

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA MINAS



**“Investigación geomecánica para establecer el diseño de
sostenimiento en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023”**

PRESENTADO POR:

Bach. Nicanor Jesus ACOSTA GUIZADO

Asesor:

Msc. Ing. Roberto Juan GUTIERRÉZ PALOMINO

Tesis para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO - PERÚ

2023

RESUMEN

La investigación titulada “INVESTIGACIÓN GEOMECÁNICA PARA ESTABLECER EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA U.M. HUANCAPETI DE LA MINA HÉRCULES, 2023”, considera las bases teóricas y científicas que respaldan a las variables independiente y dependiente, sus dimensiones e indicadores, los que se estudiaron detenidamente para dar mejor sustento a la tesis. Para el desarrollo de este trabajo de investigación me he basado en el problema que existe en la empresa minera la cual requiere un estudio geomecánico. Para este propósito la presente investigación llevara a cabo un programa de investigaciones "geológicas-geomecánicas" con la finalidad de evaluar características de las masas rocosas que involucra el área de interés, a través del mapeo geológico-geomecánico en afloramientos de superficie e interior mina, ensayos de campo (estimación de la resistencia a compresión simple, estimación del coeficiente de rugosidad de juntas, estimación de la resistencia a compresión simple en la pared de las discontinuidades) y la realización de muestreos para ensayos de Mecánica de Rocas en Laboratorio, con el fin de establecer el óptimo diseño de sostenimiento, garantizando el F.S. para la mina estudiada.

Los resultados nos muestran que la distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 1, 2, 3 y 4 (preparación, desarrollo, explotación). El esquema de minado ubica la rampa de acceso al techo de la estructura mineralizada, en esta fase se muestra el SUB NIVEL de sección 4m x 4m. sostenimiento con Split set 7' sistemático, espaciados a 1.5m x 1.5m. En esta fase se aprecian condiciones estables ($FS > 1.1$).

Palabras clave: Clasificación geomecánica, sostenimiento, factor de seguridad.

INTRODUCCIÓN

En el mundo de la minería cada vez nos vemos en la necesidad de llegar más profundo en la búsqueda de minerales de interés, es así como se ha tenido que invertir en grandes cantidades para desarrollar los accesos necesarios para realizar la extracción de éstos. Se tiene que estar en constante búsqueda por los mejores métodos para que se puedan planificar, diseñar o gestionar los recursos para poder obtener la mayor rentabilidad de un proyecto.

En la Compañía Minera Lincuna S.A. se ha realizado el estudio geomecánico integral de la mina, como la actualización del estudio. Esto implica una evaluación geomecánica de la mina Hércules, para determinar entre otros aspectos “el arreglo estructural, calidad de masa rocosa, estimar parámetros de resistencia a nivel de roca intacta - discontinuidades - masa rocosa, establecer el modelo geomecánico conceptual, estimar la magnitud y dirección de los esfuerzos principales, evaluar los métodos de explotación, analizar la estabilidad de las excavaciones, evaluar y rediseñar el sostenimiento, y así establecer recomendaciones que permitan una óptima utilización de elementos de sostenimiento.

La investigación se organizó en cuatro capítulos; en el capítulo I, se presenta el planteamiento del problema y formulación del problema, importancia de la investigación, delimitación y los objetivos de la investigación. En el capítulo II; se presenta generalidades de la mina, geología, antecedentes del problema y bases teóricas, El capítulo III, hace referencia a los materiales y métodos, ubicación geografía donde se realiza la investigación, el procedimiento a seguir, tratamiento y análisis de datos y presentación de resultados. En el capítulo IV; se realiza el análisis y discusión de resultados. Finalmente se presentan algunas conclusiones y recomendaciones a las que se ha llegado en el estudio de investigación.

DEDICATORIA

Quiero expresar mi gratitud a Dios por guiar mi camino y darme la oportunidad de cumplir mis metas.

A mis padres, CLEMENTE ACOSTA HUILLCA & JUANA GUIZADO ORTIZ, por sus consejos y enseñanzas sabias, las cuales, fueron una motivación para yo seguir luchando. A mis hermanas, por su comprensión y apoyo incondicional.

AGRADECIMIENTO

A mi Alma Mater Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga que me ha acogido durante todos los años de mi formación profesional.

A mi escuela profesional de Ingeniería de minas, a toda la plana docente que me han transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

A los miembros del jurado, por su colaboración en el desarrollo de mi tesis, sin su guía no fuese posible.

A mi familia. Que son el pilar fundamental en mi desarrollo.

ÍNDICE GENERAL

PORTADA.....	i
RESUMEN	ii
INTRODUCCIÓN	iii
DEDICATORIA	v
AGRADECIMIENTO	vi
ÍNDICE GENERAL	vii
ÍNDICE FIGURAS.....	xi
ÍNDICE DE TABLAS	xiii
GLOSARIO	xv
CAPÍTULO I	1
Planteamiento del problema.....	1
1.1. Descripción del problema.....	1
1.1.1. Realidad problemática	1
1.2. Delimitación del problema.....	2
1.2.1. Espacial (geográfica)	2
1.2.2. Temporal	3
1.3. Formulación del problema	3
1.3.1. Formulación del problema general	3
1.3.2. Formulación del problema específico.....	3
1.4. Justificación e importancia.....	3
1.4.1. Justificación teórica	3
1.4.2. Justificación práctica.....	4
1.4.3. Justificación metodológica.....	4
1.5. Importancia.....	4
1.6. Limitaciones de la investigación	4
1.7. Objetivos	5

1.7.1. Objetivo general.....	5
1.7.2. Objetivos específicos	5
CAPITULO II.....	6
MARCO TEÓRICO.....	6
2.1. Generalidades de la mina	6
2.1.1. Ubicación	7
2.1.2. Accesibilidad.....	8
2.1.3. Clima.....	8
2.2. Geología	8
2.2.1. Geomorfología	9
2.2.2. Geología regional.....	9
2.2.3. Geología estructural	10
2.2.4. Geología local	10
2.3. Antecedentes del problema	11
2.3.1. Antecedentes de investigación.....	11
2.4. Bases teóricas	14
2.4.1. Geomecánica.....	14
2.4.2. Sistema de Sostenimiento	19
CAPITULO III.....	31
METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....	31
3.1. Enfoque de investigación	31
3.2. Alcance de investigación.....	32
3.3. Diseño de la investigación.....	33
3.4. Población y muestra	34
3.4.1. Población.....	34
3.4.2. Muestra	34
3.5. Hipótesis.....	35
3.5.1. Hipótesis general.....	35
3.5.2. Hipótesis específica	35
3.6. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional	36

3.7.	Técnicas de recolección de datos e instrumentos.....	37
3.8.	Métodos de análisis de datos.....	38
3.8.1.	Investigaciones Básicas	38
3.9.	Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información	39
3.10.	Desarrollo del trabajo de investigación	40
3.10.1.	Investigación geomecánica	40
3.10.2.	Investigación de campo.....	41
3.10.3.	Actividad de campo.....	42
3.10.4.	Ensayo de laboratorio.....	43
CAPITULO IV.....		45
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		45
4.1.	Caracterización Geomecánica.....	45
4.1.1.	Aspectos Litológicos.....	45
4.1.2.	Aspectos estructurales	50
4.1.3.	Clasificación de la masa rocosa	52
4.1.4.	Zonificación Geomecánica	57
4.1.5.	Estimación de parámetros de resistencia	59
4.1.6.	Estimación del estado tensional.....	64
4.1.7.	Identificación de los mecanismos de falla	67
4.2.	Dimensionamiento geomecánico	68
4.2.1.	Métodos de cálculo	68
4.2.2.	Factores de seguridad.....	69
4.2.3.	Condiciones para el análisis de estabilidad.....	70
4.2.4.	Dimensionamiento de tajos usando el método gráfico de estabilidad	71
4.2.5.	Dimensionamiento de cámaras y pilares.....	77
4.2.6.	Análisis de estabilidad mediante “Modelamiento Numérico”	79
4.3.	Evaluación de diseño del sostenimiento	88
4.3.1.	Establecimiento de las direcciones preferenciales del minado	88
4.3.2.	Tiempo de "Auto-Soporte vs Calidad RMR89" de la masa rocosa	89
4.3.3.	Consideraciones técnicas para la aplicación del sostenimiento	94
4.3.4.	Estimación del tipo de sostenimiento	103

4.4. Prueba de hipótesis.....	105
CONCLUSIONES	107
RECOMENDACIONES.....	109
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	110
ANEXOS	112
Anexo 1: Matriz de consistencia.....	112
Anexo 2: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89.....	113
Anexo 3: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica GSI.....	114
Anexo 4: Mapeo geomecánico en zona Hércules	115
Anexo 5: Formato de Mapeo por celda de detalle	116

ÍNDICE FIGURAS

Figura 1 <i>Ubicación geográfica</i>	7
Figura 2 <i>Sostenimiento con madera</i>	20
Figura 3 <i>Sostenimiento con entibación metálica</i>	21
Figura 4 <i>Sostenimiento con pernos</i>	21
Figura 5 <i>Refuerzo con malla metálica</i>	22
Figura 6 <i>Refuerzo con concreto proyectado</i>	23
Figura 7 <i>Gráfico de relación entre Q, ESR y el sostenimiento recomendado</i>	25
Figura 8 <i>Diagrama de factores de riesgos geomecánicos</i>	27
Figura 9 <i>Sistema de diaclasas Hércules</i>	46
Figura 10 <i>Sistema de fallas Hércules</i>	47
Figura 11 <i>Diagrama de rosetas - Sistemas de diaclasas Hércules</i>	48
Figura 12 <i>Diagrama de rosetas – Sistema de fallas Hércules</i>	49
Figura 13 <i>Orientación de esfuerzos Hércules</i>	65
Figura 14 <i>Configuración de esfuerzos para el Phases, zona Hércules</i>	67
Figura 15 <i>Grafico de estabilidad</i>	74
Figura 16 <i>Grafico de estabilidad fase 1 (preparación)</i>	80
Figura 17 <i>Grafico de estabilidad fase 1 (preparación)</i>	80
Figura 18 <i>Grafico de estabilidad fase 2 (preparación)</i>	81
Figura 19 <i>Grafico de estabilidad fase 2 (perparación)</i>	82
Figura 20 <i>Grafico de estabilidad fase 3 (explotación)</i>	83
Figura 21 <i>Grafico de estabilidad fase 4 (relleno)</i>	83

Figura 22 <i>Grafico de estabilidad factor de seguridad fase 2 SUB NIVEL inferior (preparación)</i>	84
Figura 23 <i>Grafico de estabilidad factor de seguridad fase 3 (explotación)</i>	85
Figura 24 <i>Distribución del factor de seguridad fase 2 SUB NIVEL inferior (preparación)</i>	86
Figura 25 <i>Distribución del factor de seguridad fase 3 (explotación)</i>	86
Figura 26 <i>Distribución del factor de seguridad fase 4 (explotación)</i>	87
Figura 27 <i>Aproximaciones empíricas del nivel de daño en la roca (CB) en función al tipo de explosivo</i>	90
Figura 28 <i>Ubicación de la t de student del objetivo específico 1</i>	106

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Clasificación geomecánica RQD</i>	16
Tabla 2 <i>Clasificación geomecánica RMR</i>	17
Tabla 3 <i>Calidad del macizo rocoso según clasificación Q de Barton</i>	18
Tabla 4 <i>Valores del índice ESR</i>	24
Tabla 5 <i>Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q de Barton</i>	26
Tabla 6 <i>Tipo de sistema de sostenimiento según índice RQD</i>	26
Tabla 7 <i>Método empírico para determinar el nivel de riesgo de cada factor técnico</i>	28
Tabla 8 <i>Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado</i>	30
Tabla 9 <i>Matriz de operacionalización</i>	36
Tabla 10 <i>Principales sistemas de diaclasas</i>	46
Tabla 11 <i>Principales sistemas de fallas</i>	47
Tabla 12 <i>Criterio de valoración "RMR89 de Bieniawski"</i>	53
Tabla 13 <i>Clasificación geomecánica RMR89</i>	54
Tabla 14 <i>Resultados de ensayos estimados en campo</i>	60
Tabla 15 <i>Resultados de ensayos estimados en Laboratorio – Caja Techo</i>	60
Tabla 16 <i>Resultados de ensayos estimados en Laboratorio – Estructura Mineralizada</i>	61
Tabla 17 <i>Resultados de ensayos estimados en Laboratorio – Caja piso</i>	61
Tabla 18 <i>Resultados de ensayos de resistencia en discontinuidades estimados en campo</i>	62
Tabla 19 <i>Parámetros de geomecánicos de masa rocosa</i>	63
Tabla 20 <i>Orientación de esfuerzos</i>	65
Tabla 21 <i>Magnitud de esfuerzos por niveles - Hércules</i>	66

Tabla 22 <i>Factores de seguridad - diseño subterráneo Mina</i>	70
Tabla 23 <i>Número de estabilidad “N”, según zonas de explotación</i>	73
Tabla 24 <i>Radio hidráulico “S”</i>	75
Tabla 25 <i>Dimensiones de tajos, según M.G.E.</i>	76
Tabla 26 <i>Dimensionamiento geomecánico de pilares de “Cámaras & Pilares”</i>	78
Tabla 27 <i>Aberturas máximas vs Tiempo de Auto-soporte RMR sin daño</i>	92
Tabla 28 <i>Diseño de shotcrete via seca (1m³)</i>	96
Tabla 29 <i>Descripción técnica de barra helicoidal</i>	97
Tabla 30 <i>Descripción técnica de la malla electrosoldada N° 08</i>	99
Tabla 31 <i>Descripción técnica de marco metálico(cimbra)</i>	100
Tabla 32 <i>Descripción técnica de pernos de fricción (Split set)</i>	101
Tabla 33 <i>Descripción técnica de perno expansivo</i>	103
Tabla 34 <i>Cartilla geomecánica estándar</i>	104

GLOSARIO

RMR: Rock Mass Rating

GSI: Índice de Resistencia Geológica

RQD: Índice de calidad de roca

ISRM: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas

Is: Índice de Carga Puntual

Osinergmin: Organismo supervisor de la inversión en energía y minería

DIP: Buzamiento

DIP DIRECTION: Dirección del Buzamiento

FS: Factor de seguridad

NV: Nivel de excavación

DS: Decreto Supremo EM : Energía y Minas

Nº: Número

Mpa: Mega Pascal

WGS-84: Sistema Geodésico Mundial 1984

CAPÍTULO I

Planteamiento del problema

1.1. Descripción del problema

1.1.1. Realidad problemática

El sostenimiento, es una actividad que ha tenido grandes progresos, convirtiéndose en una herramienta tecnológica más en la industria minera en particular y en otras ramas de la ingeniería en general. Para su aplicación efectiva al minado subterráneo, a donde se dirige la presente investigación, las actividades geomecánicas que se realizan en una mina deben ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte de todo el personal involucrado con la explotación de la mina.

En los últimos 10 años, los accidentes por caída de roca han encabezado la lista de accidentes con consecuencias mortales en la minería subterránea. Sobre la base de este hecho, los organismos de supervisión y las empresas mineras vienen prestando especial atención en difundir criterios geomecánicos que según las mejores prácticas de la ingeniería se emplean actualmente para el diseño, construcción, operación y cierre de labores mineras, a fin de disminuir drásticamente ésta fatal estadística (OSINERGMIN, 2017)

Los principales problemas que enfrenta la minería en el Perú, responden a la explotación de tajos con falta o insuficientes estudios geomecánicos; los cuales infieren en un deficiente modelo del comportamiento del macizo rocoso. Esto, debido a que en los estudios de campo no se considera la deformación del macizo debido a las afectaciones estructurales, estabilidad de obras subterráneas, afectaciones dinámicas en minas subterráneas, afectación de los terrenos y obras de superficie por los trabajos subterráneos y problemas de diseño. Estos problemas se

evidencian en diferentes minas con las paralizaciones que se tienen en los procesos de explotación de los tajos, baja recuperación del mineral debido a la dilución que se generan por los desprendimientos de material tanto de los hastiales como del techo; en tal sentido se hace necesario actualizar y mejorar el área geomecánica de las minas.

La Mina "Hércules". Según información del departamento de geología, cuenta con geometrías que van desde "tabulares a irregulares" de bajo buzamiento Según información "histórica y actual" la Compañía Minera Lincuna en la Unidad Minera Huancapeti "Mina Hércules" trabaja mediante el sistema Trackless empleando el método de explotación "Sub level Stopping" - "Corte & Relleno Ascendente"- "Corte y Relleno con Cámaras y Pilares" con aplicación del relleno detrítico, el relleno de los tajos se constituye por desmontes de mina que se disponen de labores en desarrollo y preparaciones en roca estéril (cajas). En este contexto la empresa minera requiere un estudio geomecánico. Para este propósito la presente investigación llevara a cabo un programa de investigaciones "geológicas-geomecánicas" con la finalidad de evaluar características de las masas rocosas que involucra el área de interés, a través del mapeo geológico-geomecánico en afloramientos de superficie e interior mina, ensayos de campo (estimación de la resistencia a compresión simple, estimación del coeficiente de rugosidad de juntas, estimación de la resistencia a compresión simple en la pared de las discontinuidades) y la realización de muestreos para ensayos de Mecánica de Rocas en Laboratorio, con el fin de establecer el óptimo diseño de sostenimiento, garantizando el F.S. para la mina estudiada.

1.2. Delimitación del problema

1.2.1. Espacial (geográfica)

El desarrollo de esta investigación se llevará a cabo en la mina Hércules, que pertenece a la compañía minera Lincuna S.A., en el departamento de Ancash en la provincia de Aija.

1.2.2. Temporal

Los datos que serán considerados para la realización del trabajo de investigación propuesto serán enmarcados dentro del periodo 2023 considerando únicamente la temática de trabajo asociadas con el diseño de sostenimiento y de esta manera garantizar la estabilidad de la masa rocosa de la mina Hércules.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Formulación del problema general

¿Será posible establecer el diseño de sostenimiento con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023?

1.3.2. Formulación del problema específico

- ❖ ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023?
- ❖ ¿Cuál es el tipo de sostenimiento a diseñar en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023?
- ❖ ¿En qué medida las investigaciones geomecánicas influyen para establecer la estabilidad de las labores de la mina a través del sostenimiento adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023?

1.4. Justificación e importancia

1.4.1. Justificación teórica

Esta investigación se realiza con el propósito de aportar al conocimiento existente sobre las evaluaciones geomecánicas del macizo rocoso y la influencia que estas tienen frente a un diseño de sostenimiento adecuado para garantizar la estabilidad de los cuerpos rocosos

circundantes a la zona mineralizada de cualquier labor minera con lo cual se busca la prevención de accidentes, cuyos resultados contribuirán a la minería y sociedad en general.

1.4.2. Justificación práctica

El hecho de realizar un análisis eficiente con apoyo de las herramientas de ingeniería de rocas y los parámetros de Seguridad nos permitirá garantizar el bienestar de los trabajadores, practicando cultura de prevención que posibilite disminución de riesgos que pueden ser fatales si no se trabaja con un esquema de autogestión definido.

1.4.3. Justificación metodológica

Mediante una pesquisa de los métodos científicos la presente investigación cumple con los esquemas que en adelante permitirán ser demostradas y que podrán ser utilizadas en otras tesis y que el aporte será significativo.

1.5. Importancia

Asegurar una labor estable, en donde los accidentes e incidentes generados por la misma actividad en minería, se pueden evitar aplicando métodos y técnicas de ingeniería que proporcionen mejor practica para así disminuir en los costos que conlleva al tener accidentes o incidentes que generen cualquier tipo de estancamiento en las labores de avance.

1.6. Limitaciones de la investigación

Esta investigación se limita a establecer los efectos asociadas con el diseño de sostenimiento en labores mineras en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules.

1.7. Objetivos

1.7.1. Objetivo general

Establecer el diseño de sostenimiento con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.

1.7.2. Objetivos específicos

- ❖ Conocer cuales son las características geomecánicas del macizo rocoso en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.
- ❖ Establecer el tipo de sostenimiento a diseñar en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.
- ❖ Conocer en qué medida las investigaciones geomecánicas influyen para establecer la estabilidad de las labores de la mina a través del sostenimiento adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Generalidades de la mina

Según información histórica, las operaciones mineras en esta mina subterránea data desde los años 1970. Se trata de un yacimiento de tipo "epitermal", con mineralización polimetálica de ensambles mineralógicos constituido por "galena, esfalerita, calcopirita, pirita, arsenopirita, jamesonita", emplazada íntegramente en rocas volcánicas que se exponen a modo de niveles intercalados de "flujos de lava, brechas y piroclastos" de composición andesítica con texturas afaníticas-porfiríticas pertenecientes a los volcánicos Calipuy". Actualmente la empresa viene trabajando la Minas "Hércules, Conturcan, Caridad", mediante aplicación del método de explotación "Sub level Stopping - Corte & Relleno Ascendente – Corte & Relleno con Camaras y Pilares con la aplicación del relleno detrítico", con una producción total mensual aproximadamente de 85,000 TM. La empresa proyecta implementar mejoras significativas en los procesos que involucran las operaciones de explotación por métodos subterráneos en la mina "Hércules", dentro de éstos procesos la geomecánica juega un rol muy importante en el sentido que provee al diseñador (planificador) información útil para los propósitos de garantizar la estabilidad del macizo rocoso (Compañía minera lincuna S.A., 2023).

En este contexto la empresa Minera ha permitido la realización del "ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA MINA" cuyo desarrollo, resultados, conclusiones y recomendaciones se presentan en esta tesis

2.1.1. Ubicación

La Mina, se encuentra ubicada entre el límite NE-E de la "Provincia de Aija" y el límite NW-W de la "Provincia de Recuay", en el departamento de Ancash, sobre el flanco occidental de la Cordillera Negra, a una altitud variable entre los "3,900-4,600 m.s.n.m.". Las coordenadas geográficas "UTM-PASA56" (referidas a un punto topográfico ubicado en superficie al frente a la estación de control en bocamina de acceso a Mina Hércules) son "N: 8'919,728 y E: 219,598".

Figura 1

Ubicación geográfica



Fuente: Plan anual de minado de compañía minera Lincuna S.A.

2.1.2. Accesibilidad

El acceso a la Mina desde la ciudad de Lima, se realiza a través de la ruta principal "Lima-Paramonga-Recuay-Aija" siguiendo la carretera Panamericana Norte en un recorrido aproximado de "203 kilómetros" hasta el puente Fortaleza (Paramonga), luego por carretera asfaltada desde "Paramonga hacia Recuay" en un recorrido de aproximadamente 225 kilómetros" y finalmente desde "Recuay por carretera afirmada Recuay-Aija" se inicia un recorrido aproximado de 26 kilómetros llegando hasta el Paraje "Mina Hércules" donde se ubican las instalaciones principales de la Mina. El tiempo promedio de viaje en la ruta varía aproximadamente entre siete- ocho horas (Compañía minera lincuna S.A., 2023).

2.1.3. Clima

Según la división climática de W. Koppen (1984), el área de estudio presenta un clima frío, cuyas temperaturas mínimas se producen entre los meses de "Mayo -Agosto" oscilando entre los "10°C a -5°C". Los mayores registros de precipitaciones pluviales en la zona ocurren entre los meses de "Noviembre - Abril".

2.2. Geología

Haremos una revisión de las características "geomorfológicas, estratigráficas y estructurales de la geología en el contexto regional" y aspectos más relevantes de la geología en el contexto local con fines del estudio (geomecánico); entre estos se resaltan "cuadro tecto-estratigráfico, mineralización, alteraciones y controles estructurales". Es necesario precisar que el desarrollo de éste capítulo se basa en observaciones geológicas realizadas durante los trabajos de campo e información histórica (bibliográfica) existente en artículos del INGEMMET.

2.2.1. Geomorfología

La geomorfología en esta región, corresponde al sector Occidental de la Cordillera de los Andes, del Perú formado como resultado de la interacción de factores asociados a "geodinámica interna y externa" entre ellos fundamentalmente "el vulcanismo asociado a la tectónica andina, la litología y la interacción de los agentes meteóricos". La unidad geomorfológica predominante en esta región es la "Cordillera de los Andes", donde el agente geológico responsable del modelado actual es la acción de los glaciares. Las morfologías más características en el área de estudio corresponden a depósitos de morrenas laterales asociados a antiguas lenguas glaciares. En general la zona de interés se caracteriza por presentar un típico modelado glaciar con valles de sección transversal en forma de "U", tapizados ligeramente por "depósitos morrénicos, fluvio-aluviales y suelos residuales".

2.2.2. Geología regional

La geología regional en este sector está definida por la "Cordillera de los Andes", en esta unidad se reconocen los intrusivos terciarios correspondientes a cuerpos porfiríticos compuestos por dacitas y riodacitas, también se presentan rocas volcánicas del grupo calipuy el cual se encuentra distribuido a lo largo de la "Cordillera Negra" conformando la parte más elevada emplazada como una franja de rumbo "NW-SE" con un ancho variable entre los "25-40 Kilómetros". Debido a la profundidad de los valles transversales correspondientes a los principales ríos como el "Pativilca, Fortaleza, Aija y Pira", su límite oriental en gran parte lo constituye el río Santa; sin embargo es importante mencionar que también existen afloramientos de éste volcánico en el extremo sur de la "Cordillera Blanca y Cordillera de Huayhuash", la potencia del volcánico calipuy según escritos (INGEMMET) es aproximadamente 2000 metros y en algunos lugares hasta 3000 metros de estratos volcánicos variados, los cuales principalmente se constituyen de rocas

piroclásticas gruesas de composición andesítica; también es necesario precisar que son abundantes las lavas andesíticas e ignimbritas dacíticas. La secuencia es extremadamente variable, de manera que una sección medida en cualquier localidad tiene poca semejanza a otra medida en otro lugar.

2.2.3. Geología estructural

El área de interés corresponde al sector Occidental de la Cordillera de los Andes, donde se emplazan un sistema de fallamientos inversos con dirección predominante "NW-SE" como resultados de esfuerzos compresivos con dirección (E-W), que han producido anticlinales y sinclinales con ejes de orientación "NW-SE" que afectan directamente a la secuencia litoestratigráfica de la Cordillera de los Andes. Este sistema también ha generado sistemas de fallas normales secundarios sub-paralelos con orientaciones "NESW y NW-SE" de alto ángulo (sub-verticales).

2.2.4. Geología local

La presente información está referida al cartografiado "litológico-estructural" correspondiente a los alrededores de la Quebrada Hércules, donde principalmente se emplaza la mineralización de las estructuras "Hércules y Coturcan", las cuales están asociadas a fases mineralizantes de los volcánicos del grupo calipuy de edad Oligoceno, Mioceno (Paleógeno), típicamente representadas por flujos lávicos de composición andesítica y en menor proporción flujos piroclásticos. También es necesario precisar en el área evaluada la ocurrencia de pequeña apófisis de cuerpos porfiríticos de composición dacítica (Anexo 1: Descripción petrográfica macroscópica). La columna estratigráfica conceptual en el contexto local, está representada por las siguientes unidades litológicas (Compañía minera lincuna S.A., 2023).

2.3. Antecedentes del problema

2.3.1. Antecedentes de investigación

Espinoza, (2011) investigación titulada: ***“Sostenimiento Mecanizado en Labores Mineras, en la Compañía de Minas Volcán S.A.A – Unidad de Producción Andaychagua”***. Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. Nos señala: “la investigación para poder aplicar la mecanización del sostenimiento, nos propone también el estudio de factibilidad para implementar el sostenimiento mecanizado minado subterráneo en las operaciones mineras de la unidad Minera Andaychagua en relación al método de sostenimiento semi mecanizado. La importancia en la toma de esta decisión radica la recuperación del mineral en terrenos no competentes, y de la misma forma mejorar la producción de la empresa minera”.

Suasnabar , (2019) realizo la tesis: ***“Mejora del Programa de Sostenimiento basada en el comportamiento del macizo rocoso”***. Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Minera. “El proyecto tiene como conclusión dar a saber las bases teóricas, conceptuales y técnicas del sostenimiento basada en el comportamiento del macizo rocoso. Asimismo, logra colaborar al sistema sostenimiento mediante el comportamiento del macizo rocoso”... “Esto implica entender la estructura y metodología de implementación de un programa geomecánico, se resaltarán los puntos importantes y ventajosos realizando un análisis; una vez obtenido dichos puntos, se reconoce las deficiencias y déficit del programa de sostenimiento, obteniendo una mejora del programa basada en el comportamiento del macizo rocoso, y finalmente se planteará el método de implementación y ejecución de un sostenimiento mecanizado”.

