye un modelo de deformación plana que relaje una presión interna en el límite de la excavación desde un

valor igual al esfuerzo aplicado in situ hasta llegar a cero. La etapa final, con presión interna cero se utilizará para determinar la cantidad de deformación antes de la instalación del sostenimiento. El factor de la presión interna aplicada sobre una serie de etapas se utilizará para determinar la presión que produce la cantidad de deformación de la pared de la excavación en el punto de instalación del sostenimiento.

5.6.3. Análisis en la Sección S1

A partir de la Figura 39 se observó que los esfuerzos inducidos alcanzan valores de 9 a 18 MPa. Para esta condición de esfuerzos se ha simulado una excavación con dimensiones del bypass (5.5 m de ancho y 5 m de altura) y posteriormente hemos estimado el sostenimiento que se requiere para mantener estable la labor. La condición de esfuerzos in-situ ha sido incrementada en 50% por efecto de influencia de la interacción del minado.

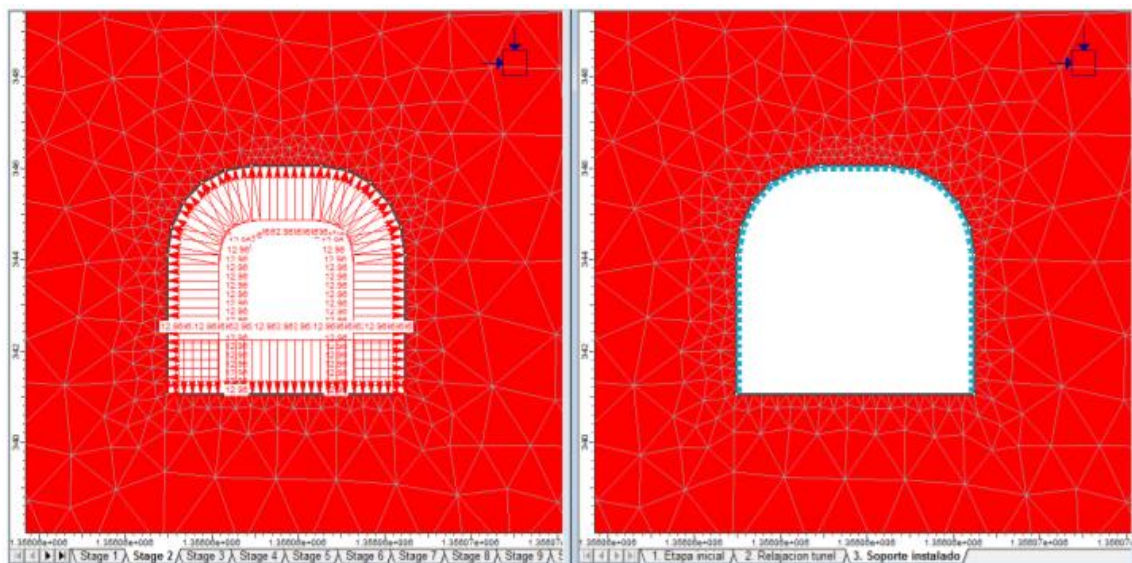


Figura 38. Modelos del bypass BP-745 en la Sección S1 sin sostenimiento y con sostenimiento