Chuyes, (2019) en su tesis ***“Aplicación de la clasificación geomecánica del Q de Barton para la elección del sostenimiento en mina Santa Clotilde - Chongoyape”***, Esta investigación se realizó por motivos de que en la minería artesanal han ocurrido problemas de desprendimiento de

rocas, muchas de ellas han causado la pérdida de muchos trabajadores, se realiza con el objetivo de determinar el sistema de sostenimiento de acuerdo a la identificación de la resistencia a la compresión simple en la Mina RICOTNA 2016, en la cual se realizara determinar la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso estudiada. Proponer un criterio de diseño para la excavación de la labor, Proponer el tipo de sostenimiento que pueda realizarse según el estudio del macizo rocoso. Se estudiará la estructura del macizo rocoso para la aplicación de la Geomecánica, de acuerdo al análisis obtenido determinaremos el sistema de sostenimiento que se aplicará en la labor. El mecanismo de investigación que se realizara de forma cuantitativa. Los estudios Geomecánicos están referidos a la determinación de las características del macizo rocoso, mediante el análisis litológico estructural del mismo; para posteriormente establecer las características del comportamiento mecánico del macizo rocoso, determinando las propiedades físicas, mecánicas y la resistencia compresiva del macizo rocoso y del mineral. Finalmente se realiza la determinación de los dominios estructurales, para así establecer un factor de seguridad del macizo rocoso frente a la apertura de la labor con un sistema de sostenimiento para un adecuado proceso de minado. Asociada al buen entendimiento de dichos modelos, siguiendo una secuencia ordenada y clasificada de análisis e interpretación de resultados. La interpretación final de dichos modelos será interactuada con el manejo de herramientas de computo softwares geomecánicos, los cuales se enfocarán básicamente a la simulación de estabilidad de las labores diseñadas.

(Cuervas et al., 2015) en el artículo *“Evaluación de la estabilidad de excavaciones mineras de pequeño diámetro mediante clasificaciones geomecánicas y análisis empíricos: el caso de la mina de San Juan, Ecuador”*, publicada en Trabajos de Geología de la universidad de Oviedo de España. El objetivo de esta investigación es la de validar el tipo de sostenimiento de excavaciones de una pequeña mina de oro en el Cantón de Ponce Enríquez, Ecuador. Para la

evaluación se utiliza el Índice Q de Barton que trata de una aproximación empírica que permite calcular, mediante la asignación de un valor, la calidad del macizo rocoso, con el objetivo de conocer su grado de estabilidad ante una excavación subterránea. Concluyendo en que las dimensiones reducidas de excavación permiten que las labores sean autosoportadas y que el vano va de 6 a 10 m para tener una buena estabilidad, también se concluye que el Índice Q pudo justificar que no se necesita el sostenimiento por lo que queda validado el Índice Q para excavaciones mineras de pequeño diámetro.

Zorrilla , (2015) en su tesis titulada ***“La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila”*** para optar el grado académico de Doctor en Seguridad y Control en Minería, presentada a la Unidad de Posgrado de la Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Centro del Perú.

El objetivo de la investigación es definir estándares de seguridad para el sostenimiento, sustentados en la aplicación de criterios geomecánicos. Concluyó en que la ingeniería de minas moderna ha adoptado a la geomecánica como una herramienta tecnológica indispensable para lograr las mejores condiciones de seguridad y eficiencia en las operaciones de excavación de túneles y cavernas y otros trabajos subterráneos. Las actividades geomecánicas que se realizan en los frentes subterráneos, requieren ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte del personal involucrado con los trabajos ejecutados en la Central Hidroeléctrica Cerro del Águila. La utilización de mapeos geomecánicos durante el proceso de excavación subterránea, permite realizar un monitoreo preciso y oportuno de la construcción, mejora el tratamiento sistemático y técnico de los problemas asociados a la misma y permite a su vez desarrollar un criterio preventivo al garantizar la estabilidad del área en proceso y el involucramiento de todos los trabajadores

participantes en la actividad al incorporar a su cultura de seguridad herramientas técnicas concretas.

2.4. Bases teóricas

2.4.1. Geomecánica

Estudia el funcionamiento de deformación de los suelos y las rocas como resultado frente a variaciones de esfuerzos aplicados, inducidos o de origen natural. En el contexto de actividades mineras, la geomecánica es indispensable para entender la estabilidad de galerías y túneles de excavación a fin de diseñar los sistemas de sostenimiento. Sus características comunes en todas las áreas del modelo geomecánico, se sustentan en la recolección de datos requeridos para predecir el comportamiento del entorno rocoso cuantitativa y cualitativamente; dichos datos comprenden los esfuerzos presentes en el subsuelo, presión, propiedades elásticas, resistencia, estructura de las rocas y presencia de fracturamiento. (Cook, 2016)

2.4.1.1. Macizo rocoso

Define la forma de las rocas en su entorno natural; lo hace definiendo la roca y la estructura, que mostrarán patrones de estratificación, fallas, uniones, curvas y otras características estructurales. Así, el macizo rocoso es discontinuo y por tanto presentan heterogeneidad y/o anisotropía (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2013). Según la revista de seguridad minera, el macizo rocoso se muestra como un conglomerado soldado de bloques irregulares divididos geológicamente mediante discontinuidades como fracturas o fallas, lo que complica su clasificación porque deberá tener en cuenta las discontinuidades y propiedades de la matriz rocosa.

2.4.1.2. Caracterización geomecánica

La caracterización de un suelo rocoso requiere una comprensión de los parámetros fundamentales de la roca, las discontinuidades y la estructura, que incluye información sobre la cantidad de familias de discontinuidades existentes, el espacio medio de los planos de discontinuidad y las características geomecánicas fundamentales de las discontinuidades. Además, es esencial determinar el estado de la tensión en el lugar y, si es necesario, los cambios causados por las excavaciones (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2013). De esta manera, la caracterización geomecánica contempla el análisis detallado de los resultados provenientes de laboratorio y de campo in situ de afloramientos del macizo rocoso, los cuales se procesan estadísticamente de forma sencilla a fin de establecer modelos constitutivos apropiados al tipo de roca, que incluyen el conocimiento de sus parámetros resistentes y de deformación. Como se describe a continuación, la caracterización se realiza utilizando métodos de clasificación que combinan los parámetros de la matriz rocosa en un valor único representando así la calidad general de la (Belandria & Bongiorno , 2016).

2.4.1.3. Calidad del macizo rocoso

Es un parámetro que permite la clasificación a gran escala basado en las propiedades de la roca. Los sistemas de clasificación geomecánica intentan cuantificar los parámetros de resistencia asignando un solo valor; útil para identificación del dominio geomecánico al interior mina (OSINERGMIN, 2017). Las clasificaciones Bieniawski RMR (Rock Mass Rating), Barton, Lien y Lunde (Q), y Hoek - Brown son actualmente las más utilizadas para identificar el estado del macizo rocoso (GSI). Las dos primeras hacen uso del parámetro RQD (Designation of Rock Quality), utilizado como base para la clasificación de Deere.

Los siguientes son los métodos más utilizados.

- El índice de la calidad de roca RQD cuantifica el grado de fracturamiento del macizo, de las rocas de prueba de diámetro superior a 10 cm, determinado por el muestreo in situ (ecuación 1) o por la cantidad de uniones por metro cúbico (J_v) observadas durante una erupción (ecuación 2). Utilizando la definición de 1964 de Deere de RQD, se plantea la clasificación sencilla de la calidad de la roca en cinco clases en la Tabla 1 (Belandria & Bongiorno, 2016).

$$RQD = \frac{\sum \text{Trozos mayores a 10 cm}}{\text{Longitud de perforación}} \dots (\text{ecuacion 1})$$

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v \dots (\text{ecuacion 2})$$

Tabla 1

Clasificación geomecanica RQD

<i>Índice de calidad RQD (%)</i>	<i>Calidad</i>
0 – 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: (Belandria & Bongiorno, 2016)

- La clasificación RMR de Bieniawski, desarrollada en 1989, es un sistema de clasificación que correlaciona el grado de calidad del macizo rocoso con los criterios de diseño y mantenimiento de los túneles. El parámetro RMR indica la calidad de la capa de roca en cada dominio estructural en una escala de 0 a 100 sumando la calificación de los siguientes parámetros: la resistencia de la roca intacta a partir de la

valoración de la resistencia a la compresión simple (UCS) o a las pruebas de carga puntual, el RQD, mediante el espaciamiento de discontinuidades, condiciones de discontinuidades y presencia de agua subterránea de acuerdo con el sistema RMR (Belandria & Bongiorno, 2016). ,que se detalla en la tabla 2.

Tabla 2

Clasificación geomecanica RMR

<i>Clase</i>	<i>Calidad</i>	<i>Valoración RMR</i>	<i>Cohesión</i>	<i>Angulo de rozamiento</i>
I	Muy bueno	100 – 81	4 kg/cm ²	> 45°
II	Bueno	80 – 61	3 – 4 kg/cm ²	35° - 45°
III	Medio	60 – 41	2 – 3 kg/cm ²	25° - 35°
IV	Malo	40 – 21	1 – 2 kg/cm ²	15 – 25°
V	Muy Malo	< 20	< 1 kg/cm ²	< 15°

Fuente: (Belandria & Bongiorno, 2016)

Desde su publicación, estos sistemas RMR y Q se han aplicado a una variedad de proyectos con patologías variadas como el tamaño de excavación, la calidad de roca, la profundidad, entre otros, y sus autores resguardan su validez y generalidad en una serie de artículos. Numerosos autores han propuesto correlaciones entre los índices Q y RMR basándose en las siguientes ecuaciones (Belandria & Bongiorno, 2016):

$$RMR = 13.5 * \log(Q) + 43 \dots (\text{ecuacion 3})$$

$$RMR = 12.5 * \log(Q) + 55.2 \dots (\text{ecuacion 4})$$

- La clasificación Q de Barton fue desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974 como resultado de su estudio de múltiples túneles. Es un sistema que clasifica el macizo rocoso (tabla 3) permitiendo la estimación de los parámetros geotécnicos y el diseño de

excavación para túneles y cuevas subterráneas a través del análisis de seis parámetros según la ecuación 5 (Belandria & Bongiorno, 2016).

Tabla 3

Calidad del macizo rocoso según clasificación Q de Barton

Tipo de roca	Valor de Q
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

Fuente: (Belandria & Bongiorno, 2016)

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \dots (\text{ecuacion 5})$$

Donde:

J_n : Numero de familias de diaclasas.

J_r : Rugosidad de las superficies de discontinuidades.

J_a : Alteracion de las diaclasas.

J_w : Coeficiente reductor de presencia de agua.

SRF : Factor de reduccion de esfuerzo.

El principal cociente denota la dimensión de bloques, el segundo denota su resistencia al corte y el tercero denota el estado tensional del macizo rocoso.

2.4.2. Sistema de Sostenimiento

El apoyo subterráneo tiene por objetivo garantizar el control y conservar la estabilidad de excavaciones para garantizar las condiciones de trabajo seguras y el acceso al trabajo subterráneo. Considere lo siguiente a la hora de diseñarlo: Propiedades de la masa rocosa, dirección de la excavación respecto a las características estructurales, efecto de esfuerzos naturales e inducidos, dimensiones y forma de excavación, deformación de la corteza de la roca y los elementos de sostenibilidad contribuyen a la vida útil esperada de la excavación. La colocación tardía del apoyo en una excavación determinada promueve la relajación y la descompresión del macizo rocoso, lo que puede dar lugar a manifestaciones de inestabilidad (Suasnabar, 2019).

2.4.2.1. Tipos de sostenimiento

El sostenimiento puede ser activo o pasivo, dependiendo del comportamiento de la roca.

- **Sostenimientos pasivos:** También conocidos como soporte de roca, actúan sobre la superficie o dentro de la excavación, exigiendo el movimiento de la roca o descomponga para comenzar a actuar como soporte. Las cimbras de metal, las cuadros de madera, el concreto lanzado y los pernos anclaje son ejemplos (Suasnabar, 2019).
- **Sostenimientos activos:** Actúan dentro del macizo rocoso; tienen la capacidad de reforzamiento inmediatamente después de su instalación, lo que provoca la formación de la zona de compresión y contribuye a la estabilidad de la excavación (refuerzo de roca). Los pernos de anclaje de tensionamiento y los cables de anclaje de tensionamiento son dos ejemplos (Suasnabar, 2019).

El sistema de sostenimiento a emplear se determinará a través de los requisitos del trabajo de excavación, propiedades del macizo rocoso, coste de construcción e instalación y métodos

utilizados para seleccionar el tipo de excavación para los trabajos de minería. Donde los más aplicados son los siguientes:

- **Sostenimiento con cuadros de madera:** La colocación de entibado de vigas de madera es el método más antiguo de proporcionar apoyo a las excavaciones. Su ventaja principal radica en su fácil manejo y de sus elementos, por lo que se adapta a todo tipo de terrenos; no obstante, presentan una vida útil temporal, debido en muchos casos, a la presencia de humedad la cual disminuye su resistencia, mientras que, en otros casos, constituyen una contramedida por el riesgo por combustión que implican (OSINERGMIN, 2017).

Figura 2

Sostenimiento con madera



Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

- **Sostenimiento con entibación metálica:** Las entibaciones con elementos de acero tienen la ventaja de ser muy resistentes a las tensiones de tracción y compresión, lo que los convierte en una opción viable frente a una tendencia significativa a colgar o cerrar debido a las tensiones generadas por la unión de las excavaciones (Madariaga, 2015).

Figura 3

Sostenimiento con entibación metálica



Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

- **Sostenimiento con bulones o pernos de anclaje:** Esta técnica de sostenibilidad implica anclar una barra de material resistente dentro de las rocas que proporciona resistencia a la tracción y confina la corteza roca, utilizando las características resistentes de las rocas para ayudar a su sostenibilidad a largo plazo (Madariaga, 2015).

Figura 4

Sostenimiento con pernos



Fuente: Elaboración propia

- Refuerzo con malla metálica: presentada en rollos o paneles típicamente con longitud de 6 metros y un ancho de 2.45 metros, fabricada con acero de 8 mm de diámetro y espaciados de 10cm. La malla electrosoldada se sujeta firmemente a una capa previa de concreto proyectado (shotcrete) o a la roca misma (dependiendo del tipo) en la que se halle el tramo, introducidas en las fisuras de la roca o ancladas en perforaciones (Madariaga, 2015).

Figura 5

Refuerzo con malla metálica

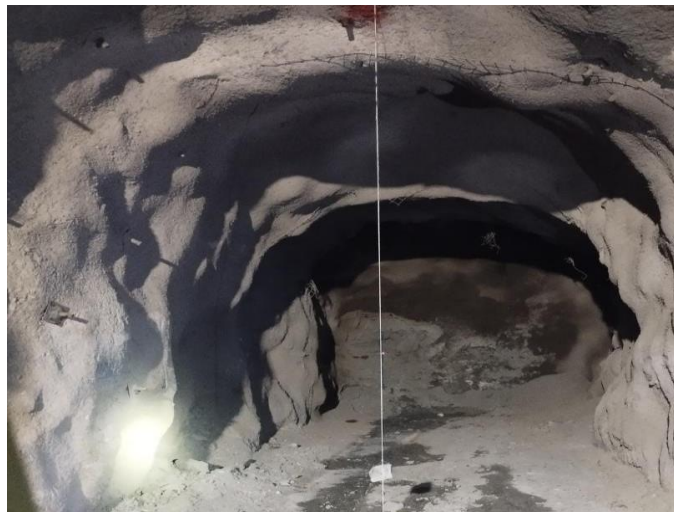


Fuente: Elaboración propia

- Concreto proyectado: consiste en una mezcla de cemento, agua, agregados y, en algunos casos, fibra de acero, la cual aporta a una mayor resistencia. Su aplicación se realiza para recubrir a la malla electrosoldada, formando así el sostenimiento y en el reforzamiento con fibras de acero proyectada en las paredes del túnel, formando en conjunto con los pernos de anclaje, el sostenimiento.

Figura 6

Refuerzo con concreto proyectado



Fuente: Elaboración propia

2.4.2.2. Determinación del tipo de sostenimiento de túnel

Con el objeto de determinación del tipo de sostenimiento, (Castresana, 2016) describe una serie de pasos aplicando el método del índice Q de Barton, los cuales consisten en:

Determinar la eficacia de la excavación mediante el índice ESR en función a los valores de la tabla 4.

Tabla 4*Valores del índice ESR*

Tipo de excavación	ESR
Labores mineras de carácter temporal	2 – 5
Galerías mineras permanente, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión) túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica	1.6 – 2
Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2 – 1.3
Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles, e intersecciones de túneles.	0.9 – 1.1
Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5 – 0.8

Fuente: (Castresana, 2016)

- Se calcula el diámetro equivalente (De), definido como la proporción de la altura de la excavación a su grado de importancia (ecuación 6).

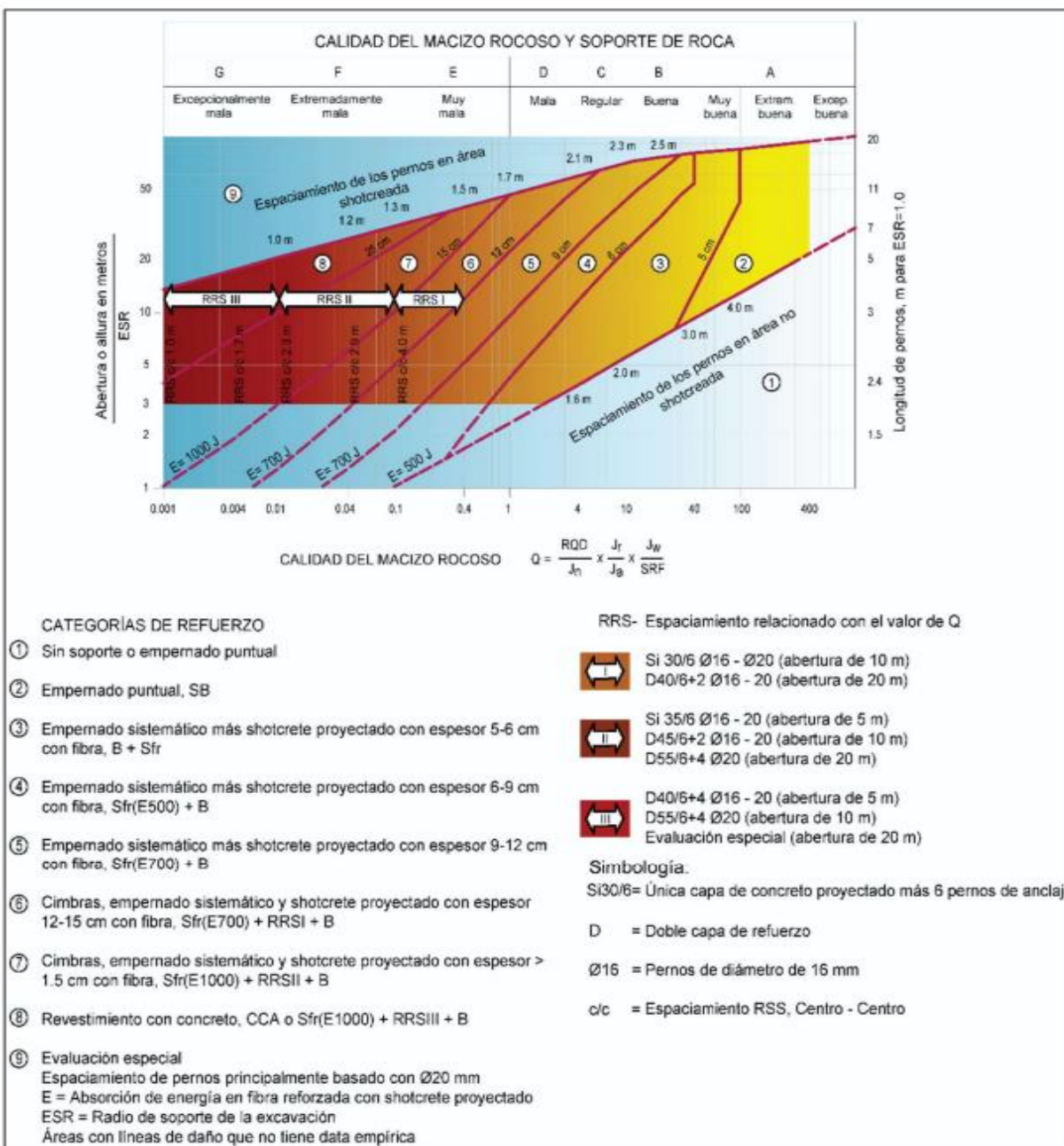
$$De = \frac{\text{Luz o altura (m)}}{ESR} \dots (\text{ecuacion 6})$$

- El diámetro equivalente también puede ser determinado mediante una correlación que incluye el Q de Barton (ecuación 7).

$$De = 2 * Q^{0.4} (m) \dots (\text{ecuacion 7})$$

Obtenidos los valores de Q y De , se utiliza el ábaco gráfico de la figura 7, representado por zonas de influencia de calidad de la roca y soporte que debe tener la misma según ello, lo que posibilita establecer el tipo de sostenimiento acorde a la clasificación de la figura 7.

Figura 7

Gráfico de relación entre Q , ESR y el sostenimiento recomendado

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

Tabla 5

Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q de Barton

Zona del grafico	Sostenimiento recomendado
Zona A	No requiere sostenimiento
Zona B	Pernos puntuales a 1.5 – 3 m
Zona C	Pernos sistemáticos a 1 – 1.5 m
Zona D	Pernos a 1m y concreto proyectado
Zona E	Pernos a 0.5 – 1 m y concreto proyectado reforzado con fibras Cerchas de acero.
Zona F	Concreto proyectado de más de 15 cm de espesor. Pernos a 0.5 – 1 m
Zona G	Cerchas de acero y concreto reforzado

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

Además del método Q para determinación de sostenimientos, otros autores han propuesto varios sistemas a partir del índice RQD, como se muestra en la tabla 6 (Madariaga, 2015).

Tabla 6

Tipo de sistema de sostenimiento según índice RQD

Autor	Sin sostenimiento	Sostenimiento con anclajes	Sostenimiento con cerchas
Deere et al. (1970)	RQD 75 - 100	RQD 50 – 75 Espaciados entre 1.5 – 1.8 m	RQD 50 – 75 Cerchas ligeras espaciadas entre 1.5 a 1.8 m como alternativas a los anclajes
		RQD 25 – 50 Espaciados entre 0.9 – 1.5 m	RQD 25 – 50 Cerchas ligeras a medianas espaciadas de 0.9 a 1.5m como alternativa a los anclajes
			RQD 0 – 25 Cerchas medianas a circulares pesadas espaciadas de 0.6 a 0.9 m
Cecil (1970)	RQD 82 - 100	RQD – 52 – 82 Como alternativa a los anclajes, 40 -60 mm de concreto proyectado	RQD 0 – 52 Cerchas o concreto proyectado reforzado
Merrit (1972)	RQD 72 - 100	RQD 23 – 72 Espaciados entre 1.2 a 1.8 m	RQD 0 - 23

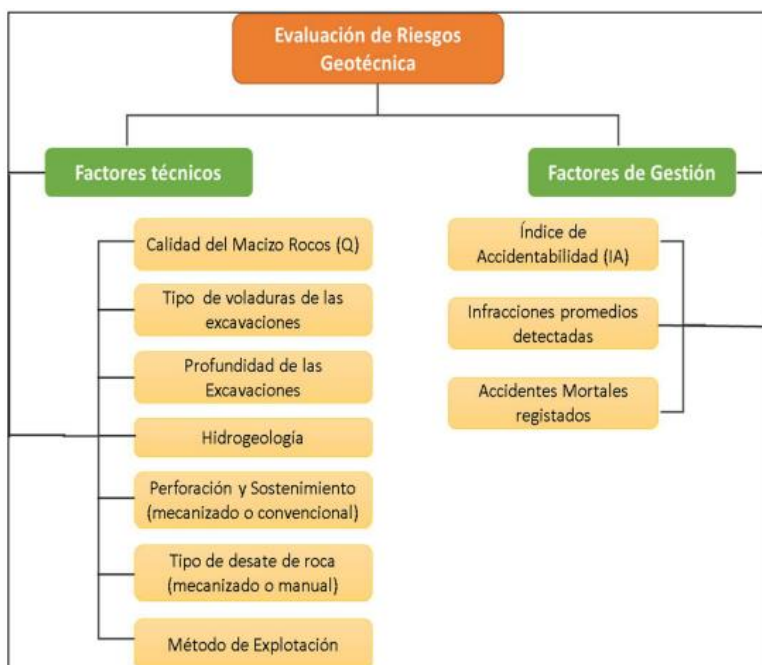
Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

2.4.2.3. Seguridad del personal en las labores mineras

Es responsabilidad del titular, explotador o empleador minero acogerse a los requisitos necesarios para proporcionar la seguridad en las labores subterráneas y que estas no presenten colapso ni desprendimiento de rocas que conviertan en un peligro la vida e integridad del personal, al igual que los activos de la empresa. Por ello, desde la perspectiva geomecánica, se debe determinar, implementar y llevar a cabo un plan de sostenimiento acorde al estudio geomecánico del área de explotación y lo establecido en un programa de trabajos y obras de proyecto (Castresana, 2016) Evaluación de riesgos área geotécnica – geomecánica. La evaluación de riesgos en la especialidad geomecánica según (OSINERGMIN, 2017), comprende los factores técnicos y factores de gestión de acuerdo al diagrama de la figura 8.

Figura 8

Diagrama de factores de riesgos geomecánicos



Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

- Factores técnicos: corresponden a los mapeados en el esquema de la figura 7, cuya evaluación empírica se realiza mediante los criterios de la matriz de la tabla 7 (OSINERGMIN, 2017).

Tabla 7

Método empírico para determinar el nivel de riesgo de cada factor técnico

FACTORES DE RIESGO	VALORACIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO				
	Muy bajo (0)	Bajo (0.25)	Medio (0.5)	Alto (0.75)	Muy alto (1)
Calidad del macizo rocoso	80 < RMR <= 100	60 < RMR <= 80	40 < RMR <= 60	20 < RMR <= 40	RMR <= 20
Tipo de voladuras de las excavaciones	-	Voladura controlada	-	Voladura convencional	-
Profundidad de las Excavaciones	P < 300m	300m <= P < 600m	600m <= P < 850m	850m <= P < 1200m	> = 1200 m
Hidrogeología	Seco (0 Litros)	Ligeramente Seco (10 L/min)	Húmedo (10 - 25 L/min)	Goteando (25 - 125 L/min)	Flujo (mayor a 125 L/min)
Perforación y Sostenimiento (mecanizado o convencional)	Mecanizado		Mecanizado convencional		Convencional
Tipo de desate de roca (mecanizado o manual)	Mecanizado		Mecanizado convencional		Convencional
Método de Explotación	Taladros largos (-) con telemandos	Corte y relleno ascendente (Breasting)	Cámaras y pilares/ corte y relleno (realce)	Taladros largos (+) / Banqueo y relleno / corte y relleno descendente	Sub-level Caving/ Corte y relleno ascendente con puntales

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

- Estabilidad del pilar corona: el concepto de ancho escalado para analizar pilares corona es un método empírico desarrollado en Canadá en 1980, a causa de diversos incidentes originados por el colapso de pilares corona, basados en múltiples situaciones reales, siendo empleado durante los últimos 20 años como el más aceptado para la estimación inicial del margen de estabilidad de pilares corona en minas superficiales. Por cuanto, el factor de seguridad constituye una relación entre

el ancho crítico (S_c) y ancho escalado (C_s), determinado por la ecuación 8, la estabilidad puede evaluarse considerando partiendo de este factor para incluir la posibilidad de falla del mismo, tomando en cuenta las imprecisiones por la variación de la calidad Q , el buzamiento de estratos, la geometría de la cámara, etc., aplicando la ecuación 8 (Bordehore et al., 2017).

$$C_s = S \left(\frac{\gamma}{T(1 + S_R)(1 - 0.4 \cos \theta)} \right)^{0.5} \dots (\text{ecuacion 8})$$

Donde:

C: Ancho escalonada en metros.

S: vano (ancho) real del minado en metros.

γ : Densidad de la roca de la corona en g/cm^3

T: Espesor del pilar corona en metros

SR: Relación entre el ancho y longitud del minado (S/L)

θ : Buzamiento del cuerpo mineralizado o de la folización

$$Pf(\%) = \frac{100}{1 + 441 * e^{(-1.7CS/Q^{0.44})}} \dots (\text{ecuacion 9})$$

La probabilidad de falla obtenida por la ecuación 11, se evalúa posteriormente, mediante la matriz empírica de la tabla 8, con la cual se puede determinar el nivel de riesgo (Bordehore et al., 2017).

Tabla 8

Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado

Clase	Probabilidad de fallo (%)	Fiabilidad (%)	Factor de seguridad mínimo	Criterios de diseño para una probabilidad de fallo aceptable				
				Vida de servicio del pilar corona (años)		Acceso público	Actitud reguladora ante el problema	Supervisión requerida
A	50 – 100	0 – 50	<1,0	Cero en términos efectivos	<0,5	Prohibido	Totalmente inaceptable	No es efectivo
B	20 – 50	50 – 80	1,0	Muy corto plazo -solo para propósitos mineros temporales - riesgo inaceptable en emboquille de túneles	1,0	Fuertemente evitado	No aceptable	Monitoreo continuo sofisticado
C	10 – 20	80 - 90	1,2	Muy corto plazo - pilares corona casi temporales - riesgo no deseable en trabajos temporales de ingeniería civil	2-5	Activamente evitado	Muy preocupante	Monitoreo continuo con instrumentos
D	5 – 10	90 – 95	1,5	Corto plazo - coronas semi temporales, por ejemplo debajo de infraestructuras mineras poco sensibles	5-10	Evitado	preocupante	Monitoreo continuo simple
E	1,5 – 5	95 – 98.5	1,8	Medio plazo – coronas semi permanentes posibilidad bajo infraestructuras	15-20	Disuadido	Algo preocupante	Monitoreo superficial
F	0,5 – 1.5	98,5 – 99.5	2	Largo plazo- coronas casi permanentes – portales de obra civil – túneles alcantarillado	50-100	Permitido	Preocupación limitada	Monitoreo superficial ocasional
G	Menos de 0,5	Más de 99.5	>>2	Muy largo plazo – coronas permanentes sobre túneles civiles	>100	Libre	No hay preocupación	No se requiere monitoreo

Fuente: (Bordhore et al., 2017).

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

La Compañía Minera Lincuna S.A. ha permitido la realización del estudio geomecánico integral de la mina, ello ha permitido la actualización del departamento de geomecánica. Esto implica una evaluación geomecánica de la mina Hércules, para determinar entre otros aspectos “el arreglo estructural, calidad de masa rocosa, estimar parámetros de resistencia a nivel de roca intacta - discontinuidades - masa rocosa, establecer el modelo geomecánico conceptual, estimar la magnitud y dirección de los esfuerzos principales, realizar el dimensionamiento geomecánico en (tajos, puentes y pilares), analizar la estabilidad de las excavaciones, evaluar y rediseñar el sostenimiento, evaluar la instrumentación geomecánica aplicable a las necesidades de la mina, establecer recomendaciones que permitan una óptima utilización de elementos de sostenimiento.

3.1. Enfoque de investigación

Los enfoques, métodos generales y estrategias de investigación pueden clasificarse en dos modelos con diferentes características según su propósito: *modelos cualitativos* y *modelos cuantitativos*. (Kuhn 1962), cada uno de estos modelos se basa en un paradigma, es decir, en el conjunto de supuestos, postulados, concepciones de la realidad y juicios de valor que sirven de referencia a la investigación y que determinan qué investigar, qué datos coleccionar, cómo coleccionarlos, cómo analizarlos y cómo interpretarlos.

Conforme a la naturaleza y propósitos de la investigación; El estudio posee un enfoque de investigación cuantitativo debido fundamentalmente a que es posible probar las hipótesis de investigación con la data recopilada en los sujetos de estudio y que posteriormente podrán ser generalizados en la población.

3.2. Alcance de investigación

(Hernández Sampieri & Mendoza Torres, 2014). Los alcances del estudio dependen de la estrategia de investigación. Así, el diseño, los procedimientos y otros componentes del proceso serán distintos en estudios con alcance exploratorio, descriptivo, correlacional o explicativo. Pero en la práctica, cualquier investigación puede incluir elementos de más de uno de estos cuatro alcances. Los estudios exploratorios sirven para preparar el terreno y, por lo común, anteceden a investigaciones con alcances descriptivos, correlacionales o explicativos. Por lo general, los estudios descriptivos son la base de las investigaciones correlacionales, las cuales a su vez proporcionan información para llevar a cabo estudios explicativos que generan un sentido de entendimiento y están muy estructurados. Las investigaciones que se realizan en un campo de conocimiento específico pueden incluir diferentes alcances en las distintas etapas de su desarrollo. Es posible que una investigación se inicie como exploratoria, después puede ser descriptiva y correlacional, y terminar como explicativa

La presente investigación tuvo un alcance de tipo exploratorio, descriptivo y correlacional, debido a que para cumplir los objetivos se realizaron visitas a la zona de estudio, ya que la información geomecánica era escasa, posteriormente con los datos recopilados se realizaron caracterizaciones geomecánicas basados en la descripción de las muestras obtenidas y finalmente se relacionaron los resultados de la investigación con las propuestas de estabilización del macizo rocoso utilizando criterios de ingeniería para asegurar el funcionamiento de la propuesta.

3.3. Diseño de la investigación

El diseño de investigación es el plan y estructura del estudio de investigación. Responde al tipo de método que se ha seleccionado y conduce a una planeación cuidadosa de la obtención y procesamiento de los resultados de la investigación.

En esta investigación se utilizó un diseño cuasi-experimental, el cual se fundamenta en estudios que no asignan al azar los sujetos que forman parte del grupo control y experimental, sino son emparejados puesto que los grupos de trabajo ya están tomados, es decir ya existen previo al experimento. (Hernández Sampieri & Mendoza Torres, 2014)

La metodología de esta actividad consistirá en la evaluación geomecánica en las operaciones mineras en la Unidad Minera Huancapeti “Mina Hércules”, desde su etapa inicial y posteriormente se seleccionará un nuevo diseño de sostenimiento, considerando los siguientes parámetros: caracterización geomecánica, tipos de sostenimiento.

Su esquema es el siguiente:

GE: 01 X 02

Dónde:

G.E. Grupo Experimental.

01: Pre test.

02: Post test.

X: Manipulación o desarrollo de la variable independiente

3.4. Población y muestra

3.4.1. Población

Según Hernández Sampieri & Mendoza Torres, (2014), una población es “El conjunto de todos los casos que concuerdan con determinadas especificaciones.”

En el caso de nuestra investigación, la población estará conformada por la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, donde la empresa tiene labores mineras en desarrollo, preparación y explotación.

3.4.2. Muestra

Según Hernández Sampieri & Mendoza Torres, (2014), una muestra no probabilística o dirigida “Es el sub grupo de la población en la que la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de las características de la investigación”

La muestra estuvo conformada por, la veta Hércules, Rampa 400 – Nivel 17 al 18, ya que estos elementos serán analizados geomecánicamente puesto que presentan inestabilidad. cuyas características son similares y los criterios de evaluación son homogéneos para todos ellos, se minimiza la probabilidad de ocurrencia de errores para datos menores o iguales a 30.

3.5. Hipótesis

3.5.1. Hipótesis general

El diseño de sostenimiento se desarrollará eficientemente con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.

3.5.2. Hipótesis específica

- ❖ Las características geomecánicas del macizo rocoso serán fundamentales para establecer el sostenimiento en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.
- ❖ El tipo de sostenimiento a diseñar será el adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.
- ❖ Las investigaciones geomecánicas influyen positivamente para establecer la estabilidad de las labores de la mina a través del sostenimiento adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.

3.6. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional

Tabla 9

Matriz de operacionalización

Variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
<p>Variable Independiente:</p> <p>Investigación geomecánica</p>	<p>La evaluación geomecánica es una técnica utilizada en la ingeniería geotécnica y la geología que se utiliza para evaluar el comportamiento mecánico de las rocas y suelos en una determinada área geográfica.</p>	<p>Es el procedimiento de reconocer las características que contienen los bloques de roca de un determinado sector.</p>	<p>Caracterización Geomecánica</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Índice RMR • Índice Q • Índice GSI
<p>Diseño de sostenimiento</p>	<p>El diseño de sostenimiento se refiere a la selección y diseño de sistemas y elementos de soporte para mantener la estabilidad de las excavaciones subterráneas, como túneles, minas y cavernas. El objetivo principal del diseño de sostenimiento es prevenir el colapso de las paredes y techos de la excavación y garantizar la seguridad de las personas y los equipos que trabajan en el área.</p>		<p>Estabilidad de labores</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Factor de seguridad
		<p>Es la forma de soporte del techo y los hastiales de una labor subterránea a partir su caracterización geomecánica, utilizando máquinas y equipos emperadores de roca, con el fin de lograr la estabilidad del macizo rocoso</p>	<p>Aplicación del sostenimiento</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Sostenimiento activo y sostenimiento pasivo

Fuente: Elaboración propia

3.7. Técnicas de recolección de datos e instrumentos

Técnicas de recolección de datos

Las técnicas de investigación representan el conjunto de pasos, cuyo objetivo es operativizar el proceso investigativo. (Hernández , Fernández, & Baptista, 2010).

- ❖ Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos de campo, observaciones y mediciones, tesis bibliográficas, trabajos para determinar los resultados de sostenimiento aplicado en la unidad minera Huancapeti en mina “Hércules”, para garantizar la estabilidad del macizo rocoso.

Las técnicas utilizadas en la recopilación de datos del estudio, bajo el método de la estadística descriptiva, fueron:

- ❖ La observación (Campo)
- ❖ Apunte de datos (Campo)
- ❖ La clasificación de la información
- ❖ Análisis de los datos
- ❖ Medición (Gabinete)
- ❖ Evaluación de resultados
- ❖ Discusión e interpretación.

Instrumento

Se utilizaron los siguientes instrumentos de recolección de datos:

- ❖ Guías de observación

Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica estas guías se utilizan para realizar la investigación sistemática del tipo de roca, estado de alteración y las discontinuidades que perjudican al macizo, tomando datos suficientes del buzamiento y dirección de buzamiento de ellas, para que se haga un análisis estadístico que pueda discriminar qué “familias” de discontinuidades afectan a la roca, y cuál es su orientación preferente. (Ver Anexo 2 RMR89, Anexo 3 GSI)

Guía de Observación en Laboratorio. Esta guía de observación en laboratorio de métodos experimentales se hizo para determinar la resistencia y la deformabilidad de las rocas, con la finalidad de establecer las relaciones entre los esfuerzos y las deformaciones durante el proceso de carga y rotura, los esfuerzos a que está sometida la roca en el momento de la rotura y sus parámetros resistentes. Estos métodos son los ensayos de laboratorio de compresión uniaxial, cargar puntual y cálculo de densidades.

❖ Guías de análisis documental

Guía de Análisis Documental de Sostenimiento en Minería Subterránea la guía de análisis documental se realizó para mencionar y describir la normativa por la cual se rige el procedimiento de sostenimiento en minería subterránea.

3.8. Métodos de análisis de datos

3.8.1. Investigaciones Básicas

- Evaluación geológica (mapeo litológico – estructural en superficie)
- Investigaciones geomecánicas de campo y laboratorio orientados a determinar la distribución espacial de los sistemas de discontinuidades estructurales (fallas y diaclasas) en cada uno de los dominios estructurales.

- Clasificar la masa rocosa, utilizando formatos de registro geológico mecánico según normas sugeridas por la I.S.R.M (internacional SOCIETY FOR ROCK MECHANICS) mediante la aplicación del criterio de clasificación geomecánica RMR 89 de Bieniawski.
- Zonificar la masa rocosa en las áreas de interés, estableciendo dominios geomecánicos en base a información obtenida en las investigaciones de campo y los ensayos de laboratorio.
- Elaborar el modelo geomecánico conceptual en planos de planta.
- Estimar los parámetros de resistencia en los distintos dominios geomecánicos que conforman el modelo geomecánico de la mina.
- Dimensionar las unidades de explotación mediante la utilización de técnicas gráficas y empíricas.
- Analizar la estabilidad de las unidades de explotación mediante aplicación de los métodos de elementos finitos.
- Evaluar y dimensionar el sostenimiento, según los resultados del estudio.
- Evaluar la instrumentación geomecánica aplicable a las necesidades de la mina.

3.9. Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información

Los datos acopiados, medidos y monitoreados se procesarán por medio de estadísticas, promedios y se calculará el promedio general de la medición del factor de seguridad en el sistema de pernos de sostenimiento empleado, cuadros comparativos de los resultados entre el diseño anterior y el diseño implementado como estándar de trabajo

Después de confirmar la normalización de los datos, se realiza una prueba t de Student para evaluar la homogeneidad de la varianza entre los tratamientos estándar. Si es similar, se rechaza la hipótesis nula de que no hay diferencia en las varianzas de ambos grupos si el valor p de la prueba t es menor que 0.05.

3.10. Desarrollo del trabajo de investigación

En el presente estudio, se han realizado investigaciones en campo, laboratorio y gabinete, las cuales se resumen en los siguientes párrafos.

3.10.1. Investigación geomecánica

El alcance del estudio implica realizar una EVALUACIÓN GEOMECAÁNICA, que involucra las estructuras mineralizadas y su entorno físico en la Mina "Hércules". Según información topográfica del departamento de geomecánica para fines del estudio las estructuras mineralizadas actualmente explotadas se tipifican como "mantos y vetas" con geometrías que van desde "tabulares a irregulares" de bajo buzamiento (Hércules).

La información topográfica (superficial y subterránea) proporcionada por la empresa minera; se considerada como data importante para los propósitos del estudio y su desarrollo corresponde a la empresa Minera. Esta información muestra en superficies curvas de nivel detalladas al metro y se encuentran procesadas en el sistema de coordenadas "WGS-84"; considerando las escalas de trabajo en este informe son "1/10000, 1/1000, 1/500" para propósitos del estudio se trabajará con esta información topográfica.

Según información "histórica y actual" la empresa minera opera la "Hércules" trabajadas mediante el sistema Trackless empleando el método de explotación "Sub level Stopping", "Corte & Relleno Ascendente", "Corte & Relleno con Camaras y Pilares" con la aplicación del relleno

detrítico para las estructuras “Hércules”, el relleno de los tajos se constituye por desmontes de mina que se disponen de labores en desarrollo y preparaciones en roca estéril (cajas).

En este contexto la empresa minera requiere la actualización del estudio geomecánico. Para este propósito el área de geomecánica, ha llevado a cabo un programa de investigaciones "geológicas-geomecánicas" con la finalidad de evaluar características de las masas rocosas que involucra el área de interés (Hércules), a través del mapeo geológico-geomecánico en afloramientos de superficie e interior mina, ensayos de campo (estimación de la resistencia a compresión simple, estimación del coeficiente de rugosidad de juntas, estimación de la resistencia a compresión simple en la pared de las discontinuidades) y la realización de muestreos para ensayos de Mecánica de Rocas en Laboratorio.

3.10.2. Investigación de campo

El programa de investigaciones "geológicas-geomecánicas" de campo consideradas como parte esencial para los propósitos del estudio ha sido orientada a la evaluar la masa rocosa a través de mapeos geológico-geomecánicos en afloramientos rocosos de superficie e interior Mina y ensayos de campo en las áreas de interés (estructuras mineralizadas y su entorno físico) en la Mina Hércules, dentro de las zonas de interés.

Mapeo geológico en superficie

Esta evaluación ha sido realizada en la "Quebrada Hércules y sectores adyacentes" donde se emplazan los afloramientos de las estructuras "Hércules ", con la finalidad de conceptuar rasgos estructurales, estratigrafía en el contexto local, caracterizar macroscópicamente la litología.

Mapeo Geomecánico

Evaluación realizada íntegramente en áreas que involucran la mina “Hércules” con la finalidad de caracterizar la masa rocosa con un índice numérico cuantitativo que permita discretizar la masa rocosa en sub-unidades geomecánicas (Dominios geomecánicos). El mapeo geomecánico ha sido realizado usando el método "Celdas de detalle", en la zona " Hércules" respectivamente; los resultados de estas evaluaciones (mapeos) se pueden apreciar en el Anexo 5 (Registro de mapeo geomecánico). Es necesario precisar que una "Celda de detalle" constituye una "estación geomecánica" tipificada correlativamente con la denominación "EG+ código de zona", por ejemplo "EG-He03" significa "Estación geomecánica 03, realizado en la mina Hércules".

Los parámetros de "observación y medición" fueron obtenidos y registrados en formatos estándar diseñados por la empresa Lincuna para propósitos del estudio adecuándolos a las normas sugeridas por la "Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas" (I.S.R.M.). Entre los parámetros evaluados en estos registros geomecánicos. Podemos destacar "tipo de roca, tipo de estructura, orientación de discontinuidades, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno. Espesor del relleno, grado de alteración y condición de agua subterránea".

3.10.3. Actividad de campo

Estos ensayos se realizan como parte del mapeo geomecánico con el objetivo de estimar datos sobre de resistencia a compresión uniaxial de la roca usando "el martillo de rebote y la picota de geólogo", estimar el coeficiente de rugosidad de juntas (JRC) y la resistencia a compresión en la pared de discontinuidades estructurales (JCS) usando como instrumentos "el rugometro y el martillo de rebote". Además, se realizó mediciones directas en la masa rocosa para estimar el índice de calidad de roca "RQD" mediante determinación del número de discontinuidades por metro

cúbico usando la formulación propuesta por Palmstrom ($RQD=115-3.3*J_v$; donde J_v representa el número de discontinuidades presentes en un metro cúbico de volumen de roca.

Logueo geotécnico de sondajes diamantinos

Se ha realizado el logueo geotécnico de sondajes diamantinos. Para caracterizar el macizo rocoso a partir de la longitud del sondaje logueado. Los parámetros de "observación y medición" fueron obtenidos y registrados en formatos estándar diseñados por la empresa Lincuna para propósitos del estudio adecuándolos a las normas sugeridas por la "Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas" (I.S.R.M.). Entre los parámetros evaluados en estos registros geomecánicos. Podemos destacar "tipo de roca, tipo de estructura, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno. Espesor del relleno, grado de alteración y condición de agua subterránea".

3.10.4. Ensayo de laboratorio

El programa de investigaciones geomecánicas en laboratorio para propósitos del Estudio, ha sido realizado sobre muestras seleccionadas en los "dominios geomecánicos de interés" para el diseño de sostenimiento, especialmente se han seleccionado muestras situadas en "caja techo, estructura mineralizada, caja piso". Estas muestras han sido ensayadas en el "Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Tecsup", el mismo que cumple con los estándares que establece la "American Society for Testing Material" (A.S.T.M.).

Los ensayos de Mecánica de rocas, se han desarrollado sobre bloques de "roca intacta y discontinuidades estructurales", según las especificaciones técnicas y requerimientos de ensayos que previamente se definieron durante los trabajos de mapeo geomecánico.

Los ensayos realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Tecsup, fueron los que se muestran en el siguiente listado:

- Constantes elásticas (ASTM 0-4767).
- Compresión uniaxial (ASTM 0-4767).
- Compresión triaxial (ASTM D-2664-95).
- Propiedades físicas (ASTM C-97-02).
- Compresión simple (ASTM D7012 – 14e1/ ASTM D2938/ ISRM)
- Corte directo (ASTM D5607/ ISRM).
- Compresión triaxial (ASTM D7012 – 14e1/ ASTM D2664/ ISRM)
- Carga puntual (ASTM D5731/ ISRM)
- Tracción indirecta (ASTM D3967)
- Constantes elásticas (ASTM D3148/ISRM)

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Caracterización Geomecánica

4.1.1. Aspectos Litológicos

Los dominios "lito-estructurales" conceptuados en los trabajos de investigación geomecánica de campo, evidencian a nivel local (Hércules) la presencia de un tipo de litología predominante constituida por niveles intercalados de "flujos de lava, tufos, brechas y piroclastos" de composición típicamente andesítica y en sectores de composición dacítica pertenecientes al "grupo calipuy" (Compañía Minera Lincuna S.A., 2023).

4.1.1.1. Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de la distribución espacial de las discontinuidades estructurales (diaclasas) durante el mapeo geomecánico se tomaron registros del "tipo de discontinuidad, la orientación (d-dip//dip) de las discontinuidades", como se puede apreciar en los registros del mapeo geomecánico. Estos datos orientacionales se han procesado estadísticamente empleando la técnica de proyección estereográfica equiangular, utilizando como herramienta el software "DIPS ". Los resultados del análisis estereográfico de discontinuidades estructurales (diaclasas y fallas) en las zonas de interés se muestran en las "tablas: (10 Y 11) y las "figuras: 9 Y 11" (Compañía Minera Lincuna S.A., 2023).

En la tabla 10, se aprecian resultados de la distribución espacial promedio de los principales sistemas de diaclasas presentes en cada "dominio lito-estructural" (caja techo, estructura mineralizada y caja piso) de las zonas de interés.

Tabla 10

Principales sistemas de diaclasas

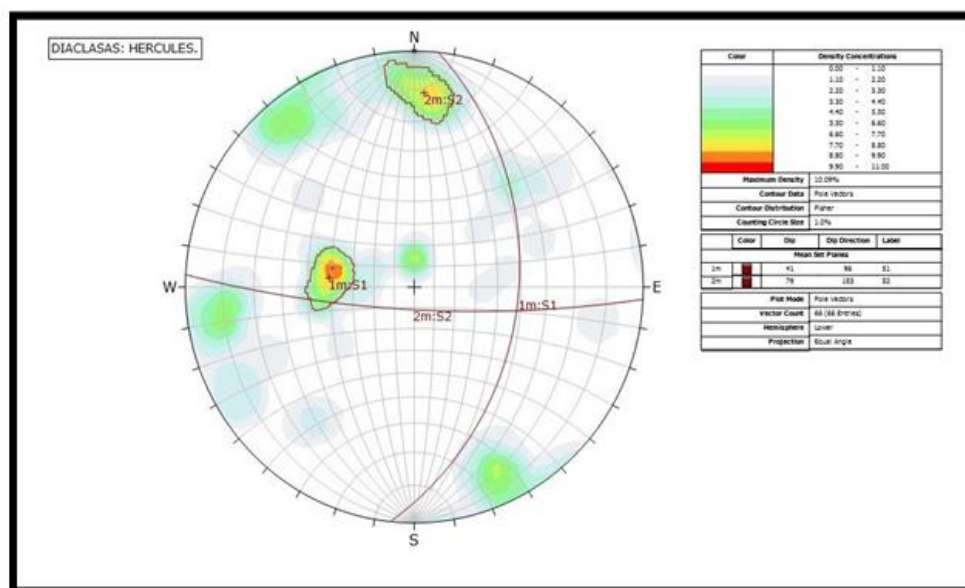
ZONA	DOMINIO ESTRUCTURAL	SISTEMA DE DIACLASAS		
		Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
HÉRCULES	Caja techo, caja piso y estructura.	41/96	79/183	-

Nota: El sistema de discontinuidad estructural se denota como "Dirección de Buzamiento/Buzamiento"

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Figura 9

Sistema de diaclasas Hércules



Fuente: Elaboración propia

En la tabla 11, se aprecian resultados de la distribución espacial promedio de los principales sistemas de fallas presentes en cada uno de los dominios "lito-estructural" conceptuados en el Estudio.

Tabla 11

Principales sistemas de fallas

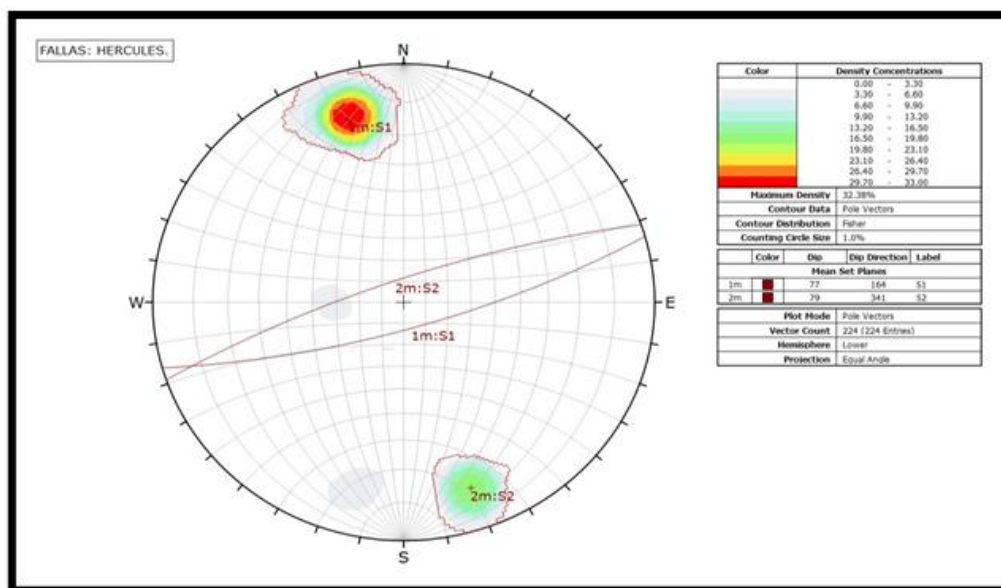
ZONA	SISTEMA DE FALLAS	
	F1	F2
HÉRCULES	77/164	79/341

Nota: "El sistema de discontinuidad estructural se denota como "Dirección de Buzamiento/Buzamiento"

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Figura 10

Sistema de fallas Hércules



Fuente: Elaboración propia

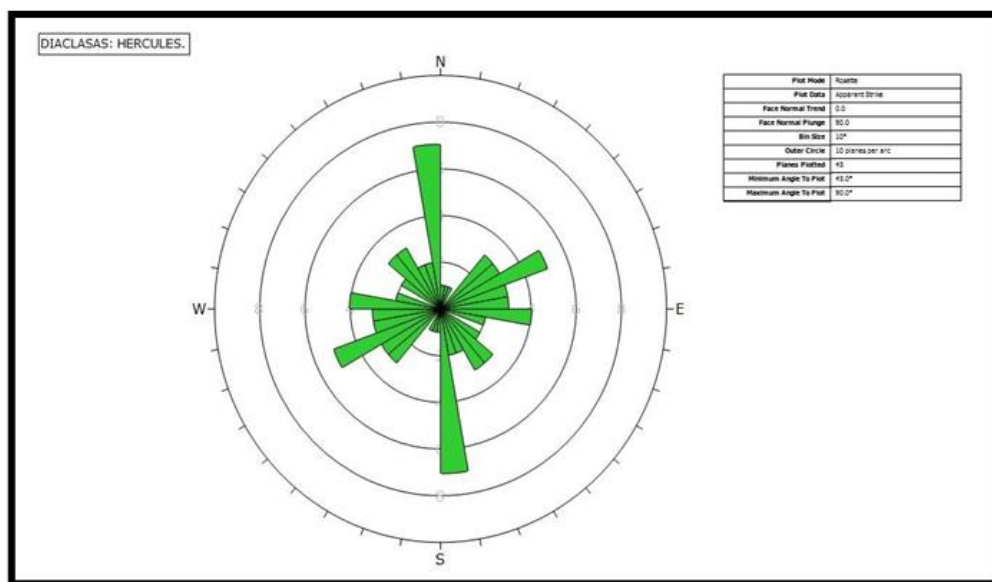
En la tabla 10, se ha tipificado la zona "Hércules " en las cuales se han establecido los dominios "lito-estructurales" definidos por su posición espacial respecto a la estructura mineralizada como "Caja piso, Estructura mineralizada y Caja techo". Cada dominio "lito-estructural" se caracteriza por presentar un arreglo estructural propio, que en el estudio se denominan "sistemas: 1, 2, 3" jerarquizados por su grado de influencia e importancia en la estabilidad estructuralmente controlada.

En la tabla 11, se aprecian los resultados del proceso estadístico de datos orientacionales de las fallas cartografiadas durante los trabajos de campo en toda la zona de interés, encontrándose dos sistemas de falla principales tipificados como sistema de fallas "F1 y F2" en la zona (Hércules). Estas estructuras se muestran en planos de zonificación geomecánica de planta, en cada uno de los niveles evaluados en las zonas de interés (Compañía Minera Lincuna S.A., 2023).