*Nota: Elaboración Propia

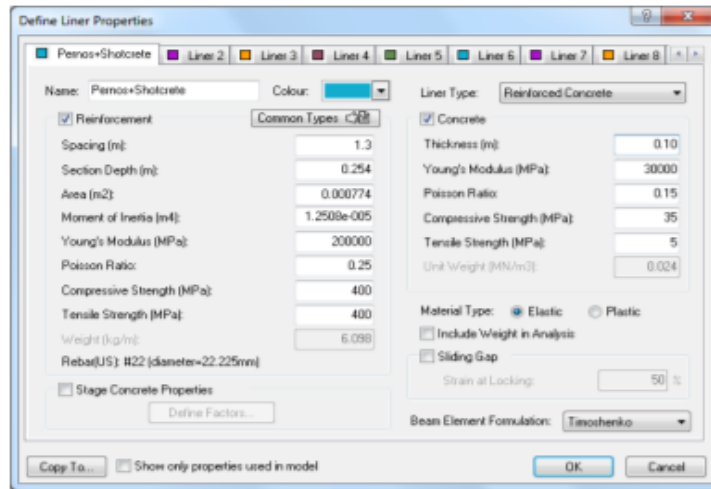


Figura 39. *Parámetros utilizados para el sostenimiento del bypass*

*Nota: Elaboración Propia

Los modelos de malla de elementos finitos que se han utilizado para determinar los radios de deformación de la zona plástica, así como el modelo con el sostenimiento aplicado. En la Figura 40 se muestran los diagramas de capacidad de sostenimiento para envolventes de capacidad correspondientes a diferentes factores de seguridad, el sostenimiento aplicado en este caso es con pernos de tipo barra helicoidal espaciados a 1.3 m y una capa de 4" de shotcrete de 35 MPa de resistencia.

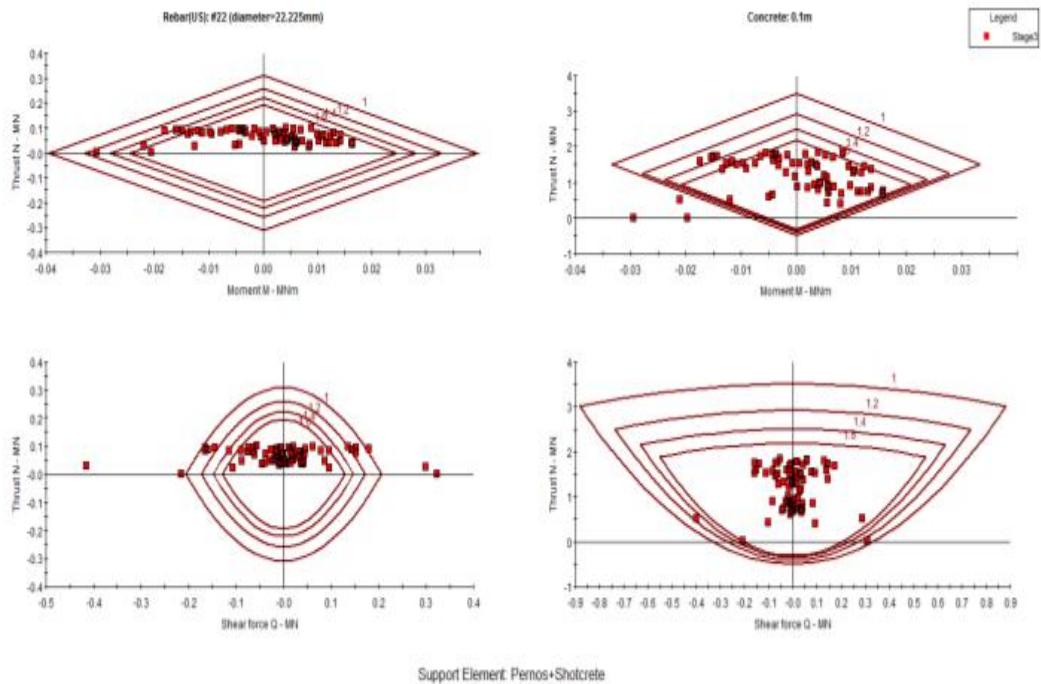


Figura 40. *Influencia del minado en el bypass BP-745. Análisis en la sección S1*

*Nota: Elaboración Propia

5.6.4. Análisis en la Sección S3

De la Figura 41 se puede ver que los esfuerzos inducidos alcanzan valores de 14 a 29 MPa. Para esta condición de esfuerzos se ha simulado una excavación con dimensiones del bypass (5.5 m de ancho y 5 m de altura), posteriormente se estima el sostenimiento.

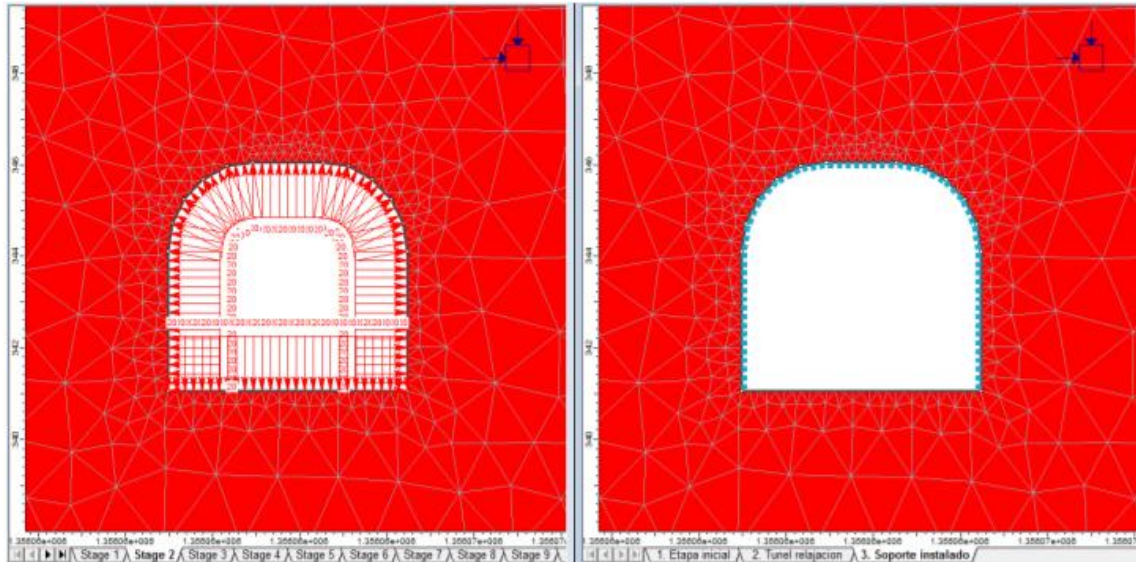


Figura 41. Modelos del bypass BP-745 en la Sección S1 sin sostenimiento y con sostenimiento

*Nota: Elaboración Propia

En la Figura 41 se muestra los modelos de malla de elementos finitos que se han utilizado para determinar los radios de deformación de la zona plástica, así como el modelo con el sostenimiento aplicado. En la Figura 43 se muestran los diagramas de capacidad de sostenimiento para envolventes de capacidad correspondientes a diferentes factores de seguridad, el sostenimiento aplicado en este caso es con pernos de tipo barra helicoidal espaciados a 1 m y una capa de 6" de shotcrete de 35 MPa de resistencia.