En la figura 11, se muestran los diagramas de rosetas de "diaclasas", en los dominios lito-estructurales conceptuados para la Mina "Hércules". Estas rosetas representan datos de las discontinuidades estructurales presentes en cada dominio lito-estructural de interés (Caja techo, estructura mineralizada, caja piso).

Figura 11

Diagrama de rosetas - Sistemas de diaclasas Hércules



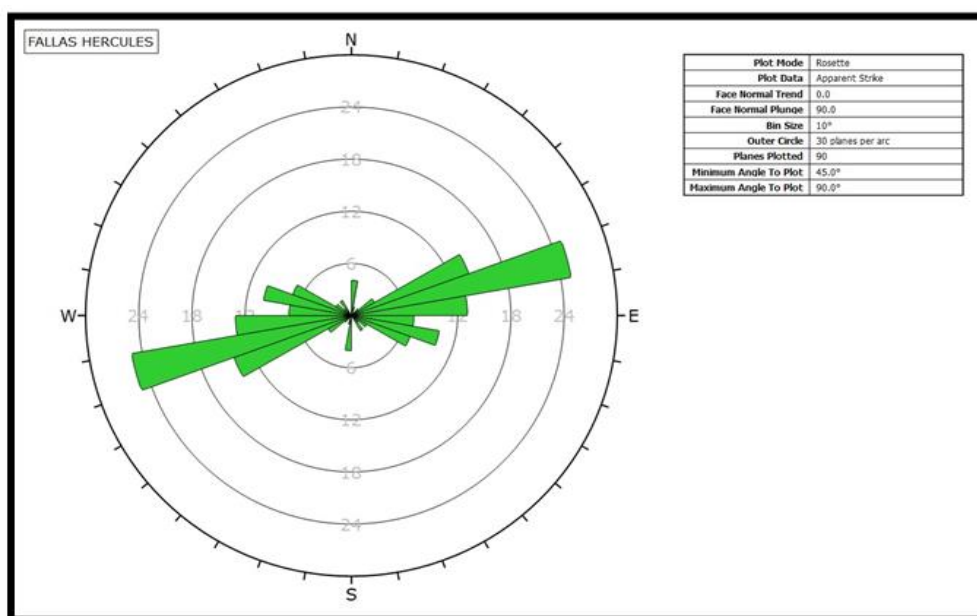
Fuente: Elaboración propia

4.1.1.2. Sistemas de fallas principales

De modo similar al análisis estereográfico de las diaclasas, se ha realizado el proceso, análisis e interpretación de las fallas identificadas y registradas en los trabajos de campo con la finalidad de conceptualizar los sistemas principales de fallas que permitan bosquejar de modo conceptual la dirección de los esfuerzos utilizando el criterio de las fallas conjugadas. En la figura 12, se muestra los diagramas de rosetas de las fallas cartografiadas en la mina "Hércules" (Compañía Minera Lincuna S.A., 2023).

Figura 12

Diagrama de rosetas – Sistema de fallas Hércules



Fuente: Elaboración propia

Los resultados del proceso de datos estructurales, mostrados en las "tablas: 10 y 11 y figuras: 11 y 12 constituyen información válida para estimar la "dirección de los esfuerzos principales, orientación de los ejes preferenciales de minado, análisis de estabilidad

estructuralmente controlada, definición y dimensionamiento del sostenimiento" en función a las dimensiones de excavación y al arreglo estructural de la masa rocosa.

4.1.2. Aspectos estructurales

En este párrafo se exponen a modo resumido las características más relevantes de los aspectos estructurales, cartografiados durante los trabajos de "mapeo geológico-geomecánico" de afloramientos rocosos en superficie y excavaciones subterráneas. Las características estructurales promedios de fallas (estructuras mayores) y diaclasas (estructuras menores) se describen de la siguiente manera.

4.1.2.1. Fallas

Las características de fallas presentes en el área de interés "Hércules" presentan espaciamientos variables por lo general mayores a >2 metros, con una persistencia que va desde unas decenas de metros a cientos de metros, con aperturas muy abiertas "abiertas $> 5\text{mm}$ ", paredes de discontinuidad "lisas, ocasionalmente exponen espejos de falla y ligeras ondulaciones". Estas fallas por lo general presentan rellenos del "tipo mílonitas completamente disturbadas y alteradas, comúnmente se les denomina "rellenos panizados" de espesor variable entre "0.05 metros hasta 1.2 metros", la influencia de estas fallas en el comportamiento de la roca varía desde unos centímetros hasta unas decenas de metros, superficialmente se aprecian "alteradas a muy alteradas" con presencia del agua en las paredes de discontinuidades a modo "húmedo, mojado y ocasionalmente presencia de goteo moderado".

Es necesario precisar que en las estructuras mineralizadas "Hércules" las fallas es "paralelas y sub-paralelas al rumbo de las estructuras" están situadas en los "contacto caja piso falla del mineral y falla-contacto caja techo del mineral", se exponen en toda la extensión de la estructura

mineralizada (representan un control estructural importante de la mineralización en el rumbo). Una característica más a resaltar de estas fallas, es que tanto en las cajas como en la estructura mineralizada se han generado dominios geomecánicos de baja calidad mostrándose a modo de milonitas y/o debilitamiento de los parámetros de resistencia de discontinuidades e incremento del grado de fracturamiento, con zonas de alteración que van desde “moderada a intensa”, presencia de humedad moderada a intensa que complican la estabilidad de las excavaciones. Las fallas transversales al rumbo de las estructuras mineralizadas en los sectores evaluados se caracterizan por presentar "zonas de corte" potencialmente inestables a modo de cuñas de gran volumen formados con los ejes de excavación.

4.1.2.2. Discontinuidades (Diaclasas)

La características geomecánicas de las discontinuidades observadas en los dominios lito-estructurales "caja piso, estructura mineralizada y caja techo" en la zona "Hércules" presentan espaciamientos en las cajas que varían entre los "20-60 centímetros a 60-200 centímetros" puntualmente en ciertos sectores también se aprecian espaciamientos entre los "6-20 centímetros", la persistencia es variable entre "1-3 metros, 3-10 metros, 10-20 metros y >20 metros", el grado de apertura en las cajas varía desde "angostas, muy angostas a cerradas" y en la estructura mineralizada varía desde "abiertas, angostas a muy angostas", la rugosidad de las paredes de discontinuidades varía desde "rugosas en las cajas", "rugosas a ligeramente rugosas" en la estructura mineralizada con ciertas ondulaciones", en cuanto al relleno de las discontinuidades en las cajas se aprecian limpias y no se aprecia relleno, en la estructura mineralizada se aprecian rellenos "duro < 5mm, duro > 5mm" en ocasiones las cajas exponen superficies de discontinuidad con rellenos arcillosos y carbonatos producto de la disolución de minerales por el agua de

infiltración; el grado de alteración se aprecia con mayor intensidad hacia el contacto falla-caja piso con la estructura mineralizada y en la proximidad a las fallas transversales.

4.1.3. Clasificación de la masa rocosa

El proceso de clasificación geomecánica de la masa rocosa para los propósitos de este estudio implica "analizar e interpretar" la información desarrollada en la etapa de "investigación geomecánica", el cual fue obtenido durante los trabajos de campo usando el sistema de "Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski".

Los valores de resistencia a compresión uniaxial de la roca fueron estimados usando "el martillo de rebote y la picota de geólogo", los valores del índice de calidad de roca "RQD" fueron determinados mediante el registro volumétrico de discontinuidades utilizando la relación propuesta por "Palmstrom", adicionalmente con fines del estudio se realizaron estimaciones del coeficiente de rugosidad de juntas y la resistencia a compresión uniaxial de las paredes de la discontinuidad, como datos para los análisis de estabilidad estructuralmente controlada.

Como se refirió líneas arriba el criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa en este estudio es el "Sistema de clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski" cuyo rango de valoración se aprecia en la tabla 12". El objetivo de emplear este criterio de valoración es discretizar (sub-dividir) la masa rocosa en rangos más ajustados y evitar errores de "sobre-estimación-sub-estimación" de su calidad geomecánica para tener una mejor aproximación hacia el diseño del sostenimiento.

Tabla 12*Criterio de valoración "RMR89 de Bieniawski"*

TIPO DE ROCA	RANGO DE VALORACIÓN "RMR"	CLASIFICACIÓN "RMR" DE LA MASA ROCOSA
I A	91 - 100	Muy Buena A
I B	81 - 90	Muy Buena B
II A	71 - 80	Buena A
II B	61 - 70	Buena B
III A	51 - 60	Regular A
III B	31 - 50	Regular B
IV A	31 - 40	Mala A
IV B	21 - 30	Mala B
V	< 20	Muy Mala
Nota: Clasificación "RMR", modificada según la Romana 2000		

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

La clasificación geomecánica de la masa rocosa para los propósitos del estudio en la mina "Hércules y su entorno físico" se ha obtenido a partir del "proceso, análisis e interpretación" de información proporcionada como resultado del cartografiado litológico-estructural en afloramientos de superficie y registros del mapeo geomecánico realizado en interior mina.

Empleando el criterio mostrado de valoración mostrado en la tabla 12 y el tratamiento de la información obtenida en campo se ha CLASIFICADO LA MASA ROCOSA en las distintas zonas de interés.

En la tabla 13, se presenta el resumen de la "Clasificación geomecánica" de la masa rocosa que conforman los distintos "dominios geomecánicos" en los sectores evaluados utilizando el "Sistema de clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski".

Tabla 13*Clasificación geomecánica RMR89*

MINA	LITOLGÍA	DOMINO	DESCRIPCIÓN DE LA CONDICIÓN LITO-ESTRUCTURAL DE LA MASA ROCOSA	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA		
				RMR	GSI	CLASIFICACIÓN
HÉRCULES	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con textura afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas o grisácea, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto con la “falla caja techo” de la estructura mineralizada. El dominio se muestra muy fracturado en sectores puntuales hacia el contacto caja techo de la estructura mineralizada	65	60	BUENA B
		Techo 2		55	50	REGULAR A
		Techo 3		45	40	REGULAR B
		Techo 4		35	30	MALA A
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, reemplazados por flujos mineralizados constituidos de “sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzos”. Es de suponer que el emplazamiento de mineralización tuvo varios eventos como se puede apreciar en el ensamble mineralógico variado y las alteraciones que son más intensas hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo (principalmente al piso de la veta hércules). El alcance a la alteración disminuye conforme se dista de los contactos con las fallas “piso y techo” de la estructura mineralizada.	55	50	REGULAR A
		Estructura 2		45	40	REGULAR B
		Estructura 3		35	30	MALA A
		Estructura 4		25	20	MALA B
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con textura afanítica a porfírica, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto “falla caja piso” de la estructura mineralizada. Estas alteraciones disminuyen conforme distan del contacto falla hacia las cajas.	55	50	REGULAR A
		Piso 2		45	40	REGULAR B
		Piso 3		35	30	MALA A
	Falla	Falla piso	Dominio lito-estructural se expone completamente alterado mineralógica y estructuralmente. Se emplaza en el contacto “falla caja piso- estructura mineralizada” y se presenta a lo largo del contacto piso con la estructura mineralizada en toda su extensión.	15	10	MUY MALA

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Del resumen mostrado en la tabla 13, se tiene la presencia de tres dominios lito-estructurales (caja piso, estructura mineralizada, caja techo) en la mina "Hércules " También se puede apreciar que los dominios litológicos como "dominios geomecánicos" caracterizados por presentar una valoración "RMR89. Esta clasificación geomecánica "RMR89 de Bieniawski " que presenta la masa rocosa en los distintos dominios geomecánicos encontrados (Tabla 13) en resumen se definen de la siguiente manera:

Clasificación geomecánica de Mina Hércules

Caja techo (RMR: 65-35). - Este dominio se constituye litológicamente por "lavas y tufos volcánicos" de composición andesítica con texturas afaníticas a porfiríticas, de tonalidades que van desde "verdosas a grisáceas". Estructuralmente se tipifica como un material fracturado (RQD: 50-75), en sectores puntuales hacia el contacto "falla - caja techo" se muestra muy fracturado (RQD: 30-45); presenta una resistencia a la compresión simple variable entre los "90-40Mpa"; las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre los "0.6-0.2 metros y 0.2-0.06 metros", una persistencia variable entre los rangos ">20 metros, 20-3metros, 3-1 o metros", aperturas entre las paredes opuestas de las discontinuidades son variables en las diaclasas va entre los "5.0 -1.0 mm, 1.0-0.1 mm, < 0.1 mm"; las superficies de las discontinuidades estructurales se muestran "rugosas, ligeramente rugosas a lizas"; en cuanto al material presente entre las discontinuidades, éstas se encuentran limpias, en ocasiones presentan rellenos duros (cuarzo, sulfuros) y suaves (óxidos, carbonatos); las paredes de las discontinuidades se muestran "ligeramente alteradas, alteradas a muy alteradas hacia el contacto falla- techo); superficialmente se muestran "secas a parcialmente húmedas" y eventualmente presentan "goteo a flujo en zonas muy puntuales". La "falla caja techo" se caracteriza por presentar una apertura mayor a 5mm, con rellenos blandos, húmedos, con espesores mayores a 5 milímetros, muestra superficies "ligeramente lizas a lizas", superficialmente se aprecian "húmedas a mojadas", se caracterizan por tener una baja a nula resistencia a los esfuerzos de corte.

Estructura mineralizada (RMR: 55-25). - Este dominio se constituye litológicamente por una asociación de minerales constituidos de "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo" emplazados en una matriz volcánica. Estructuralmente se tipifican como un material fracturado (RQD 50-75) y en sectores muy fracturado (RQD: 30-45) a intensamente

fracturado (RQD: <20); presentan una resistencia a la compresión simple variable entre los "100-50Mpa" para roca buena, entre los "35-50 Mpa" para roca regular, 1.0 Mpa" para roca muy mala. Las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre los "0.60-0.20metros, 0.20-0.06 metros y puntualmente menor a 0.06 metros", una persistencia variable entre los "20-10 metros, 10-3 metros, 3-1 metros y puntualmente < 1.0 metro"; las aperturas entre las paredes de las discontinuidades varían entre los ">5mm, 5-1mm, 1.0-0.1mm y <0.1mm"; las superficies de las discontinuidades varían desde "muy rugosas, rugosas, ligeramente rugosas a lisas"; en cuanto al material presente entre las paredes de las discontinuidades se puede precisar que estas se encuentran rellenas con material blando (carbonatos, óxidos y material argilizado) y rellenos duros (cuarzo, sulfuros primarios); muestra superficies de discontinuidades "ligeramente alteradas, alteradas a muy alteradas"; superficialmente se muestran "húmedas a mojadas" y en sectores muy puntuales se observan la presencia de "goteo moderado a intenso" presumiblemente asociado a infiltración de aguas superficiales.

Caja piso (RMR: 55-35).- Este dominio se constituye litológicamente por lavas y tufos volcánicos de composición andesítica con texturas afaníticas a porfiríticas, de tonalidades que van desde "verdosas a grisáceas". Estructuralmente se tipifica como un material fracturado (RQD: 50-75) y en sectores muy puntuales hacia el contacto caja piso-falla, se muestra muy fracturado (RQD: 30-40) e intensamente fracturado (RQD:<25); presenta una resistencia a la compresión simple variable entre los "100- 35 Mpa", en el contacto falla-caja piso la resistencia es "<5 Mpa". Las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre los "0.6-0.2 metros y 0.2-0.06 metros", hacia el contacto caja piso-falla se presenta un espaciamiento "< 0.06 metros"; una persistencia variable entre los ">20 metros, 20-10 metros, 10-

3 metros 3-1 metros y <1.0 metro"; las aperturas entre las paredes opuestas de las discontinuidades son variables en las diaclasas van entre los "5.0-1.0 mm, 1.0-0.1 mm, < 0.1 mm"; las superficies de discontinuidades van desde "rugosas, ligeramente rugosas a lizas"; en cuanto al material presente entre las paredes de las discontinuidades éstas se muestran "limpias o en su defecto presentan rellenos suaves de espesor menor a <5 mm"; las paredes de las discontinuidades se exponen "ligeramente alteradas, alteradas a muy alteradas); superficialmente se muestran "mojadas hacia el contacto con la caja piso-falla", mayormente se aprecia goteo-flujo, presumiblemente asociados a filtraciones del agua de infiltración. La falla caja piso se caracteriza por presentar una apertura muy mayor a 5mm (hasta los 1.50 metros) rellenas con material milonitizado (gauge), completamente alteradas de comportamiento plástico, superficialmente se aprecian "mojados, con presencia de goteo en sectores puntuales" desde el punto de vista geomecánico este dominio constituye los sectores más inestables observados durante la evaluación en esta Mina.

4.1.4. Zonificación Geomecánica

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo en la "Mecánica de rocas", se requiere fundamentalmente que la masa rocosa se encuentre sectorizada en áreas con similares características "lito-estructurales y físico-mecánicas" debido a que "el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos sólo dentro de las masas rocosas con similares características" lo que en adelante se conocerá como "dominios geomecánicos". En este contexto "la litología, el grado de alteración, el arreglo estructural, las propiedades resistentes de la roca, las propiedades de las discontinuidades estructurales" serán criterios de interés para definir los "dominios geomecánicos" presentes en la masa rocosa (proceso de zonificación geomecánica).

Según evaluaciones realizadas "topográfica, geológica, análisis estereográfico de discontinuidades estructurales, clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la masa rocosa " el área de interés de explotación es la "Mina Hércules " de lo cual se ha identificado tres dominios "Lito-estructurales" los cuales en función a su posición espacial visto en un corte transversal al rumbo de las estructuras mineralizadas se han tipificado como "Caja piso, Estructura mineralizada y Caja techo". En estos dominios lito-estructurales se ha realizado el "mapeo geológico- geomecánico" usando el método de "Celdas de detalle" y a modo de resumen en la "tabla 12", donde se ha logrado clasificar la masa rocosa con un índice numérico cuantitativo que divide a la masa rocosa en "Dominios geomecánicos" que se caracterizan por presentar rangos de valoración diferentes (Compañía Minera Lincuna S.A., 2023).

El proceso de zonificación geomecánica de la masa rocosa implica plasmar los resultados obtenidos de la valoración RMR89 (tabla 12) sobre "los planos de planta en los distintos niveles evaluados y cortes transversales al rumbo de las estructuras mineralizadas" de cada zona. La interpretación y correlación de éstos dominios usando criterios de interpolación e información de datos estructurales permite elaborar el "modelo geomecánico conceptual" de la masa rocosa presente en cada una de las zonas.

Una característica "particular e importante" de resaltar en esta mina es que la calidad de masa rocosa en los dominios lito-estructurales "Caja piso y Caja techo" en la Mina "Hércules" mejora conforme distan del contacto con las estructuras mineralizadas, esta característica es un indicador que las "alteraciones" asociadas a los procesos hidrotermales y la tectónica del sector" han influenciado significativamente en el deterioro de las propiedades resistentes de la masa rocosa en la "Caja piso y Caja techo" de la estructura mineralizada. Otra característica importante es que las estructuras mineralizadas vistas en un corte transversal están definidas y delimitadas por

fallas en los contactos "Caja piso y Caja techo". Estas fallas se extienden en el rumbo de las estructuras mineralizadas desde el punto de vista geológico representan un control estructural importante de la mineralización, desde el punto de vista geomecánico representan un problema para "la estabilidad estructuralmente controlada" ya que en los contactos se exponen dominios geomecánicos de menor calidad los cuales estructuralmente se encuentran muy disturbados con presencia del agua y materiales blandos (rellenos arcillosos) de baja o nula resistencia a los esfuerzos de corte.

Es necesario precisar que las "fallas piso" en la mina, muestran las condiciones más desfavorables.

4.1.5. Estimación de parámetros de resistencia

4.1.5.1. Resistencia de la roca intacta

Para estimar la resistencia de la roca, se realizó una serie de ensayos en campo (resistencia a compresión simple usando el martillo de rebote y la picota de geólogo y ensayos de Mecánica de Rocas en Laboratorio (propiedades físicas, resistencia compresión simple, resistencia a la compresión triaxial, constantes elásticas). Los resultados de los ensayos de "campo y laboratorio" se muestran en las "tablas 14 al 16".

Tabla 14

Resultados de ensayos estimados en campo

MINA	DOMINIO LITO - ESTRUCTURAL		PESO ESPECÍFICO (KN/m ³)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE EN ROCA (Mpa)	
	LITOLOGÍA	DOMINIO		σ_c (Picota de Geólogo)	σ_c (Martillo de Schmidt)
HÉRCULES	Caja techo (Lavas-tufos volcánicos)	Techo 1	28 - 29	>100	110
		Techo 2	28	50 - 100	85
		Techo 3	26 - 27	50 - 100	65
		Techo 4	25	25 - 50	45
	Estructura mineralizada (Brecha mineralizada)	Estructura 1	29 - 31	50 - 100	90
		Estructura 2	29	50 - 100	70
		Estructura 3	27 - 28	25 - 50	45
		Estructura 4	26	25 - 50	30
	Caja piso (Lavas-tufos volcánicos)	Piso 1	28 - 29	50 - 100	85
		Piso 2	28	50 - 100	65
		Piso 3	26 - 27	25 - 50	45
	Falla	Falla piso	17	<25	1

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Tabla 15

Resultados de ensayos estimados en Laboratorio – Caja Techo

RESULTADOS DE ENSAYOS ESTIMADOS EN LABORATORIO - CAJA TECHO					
CODIGO DE MUESTRA	UBICACIÓN	TIPO DE ENSAYO	NORMA	PARÁMETRO EVALUADO	RESULTADOS
HT	CAJA TECHO HÉRCULES	Propiedades físicas	ASTM C97 / ISRM	Densidad (Kg/cm ³) Porosidad (%) Absorción (%)	2.88 1.43 0.49
		Compresión simple	ASTM D7012-14e1 / ASTM D2938 / ISRM	Resistencia a la compresión (Mpa)	86
		Corte directo	ASTM D5607 / ISRM	Angulo de fricción interna (°) Cohesión (Mpa)	37.94 0.085
		Compresión triaxial	ASTM D7012-14e1 / ASTM D2664 / ISRM	Angulo de fricción interna (°) Cohesión (Mpa) mi	52.03 8.6 26.97
		Carga Puntual	ASTM D5731 / ISRM	Resistencia a la compresión (Mpa)	94
		Tracción indirecta	ASTM D3967	Resistencia a la tracción (Mpa)	9.58
		Constantes elasticas	ASTM D3148/ISRM	Módulo de elasticidad (Mpa)	14050
				Módulo de Poisson	0.23

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Tabla 16

Resultados de ensayos estimados en Laboratorio – Estructura Mineralizada

RESULTADOS DE ENSAYOS ESTIMADOS EN LABORATORIO - ESTRUCTURA MINERALIZADA					
CODIGO DE MUESTRA	UBICACIÓN	TIPO DE ENSAYO	NORMA	PARÁMETRO EVALUADO	RESULTADOS
HM	ESTRUCTURA MINERALIZADA HÉRCULES	Propiedades físicas	ASTM C97 / ISRM	Densidad (Kg/cm ³)	3.01
				Porosidad (%)	1.40
				Absorción (%)	0.53
		Compresión simple	ASTM D7012-14e1 /ASTM D2938 / ISRM	Resistencia a la compresión (Mpa)	80
		Corte directo	ASTM D5607 / ISRM	Angulo de fricción interna (°) Cohesión (Mpa)	37.94 0.085
		Compresión triaxial	ASTM D7012-14e1 /ASTM D2664 / ISRM	Angulo de fricción interna (°) Cohesión (Mpa) mi	52.03 8.6 26.97
		Carga Puntual	ASTM D5731 / ISRM	Resistencia a la compresión (Mpa)	90
		Tracción indirecta	ASTM D3967	Resistencia a la tracción (Mpa)	9
Constantes elasticas	ASTM D3148/ISRM	Módulo de elasticidad (Mpa)	14000		
			Módulo de Poisson	0.23	

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Tabla 17

Resultados de ensayos estimados en Laboratorio – Caja piso

RESULTADOS DE ENSAYOS ESTIMADOS EN LABORATORIO - CAJA PISO					
CODIGO DE MUESTRA	UBICACIÓN	TIPO DE ENSAYO	NORMA	PARÁMETRO EVALUADO	RESULTADOS
HP	CAJA PISO HÉRCULES	Propiedades físicas	ASTM C97 / ISRM	Densidad (Kg/cm ³)	2.8
				Porosidad (%)	1.50
				Absorción (%)	0.60
		Compresión simple	ASTM D7012-14e1 /ASTM D2938 / ISRM	Resistencia a la compresión (Mpa)	80
		Corte directo	ASTM D5607 / ISRM	Angulo de fricción interna (°) Cohesión (Mpa)	35.00 0.080
		Compresión triaxial	ASTM D7012-14e1 /ASTM D2664 / ISRM	Angulo de fricción interna (°) Cohesión (Mpa) mi	49.03 8.2 25
		Carga Puntual	ASTM D5731 / ISRM	Resistencia a la compresión (Mpa)	90
		Tracción indirecta	ASTM D3967	Resistencia a la tracción (Mpa)	8.72
Constantes elasticas	ASTM D3148/ISRM	Módulo de elasticidad (Mpa)	19000		
			Módulo de Poisson	0.24	

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

4.1.5.2. Resistencia de las discontinuidades

La resistencia en las paredes de las discontinuidades, se ha estimado a través de los ensayos de campo "ensayo de resistencia a la compresión simple en las paredes de las discontinuidades", "estimación del coeficiente de rugosidad de juntas, también se realizaron los ensayos de laboratorio "corte directo. El resumen de los resultados de las estimaciones de campo y laboratorio para evaluar la resistencia de las discontinuidades se muestran en las "tablas: 14 - 18".

Tabla 18

Resultados de ensayos de resistencia en discontinuidades estimados en campo

Mina	Dominio lito-estructural		Resistencia compresión simple en las paredes de discontinuidad (Mpa)	Coefficiente de rugosidad de juntas
	Litología	Dominio	JCS (Martillo De Schmidt)	JRC(rugómetro)
Hércules	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	110	15
		Techo 2	85	13
		Techo 3	65	11
		Techo 4	45	9
	Brecha mineralizada	Estructura 1	90	15
		Estructura 2	70	13
		Estructura 3	45	11
		Estructura 4	30	9
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	85	15
		Piso 2	65	13
		Piso 3	45	11
	Falla	Falla piso	1	9

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

4.1.5.3. Resistencia de la masa rocosa

Para la estimación de los parámetros de resistencia a nivel de Masa Rocosa, en el estudio se han utilizado los criterios de "Serafín-Pereira; 1983" y "Hoek- Brown; 2002", los cuales toman como datos de entrada los resultados de "caracterización geomecánica" mostrados en las "tablas 14 al 18 estos criterios son empíricos, pero resultan prácticos en la estimación de los parámetros a

nivel de masa rocosa, supliendo en alguna forma el error que se genera al "asumir y extrapolar los resultados de ensayos en condiciones de laboratorio sobre muestras de roca intacta como parámetros de masa rocosa procedimiento que no considera el efecto de escalamiento y por lo tanto conlleva a errores.

La tabla 18, muestra el resumen de los parámetros "estimados" a nivel de masa rocosa, utilizando los criterios de "Criterio de H & B; 2002" y "Serafín-Pereira; 1983" basados en parámetros obtenidos de "clasificación geomecánica, ensayos de campo-laboratorio" según sugieren las normas de la "Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas".