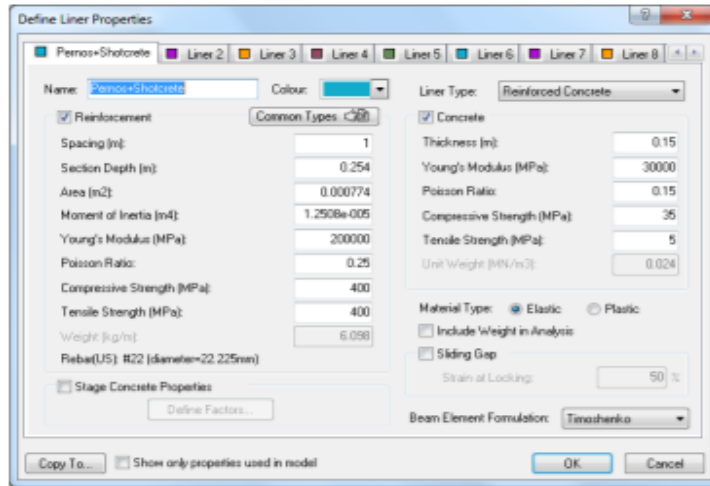


Figura 42. *Parámetros utilizados para el sostenimiento del bypass.*

*Nota: Elaboración Propia

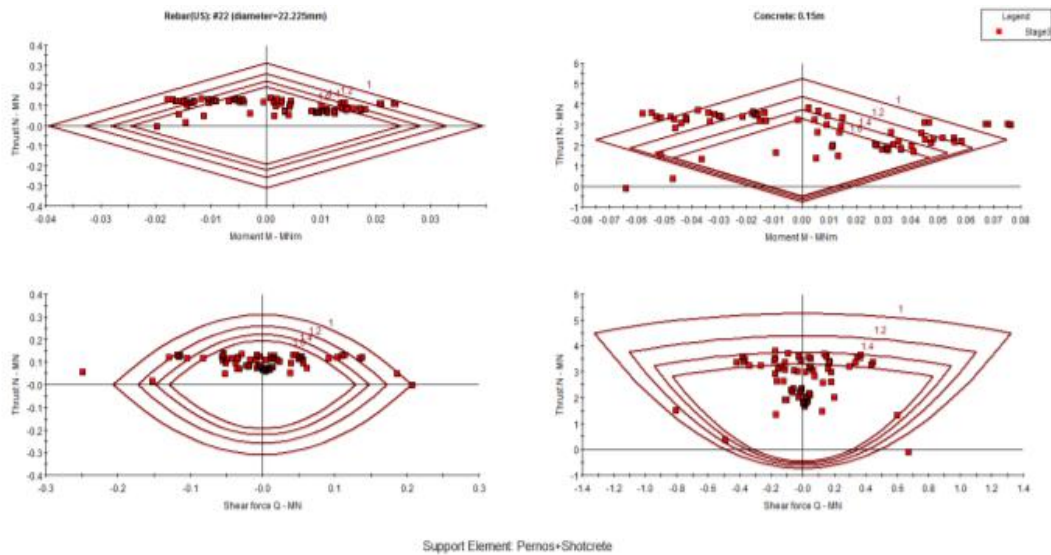


Figura 43. *Influencia del minado en el bypass BP-745. Análisis en la sección S3*

*Nota: Elaboración Propia

5.6.5. Estabilidad estructuralmente controlada

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, estratos y diaclasas en este caso), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina “estabilidad estructuralmente controlada”. Los planos de debilidad pueden formar bloques rocosos de diferentes geometrías en el techo y en las paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar. Para este fin se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlado, utilizando el programa de cómputo Unwedge (Rocscience, 2004).

En dicho análisis se ha considerado la información desarrollada anteriormente (Distribución de discontinuidades) y (Resistencia de las discontinuidades). Por otro lado, se ha considerado una excavación de sección de 5.4 m de ancho x 5 m de altura, además de considerar la dirección de avance del bypass.