Tabla 19

Parámetros de geomecánicos de masa rocosa

DOMINIO	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA			PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE LA MASA ROCOSA									
	LITOLOGÍA	RMR	GSI	Peso específico (KN/m ³)	σ_{ci} (MPa)	mi	mb	s	a	E(MPa)	γ	ϕ (°)	C (MPa)
HÉRCULES	Lavás - tufos volcánicos	65	60	30.0	95.0	27	6.47	0.0117	0,5	14604	0.23	46	4.73
		55	50	28.0	85.0	25	4.19	0.0039	0.500	8032	0.25	48	2.60
		45	40	26.0	60.0	23	2.11	0.0013	0.500	4405	0.28	40	0.70
		35	30	20.0	20.0	18	1.20	0.0007	0.575	881	0.34	33	0.20
	Brecha mineralizada	55	50	28.0	95.0	23	3.86	0.0039	0.500	8158	0.25	45	1.50
		45	40	27.0	65.0	22	3.09	0.0022	0.500	5871	0.26	43	0.40
		35	30	25.0	45.0	12	0.99	0.0004	0.500	2450	0.30	34	0.80
		25	20	20.0	5.0	25	1.20	0.0000	0.575	881	0.34	33	0.70
	Lavás - tufos volcánicos	55	50	26.0	70.0	18	3.61	0.0067	0.500	10355	0.24	44	0.90
		45	40	25.0	40.0	16	1.57	0.0022	0.500	3182	0.29	38	0.60
		35	30	20.0	20.0	18	1.20	0.0007	0.575	881	0.34	33	0.20
	Falla	15	10	17.0	1.0	6	0.20	0.0000	0.625	468	0.38	16	0.30

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Los parámetros de resistencia mostrados en la tabla 19, son los parámetros geomecánicos asignados al modelo geomecánico conceptual mostrado en los planos de planta. Estos parámetros serán empleados como datos de ingreso "Inputs" para los análisis de estabilidad y cálculos

geomecánicos posteriores en áreas de interés para propósitos del dimensionamiento geomecánico de las unidades de explotación (tajos, puentes, pilares).

4.1.6. Estimación del estado tensional

La roca en profundidad está sometida a una serie de esfuerzos resultantes de muchos factores uno de ellos por ejemplo "el peso de los estratos sobreyacentes para un caso puramente geoestático" y adicionalmente debido a "los esfuerzos de origen tectónico - residual, sismológico para un caso no geoestático". Independientemente de cual sea el caso "geoestático o no geoestático" al crear una excavación en la masa rocosa sometida a los estados de esfuerzos mencionados (esfuerzos in-situ), su campo de esfuerzos es disturbado, generándose en la masa rocosa una redistribución de los esfuerzos cuyo resultado conlleva a un nuevo estado de esfuerzos en la masa rocosa denominado "esfuerzos inducidos" en el entorno físico de la excavación. El conocimiento de la "magnitud y dirección" de los esfuerzos, es una componente esencial para el diseño subterráneo, debido a que ocurren casos donde la "resistencia de la roca es superada por la magnitud de los esfuerzos inducidos, generándose la inestabilidad de la excavación".

4.1.6.1. Dirección de esfuerzos

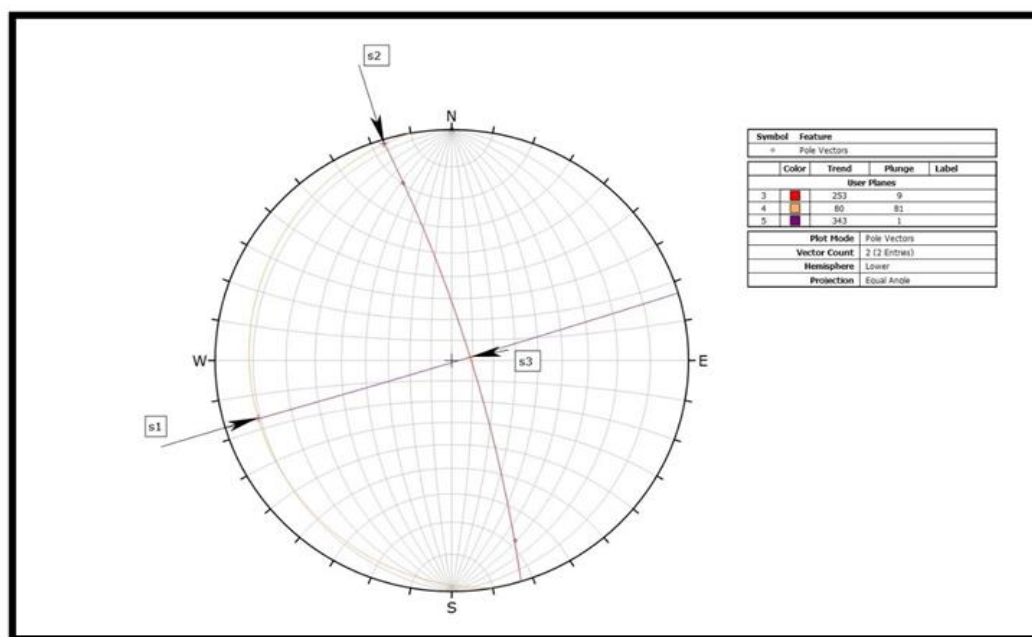
Para estimar la orientación de esfuerzos, para el estudio se parte de la hipótesis de ocurrencias de fallas conjugadas. Esta hipótesis postula que "Las orientaciones de los esfuerzos principales a nivel local, están controlados en alguna medida por la dirección de los fallamientos principales ocurridos en el sector".

Del análisis estereográfico de datos estructurales (fallas y diaclasas), se obtiene en cada zona los siguientes sistemas conjugados: Hércules (F1 77/164; F2 79/341); Mediante la proyección estereográfica equiangular a los sistemas de fallas y empleando el criterio de ocurrencia de "fallas

conjugadas” se obtiene los planos máximos del tensor de esfuerzos naturales (preminado) “ σ_1 , σ_2 y σ_3 ” cuya interpretación finalmente permite estimar la orientación de los esfuerzos principales. En la figura 13, se muestra los resultados de la estimación de orientación de esfuerzos principales en cada una de las zonas de interés.

Figura 13

Orientación de esfuerzos Hércules



Fuente: Elaboración propia

Tabla 20

Orientación de esfuerzos

MINA	ORIENTACIÓN DE ESFUERZOS		
	ID	TREND	PLUNGE
Hércules	S1	253	9
	S2	343	1
	S3	80	81

Fuente: Elaboración propia

4.1.6.2. Magnitud de esfuerzos

Para estimar la magnitud de los esfuerzos se ha tomado como base algunas tendencias de mediciones de esfuerzos “in-situ” mediante Over Coring realizados en el Perú, utilizando los criterios de “Sheorey 1994, e Hipótesis de Fallas Conjugadas” determinándose la constante de transmisión de esfuerzos "K" como una función de la profundidad del minado debajo de la superficie. Estas aproximaciones matemáticas han sido la base para los cálculos referidos a magnitud de esfuerzos principales en Mina, válidos única y exclusivamente para fines de éste estudio, los resultados de estas estimaciones se muestran en la Tabla 21.

Tabla 21

Magnitud de esfuerzos por niveles - Hércules

Magnitud de Esfuerzos, Hércules			
Nivel	Z1	Z2	Z3
7	0	0	0
8	13	7	1
9	14	8	2
10	14	8	3
11	14	9	4
12	15	10	5
13	15	11	6
14	15	11	7
15	16	12	7
16	16	12	8
17	16	13	9
18	17	13	10

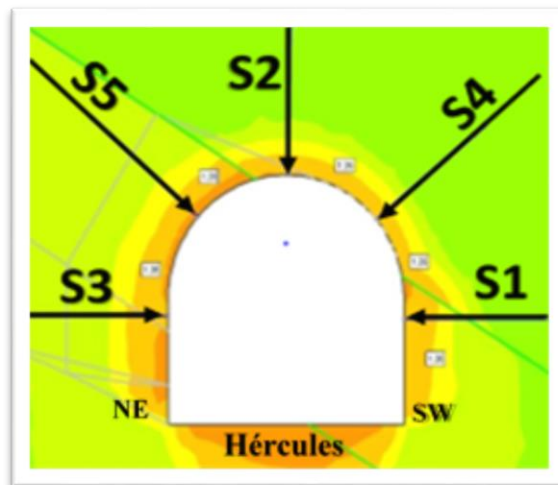
* Esfuerzo en Mpa.

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

A continuación, se generan los perfiles para el modelamiento numérico en el software Phase2.

Figura 14

Configuración de esfuerzos para el Phases, zona Hércules



Fuente: Elaboración propia

4.1.7. Identificación de los mecanismos de falla

En base a información obtenida del análisis estereográfico de discontinuidades estructurales (fallas y diaclasas) como se muestra en las "tablas: 10 y 11 y figuras 8 al 12"; en el área de interés se prevé que los modos más probables de falla a desarrollarse desde "caja techo, corona y caja piso" de las excavaciones subterráneas serán los desprendimientos del tipo "Cuña" cuyo desprendimiento dependiendo de su ubicación espacial en los frentes de excavación será por "gravidad o deslizamiento". Es necesario precisar que éstos serán los modos de falla que potencialmente puedan desarrollarse en las áreas de interés "Hércules"; en éste contexto los "Análisis de estabilidad estructuralmente controlada" a realizarse en acápite posteriores, se orientarán a determinar el "F.S." para el mecanismo de fallas del tipo "Cuña" independientemente de donde provienen, (paredes o techo de la excavación).

4.2. Dimensionamiento geomecánico

4.2.1. Métodos de cálculo

Para el dimensionamiento geomecánico de excavaciones subterráneas (Tajos, Pilares y Puentes) se emplean los "métodos empíricos" (Dimensionamiento de Tajos, según Método Gráfico de Estabilidad de Mathews modificado por "Potvin & Milne, 1992", dimensionamiento de Pilares, según el modelo de "Obert & Duvall, 1967", Dimensionamiento de Puentes "Sill Pillars", según el modelo de "Carter, 1992") y finalmente como una herramienta de comprobación numérica y validación de las aproximaciones empíricas se emplea el "Método Numérico" con la ayuda de ordenadores computacionales usando el programa de elementos finitos "Phase2".

La información válida para propósitos del dimensionamiento geomecánico de excavaciones subterráneas en Mina consiste en:

- Información gráfica "topografía superficial y subterránea".
- Información numérica "Modelo geomecánico conceptual" de la mina obtenida del "proceso, análisis e interpretación" de los datos recopilados en los trabajos de "Investigación geológica- geomecánica de Campo y Laboratorio".
- El dimensionamiento de "Tajos, se realizará mediante la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews" el cual consiste en determinar dos parámetros fundamentales que controlan la estabilidad de los Tajos "Número de estabilidad N " y "Radio hidráulico S "; la metodología se basa en el cálculo del número de estabilidad " N ", con el cual se ingresa al ábaco "Gráfico de estabilidad" determinando el valor del "Radio hidráulico, S " en distintos escenarios de diseño (diseño de tajos sin sostenimiento y diseño de tajos con sostenimiento), según la configuración de los métodos de explotación.

- El dimensionamiento de "Pilares y Puentes" se realizará utilizando los modelos desarrollados por "Obert & Duvall, 1967" y "Carter, 1992" respectivamente. Estos análisis se realizarán sobre la base del dimensionamiento geomecánico de los Tajos.
- El análisis de estabilidad empleando modelamiento numérico, se realiza utilizando el "Software Phase2". Este análisis consiste en simular para determinadas condiciones de "Calidad geomecánica, Magnitud, Dirección de esfuerzos" las geometrías de diseño obtenidas según cálculos realizados por métodos empíricos en las distintas unidades de explotación "Tajos, Pilares y Puentes", estableciendo conceptualmente un secuenciamiento adecuado del Minado. Los resultados de este programa muestran vistas de la distribución de los esfuerzos y las deformaciones teóricas en el borde de las excavaciones. El criterio de estabilidad mediante modelamiento numérico en las excavaciones subterráneas para las distintas geometrías simuladas en las "fases" es considerar que la relación "Resistencia/Esfuerzo inducido" sea mayor a 1.1.

4.2.2. Factores de seguridad

Los factores de seguridad mínimos para los análisis de estabilidad en el estudio se han establecido en función a los tipos de análisis (métodos empíricos, modelamiento numérico bidimensional usando software Phases2 y análisis de estabilidad estructuralmente controlada mediante software Unwedge), estableciéndose los factores de seguridad (criterios de estabilidad) mostrados en la tabla 22.

Tabla 22

Factores de seguridad - diseño subterráneo Mina

MÉTODO DE ANÁLISIS	CRITERIO DE ESTABILIDAD
Método gráfico de estabilidad (M.G.E)	F.S > 1.5
Método de elementos finitos (M.E.F)	F.S > 1.1
Método de equilibrio límite (M.E.L)	F.S > 1.5
Nota: Factor de seguridad del diseño.	

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Los valores mostrados en la tabla 22, son valores mínimos referenciales del "Factor de seguridad" obtenidos en los análisis de estabilidad considerados en la práctica ingenieril y con aceptación en el medio local.

4.2.3. Condiciones para el análisis de estabilidad

A.- Caso "Diseño subterráneo Mina"

Para el "Análisis de estabilidad de los tajos subterráneos" en la Mina "Hércules", se han considerado las secciones transversales al buzamiento de la estructura, del modelo geomecánico conceptual.

Estas son "secciones geomecánicas" son representativas desde el punto de vista "topográfico - geológico - geomecánico" para el análisis de la estabilidad; en estas se analizarán las condiciones proyectadas del diseño de la explotación. Las propiedades de los materiales que conforman el modelo geomecánico" son los valores de la tabla 11, los mismos que servirán como parámetros de ingreso (INPUTS) para los análisis de estabilidad que se realizarán en los siguientes párrafos. Estos análisis se efectuarán iterativamente, tendiendo a determinar los parámetros adecuados desde el punto de vista de la "MAXIMIZAR EL APROVECHAMIENTO DE LOS

RECURSOS GEOLOGICOS" y el "Establecimiento de condiciones de estabilidad que garanticen operaciones eficientes".

4.2.4. Dimensionamiento de tajos usando el método gráfico de estabilidad

El “Método Gráfico de Estabilidad” desarrollado por “Mathews”, es una técnica empírica basada en el análisis de casos históricos desarrollados en Minas Subterráneas Canadienses. Su aplicación como herramienta para el diseño de Tajos, resulta importante debido a que la metodología de su aplicación considera "los factores principales que influyen en el diseño de Tajos" como información sobre la estructura rocosa (la resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación) y la forma (tamaño y orientación de las excavaciones) para determinar si el Tajo será estable para distintos escenarios de diseño (en el límite del auto-soporte, con sostenimiento o mediante la aplicación de los métodos de hundimiento).

El procedimiento de diseño con la aplicación del "M.G.E.", se fundamenta en la determinación del número de estabilidad "N" y el radio hidráulico de la superficie del Tajo "S". En este estudio se emplea el M.G.E, para el dimensionamiento de Tajos en la Mina Hércules.

4.2.4.1. Determinación del número de estabilidad "N"

El número de estabilidad representa "la respuesta de la masa rocosa para permanecer estable bajo una condición de esfuerzos dado". Su determinación se realiza mediante la siguiente expresión matemática:

$$N = Q' * A * B * C \dots (\text{ecuacion 10})$$

Donde:

N: Numero de estabilidad

Q': Es el Indicé de Calidad Túnelera Q modificado

A: Factor de reducción de esfuerzos

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades

C: Factor de ajuste para deslizamiento y caídas de bloques

Determinado como resultado del "Mapeo geomecánico de la masa rocosa", el procedimiento de estimación del Q' es similar a la clasificación NGI (Barton et al., 1974) estándar con la única diferencia que el valor de Q' se realiza considerando el factor de los esfuerzos activos $J_w/SRF=1.0$.

Es necesario precisar que esta técnica es aplicable solo en condiciones secas de masa rocosa, donde la influencia del agua no afecta significativamente la estabilidad local y global de la Mina.

A: Factor de reducción por esfuerzos

Refleja los esfuerzos que actúan sobre la cara libre expuesta del Tajo. Se define como el cociente entre "la resistencia a compresión uniaxial de la roca y el esfuerzo máximo inducido en la masa rocosa" para cada dominio; "caja techo, estructura mineralizada y caja piso".

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las superficies expuestas del Tajo, cuanto menor es el ángulo que forma la discontinuidad crítica con respecto a la superficie expuesta del Tajo será una condición más desfavorable para la estabilidad del Tajo y viceversa.

C: Factor de ajuste para deslizamiento y caídas de bloques

Es un número que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas que forma el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies

expuestas del Tajo (caja techo, estructura mineralizada y caja piso). Para el cálculo de este factor se parte del postulado que las fallas pueden ocurrir desde el techo del Tajo a modo de desprendimiento de cuñas, desde las paredes del Tajo a modo de lajamientos y deslizamientos de cuñas.

Los resultados obtenidos de la estimación del número de estabilidad "N" para los distintos dominios geomecánicos que intervienen en el diseño minero en cada una de las zonas de explotación considerando la valoración de "Calidad de la masa rocosa Q' modificada" y los factores de ajuste "A, B, C" determinados en función a "la resistencia de la roca, la magnitud de esfuerzos y la distribución espacial de los sistemas de discontinuidades estructurales" se muestran en la tabla 23.

Tabla 23

Número de estabilidad "N", según zonas de explotación

ESTIMACIÓN DEL NÚMERO DE ESTABILIDAD N'										
ZONA	LITOLOGÍA	RMR	Q'	σ	σ_{ci}	σ_{max}	A	B	C	N'
HÉRCULES	CAJA TECHO	65	11.21	12.9	95.0	17.0	0.9	0.2	6.7	13.5
		55	3.55	5.9	85.0	17.0	0.9	0.2	6.7	4.3
		45	1.12	3.1	60.0	17.0	0.6	0.2	6.7	0.9
		35	0.35	0.6	20.0	17.0	0.4	0.2	6.7	0.2
	ESTRUCTURA HÉRCULES	55	3.55	1.9	95.0	17.0	1	0.2	6.7	4.8
		45	1.12	1.1	65.0	17.0	0.6	0.2	6.7	0.9
		35	0.35	0.2	45.0	17.0	0.4	0.2	6.7	0.2
		25	0.11	0.04	5.0	17.0	0.1	0.2	6.7	0.015
	CAJA PISO	55	3.55	10.3	70.0	17.0	1.1	0.2	6.7	5.2
		45	1.12	3.4	40.0	17.0	0.7	0.2	6.7	1.1
		35	0.35	0.4	20.0	17.0	0.4	0.2	6.7	0.2
	FALLA	15	0.04	0.01	1.0	17.0	0.1	0.2	6.7	0.0

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

4.2.4.2. Cálculo del radio hidráulico "S"

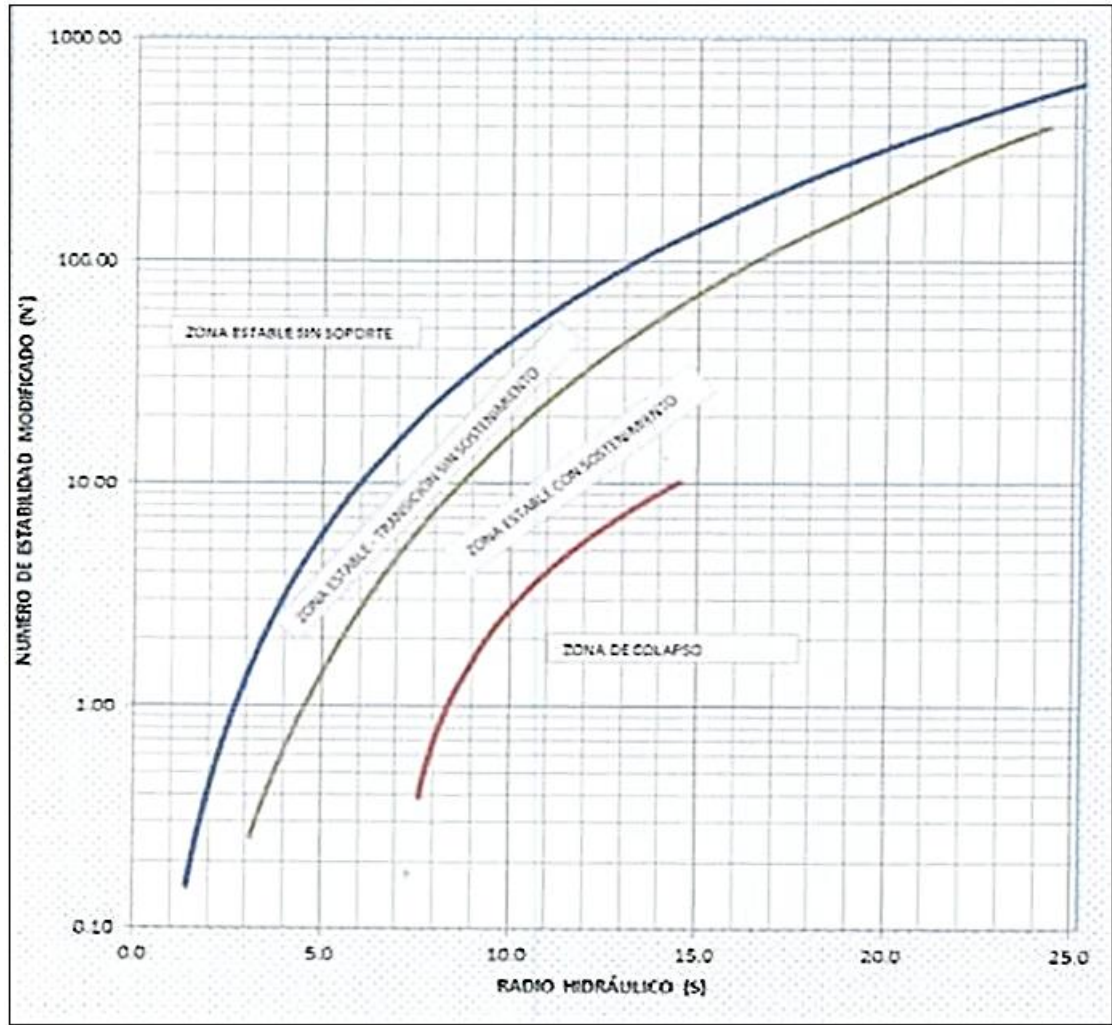
Para estimar el radio hidráulico de los Tajos, se ingresa al ábaco denominado "Gráfico de Estabilidad" (figura15), según el escenario de diseño (métodos con auto-sostenimiento, métodos

con sostenimiento) se obtiene el valor del Radio Hidráulico de la superficie del Tajo. El cual representa una relación adimensional entre “el área y el perímetro de la superficie expuesta del Tajo”, se representa mediante la ecuación:

$$S = \frac{\text{area}}{\text{perimetro}} \dots (\text{ecuacion 11})$$

Figura 15

Grafico de estabilidad



Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

Para los números de estabilidad "N", mostrados en la tabla 23 e ingresando con estos valores sobre el ábaco mostrado en la figura 16, se obtienen los valores de radio hidráulico "S". Posteriormente con estos valores de radio hidráulico mediante la ecuación 11 y haciendo constante uno de los parámetros del radio hidráulico (ancho, altura y/o longitud del Tajo) se itera de modo sucesivo hasta encontrar la dimensión incógnita (ancho, altura y/o longitud del Tajo) según el escenario de diseño proyectado (auto-soporte y/o sostenimiento).

Los resultados de la estimación del radio hidráulico "S" considerando los distintos "Dominios geomecánicos" que involucra el diseño de explotación en la Mina "Hércules", se muestran en la tabla 24.

Tabla 24

Radio hidraulico "S"

ZONA	LITOLOGÍA	RMR	σ	NÚMERO DE ESTABILIDAD (N)	RADIO HIDRÁULICO	
					LIMITE DEL AUTOSOPORTE	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO
HÉRCULES	Caja techo	65	12.9	13.5	6.5	9.5
		55	5.9	4.3	4.3	7.5
		45	3.1	0.9	2.5	4.4
		35	0.6	0.2	1.8	3.3
	Estructura Hércules	55	1.9	4.8	4.6	7.1
		45	1.1	0.9	2.5	4.4
		35	0.2	0.2	1.8	3.3
		25	0.04	0.015	1.2	2.6
	Caja piso	55	10.3	5.2	4.8	7.2
		45	3.4	1.1	2.9	4.8
		35	0.4	0.2	1.8	3.3
	Falla	15	0.01	0.0	0	1

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Los resultados mostrados en la tabla 24, son los valores del radio hidráulico "S", obtenidos según el escenario de diseño proyectado en la Mina. Para propósitos del dimensionamiento geomecánico según información proporcionada de los diseños de minado y secciones típicas del

modelo geomecánico, se tiene que la geometría de las estructuras mineralizadas en la zona "Hércules" son aproximadamente "Tabulares" y además presentan bajo ángulo de buzamiento "echado $< 32^\circ$ ". Por lo tanto, desde el punto de vista de la estabilidad las unidades lito-estructurales "Caja techo y Estructura mineralizada" serán de mayor interés para el "Dimensionamiento Geomecánico" empleando la técnica del "Método Gráfico de Estabilidad".

Los resultados del dimensionamiento geomecánico usando M.G.E., según la metodología descrita, para los datos de los diversos métodos de minado, considerando como escenarios de diseño "Auto-soporte y sostenimiento" se muestran en la tabla 25.

Tabla 25

Dimensiones de tajos, según M.G.E.

ZONA	LITOLÓGIA	RMR	σ	NÚMERO DE ESTABILIDAD (N')	RADIO HIDRÁULICO		DIMENSIÓN DE EXCAVACIONES RESPECTO A UN ANCHO CONOCIDO DE MINADO					
					LÍMITE DEL SOPORTE	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ANCHO (Conocido)	ALTURA (Max.)	LONGITUD (Max.)	ANCHO (Conocido)	ALTURA (Max.)	LONGITUD (Max.)
HÉRCULES	CAJA TECHO	65	12.9	13.5	6.5	9.5	11.5	15	15	11.5	55	55
		55	5.9	4.3	4.3	7.5	11.5	7	7	11.5	22	22
		45	3.1	0.9	2.5	4.4	11.5	3	3	11.5	7	7
		35	0.6	0.2	1.8	3.3	11.5	2	2	11.5	5	5
	ESTRUCTURA HÉRCULES	55	1.9	4.8	4.6	7.1	10	9	9	10	24	24
		45	1.1	0.9	2.5	4.4	11.5	3	3	11.5	7	7
		35	0.2	0.2	1.8	3.3	11.5	2	2	11.5	5	5
	CAJA PISO	25	0.04	0.015	1.2	2.6	11.5	1	1	11.5	3	3
		55	10.3	5.2	4.8	7.2	11.5	8	8	11.5	19	19
		45	3.4	1.1	2.9	4.8	11.5	4	4	11.5	8	8
	FALLA	35	0.4	0.2	1.8	3.3	11.5	2	2	11.5	5	5
		15	0.01	0.0	0	1	11.5	0	0	11.5	1	1

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Los resultados mostrados en la tabla 25, corresponden a las dimensiones de los "TAJOS SIN LA APLICACIÓN DEL SOSTENIMIENTO y TAJOS CON LA APLICACIÓN DEL SOSTENIMIENTO". A modo de ejemplo se puede indicar que para la Zona Hércules considerando un ancho medio de la estructura mineralizada (transversal al rumbo) equivalente a 11.5 metros, considerando el radio hidráulico "S=2.3" de la Estructura Mineralizada y

reemplazando datos en la ecuación 11, se estima que la "altura de tajo será aproximadamente equivalente a 8 metros"; para esta altura de tajo (8 metros) y considerando el radio hidráulico "S=7.2" de la caja techo reemplazamos los valores en la ecuación 11 estimando la longitud del Tajo equivalente a 19 metros en el rumbo de la estructura mineralizada. De manera similar se estimarán las dimensiones máximas de los Tajos en los otros dominios geomecánicos.

4.2.5. Dimensionamiento de cámaras y pilares

El dimensionamiento de las "Cámaras y Pilares" considerado como un aspecto importante del diseño para la explotación en Mina, se realiza sobre la base de dos aspectos fundamentales del diseño minero "Seguridad y Economía". En este contexto utilizando como herramienta matemática el algoritmo propuesto por "Obert & Duvall, 1967" se procede realizar el dimensionamiento de las "Cámaras y Pilares", según la siguiente expresión matemática:

$$Sp = \sigma_{ci} * \left[(0.78 + 0.22 * \left(\frac{W}{H} \right)) \right] \dots \text{ecuacion 12}$$

La información necesaria para el dimensionamiento de las "Cámaras & Pilares" asociados a este proyecto usando el modelo de "Obert & Duvall, 1967" se constituye de:

- Relación "Ancho/Altura del pilar (W/H).
- Razón de extracción.
- Carga litostática.
- Esfuerzo medio del pilar (σ_p).
- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta del pilar (σ_{ci}).
- Resistencia media del Pilar (Sp).