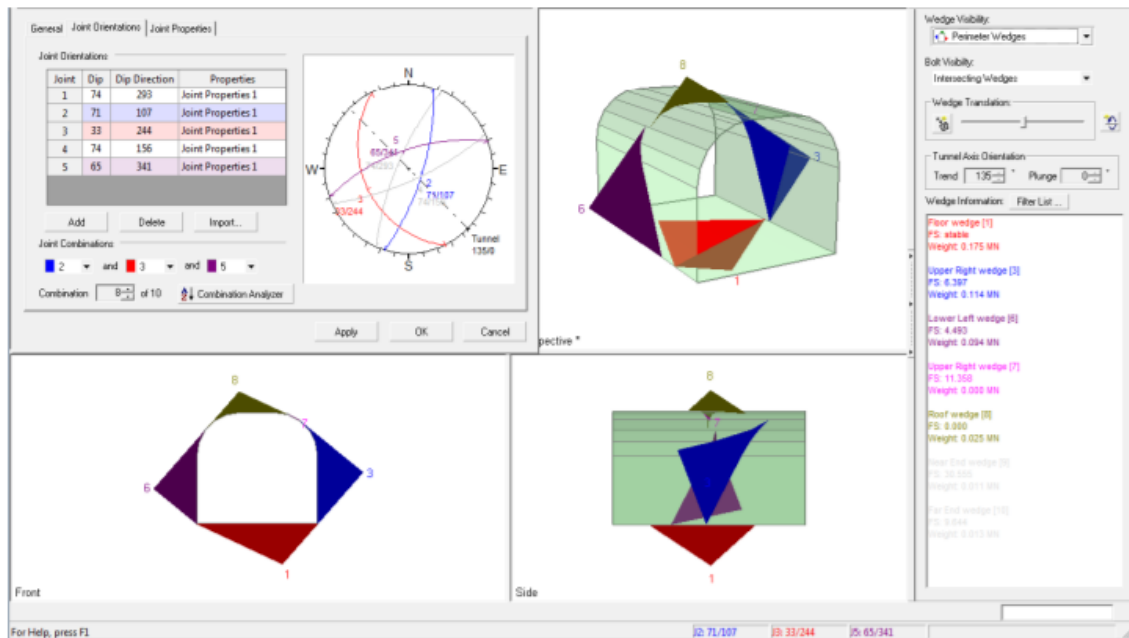


Figura 44. Análisis de estabilidad usando el programa Unwedge en bypass BP-745

*Nota: Elaboración Propia

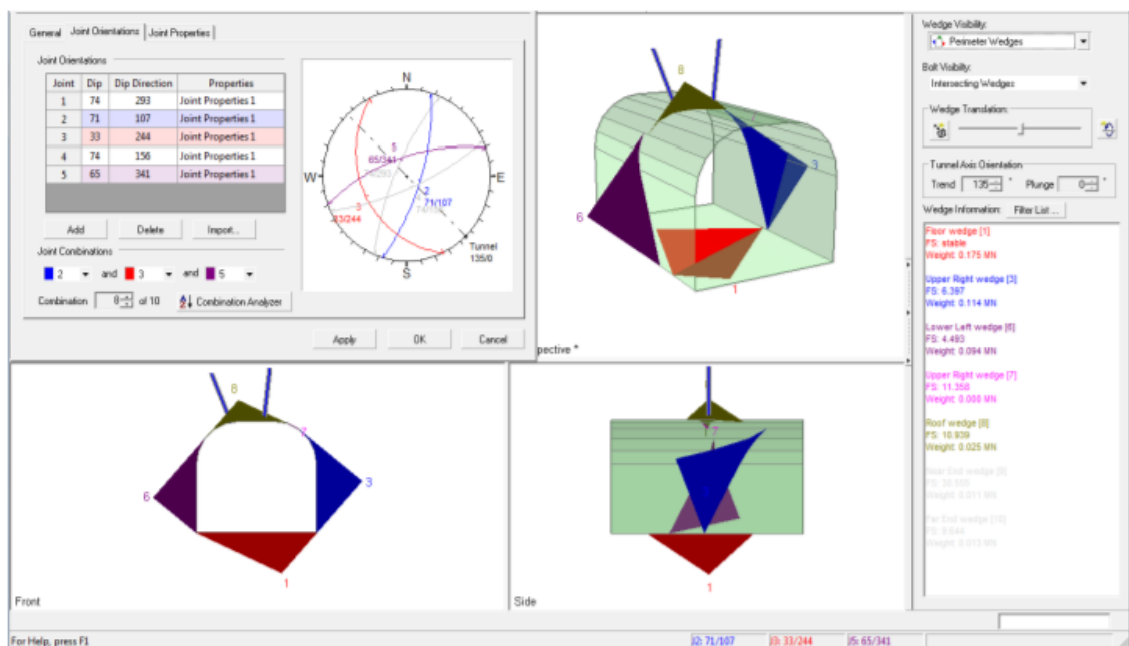


Figura 45. Análisis de estabilidad usando soporte con pernos en el bypass BP-745

*Nota: Elaboración Propia

Los resultados de estos análisis indican que se generan cuñas de tamaño mediano en el techo y que son inestables, y de cuñas de tamaño grande en las paredes pero que se muestran estables. Para la estabilización de las cuñas del techo se requiere la aplicación de pernos de roca tipo barra helicoidal de 7 a 8 pies de longitud y espaciados a 1.5 m.

Si bien, bajo este análisis, los resultados muestran que se consiguen altos factores de seguridad con la colocación de pernos, en la práctica existen discontinuidades aleatorias que no aparecen como sistema, en ese sentido la utilización de pernos asegura la estabilidad de cuñas aleatorias que pueden formarse en el techo del bypass.

CONCLUSIONES

1. En concordancia con la hipótesis general, La zonificación geomecánica influye significativamente en la recuperación del mineral remanente del cuerpo mineralizado OB5 y la estabilidad del Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021, pues de las zonas de evaluación fue realizada por métodos convencionales y se aprovechó la información de estudios geomecánicos previos donde la zonificación fue realizada por métodos computarizados (3D), los resultados obtenidos han indicado lo siguiente:
 - a. En la Zona 1 (OB5), en todos los cuerpos mineralizados remanentes a recuperar, la calidad de la masa rocosa es Regular A (DE-III A) pero en la caja techo es Regular B (DE-III B), con áreas localizadas Mala A (DE-IV A).
 - b. En la Zona 2 (BP-745), la calidad de la masa rocosa corresponde al dominio Regular A (DE-III A), también se puede apreciar que los diques que cruzan diagonalmente al bypass calidad del dominio Regular B (DE-III B).

2. En respuesta a la hipótesis específica número uno, la evaluación del comportamiento del macizo rocoso, aplicando un mapeo geomecánico, en el cuerpo mineralizado OB5 y el Bypass 745 Mina Cerro Lindo 2021 ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa dentro de cada zona de estudio es el siguiente:
 - a. En la Zona 1 (OB5), los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NNE y buzamiento alto al SE y el Sistema 2 con rumbo NS y 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 a bajo al SW.
 - b. En la Zona 2 (BP-745), los sistemas principales son: los Sistemas 1 y 2, ambos con rumbo NNE y buzamiento alto, el Sistema 1 buza al NW y el Sistema 2 buza al SE. Los sistemas secundarios son: el Sistema 3 con rumbo NNW y buzamiento moderado al SW y el Sistema 4 con rumbo NE y buzamiento alto al SE.

- c. El comportamiento estructural en las Zonas 1 y 2 es similar, presentando solo ligeras variaciones.

3. Respondiendo la hipótesis específica número dos, los parámetros de estabilidad del Bypass 745 Mina Cerro Lindo 202, muestran los siguientes resultados:
Los resultados obtenidos en los análisis realizados no hacen más que confirmar que la masa rocosa donde se ubican las labores del BP- 745 está sometida a la influencia de los esfuerzos inducidos por el minado de los OB5 y OB5A. Esta influencia hace que la masa rocosa sufra perturbación, que va incrementándose a medida que avanza el minado, lo cual se traduce principalmente en daños al sistema de sostenimiento.

4. En concordancia con la hipótesis específica número tres. La solución para tener estabilidad a largo plazo de estas labores es el sostenimiento adecuado que se debe utilizar. Este sostenimiento especificado en este caso es en base a pernos de roca tipo barra helicoidal y shotcrete. Este sostenimiento cubre al determinado por el análisis de estabilidad estructuralmente controlado.

RECOMENDACIONES

- Para OB5, recuperación del mineral remante de TJ-003, TJ-004, TJ-006, TJ007B, TJ-009, TJ-011, CU-1850 y CU-1910:

En los cuerpos TJ-003, TJ-004, TJ-006, CU-1850 y CU-1910, donde no es posible que ocurran subsidencias, se puede aprovechar los principios del flujo gravitacional del método de minado SLC, para recuperar el mineral remanente, sin mayores complicaciones, para lo cual MILPO debe llevar a cabo el Planeamiento y Diseño del Minado por SLC utilizando los parámetros geomecánicos desarrollados en la tesis.

- Para la estabilidad del bypass, se recomienda la utilización de sostenimiento, en base a pernos de roca tipo barra helicoidal y shotcrete. Este sostenimiento cubre al determinado por el análisis de estabilidad estructuralmente controlado.