El modelo de "Obert & Duvall, 1967", postula que la resistencia del pilar se puede expresar en términos del factor de seguridad como una relación entre esfuerzo y resistencia (Esfuerzo medio en el Pilar// Resistencia media del Pilar), donde un valor de "F.S. < 1.0" implica condiciones de inestabilidad, "F.S. = 1.0 - 1.5" condición de equilibrio límite y "F.S. >= 1.5" implica condiciones estables. En la tabla 26, se muestran los resultados del "cálculo preliminar" respecto al dimensionamiento geomecánico de las "Cámaras & Pilares" según el modelo de "Obert & Duvall, 1967" para las condiciones geomecánicas que exponen las estructuras mineralizadas y su entorno físico en la zona "Hércules".

Tabla 26

Dimensionamiento geomecánico de pilares de "Cámaras & Pilares"

DIMENSIONAMIENTO DE PILARES											
ZONA	DOMINIO	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA		DIMENSIONES DE CAMARAS & PILARES (m)				PARAMETROS DE CÁLCULO., Según "Obert & DUVALL, 1967)			
		RMR	σ_v	Wc	Ancho de cámara	Wp	Hcp	Resistencia media en el pilar (σ_p)	Resistencia a compresión (σ_{ci})	Esfuerzo media del pilar (S_p)	F.S
HÉRCULES	CAJA TECHO	65	10	9	14	4	4	62.50	95	95	1.52
		55	10	8.5	13	4	4	56.41	85	85	1.51
		45	10	7	10	4	4	40.00	60	60	1.50
		35	10	3.6	7	4	4	13.23	20	20	1.51
	ESTRUCTURA HÉRCULES	55	10	9	14	4	4	62.50	95	95	1.52
		45	10	7	10	4	4	40.00	65	65	1.63
		35	10	5.5	7	4	4	26.41	45	45	1.70
		25	10	1.2	2.6	4	4	3.03	5	5	1.65
	CAJA PISO	55	10	7.5	11	4	4	45.16	70	70	1.55
		45	10	5.5	7	4	4	26.41	40	40	1.51
		35	10	3.5	7	4	4	12.66	20	20	1.58
	FALLA	15	10	0.05	0.1	4	4	0.69	1	1	1.45

Fuente: Departamento de geomecánica compañía minera Lincuna S.A.

Los resultados mostrados en la tabla "26", indican las dimensiones de las "Cámaras & Pilares" válidas para todos los escenarios geomecánicos revisados en la unidad.

4.2.6. Análisis de estabilidad mediante "Modelamiento Numérico"

El análisis de estabilidad mediante "Modelamiento Numérico", como se refirió en los párrafos anteriores se realiza empleando el "Software Phase2" con la finalidad de evaluar la estabilidad de las geometrías de diseño obtenidas mediante la aplicación de métodos empíricos (en tajos, pilares y puentes). Los parámetros asignados al "Modelo geomecánico", para el análisis de estabilidad mediante "Modelamiento Numérico" se muestran en la Tabla 18, las condiciones de los esfuerzos principales en "Magnitud y Dirección" para el análisis de estabilidad mediante modelamiento numérico se muestran en las tablas 19 y 20.

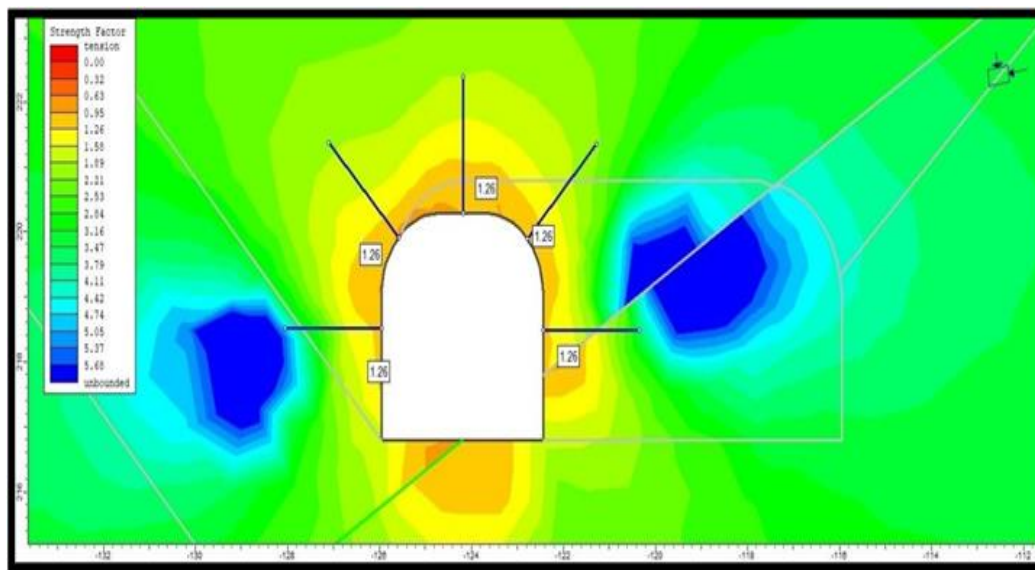
Es importante precisar que el "Modelo geomecánico", considerado para el análisis de estabilidad, varía según las secciones geomecánicas y las zonas de explotación (Hércules).

En los siguientes párrafos, líneas abajo se realiza el análisis de estabilidad mediante "Modelamiento Numérico", las salidas muestran "vistas gráficas", en las cuales se aprecia la distribución del factor de seguridad ($F.S. = \text{resistencia} / \text{esfuerzo inducido}$) para las distintas etapas de explotación simuladas mediante aplicación de métodos numéricos.

4.2.6.1. Simulación de la Secuencia de Minado Sub Level Stopping – Mina Hércules

Figura 16

Grafico de estabilidad fase 1 (preparación)

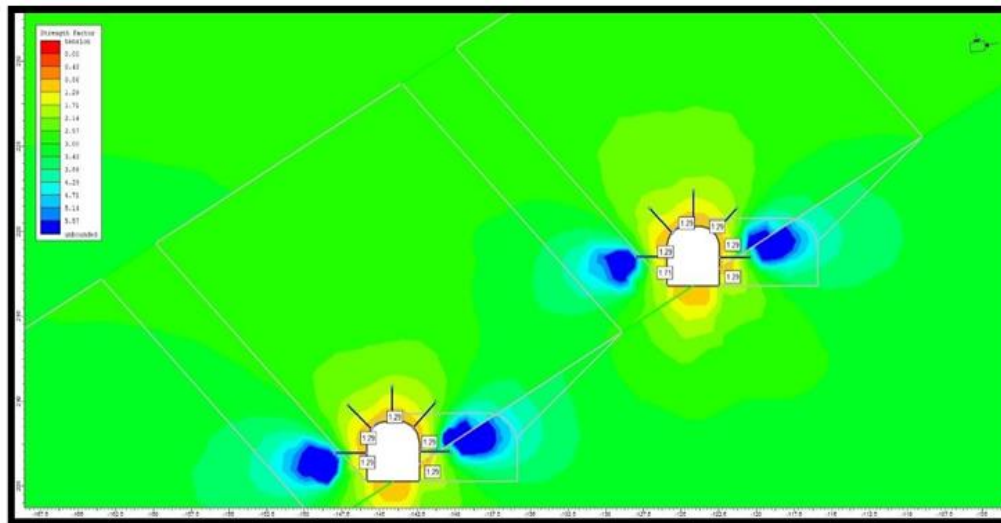


Fuente: Elaboración propia

En la figura 16. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 1 (preparación). El esquema de minado ubica la rampa de acceso al techo de la estructura mineralizada, en esta fase se muestra el SUB NIVEL de sección 4m x 4m. sostenimiento con Split set 7' sistemático, espaciados a 1.5m x 1.5m. En esta fase se aprecian condiciones estables (FS > 1.1).

Figura 17

Grafico de estabilidad fase 1 (preparación)

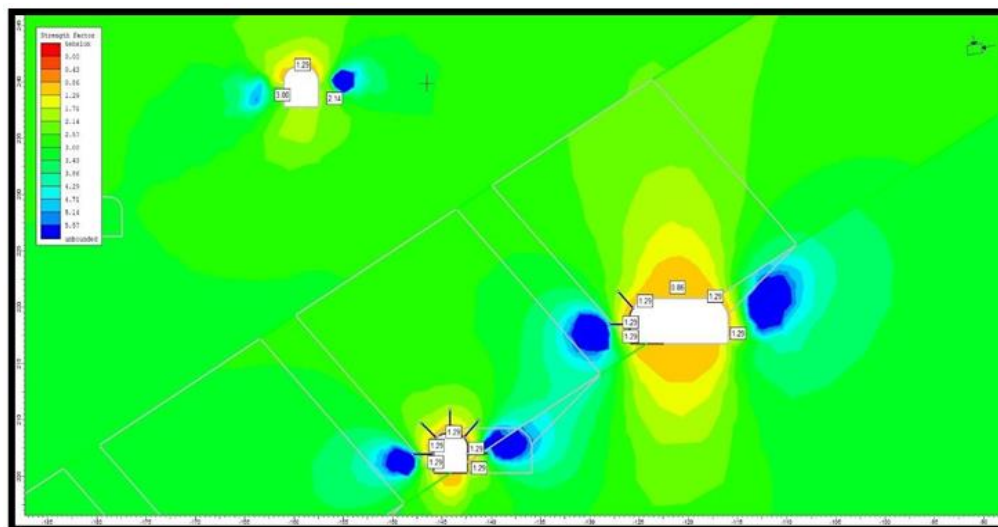


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 17. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 1 (preparación). El esquema de minado muestra dos SUB NIVELES, ubicados en la vertical con una diferencia de 8m. sostenimiento con Split set 7' espaciados a 1.5m x 1.5m. En esta fase se aprecian condiciones estables ($FS > 1.1$).

Figura 18

Gráfico de estabilidad fase 2 (preparación)

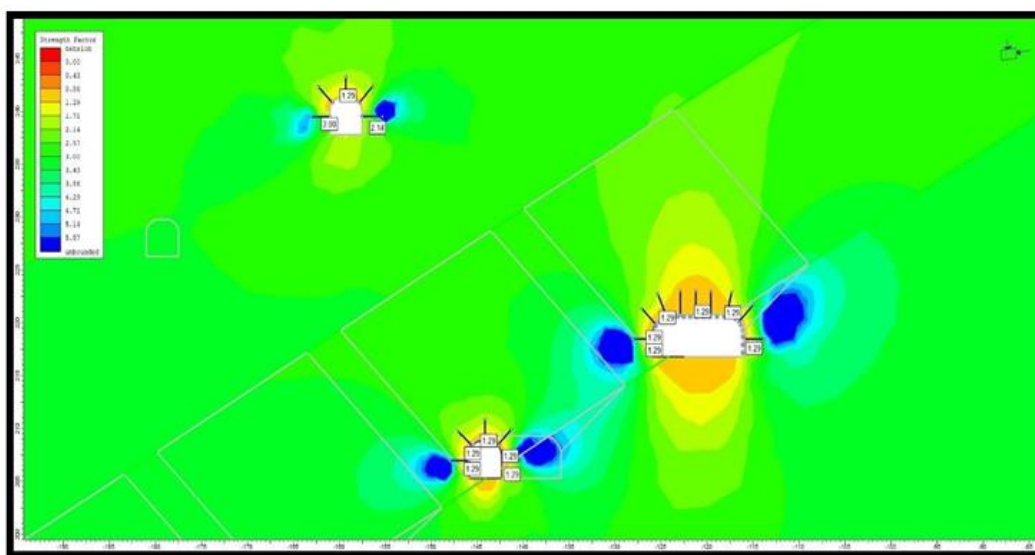


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 18. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 2 (preparación). El esquema de minado muestra el SUB NIVEL superior, donde se amplía la sección a 10 metros de ancho y 4 metros de altura (la sección puede ser menor, dependerá de la potencia de la estructura). Esta fase se muestra sin sostenimiento, mostrando condiciones inestables en la corona (FS = 0.86).

Figura 19

Grafico de estabilidad fase 2 (perparación)

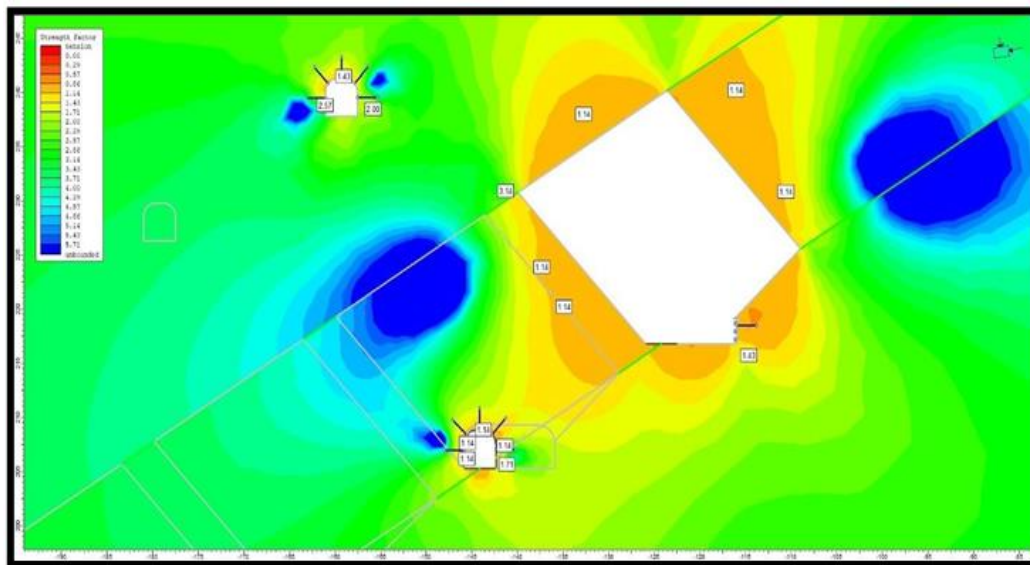


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 19. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 2 (preparación). El esquema de minado muestra el SUB NIVEL superior, donde se amplía la sección a 10 metros de ancho y 4 metros de altura (la sección puede ser menor, dependerá de la potencia de la estructura). Esta fase muestra la condición anterior, sostenida con shotcrete de 2 pulg más perno Split set 7' espaciados a 1.5m x 1.5m, mostrando condiciones estables (FS > 1.10).

Figura 20

Grafico de estabilidad fase 3 (explotación)

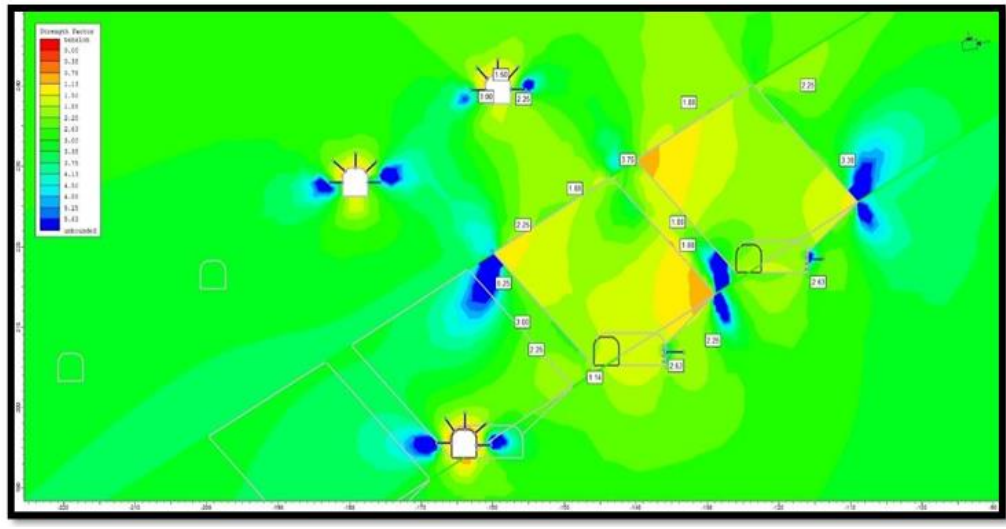


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 20. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 3 (explotación). El esquema de minado muestra el vacío del primer panel de una sección 18m x 20m x 13m, realizando un ajuste a la malla de FS; nos muestra un factor de seguridad de 1.14, que garantiza el limpiado del mineral en un corto tiempo (ver gráfico de tiempo de auto soporte). En esta fase se aprecian condiciones estables ($FS > 1.1$).

Figura 21

Grafico de estabilidad fase 4 (relleno)

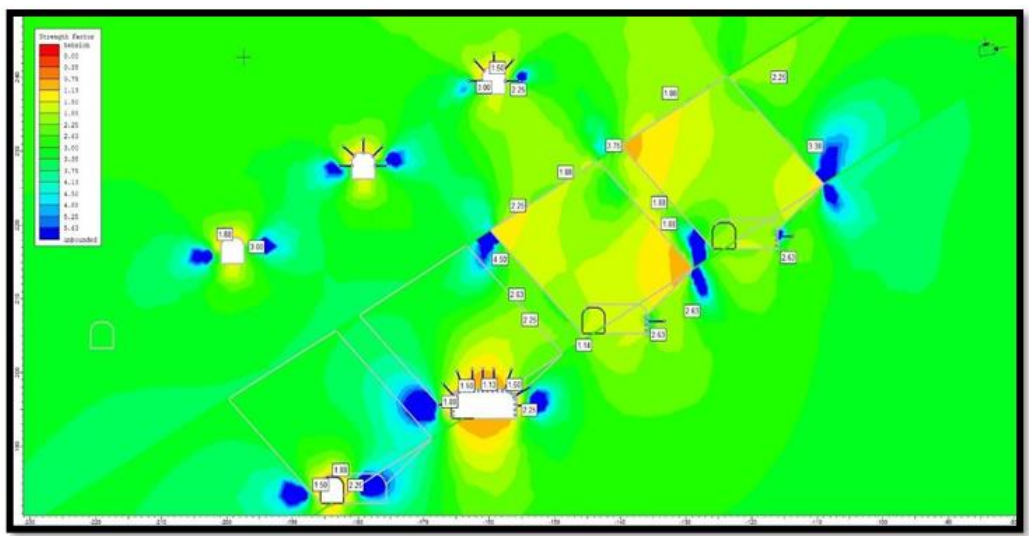


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 21. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 4 (relleno). El esquema de minado muestra el vacío relleno a través de una Cámara de relleno que sale del Bay Pass que se muestra en el extremo izquierdo de la figura. En esta fase se aprecian condiciones estables ($FS > 1.1$).

Figura 22

Grafico de estabilidad factor de seguridad fase 2 SUB NIVEL inferior (preparación)

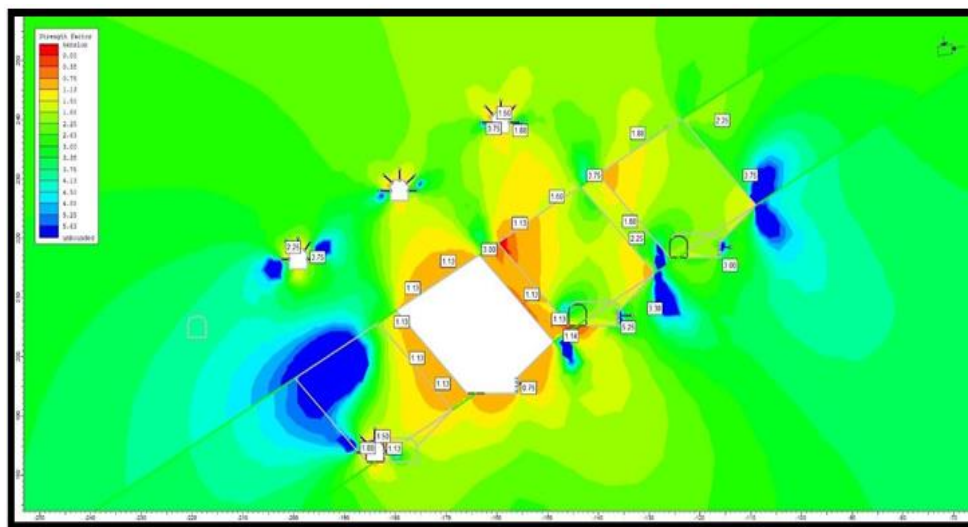


Fuente: Elaboración propia

En la figura 22. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 2 del SUB NIVEL Inferior (preparación). Sostenimiento de la ampliación de cámara con shotcrete de 2 pulg más perno Split set 7' espaciados a 1.5m x 1.5m, mostrando condiciones estables (FS > 1.1).

Figura 23

Grafico de estabilidad factor de seguridad fase 3 (explotación)

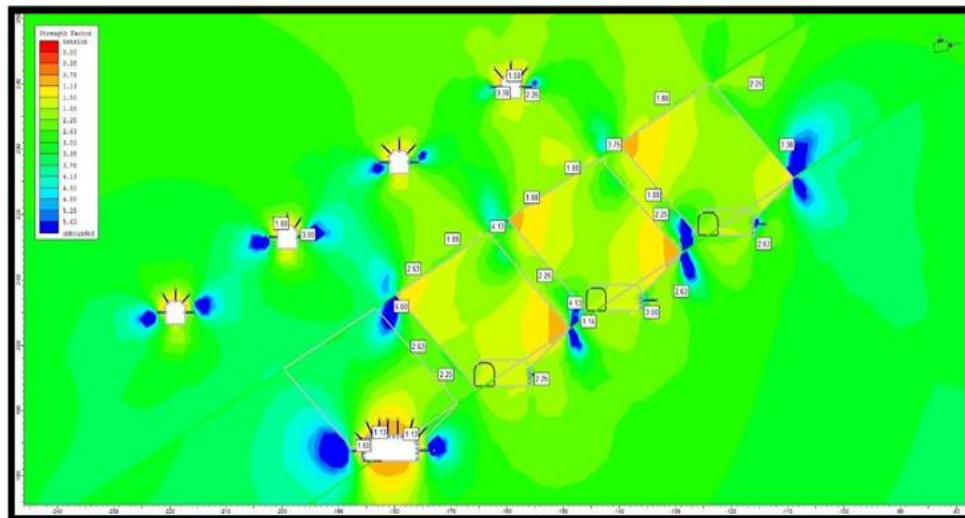


Fuente: Elaboración propia

En la Figura 23. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 3 (explotación). El esquema de minado muestra el vacío del primer panel, de una excavación realizada debajo de dos excavaciones superiores, de una sección 18m x 20m x 13m, realizando un ajuste a la malla de FS; nos muestra un factor de seguridad de 1.13, que garantiza el limpiado del mineral en un corto tiempo (ver gráfico de tiempo de auto soporte). El factor de seguridad de 1.13, se muestra en el puente entre el minado de la parte superior y el minado de la parte inferior, un puente de 5 metros de ancho de forma transversal a la estructura. En esta fase se aprecian condiciones estables (FS > 1.1).

Figura 24

Distribución del factor de seguridad fase 2 SUB NIVEL inferior (preparación)

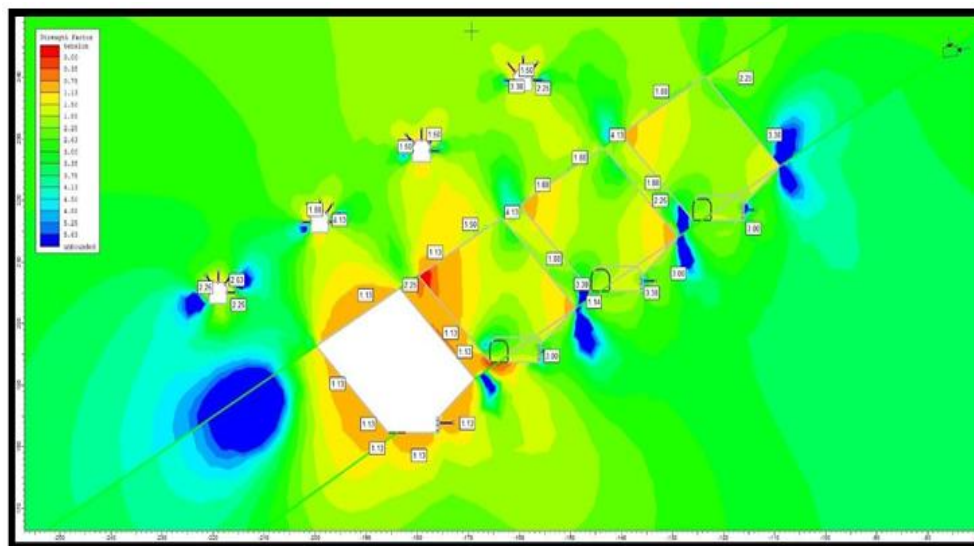


Fuente: Elaboración propia

Figura 24. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 2 del SUB NIVEL Inferior (preparación). Sostenimiento de la ampliación de cámara con shotcrete de 2 pulg más perno Split set 7' espaciados a 1.5m x 1.5m, mostrando condiciones estables (FS > 1.1).

Figura 25

Distribución del factor de seguridad fase 3 (explotación)

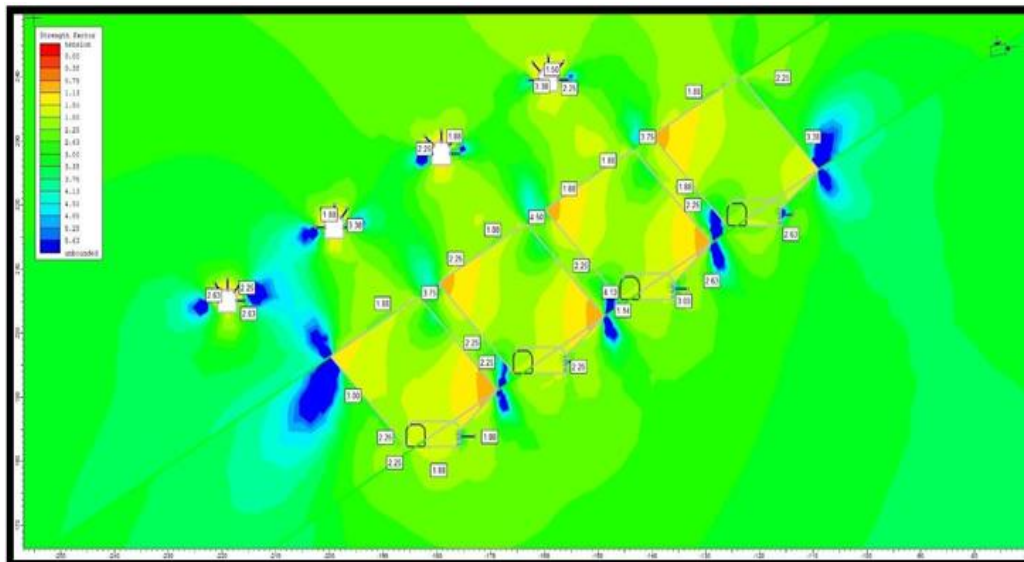


Fuente: Elaboración propia

Figura 25. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 3 (explotación). El esquema de minado muestra el vacío del primer panel, de una excavación realizada debajo de tres excavaciones superiores, de una sección 18m x 20m x 13m, realizando un ajuste a la malla de FS; nos muestra un factor de seguridad de 1.13, que garantiza el limpiado del mineral en un corto tiempo (ver gráfico de tiempo de auto soporte). El factor de seguridad de 1.13, se muestra en el puente entre el minado de la parte superior y el minado de la parte inferior, un puente de 5 metros de ancho de forma transversal a la estructura. En esta fase se aprecian condiciones estables ($FS > 1.1$).

Figura 26

Distribución del factor de seguridad fase 4 (explotación)



Fuente: Elaboración propia

Figura 26. Distribución del factor de seguridad, correspondiente a la fase 4 (relleno). El esquema de minado muestra el vacío relleno a través de una Cámara de relleno que sale de los Bay Pass que se muestra en el extremo izquierdo de la figura. En esta fase se aprecian condiciones estables ($FS > 1.1$).

4.3. Evaluación de diseño del sostenimiento

4.3.1. Establecimiento de las direcciones preferenciales del minado

Del análisis estereográfico desarrollado, la información mostrada en los planos de "zonificación geomecánica en cada uno de las zonas de explotación "Hércules", la estimación de la magnitud y dirección de los esfuerzos principales", se estima que las direcciones preferenciales del minado deberían tener una configuración "transversal al rumbo de las estructurales mineralizadas" desde el punto de vista geomecánico, aun cuando esta orientación se configura paralelo a uno de los sistemas de discontinuidades estructurales en los dominios "Caja techo, Estructura mineralizada y Caja piso" de las zonas.