BIBLIOGRAFÍA

- Becerra, A. (2017). *Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal, pertenecientes a la concesión minera Fiu-151, municipio de Gameza, Boyacá*. Repositorio Institucional UPTC. Obtenido de <https://repositorio.uptc.edu.co/handle/001/2236>
- Caceres, M. (2017). *Evaluación geomecánica del macizo rocoso para sostenimiento de las labores de explotación en mina San Cristóbal – Compañía Minera Volcan S.A.A*”. Repositorio Institucional Universidad San Luis Gonzaga de Ica, Tesis de licenciatura, Ica.
- Cartaya, M. (2001). *Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país*. Repositorio Institucional . Obtenido de <http://revista.ismm.edu.cu/index.php/revistamg/article/view/155/153>
- Cataldo, G. (1992). *Revista de Filosofía . Revista de Filosofía* .
- Celada, Tardáguila, Rodríguez, Varona , & Bieniawsk. (2014). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rcoso*.
- Cruzado, P. (2017). *EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TÚNEL DE LA CENTRAL*. Repositorio Institucional Universidad Nacional de Cajamarca, Tesis para optar el título de Ingeniero Geólogo, Cajamarca.
- Gonzales, A. (2014). *Metodología de la investigación* . Lima.
- Gonzales, A. (2018). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotécnia, en el sector Lucarqui, Loja – Ecuador*. Repositorio Institucional - Universidad Técnica Particular de Loja, Tesis de licenciatura para optar el título de ingeniero de minas, Loja. Obtenido de <http://dspace.utpl.edu.ec/xmlui/bitstream/handle/20.500.11962/21959/Gonz%c3%a1lez%20Maldonado%20Ana%20Gabriela.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Gonzales, L. (2002). *Ingeniería Geológica* .
- Hoek, & Brown. (1980). *Criteros de Rotura* .
- Hoek, & Marinos. (2000). *GSI: A GEOLOGICALLY FRIENDLY TOOL FOR ROCK MASS*.
- Hurtado, J. (2010). *Metodología de la Investigación*. Caracas: Quirón.
- Koppen, W. (1984). *división climática de W. Koppen* .
- Lozano, A. (1978). *Martillo Schmidt (esclerometro)*.

- LOzano, A. (1978). *Martillo Schmitd*.
- Mamani. (2018). *Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espíritu S. M.A.* Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano.
- Melentijevic, S. (2005). *Estabilidad de taludes en macizos rocosos con criterios de rotura no lineales y leyes de fluencia no asociada.* Repositortio Institucional UPM, Tesis Doctoral de Ingenieria Civil. Obtenido de <http://oa.upm.es/722/>
- MINEM. (2018). Accidentes por caída de rocas en los frentes de trabajo.
- Palmstrom. (2001). *METODOLOGÍA PARA PREDECIR Y MANEJAR CONDICIONES DE MASA ROCOSA DIFÍCILES EN TÚNELES SUBEMARIOS DE ROCA DURA (2013).*
- Quispe, K. (2018). *Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del N.V.720, Sociedad Minera Corona S.A.* Repositorio Institucional Universidad Continental, Tesis de Licenciatura - universidad Continental, Huancayo. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/4685/1/IV_FIN_110_TE_Quispe_Matos_2018.pdf
- Ramirez , & Alejano. (2004). *Mecánica de rocas : fundamentos e ingeniería de taludes.* Obtenido de <http://oa.upm.es/14183/>
- Read, & Stacey. (2009). *Directrices para el Diseño de Talud a Cielo Abierto.*
- Rodriguez. (2007). *Correlación de la resistencia a compresión uniaxial con la humedad y porosidad eficaz en rocas.*
- Suarez, L. (2016). *Descripcion del macizo rocoso (Segunda Edicion ed.).*
- Tamayo. (1993). *Metodologia de la Investigacion.*
- Valdivia. (1994). *Geologia Estructural Compañía Minera la Caudalosa S.A.*