4.3.2. Tiempo de "Auto-Soporte vs Calidad RMR89" de la masa rocosa

De la investigación geomecánica desarrollada del Estudio, se obtiene que la masa rocosa en las áreas de interés (estructuras mineralizadas y su entorno físico) se caracterizan por la presencia de varios dominios geomecánicos (tabla 10), donde las dimensiones de las excavaciones para "preparación, desarrollo y explotación" en la Mina han sido establecidos sobre la base de criterios operacionales utilizando las dimensiones de los equipos (Perforadoras, Camiones, Scooptram, etc.) y estándares de diseño promedio para aplicación de Minería trackless. Si bien es cierto el dimensionamiento de accesos escapa a criterios técnicos porque se asocia a parámetros operacionales de los equipos y el desempeño de los mismos.

La excavación de rocas mediante el uso de técnicas tradicionales (perforación y voladura) genera un nivel de daño considerable en la masa rocosa disminuyendo significativamente sus parámetros de resistencia, a diferencia de las técnicas de excavación recientes (minado continuo usando equipos tipo TBM) con un nivel de daño mínimo a la masa rocosa. Cuantificar el nivel de daño asociado a procesos de voladura implica realizar una valoración "cualitativa y cuantitativa" de los impactos generados. En el alcance del Estudio, sólo se establecen algunas directrices que permitan evaluar el nivel de daño generado por voladura como se describe.

4.3.2.1. Efecto de la perforación y voladura en la calidad "RMR89" de la masa rocosa

La voladura definida como "un proceso de rotura de rocas mediante el uso de energía explosiva", genera daños en la masa rocosa, con efectos muy negativos para la estabilidad. La no aplicación de técnicas adecuadas como "pre corte y recorte" durante el proceso de voladura en minas frecuentemente está asociado al "desconocimiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso". Estas malas prácticas de voladura generan niveles de daños considerables que

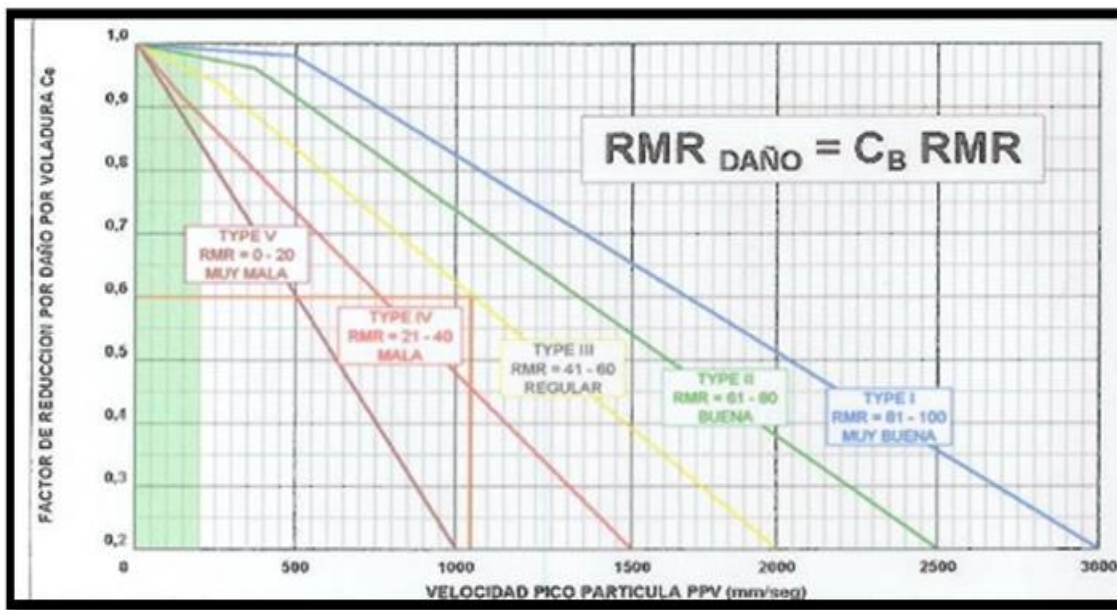
influyen en la inestabilización excavaciones realizadas en la masa rocosa; algunos de los daños inducidos a la roca durante el proceso de voladura son:

- Apertura de discontinuidades pre-existentes (disminución de la resistencia al esfuerzo de corte entre las paredes de las discontinuidades).
- Creación de grietas (incrementa el grado de fracturamiento).
- Reducción de los módulos elásticos.
- Propagación de fracturas pre-existentes.
- En términos generales representa una reducción significativa de los parámetros de resistencia (módulos elásticos, cohesión y fricción) de la masa rocosa.
- Degrada de la calidad geomecánica del macizo rocoso.

Para ajustar el valor del RMR (después del proceso de voladura), es necesario el uso de aproximaciones empíricas que permitan valorar cuantitativamente el nivel de daño. En la figura 27, se muestran las curvas de aproximaciones empíricas que ayudan a predecir la valoración RMR89 después de realizada la voladura. Estas curvas aproximadas para evaluar la reducción de la calidad geomecánica "RMR" de la masa rocosa permiten estimar el nivel de daño (CB) en función a la velocidad pico de partícula del explosivo empleado para romper la roca cuya valoración RMR inicial será disminuido por el daño.

Figura 27

Aproximaciones empíricas del nivel de daño en la roca (CB) en función al tipo de explosivo



Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

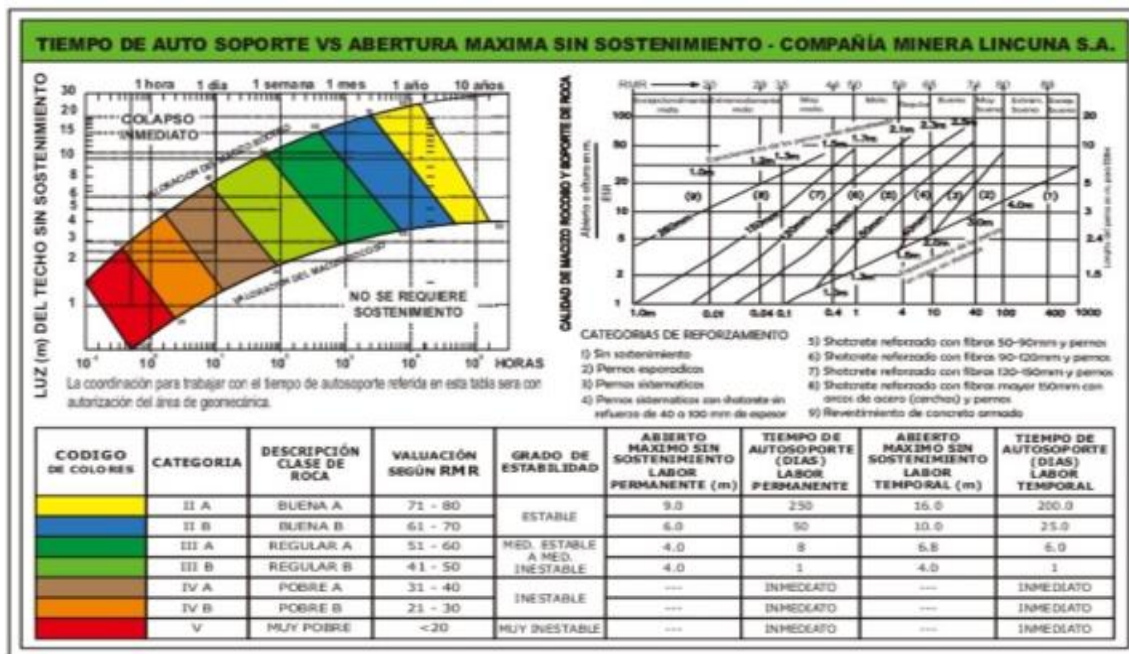
Para determinar de las "Aberturas máximas y el Tiempo de Autosoporte" de las excavaciones en la Mina, es necesario realizar ajustes a la calidad de masa rocosa usando las aproximaciones empíricas mostradas en la tabla 27, que permitan determinar el factor de ajuste por daño de voladura (C_B), con este factor finalmente se debe obtener el (RMR ajustado = $C_B * RMR$ antes de voladura) para cuyo valor se deberá estimar la "Abertura máxima y el Tiempo de Auto-soporte". Esta práctica debe ser realizada operacionalmente por personal encargado del departamento de geomecánica en forma conjunta con el personal de operaciones para finalmente establecer las "Aberturas máximas y el Tiempo de Auto-soporte para el RMR ajustado.

A modo didáctico, en este párrafo se realiza la estimación de "Abertura máxima y el Tiempo de Autosoporte" para valores de RMR89 sin voladura; Es necesario precisar que esto solo representa una metodología, operativamente el personal técnico de la empresa deberá determinar el nivel de daño, ajustar el "RMR" y finalmente establecer las "Aberturas máximas y los Tiempos de Auto* soporte" para el RMR ajustado por daños de voladura.

Del análisis estereográfico sobre las discontinuidades estructurales (fallas y díaclasas) presentes en la masa rocosa y la evaluación conceptual de los modos de falla, se prevé la ocurrencia de zonas potencialmente inestables desde el punto de vista estructuralmente controlada. Para los propósitos del estudio es necesario establecer cuáles serán los tipos de sostenimiento (soporte o refuerzo de rocas) a aplicarse según sea el carácter "temporal o permanente" de las excavaciones. Para este propósito resulta fundamental definir "El Tiempo de Autosoyorte vs Abierto Máximo el cual se fundamenta en el ábaco de Bieniawski (tabla 28); este ábaco asocia las "Abertura máximas y el tiempo de Auto - soporte" asociados a una calidad de roca, con el valor de "Abertura máxima" se ingresa a "Abaco de Bieniawski" (tabla 23) para obtener el "Tiempo de Auto-soporte" en los rangos de "Calidad RMR89 de Bieniawski" que expone la masa rocosa en el área de interés, como se aprecia en la margen izquierda de la tabla 27. En la tabla 27, se muestran las "Aberturas máximas y los Tiempos de Auto-soporte" en función a la calidad de masa rocosa para excavaciones "temporales y permanentes".

Tabla 27

Aberturas máximas vs Tiempo de Auto-soporte RMR sin daño



Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

Es necesario acotar que las "Aberturas máximas" y el "Tiempo de auto-soporte" no necesariamente cumplen los requisitos de aberturas propias del minado, referente a las labores de los desarrollos (Rampa: 4.0mx4.0m, Crucero: 4.0mx4.0m, By Pass: 4.0mx4.0m, 4.0mx3.5m), labores de preparación para explotación (Sub-niveles: 4.0mx4.0m) y labores de explotación (Tajos: 3.0-10.0m de ancho x 4.0-7.0m de altura), estas dimensiones en algunos casos son menores y en otros mayores a las dimensiones estimadas con el ábaco de Bieniawski.

Por otro lado, desde el punto de vista de la Seguridad, una operación minera eficiente debe contemplar el "avance estandarizado". En muchas ocasiones operacionalmente se mal interpreta el "Tiempo de Auto-soporte", dejando labores abiertas sin sostenimiento; estas labores conforme transcurre el tiempo en los bordes de las excavaciones se comienzan a deteriorar disminuyendo significativamente sus parámetros de resistencia, debido a causas múltiples "esfuerzos, agua, vibraciones, humedad, carencia de ventilación entre otros". Esta situación de inestabilidad

finalmente hace que la Operación Minera, tenga que programar de manera imprevista la colocación del SOSTENIMIENTO, generando pérdidas en el proceso minero. En base a la experiencia se puede acotar " desde el punto vista "técnico-económico" es favorable instalar el sostenimiento en forma "oportuna", indistintamente cual sea el carácter "temporal o permanente de la excavación", con la finalidad de buscar el equilibrio "tenso-deformacional" en la masa rocosa y evitar su descompresión (buscar el restablecer el equilibrio de inmediato).

Finalmente de la tabla 28, es necesario precisar que "LAS ABERTURAS MÁXIMAS Y EL TIEMPO DE AUTOSOPORTE" estimado en función al ábaco de Bieniawski, corresponden a una masa rocosa sin niveles de daño generados por voladura; para estimar las "Aberturas y Tiempos de Autosoporte" basados en el criterio de daño al macizo rocoso deberán realizarse "auscultaciones e investigaciones del nivel de daño" que finalmente permitan estimar el factor de daño, ajustar el "RMR" y finalmente establecer "Aberturas máximas y Tiempos de Auto-soporte" considerando los efectos de la voladura.

4.3.3. Consideraciones técnicas para la aplicación del sostenimiento

En base a la evaluación geomecánica, los tipos de sostenimiento aplicables a las condiciones geomecánicas que presenta la masa rocosa en sus distintos dominios geomecánicos en la Mina serán:

- Concreto lanzado (shotcrete)
- Pernos helicoidales
- Malla electrosoldada
- Marcos metálicos (cimbras) completamente elementadas
- Pernos de fricción

- Pernos expansivos

4.3.3.1. Concreto Lanzado (Shotcrete)

Alcance. El concreto lanzado se instalará en la geometría de las excavaciones según especificaciones dadas en la cartilla geomecánica de la Mina (Galerías, Subniveles, Rampas, Cruceos e Inclinados).

Marco de referencia

- ✓ ACI-214: Práctica recomendada para evaluar ensayos a la compresión en probetas de concreto.
- ✓ ACI-506R-90: Guía del shotcrete.
- ✓ ACI-506.1 R: Estado del Arte en Shotcrete reforzado con fibras de acero.
- ✓ ACI-506.2R: Especificaciones para materiales, proporción de mezcla y aplicación del shotcrete.
- ✓ ASTM-A820: Especificaciones para las fibras de acero.
- ✓ ASTM-C1116: Especificaciones para el Concreto reforzado con fibra de acero.

Descripción técnica. El shotcrete se aplicará por vía seca, debido a la coyuntura actual de la Mina sin embargo a futuro la Mina debe evaluar la implementación del shotcrete lanzado por vía húmeda para reducir el nivel rebote y los problemas de polvo", siguiendo las Normas ASTM C1116-89, ACI 506.2-77, ACI 506.1R-84 y ACI 506-85. Se aplicará el shotcrete en una o más capas hasta alcanzar el espesor final especificado en los cuadros de sostenimiento.

El shotcrete tendrá una resistencia a la compresión correspondiente a lo indicado en la Norma ASTM C39, de 6 Mpa a las 8 horas, 21 Mpa a los 7 días y de 28 Mpa a los 28 días. En

general, los componentes correspondientes a la mezcla para el shotcrete estarán comprendidos en las siguientes proporciones como indica la tabla 28.

Tabla 28

Diseño de shotcrete via seca (1m³)

Diseño de Shotcrete(m³)			
Insumo	Unidad	Cantidad	Observaciones
Cemento	Kg	425	Tipo I
Aren gradación 2	Kg	1675	Granulometria II
Fibra de acero	Kg	20 a 25	Suelta
Agua	lt	175	Regulable por operador
Aditivo acelerante	lt	24	Agelizar fraguado
Relación /Agua cemento		0.41	

Fuente: Departamento de geomecánica Lincuna S.A.

El fraguado del shotcrete debe cumplir con los siguientes límites:

- Tiempo de fragua inicial < 3 min.
- Tiempo de fragua final >12 min.

En base a las características geomecánicas de la masa rocosa en la Mina, el espesor mínimo de concreto lanzado se especificará en la Cartilla Geomecánica. El espesor de la capa de diseño se debe controlar mediante clavos (calibradores), los cuales se empotran directamente sobre la superficie de shotcrete proyectada de modo tal que permita un mejor control de calidad del espesor de lanzado.

Para fines de los "ensayos de control de calidad del shotcrete", se debe considerar satisfactorio si cada resultado de los ensayos alcanza por lo menos el 75% de la resistencia especificada y si por lo menos los resultados de tres núcleos de un panel ensayado exceden al 85% de la resistencia a compresión simple del diseño. Para el caso de muestras cúbicas, el promedio de tres de ellas tomadas de un panel, será igual o mayor que la resistencia (f_c) de diseño (35 Mpa).

4.3.3.2. Pernos de anclaje helicoidal

Alcance. Esta parte cubre lo concerniente a la instalación y pruebas de los pernos de anclaje a ser colocados como parte del refuerzo en la Mina, en función de la clasificación geomecánica y conforme se detalla en la Cartilla Geomecánica.

Marco de referencia

La norma particular a observar en cuanto a pernos de anclaje es la ASTM A 615-90.

Descripción técnica. Los pernos de anclaje para los propósitos de estas consideraciones técnicas, se definen de acuerdo al tipo, diámetro, orientación y longitud de los taladros, los métodos de perforación y limpieza de los taladros para el sostenimiento con pernos helicoidales, serán tales que aseguren su correcta instalación, la orientación de los pernos dependerá de las condiciones geológicas - geomecánicas de la masa rocosa respecto al buzamiento y la alteración de las discontinuidades estructurales. Los pernos de anclaje helicoidal a emplearse en esta Mina serán, con la siguiente descripción técnica como se muestra en la tabla 29

Tabla 29

Descripción técnica de barra helicoidal

Diametro	Diametro Nominal	Diametro exterior	Carga de fluencia	Carga maxima	Peso nominal	Elongación
19mm	19mm	21.4mm	146KN	195KN	2.19Kg/m	7%

Fuente: Ficha técnica de perno helicoidal

Los taladros para los pernos se perforarán teniendo en cuenta el diámetro y la longitud de los mismos según la ubicación e inclinación mostrada en los planos y según la clasificación del tipo de roca, en concordancia con las instrucciones del fabricante, la ubicación de los pernos se marcará en la superficie de la roca.

El método de instalación deberá concordar con las instrucciones del fabricante relativas al uso de los pernos y de sus partes componentes. La efectividad del procedimiento de instalación deberá verificarse realizando ensayos en por lo menos un 1% del total instalado.

4.3.3.3. Malla electrosoldada

Alcance. La malla electrosoldada se instalará en la geometría de las excavaciones según especificaciones dadas en la cartilla geomecánica de la Mina (Galerías, Subniveles, Rampas, Cruceos e Inclinados).

Marco de referencia

- ✓ ASTM A 82 – 94 Especificación estándar para alambre de acero, liso, para hormigón Refuerzo- Inc 5,6.1.2, 6.1.3, 6.2,7,8
- ✓ ASTM A 496 – 94 Especificación estándar para alambre de acero, deformado, para hormigón Refuerzo- Inc 6,8,9,10
- ✓ ASTM A 185 –94 Especificación estándar para tejido de alambre soldado de acero, liso, para refuerzo de hormigón, inc. 6,7,4,9,10

Descripción técnica. Las mallas electro soldadas, son elementos de sostenimiento pasivo, son fabricadas de acero laminado en frío. Consiste en barras lisas y corrugadas, longitudinales y transversales que se cruzan en forma rectangular estando soldadas en sus intersecciones permitiendo una distribución de los esfuerzos en el elemento estructural, la malla electrosoldada correctamente elegida, tiene la finalidad de prevenir, sostener y evitar la caída de rocas en excavaciones subterráneos.

Pueden fabricarse en planchas o en rollos, para una correcta elección de la malla electrosoldada es necesario tener los resultados de la evaluación geomecánica. En función a esas

consideraciones, la malla electrosoldada a emplearse en esta Mina serán, con la siguiente descripción técnica como se muestra en la tabla 30

Tabla 30

Descripción técnica de la malla electrosoldada N° 08

Tipo	Diametro de alambre	Separación		Dimensiones	Peso
		Long.	Trans.		
N° 8	4.2mm	100mm	100mm	2mx25m	113.5 Kg

Fuente: Ficha técnica malla electrosoldada

Para corroborar el cumplimiento de las especificaciones técnicas de las mallas se pueden realizar ensayos de laboratorio, en el caso del alambre se deben realizar ensayos de esfuerzo deformación, resistencia a la tracción y límite de fluencia y deformación plástica.

4.3.3.4. Marcos metálico (Cimbras)

Alcance. Especificaciones contenidas cubren el refuerzo de acero a ser colocado como parte del sostenimiento para el tipo de rocas especificadas en el Anexo 5: (Especificaciones del sostenimiento). Este soporte de acero consiste en cerchas de perfiles tipo H6x25 Lb/pie”.

Reglamento y normas.

- ✓ ASTM A 706: Especificaciones estándar para barras de acero corrugado de baja aleación, para concreto reforzado.
- ✓ ASTM AS - 2: Especificaciones estándar para aceros de calidad estructural de alta resistencia.

Descripción técnica. Para este caso se utilizará marcos metálicos con perfil H6x25 Lb/Pie como se muestra en la tabla 31, con espaciamiento mínimo de 1 metro. Para su instalación deberán cumplirse las normas establecidas por el proveedor. Para facilitar la instalación de las

cerchas circulares se dividirán en seis segmentos. Para evitar el desprendimiento de rocas entre las cimbras de acero podrá requerirse el empleo de planchas metálicas acanaladas de manera que formen el encostillado metálico.

Tabla 31

Descripción técnica de marco metálico(cimbra)

Descripción técnica	
Limite elástico (MPa)	320Mpa
Resistencia (MPa)	470Mpa
Alargamiento	18%

Fuente: *Ficha técnica de cimbras metálicas*

4.3.3.5. Pernos de fricción

Alcance. Las especificaciones técnicas contenidas en este estudio respecto al sostenimiento con pernos de fricción para los tipos de roca especificados en el diseño de sostenimiento (Anexo 5: Especificaciones del sostenimiento), el modo de funcionamiento, la instalación y las pruebas de tracción se muestran en los siguientes párrafos.

Reglamento y normas

Las normas a observar en la presente sección son, ASTM F 432-95: Especificaciones estándar para estabilizadores de fricción.

Especificaciones y funcionamiento. El estabilizador de fricción, es un tubo de acero ranurado, con una terminación ahuzada para fácil inserción en un taladro y la otra terminación tiene una platina soldada al agujero de la placa de asiento. El estabilizador esta insertado en un agujero de un diámetro tal que permite la inserción del tubo, utilizando una herramienta simple que conduce hacia el barreno. Mientras que el tubo va ingresando, su diámetro gradualmente se va

comprimiendo y las ranuras se cierran parcialmente. El esfuerzo radial ejercido a todo lo largo del contacto con la roca produce una fricción tal que mantiene la roca unida en su conjunto.

Los tubos y sus placas se hallan disponibles en el modelo "Standard o galvanizados", contruidos de acuerdo con el ASTM F 432 - 95 donde sea aplicable. El código de barras del tubo muestra su medida, fecha y lugar de fabricación, así como lote de acero templado.

Para este caso se utilizará pernos de fricción con la siguiente descripción técnica como se muestra en la tabla 32

Tabla 32

Descripción técnica de pernos de fricción (Split set)

Descripción técnica	
Resistencia a la fluencia	450Mpa
Resistencia a la tensión	560Mpa
Elongación	20%
Capacidad de anclaje	1 a 1.5 Tn/pie

Fuente: Ficha técnica perno de anclaje split set

Instalación y pruebas de tracción

El procedimiento para alcanzar la correcta selección del diámetro de la broca de perforación, y encontrar el anclaje inicial recomendado durante las pruebas son:

- Perforar varios taladros con un rango de diámetro de broca de "35 - 37mm", cada taladro debe ser perforado al menos 2 pulgadas (5cm) más largo que la longitud del perno.
- Numerar cada taladro y registrar la medida de broca. (En terrenos suaves una broca puede perforar un hueco más grande que su diámetro, en terrenos duros y abrasivos el taladro puede ser del mismo diámetro que la broca).

- Colocar el estabilizador de fricción en cada taladro acoplándolo con un collar tirador.
- Registrar el tiempo y dirección por cada estabilizador.
- Después de la inserción observa la cantidad de ranura cerrada en cada estabilizador.
- Determinar el anclaje (ejecutar una prueba de tracción).
- Alinear el probador de tracción con el estabilizador, y tensar hasta que el estabilizador se deslice en el taladro.
- Observe hasta estar seguro que el estabilizador se haya deslizado realmente..

4.3.3.6. Pernos expansivos

Alcance. Las especificaciones técnicas contenidas en este estudio respecto al sostenimiento con pernos de expansivos para los tipos de roca especificados en el diseño del sostenimiento (Anexo 5: Especificaciones del sostenimiento). Los modos de funcionamiento se muestran en los siguientes párrafos.

Reglamento y normas. - Las normas a observar en la presente sección son, ASTM A 536, clase 60-40-12: Especificaciones estándar para pernos expansivos.

Especificaciones y funcionamiento. Los pernos de fricción expansivos son láminas de acero plegadas en frío, cuyo mecanismo de anclaje consiste en la inyección de agua a alta presión que expande el tubo dentro del taladro perforado generando de este modo una fricción interna entre la superficie del tubo de acero y la superficie de la roca (pared del taladro).

Para este caso se utilizará pernos expansivos con la siguiente descripción técnica como se muestra en la tabla 33.

Tabla 33

Descripción técnica de perno expansivo

Datos técnicos	
Diámetro del cojinete superior	28.6mm
Diámetro del tubo	26mm
Diámetro de la cabeza de la boquilla	30mm
Diámetro del collarín	36mm
Carga de rotura mínima	80KN
Elongación mínima	12.50%
Diámetros de taladro recomendados	32 -36.5mm
Diámetro de taladro óptimo	35mm
Longitud de pernos estándares	4 -20 pies
Presión de agua inyectada	250-350 Bar

Fuente: Ficha técnica de perno expansivo

4.3.4. Estimación del tipo de sostenimiento

En base a las características geológicas, el arreglo estructural, la caracterización geomecánica, la estimación de los parámetros de resistencia a nivel de roca intacta, discontinuidades y masa rocosa, la evaluación de estado tensional, la condición de agua subterránea que presenta la masa rocosa que presenta la Mina y considerando la experiencia con resultados favorables en Minas con similares condiciones a las expuestas en la Mina, se tiene que los TIPOS DE SOSTENIMIENTO A APLICARSE PARA EL CONTROL DEL TERRENO EN MINA serán aquellos que se encuentran precisados en la "CARTILLA GEOMECAÁNICA". Es necesario precisar que las dimensiones de las excavaciones sean de "accesos y/o labores de explotación" también se precisan en el Anexo 5, especificando las dimensiones de los elementos de sostenimiento, según sea el carácter temporal o permanente de las excavaciones. El diseño del sostenimiento sea el caso de labores "permanentes y/o temporales", se muestran en la Cartilla geomecánica (tabla 34).

4.4. Prueba de hipótesis

Para las pruebas de normalidad se tomaron los datos estadísticos de acuerdo con la hipótesis formulada (hipótesis general y específicas), se detalla la prueba de normalidad para cada una de ellas, habiendo optado la prueba de normalidad de Shapiro Wilk.

a) Planteamiento de la hipótesis nula e hipótesis alterna

H_0 : El diseño de sostenimiento no se desarrollará eficientemente con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.

H_1 : El diseño de sostenimiento se desarrollará eficientemente con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.

b) Nivel de significancia

La confiabilidad es de 95%, siendo el 5% nuestro margen de error o 0,05

c) Valor de correlación en la prueba estadística t de student

Coeficiente de correlación: 0,437; significancia hallada: 0,000

Reemplazando en la formula t de student para rho de Spearman

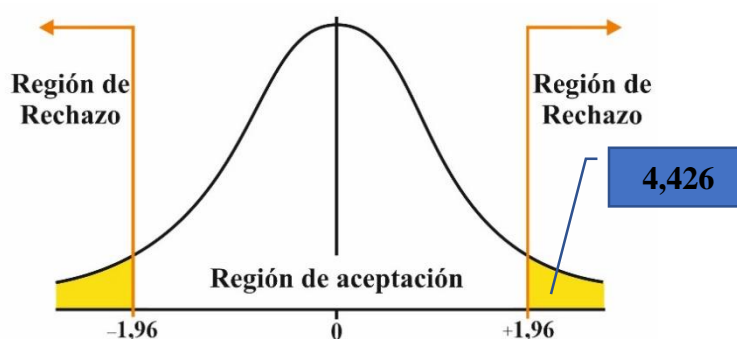
$$t = \frac{r_s \sqrt{n - 2}}{\sqrt{1 - r_s^2}}$$

$$t = \frac{0,437 \sqrt{85 - 2}}{\sqrt{1 - (0,437)^2}}$$

$$t = 4,426$$

d) Representación gráfica en la campana de gauss**Figura 28**

Ubicación de la t de student del objetivo específico 1



Fuente: Elaboración propia

e) Decisión y conclusión estadística de la prueba

Se rechaza la hipótesis nula y nos quedamos con la hipótesis de estudio con un valor de 4,42 con un coeficiente de correlación de 0,437; y una significancia hallada de 0,000, los que significa que El diseño de sostenimiento se desarrollará eficientemente con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.

CONCLUSIONES

- ✓ Con respecto al objetivo general de investigación, se confirma que se ha desarrollado el diseño de sostenimiento aplicando investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023, la cual nos permite confirmar que la utilización de cimbras metálicas, malla electrosoldada, shotcrete, pernos helicoidales, pernos de fricción y otros tipos de elementos de sostenimiento que aseguran el incremento del F.S para continuar con la profundización de la mina Hércules.
- ✓ Según el propósito específico primero las características geomecánicas del macizo rocoso presentes en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, poseen características geomecánicas convenientes para la profundización de las operaciones en la mina Hércules, ya que permite la aplicación de elementos de sostenimiento asegurando así la estabilidad de la roca circundante a las operaciones mineras.
- ✓ Según el desarrollo del objetivo específico segundo el tipo de sostenimiento a diseñar en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, en base a la evaluación geomecánica, los tipos de sostenimiento aplicables a las condiciones geomecánicas que presenta la masa rocosa en sus distintos dominios geomecánicos en la Mina serán:
 - Concreto lanzado (shotcrete)
 - Pernos helicoidales
 - Malla electrosoldada
 - Marcos metálicos (cimbras) completamente elementadas
 - Pernos de fricción
 - Pernos expansivos

- ✓ Finalmente se ha podido demostrar que investigaciones geomecánicas influyen significativamente para establecer la estabilidad de las labores de la mina a través del sostenimiento adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023, En base a las características geológicas, el arreglo estructural, la caracterización geomecánica, la estimación de los parámetros de resistencia a nivel de roca intacta, discontinuidades y masa rocosa, la evaluación de estado tensional, la condición de agua subterránea que presenta la masa rocosa que presenta la Mina y considerando la experiencia con resultados favorables en Minas con similares condiciones a las expuestas en la Mina, se tiene que los TIPOS DE SOSTENIMIENTO A APLICARSE PARA EL CONTROL DEL TERRENO EN MINA serán aquellos que se encuentran precisados en la "CARTILLA GEOMECÁNICA".

RECOMENDACIONES

- ✓ Se recomienda realizar evaluación geomecánica permanente en las labores de la mina con la finalidad establecer un buen diseño de sostenimiento.
- ✓ Realizar capacitaciones permanentes al personal en geomecánica y sostenimiento para instalación correcta del accesorio, para evitar demoras y accidentes.
- ✓ Continuar con la implementación del sostenimiento hasta el tope de las labores de la mina cumpliendo con las recomendaciones del Área de geomecánica.
- ✓ Se debe cumplir con los procedimientos y estándares en la correcta instalación de los elementos de sostenimiento.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Belandria, N., & Bongiorno, F. (2016). *Clasificaciones Geomecánica de los macizos rocosos según: Bieniawski., Barton., Hoek y Brown.*
- Castresana González, L. (2016). *Análisis comparativo de metodología de sostenimiento de túneles.* Oviedo. Obtenido de <https://digibuo.uniovi.es/dspace/handle/10651/38203>
- Chuyes, F. P. (2019). *Aplicación de la clasificación geomecánica del Q de Barton para la para la elección del sostenimiento en mina Santa Clotilde 7 - Chongoyape.* Universidad César Vallejo, Chiclayo, Chiclayo.
- Compañía Minera Lincuna S.A. (2023). *Departamento de Geomecánica Compañía Minera Lincuna.* Lima.
- Compañía minera lincuna S.A. (2023). *Plan de Minado anual de Compañía Minera Lincuna S.A.* Lima.
- Cook, J. (2016). Serie de artículos introductorios a la geomecánica. *Serie de artículos introductorios a la geomecánica.*
- Cuervas Mons, J., Jordá Bordehore, L., Nazareno, J., & Escobar, K. (2015). *Evaluación de la estabilidad de excavaciones mineras de pequeño diámetro mediante clasificaciones geomecánicas y análisis empíricos: el caso de la mina de San Juan, Ecuador.* Oviedo: Espol.
- Espinoza, J. C. (2011). *Sostenimiento Mecanizado en labores Mineras, en la Compañía de Minas Volcan S.A.A. – Unidad de Producción Andaychagua.* Universidad Nacional del Centro del Perú, Junín, Huancayo.
- Guerra Chávez, N., Navarro Pecho, E., & Polo Toribio, K. (2021). *Evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad, Galería Mercedes Mina Artesanal Suirupata - Acopalca.* Huancayo.
- Hernández Sampieri, R., & Mendoza Torres, C. P. (2014). *Metodología de la investigación: las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta.* Mc Graw Hill.
- J. M. Madariaga. (2015). *Guía sobre control Geotécnico en Minería Subterránea.*
- Jordá Bordehore, L., Jordá Bordehore, R., Durán Valsero, J., & Romero Crespo, P. (2017). *Evaluación de la estabilidad de las labores y pilar corona en las minas abandonadas de S'Argentera (Ibiza, España) combinando clasificaciones geomecánicas, métodos empíricos y análisis numérico - enfocado a su posible aprovechamiento turístico.* doi:https://www.igme.es/Boletin/2017/128_1/BGM_128-1_Art-1.pdf
- Kuhn, T. (1962). *Modelos de investigación cualitativos y cuantitativos.*

- OSINERGMIN. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas gerencia de supervisión minera*. Lima.
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2013). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de taludes*.
- Suasnabar , P. (2019). *Análisis técnico para la optimización del sostenimiento en los frentes de la compañía Minera Casapalca S.A*. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión Facultad de Ingeniería de Minas, Cerro de Pasco.
- Zorrilla , L. (2015). *La Seguridad en el Sostenimiento con criterios Geomecánicos en la excavación subterránea de la Central Hidroeléctrica Cerro del Águila*. Universidad Nacional del Centro del Perú, Junín, Huancayo.

ANEXOS

Anexo 1: Matriz de consistencia

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO: “INVESTIGACIÓN GEOMECÁNICA PARA ESTABLECER EL DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA U.M. HUANCAPETI DE LA MINA HERCULES, 2023”

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA
<p>Problema general ¿Será posible establecer el diseño de sostenimiento con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023?</p>	<p>Objetivo general Establecer el diseño de sostenimiento con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023</p>	<p>Hipótesis general El diseño de sostenimiento se desarrollará eficientemente con la investigación geomecánica en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023.</p>	<p>Ámbito: Temporal: Enero 2023 Espacial: Unidad Minera Huancapeti Efoque de la investigación Cuantitativo</p> <p>Nivel de investigación Exploratorio, descriptivo y correlacional</p> <p>Método de investigación General: Científico Específico: Inductivo–deductivo</p> <p>Diseño de estudio Cuasi Experimental</p> <p>Instrumento y técnica ficha de mapeo geomecánico Observación</p> <p>Procesamiento Presentación descriptiva con tablas de frecuencia, gráficos y estadística inferencial.</p>
<p>Problemas específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> – ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023? – ¿Cuál es el tipo de sostenimiento a diseñar en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023? – ¿En qué medida las investigaciones geomecánicas influyen para establecer la estabilidad de las labores de la mina a través del sostenimiento adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023? 	<p>Objetivos específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> – Conocer cuales son las características geomecánicas del macizo rocoso la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023. – Establecer el tipo de sostenimiento a diseñar en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023. – Conocer en qué medida las investigaciones geomecánicas influyen para establecer la estabilidad de las labores de la mina a través del sostenimiento adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023. 	<p>Hipótesis específicas</p> <ul style="list-style-type: none"> – Las características geomecánicas del macizo rocoso serán fundamentales para establecer el sostenimiento en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023. – El tipo de sostenimiento a diseñar será el adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023. – Las investigaciones geomecánicas influyen positivamente para establecer la estabilidad de las labores de la mina a través del sostenimiento adecuado en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023. 	

Anexo 2: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89

Parámetros de clasificación

1	Resistencia de la roca intacta (MPa)	Índice de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	No se usa: es preferible emplear UCS			
		Resistencia a la compresión uniaxial UCS	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1	
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0		
2	RQD (%)	> 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25				
	Valuación	20	17	13	8	3				
3	Espaciamiento entre discontinuidades (m)	> 2.00	2.00 - 0.60	0.60 - 0.20	0.20 - 0.06	< 0.06				
	Valuación	20	15	10	8	5				
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20			
		Valuación	6	4	2	1	0			
		Abertura (mm)	Cerrada	< 0.1	0.1 - 10	10 - 5.0	> 5.0			
		Valuación	6	5	4	1	0			
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Lustrosa			
		Valuación	6	5	3	1	0			
		Relleño	Sin relleno	Relleno duro (< 5 mm)	Relleno duro (> 5 mm)	Relleno blando (< 5 mm)	Relleno blando (> 5 mm)			
		Valuación	6	4	2	2	0			
		Descomposición	Fresca	Levemente descompuesta	Moder. descompuesta	Altamente descompuesta	Extrem. descompuesta			
Valuación	6	5	3	1	0					
5	Agua freática	Caudal por 10 m de excavación (l/min)	0	0 - 10	10 - 25	25 - 125	> 125			
		Presión de agua / Esfuerzo principal mayor σ	0.0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5			
		Condición general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo			
		Valuación	15	10	7	4	0			

Corrección por orientación de discontinuidades (6)

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regulares	Desfavorables	Muy desfavorables
Valuación	Túneles y labores mineras	0	-2	-5	-10	-15
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Orientación de discontinuidades en un túnel

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20°
Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento		Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	
Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°			
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Calificación






Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	≤ 20

Características geotécnicas

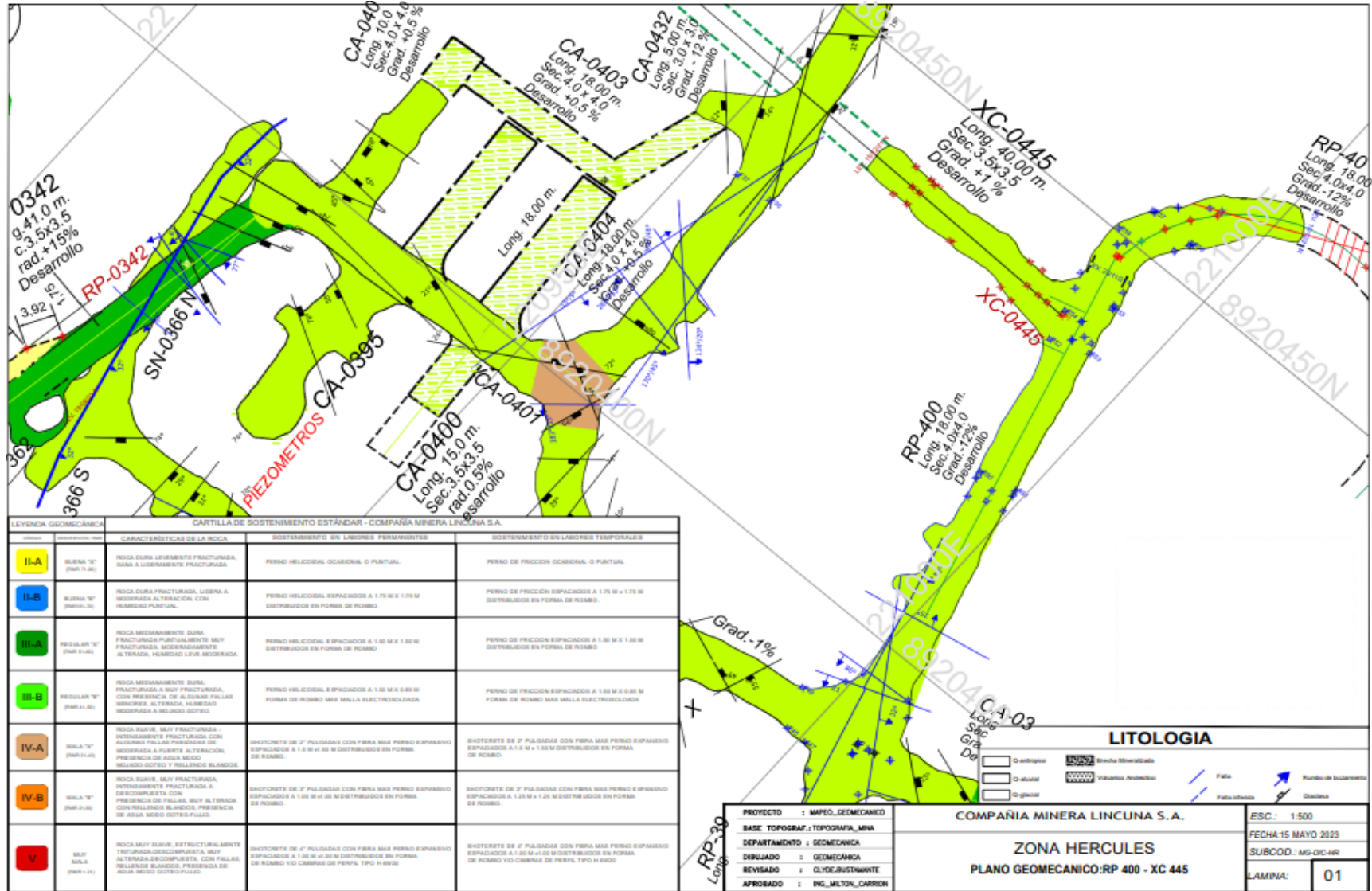
Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de Auto Soporte (T.A.S.) y Vano	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2.5 m	30 minutos para 1 m
Cohesión (Kp/cm ²)	> 4	4 - 3	3 - 2	2 - 1	< 1
Ángulo de fricción interna	> 45°	45° - 35°	35° - 25°	25° - 15°	< 15°

$$RMR = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6$$

Anexo 3: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica GSI

<p>CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA RESISTENCIAS ESTIMADAS. INDICE "GSI" (SEGÚN HOEK & BROWN - 2002).</p> <p>Basado en la apariencia de la roca, elegir la categoría que piensa le da la mejor descripción de las condiciones in situ "promedio" no disturbadas. Tener en cuenta que las superficies de roca expuestas por voladura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente y que puede ser necesario algún ajuste por el daño producido por el disparo. Una evaluación de los testigos de perforación diamantina o de las superficies creadas por pre-carate o por voladura controlada puede ser útil para hacer estos ajustes. Esto también es importante para reconocer que el "fracturamiento" se debe juzgar sobre la base de la relación entre el tamaño de los bloques y el tamaño de la superficie excavada bajo consideración.</p>		CONDICIÓN SUPERFICIAL O DE DISCONTINUIDADES.				
CONDICIÓN ESTRUCTURAL.		MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA). SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 250 MPa).	BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 100 ~ 250 MPa).	REGULAR (RESISTENCIA REGULAR, DESCOMPUESTA). SUPERFICIES LISAS, ALTERADAS A MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 ~ 100 MPa).	POBRE (SUAVE, ALTAMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES ESTRAGADAS, ALTAMENTE ALTERADAS, CON RELLENOS O RECUBRIMIENTOS COMPACTOS CONTENIENDO FRAGMENTOS ANGULARES DE ROCA, MUY ABIERTAS (Rc 25 ~ 50 MPa).	MUY POBRE (MUY SUAVE, EXTREMADAMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES ESTRAGADAS, ALTAMENTE ALTERADAS, CON RELLENOS O RECUBRIMIENTOS SUAVES DE ARCILLAS, MUY ABIERTAS (Rc < 25 MPa).
	<p>LEVEMENTE FRACTURADA. MENOS DE TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 75 % ~ 90 %, donde $RQD = 115 - 3.3 \times J_n$).</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
	<p>FRACTURADA. MASA ROCOSA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, CONSISTENTE DE BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES, SIN FINOS (RQD 50 % ~ 75 %).</p>	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
	<p>MUY FRACTURADA. MASA ROCOSA TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, CON MÚLTIPLES BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, CON UNA MUY BAJA PROPORCIÓN DE FINOS (RQD 25 % ~ 50 %).</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSECTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, CON UNA BAJA PROPORCIÓN DE FINOS (RQD 10 % ~ 25 %).</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
	<p>TRITURADA O BRECHADA. MASA ROCOSA POBREMENTE TRABADA, EXTREMADAMENTE QUEBRADA, CON UNA COMBINACIÓN DE FRAGMENTOS ANGULOSOS Y REDONDEADOS, CON UNA PROPORCIÓN CADA VEZ MAYOR DE FINOS (SIN RQD).</p>	T/MB	T/B	T/R	T/P	T/MP

Anexo 4: Mapeo geomecánico en zona Hércules



Anexo 5: Formato de Mapeo por celda de detalle

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO POR CELDAS															POR:																		
															FECHA:																		
															HOJA:																		
N° de Celda		ORIENTACIÓN DE LA EXCAVACIÓN					TRAMO					UBICACIÓN:			VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RATING MASS ROCK (R. M. R.)																		
1		Az.		Buzamiento:			Desde:		Hasta:																								
		90° NORTH-EAST.		0%			Vnt 360 a 11,200 E		Pto. Top. E																								
PETROLOGÍA:										FRECUENCIA - FRACTURA		RANGO DE VALORES					Valoración																
A (Mayor Predominancia)					B (Menor Predominancia)					N° Fracturas/ml.		R. COMPRES. UNIAIAL (MPa)					7																
80%					20%					22		>250 (15)					100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	<25 (2) <5 (1) <100 (1)	1												
MATERIAL OXIDADO										RODOCROSITA					IND. CALIDAD DE ROCA (%)					13													
															90-100 (20)					75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	25 - 50 (8)	>25 (3)	(3)	2								
ITEM										TYPE		DIP		DIP DIRECT		AZMUT		QUANT		SPAC (m.)		APERT (mm.)		FILL		SURF		LENGHT (m.)		WEATH		COMENTARIOS	
1										Fault		35		190		100		1		0		500		soft		smooth		30		decomp			
2										Joint		65		155		65		2		0,7		1		none		rough		10		slightly			
3										Bedding		55		210		120		12		0,2		40		hard		slightly		20		moderately			
4										Veintz		45		325		235		8		0,5		5		hard		rough		20		moderately			
5										Joint		35		400		310		13		0,3		19		none		rough		27		slightly			
6										Bedding		25		485		385		16		0,2		21		hard		slightly		32		moderately			
7										Veintz		15		570		480		19		0,1		23		hard		rough		37		moderately			
8										Joint		5		655		565		22		0,0		25		none		rough		42		slightly			
9										Bedding		-5		740		650		25		-0,1		27		hard		slightly		47		moderately			
10										Veintz		-15		825		735		28		-0,2		29		hard		rough		52		moderately			
11										Joint		-25		910		820		31		-0,3		31		none		rough		57		slightly			
12										Bedding		-35		995		905		34		-0,4		33		hard		slightly		62		moderately			
13										Veintz		-45		1080		990		37		-0,5		35		hard		rough		67		moderately			
14										Joint		-55		1165		1075		40		-0,6		37		none		rough		72		slightly			
15										Bedding		-65		1250		1160		43		-0,7		39		hard		slightly		77		moderately			
GRADO										ESTIMACIÓN DEL R.C.U. DE LA ROCA					R. C. U. (Mpa)		NRO. REBOTES M. SCHM.																
R1										DELEZABLE Y MARCAS PROFUNDAS CON LA PUNTA DE LA PICOTA.					1 - 5		< 15																
R2										MARCAS POCO PROFUNDAS CON 1 GOLPE FIRME DE LA PUNTA DE LA PICOTA.					5 - 25		15 - 30																
R3										SE ROMPE CON 1 GOLPE FIRME DE PICOTA.					25 - 38		30 - 40																
R4										SE ROMPE CON 2 GOLPES FIRMES DE PICOTA.					38 - 50		40 - 50																
R5										SE FRACTURA CON 2 GOLPES FIRMES DE PICOTA.					50 - 75		50 - 60																
R6										SE ROMPE CON 3 GOLPES FIRMES DE PICOTE.					75 - 100		50 - 60																
R7										SE ROMPE CON VARIOS GOLPES FIRMES DE PICOTA.					100 - 175		50 - 60																
R8										SE FRACTURA CON VARIOS GOLPES FIRMES DE PICOTA.					175 - 250		50 - 60																
R9										SE PUEDEN ROMPER SOLO ESQUIRLAS CON VARIOS GOLPES FIRMES DE PICOTA.					> 250		---																
Tabla de RQD (115 - 3.3*Jn)		Tabla de RQD (115 - 3.3*Jn)		L = 1 METRO		L = 1 METRO		L = 5 METRO		L = 5 METRO																							
Item		No Fract.		RQD		Item		No Fract.		RQD		No Fract.		RQD		No Fract.		RQD															
1		5		99		16		20		49		1		100		16		52		40													
2		6		95		17		21		46		2		98		17		49		41													
3		7		92		18		22		42		3		96		18		46		42													
4		8		89		19		23		39		4		94		19		43		43													
5		9		85		20		24		36		5		91		20		41		44													
6		10		82		21		25		33		6		88		21		38		45													
7		11		79		22		26		29		7		84		22		35		46													
8		12		75		23		27		26		8		81		23		33		47													
9		13		72		24		28		23		9		77		24		31		48													
10		14		69		25		29		19		10		74		25		29		49													
11		15		66		26		30		16		11		70		26		27		50													
12		16		62		27		31		13		12		66		27		25		51													
13		17		59		28		32		9		13		63		28		23		52													
14		18		56		29		33		6		14		59		29		21		53													
15		19		52		30		34		3		15		56		30		20		54													

MACIZO ROCOSO QUE PRESENTA FALLAS GEOLÓGICAS CORTANDO VERTICALMENTE A LOS PILARES EN EVALUACIÓN, Y SISTEMA DE JUNTAS PARALELAS AL EJE DE LA EXCAVACIÓN.

CLASE DEL MACIZO ROCOSO

R.M.R. = 100 - 81	R.M.R. = 80 - 61	R.M.R. = 60 - 51	R.M.R. = 50 - 41	R.M.R. = 40 - 31	R.M.R. = 30 - 21	R.M.R. < 20
I - Muy Buena	II - Buena	IIA - Regular A	IIB - Regular B	IV A - Mala A	IV B - Mala B	V - Muy Mala

INDICACIÓN GEOMECÁNICA:

REALIZAR UN BUEN PERCUTIDO DE LA LABOR PARA PODER ELIMINAR LAS MATERIAS COLGADAS POR EL CONCRETO PARA REALIZAR EL RESANADO RESPECTIVO. PROYECTAR CONCRETO A 2" DE ESPESOR, SEGUIMIENTO DE ELLO, ARMAR UN ARCO NOROCCO COMPLETO EN LA ZONA DE COLAPSO, EL ARMADO DE ARCOS NOROCCOS SE CONTINUARÁ TRAS LAS EVALUACIONES PERTINENTES.

VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1 a 5)

49

VALOR TOTAL RMR AJUSTADO

37

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RATING MASS ROCK (R. M. R.)

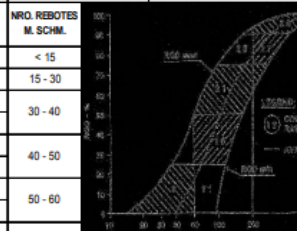
CONDICIÓN DE JUNTAS

PERISTENCIA (m)	<1m long	(6)	X	1-3 m long	(4)	3-10 m	(2)	10 - 20	(1)	>20	(0)
APERTURA	Cerrada	(6)	<0.1 mm	(6)	0.1 - 1.0 mm	(4)	X	1 - 5 mm	(1)	>5 mm	(0)
RUGOSIDAD	Muy Rugosa	(6)	Rugosa	(6)	X	Lig. Rugosa	(3)	Lisa	(1)	Espejo de falla	(0)
RELLENO	Limpia	(6)	Duro <5mm	(4)	Duro >5mm	(2)	X	Suave <5mm	(1)	Suave >5mm	(0)
ALTERACIÓN	Sana	(6)	Lig. Alterada	(6)	X	Mod. Alterada	(3)	Muy Alterada	(2)	Descompuesta	(0)

AGUA SUBTERRÁNEA

Seco	(15)	Húmedo	(10)	X	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo	(0)
------	------	--------	------	---	--------	-----	-------	-----	-------	-----

IV A - Mala A



CARTILLA GEOMECÁNICA

CLASIFICACIÓN RMR

TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO

CONDICIÓN ESTRUCTURAL

FRAGILIDAD

IMPREGNACIÓN

VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN

VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN

VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN

Labor Temporal

Labor Permanente

Tipo de Sostenimiento

Tipos de Sostenimiento

Tipos de Sostenimiento

Tipos de Sostenimiento

Tipos de Sostenimiento

Tipos de Sostenimiento

Tipos de Sostenimiento

Tipos de Sostenimiento

Tipos de Sostenimiento

**UNSCH**FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 066-2023-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 330-2023-FIMGC-D**, siendo veintinueve días del mes de agosto del 2023, a horas 11:00 am.; 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**, Jurado el **Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ**, Jurado - Asesor el **MSc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada titulado: **“INVESTIGACIÓN GEOMECÁNICA PARA ESTABLECER EL DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA U.M. HUANCAPETI DE LA MINA HÉRCULES, 2023”**, presentado por el/la Sr./Srta., **NICANOR JESUS ACOSTA GUIZADO**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería 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: 2023.09.03
17:46:41 -05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente

Firmado
digitalmente por
Roberto J. Gutierrez
Palomino

MSc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO
Jurado Asesor



Firmado digitalmente
por Dr. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2023.08.30
07:27:54 -05'00'

Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado

Firmado digitalmente por Mg. Ing.
José Agustín Esparta Sánchez
Fecha: 2023.08.29 15:00:16 -05'00'

MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ
Jurado

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso
Departamento Académico de Matemática y Física



C.c.:
Bach. NICANOR JESUS ACOSTA GUIZADO,
Jurados (4)
Archivo



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL



“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 055-2023-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado con el software Turnitin, 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 Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y **Resolución Decanal N° 281-2022-FIMGC- UNSCH-D**, deja constancia de originalidad de trabajo de investigación, que el/la Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : ACOSTA GUIZADO, Nicanor Jesús
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “INVESTIGACIÓN GEOMECAÁNICA PARA ESTABLECER EL DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA U.M. HUANCAPETI DE LA MINA HÉRCULES, 2023”
Evaluación de la Originalidad : 27 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 2146693046

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.

En señal de conformidad y verificación se firma la presente constancia

Ayacucho, 16 de agosto del 2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
Departamento Académicos de Matemática y Física



Con depósito para Sustentación y Tramites
Cc. Archivo

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
Av. Independencia S/N Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151

“INVESTIGACIÓN
GEOMECÁNICA PARA
ESTABLECER EL DISEÑO
SOSTENIMIENTO EN LA U.M.
HUANCAPETI DE LA MINA
HÉRCULES, 2023”

por Nicanor Jesus Acosta Guizado

Fecha de entrega: 16-ago-2023 11:44a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2146693046

Nombre del archivo: Tesis_NICANOR_JES_S_ACOSTA_GUIZADO_EPIM.docx (11.13M)

Total de palabras: 23461

Total de caracteres: 131269

"INVESTIGACIÓN GEOMECÁNICA PARA ESTABLECER EL DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA U.M. HUANCAPETI DE LA MINA HÉRCULES, 2023"

INFORME DE ORIGINALIDAD

27%

INDICE DE SIMILITUD

27%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

10%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	8%
2	hdl.handle.net Fuente de Internet	7%
3	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	3%
4	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	2%
5	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	2%
6	nanopdf.com Fuente de Internet	1%
7	cybertesis.uni.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	repositorio.uncp.edu.pe	

Fuente de Internet

1 %

9 repositorio.uap.edu.pe
Fuente de Internet

1 %

10 core.ac.uk
Fuente de Internet

<1 %

11 docplayer.es
Fuente de Internet

<1 %

12 repositorio.unsaac.edu.pe
Fuente de Internet

<1 %

13 www.grafiati.com
Fuente de Internet

<1 %

14 pt.scribd.com
Fuente de Internet

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo