

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE
MINAS



BORRADOR DE TESIS

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO
PARA LA APLICACIÓN DEL SOSTENIMIENTO EN LA
MINA HÉRCULES – CIA MINERA LINCUNA S.A”.**

PRESENTADO POR:

Bach. TACURI GAMBOA, Amilcar

PARA OPTAR EL TÍTULO DE
INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – DICIEMBRE

2017

DEDICATORIA

La presente tesis está dedicada a dios ya que gracias a él, he logrado concluir mi Carrera Profesional, con el mayor cariño a mis padres; Filomon Tacuri Juan De Dios y Juana Gamboa Tucno, brindándome el esfuerzo y anhelo ya que confiaron en mi persona para apoyarme en mi Formación Profesional.

A mis hermanos por su apoyo incondicional, desinteresado y moral los cuales me animaron para ser reflejo de ellos en mi Carrera Profesional.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a la Compañía Minera Lincuna por haberme dado la oportunidad de trabajar como jefe de guardia y así ganar experiencia profesional en los trabajos de explotación minera.

Agradezco también al Ing. Moisés Jhulino Luyo Armas; Gerente de Operaciones de la Compañía Minera Lincuna S.A, por haberse brindado las facilidades y apoyo durante mi permanencia en la Mina Hércules.

También agradezco a todos los profesores de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas por sus sabias enseñanzas y a la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Mi agradecimiento también va dirigido al ingeniero Grover Rubina Salazar por haber sido Asesor Externo, ya que ha compartido sus conocimientos para elaborar la presente Tesis.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis, está referido a la evaluación Geomecánica del macizo rocoso donde se emplaza la Mina Hércules, determinándose sus características Geomecánicas reales en el nivel 4300.

El primer paso consistió en el mapeo Geomecánico por el método de línea de detalle que en un tramo determinado se toma datos de las discontinuidades existentes tales como: rumbo, buzamiento, separación persistencia, estado de las fracturas y presencia de agua. Además, se ha tomado muestras de rocas para su análisis en laboratorio de mecánica de rocas.

Los diferentes datos han sido procesados aplicando Software como el dips para ver en proyección estereográfica la orientación de las fracturas y su efecto sobre la labor y el phase para saber los esfuerzos existentes.

En base a los resultados y aplicando los diferentes sistemas Geomecánicos se evaluó el macizo existente a este nivel determinándose cuatro tipos de roca: **II-A, II-B, III-A, III-B, IV-A, IV-B** y con esto a su vez seleccionar el sistema de sostenimiento más conveniente, que proporcione la estabilidad a la labor y seguridad al personal que trabaja y también las características Geomecánicas determinan el tamaño de la abertura subterránea.

INTRODUCCION

La Geomecánica es una nueva ciencia aplicada en la minería que se halla en pleno desarrollo y actualmente constituye una herramienta valiosa en el diseño, construcción y estabilidad de labores subterráneas.

La Geomecánica considera aspectos cualitativos y cuantitativos que permite conocer al macizo rocoso con bastante aproximación el comportamiento frente a los esfuerzos inducidos originados por la excavación.

La Mina Hércules viene profundizando sus labores y se nota la acción de los esfuerzos causados por la carga litostática que altera el comportamiento del macizo rocoso, los que deben ser evaluados con los sistemas Geomecánicos para determinar los tipos de roca la resistencia a la transmisión de esfuerzos y la estabilidad para un determinado tiempo de servicio de la labor.

INDICE

Dedicatoria
Agradecimiento
Resumen
Introducción

CAPITULO I ANTECEDENTES

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	01
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	01
1.2.1 PROBLEMA PRINCIPAL.....	01
1.2.2 PROBLEMA SECUNDARIO	01
1.3 OBJETIVOS	02
1.3.1 OBJETIVO GENERAL	02
1.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	02
1.4 ANTECEDENTES HISTORICOS.....	02
1.5 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA	03
1.5.1 JUSTIFICACIÓN	03
1.5.2 IMPORTANCIA	03
1.6 MARCO TEÓRICO	03
1.7 HIPÓTESIS	04
1.7.1 HIPÓTESIS GENERAL	04
1.8 VARIABLES E INDICADORES	04
1.8.1 VARIABLES INDEPENDIENTES	04
1.8.2 VARIABLES DEPENDIENTES	04
1.9 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	05
1.9.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN	05
1.9.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN	05
1.9.3 MÉTODO DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN	05

1.10 ASPECTOS GENERALES	06
1.10.1 UBICACIÓN Y ACCESO	06
1.10.2 CLIMA Y VEGETACION	07
1.10.3 FISIOGRAFIA	08
1.10.4 RECURSOS	08
1.11 ANTECEDENTES HISTORICOS	09
1.12 ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA	10

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL	12
2.1.1. ESTRATIGRAFÍA	14
2.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	14
2.3 GEOLOGÍA LOCAL	15
2.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA	16
2.4.1 GÉNESIS Y PARAGENESIS	16
2.4.2 TIPO DE YACIMIENTO	17
2.4.3 MINERALIZACIÓN	18
2.4.4 ZONEAMIENTO MINERALÓGICO	21
2.4.5 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN	22
2.4.6 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS	22
2.4.7 RESERVAS MINERALES	23
2.5 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MINA	24
2.5.1 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA	24
2.5.2 DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO	28
2.6 SISTEMAS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICO	30
2.6.1 CLASIFICACIÓN DE DEERE “RQD”	30

2.6.2 SISTEMA RMR	32
2.6.3 CLASIFICACIÓN DE BARTON (Q)	36
2.6.4 CLASIFICACION GSI	40
2.7 DETERMINACIÓN DE ESFUERZOS EN EL MACIZO ROCOSO.....	42
2.8 ESTIMACIÓN DE ABERTURAS MÁXIMAS PERMISIBLES Y TIEMPOS DE AUTOSOSTENIMIENTO	48

CAPITULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1 MATERIALES.....	52
3.1.1 MACIZO ROCOSO.....	52
3.1.2 ESTRUCTURA MINERALIZADO.....	53
3.1.3 MAPEO GEOLÓGICO Y GEOMECÁNICO.....	53
3.1.4 TOMA DE MUESTRAS.....	54
3.2 METODOS.....	55
3.2.1 ESTUDIOS DE INVESTIGACIÓN GEOMECÁNICA.....	55
3.2.2 EQUIPOS DE LABORATORIO	55
3.2.3 ENSAYOS DE LABORATORIO	58

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1 RESULTADOS	61
4.1.1 SELECCIÓN Y APLICACIÓN DE SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO EN LABORES SUBTERRANEAS.....	61
4.2 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO.....	63
4.2.1 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO ACTIVO	63
4.2.1.1 PERNOS HELICOIDALES.....	63
4.2.1.2 SPLIT SET.....	64
4.2.2 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO PASIVO (SOPORTE)	67

4.2.2.1 CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE).....	67
4.2.2.2 MALLAS ELECTROSOLDADAS.....	73
4.2.2.3 CIMBRAS METALICAS	74
4.2.2.4 SOSTENIMIENTO CON MADERA.....	76
4.3 TIPOS DE SOSTENIMIENTO APLICABLES EN LAS ZONAS EN SUS DISTINTOS DOMINIOS ESTRUCTURALES.....	82
4.4 DISCUSIONES GENERALES.....	84
4.4.1 EN RELACIÓN CON LOS ASPECTOS TECNICOS.....	84
4.4.2 EN RELACIÓN CON LOS ASPECTOS ECONOMICOS.....	87
4.4.3 EN RELACION A LA SEGURIDAD.....	89
4.5 DISCUSIONES ESPECIFICAS	93
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	95
CONCLUSIONES.....	95
RECOMENDACIONES.....	97
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	98
ANEXOS	99

CAPITULO I

ANTECEDENTES

1.4 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La caracterización del macizo rocoso donde se realiza la explotación constituye un aspecto importante, pues su conocimiento determina las dimensiones de la labor, la clase de roca y la selección de los sistemas de sostenimiento a aplicarse para su estabilidad.

1.5 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.5.1 PROBLEMA PRINCIPAL

¿En qué medida influye el macizo rocoso en el diseño, construcción y sostenimiento de labores en la Mina Hércules?

1.5.2 PROBLEMA SECUNDARIO

¿Cómo influyen los aspectos técnicos-económicos para la construcción de labores subterráneas componentes del sistema de minado?

1.6 OBJETIVOS

1.6.1 OBJETIVO GENERAL

Determinar el estado Geomecánico del macizo rocoso de la Mina Hércules.

1.6.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Caracterizar Geomecánicamente los tramos de galería y rampas para saber la clase de roca, los estados tensionales y su estabilidad durante el tiempo de servicio.

Poder diseñar labores de desarrollo y explotación que brinde la seguridad al personal y equipos.

Servir al suscrito como tema de tesis, para optar el Título de Ingeniero de Minas.

1.4 ANTECEDENTES HISTORICOS

La Compañía Minera Ticapampa trabajó la zona de Collaracra y sus alrededores a fines del siglo pasado, la cual desde 1904 siguió operando con el nombre de Anglo-French Ticapampa Silver Mining CO. Hasta 1966, fecha en que se formó la Compañía Minera Alianza S.A. Paralelamente, varios pequeños mineros han trabajado en esta región en forma esporádica alentados por la subida de los precios de los metales; uno de éstos fue Compañía Minera Santo Toribio que trabajó la Mina Tarugo, instaló una planta de flotación en Huancapetí, la que después fue adquirida por Alianza.

A partir del año 2007, inicia sus operaciones la Compañía Minera Huancapetí SAC. A partir del 2016 como "CIA Minera Lincuna S.A."

1.5 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

1.5.1 JUSTIFICACIÓN

Existe necesidad de conocer el comportamiento Geomecánico del macizo donde se construirá las labores mineras subterráneas, el cuál determinará los tipos de roca, sostenimiento y los diferentes costos de excavación y sostenimiento.

1.5.2 IMPORTANCIA

El conocimiento del macizo rocoso donde se realiza una abertura es un parámetro es de suma importancia para la Mina Hércules porque permitirá conocer las condiciones Geoestructurales del macizo donde se ejecuta la explotación.

1.6 MARCO TEÓRICO

Para la caracterización del macizo rocoso se cuenta actualmente con sistemas basados en la Geología, Geomecánica y Mecánica de Rocas y que han venido perfeccionándose desde su creación y los más aplicables son de la Escuela Sudafricana representado por el Sistema RMR de Bieniawski, la Escuela de Noruega representado por el sistema Q de Barton y la Escuela Alemana.

Todos estos sistemas se basan en la resistencia de la roca, grado y condiciones de fracturamiento, litología y la acción de los esfuerzos inducidos.

1.7 HIPÓTESIS

1.7.1 HIPÓTESIS GENERAL

Con la evaluación Geomecánica se logrará la caracterización del macizo rocoso.

1.7.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICO

Determinar los tipos de rocas, los esfuerzos actuantes, el grado de estabilidad de las labores y según esto aplicar el tipo de sostenimiento adecuado.

1.8 VARIABLES E INDICADORES

1.8.1 VARIABLES INDEPENDIENTES

Estado Geomecánico del macizo rocoso del nivel 4300 en la Mina Hércules.

INDICADORES:

- ✓ Geomecánicos:
- ✓ Valores sobre las características técnicas de los tipos de sostenimiento.

1.8.2 VARIABLES DEPENDIENTES

Valores Geomecánicos cuantificados.

INDICADORES:

- ✓ Recuperación RQD (%)
- ✓ Valores de RMR, Q
- ✓ Cargas actuantes sobre la labor (kg/cm²)
- ✓ Tiempos de autosoporte (horas, días, meses, años)
- ✓ Tipo de roca: I, II, III y IV

1.9 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

1.9.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

De acuerdo a los propósitos de la tesis y teniendo en cuenta la aplicación de los conocimientos para la solución de planteado, se adoptará la “Investigación Aplicada”

1.9.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de investigación es el explicativo. “Las Investigaciones Explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo”.

1.9.3 MÉTODO DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El desarrollo del presente trabajo tendrá dos etapas:

a.- Recopilación de Información Básica:

Comprenderá en mapeo Geomecánico, toma de muestras rocosas de las labores, datos sobre las características técnicas de los tipos de sostenimiento.

b.- Trabajos de Gabinete:

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de muestras tomadas, procesamiento de datos obtenidos, elaboración de cuadros Geomecánicos, planos Geomecánicos, cuadro Geomecánicos, diseño de aberturas según el tipo de roca y finalmente la redacción de la tesis.

1.10 ASPECTOS GENERALES

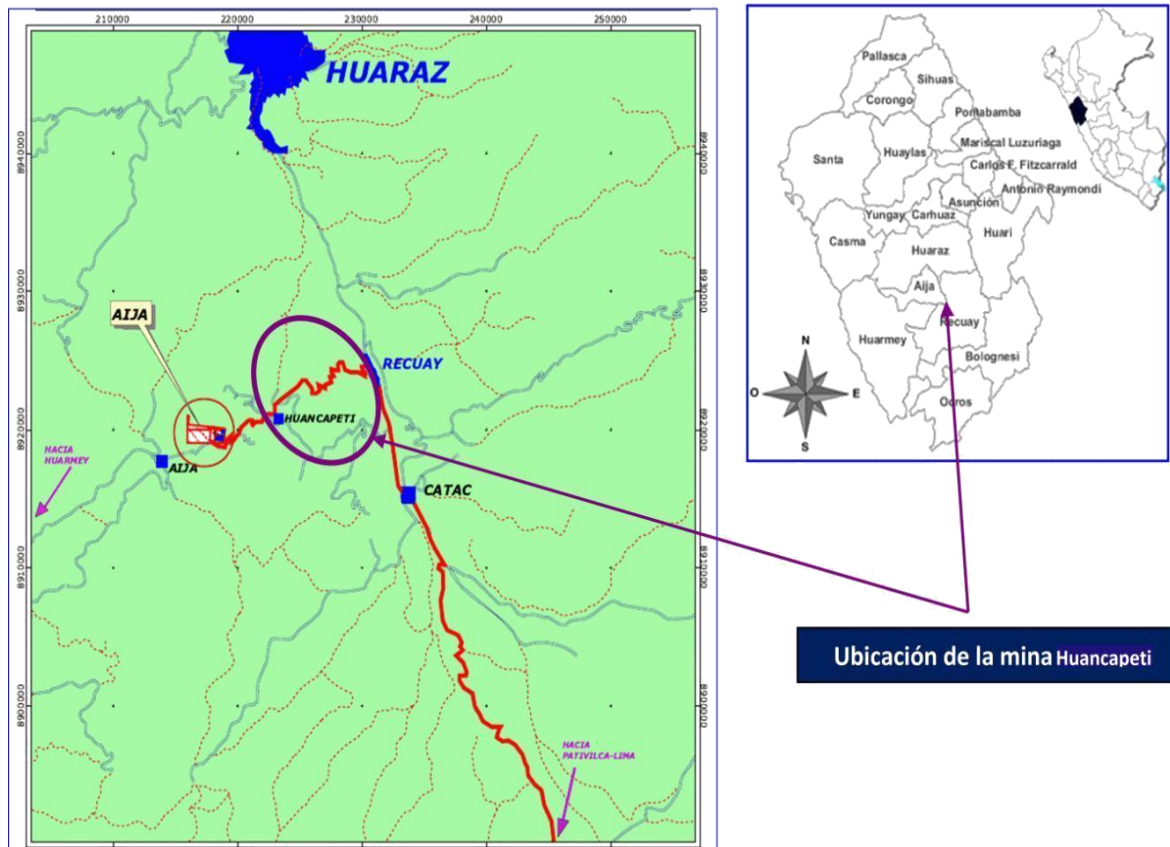
1.10.1 UBICACIÓN Y ACCESO

La Unidad “Minera Hércules”, se ubica en el distrito de Aija, provincia de Aija, departamento de Ancash. Esta mina cuenta con 3 unidades de producción tales como: Hércules, Coturcan y Caridad (**Ver Plano N° 1**). La unidad de Hércules tiene las siguientes coordenadas:

Coordenadas Geográficas	Coordenadas UTM
Longitud oeste: 77° 33`	Este: 878,200
Latitud sur : 90° 46`	Norte: 8`918,800
Altitud : 4,100 m.s.n.m.	

El acceso a la mina se realiza de la siguiente manera:

RUTA	TIPO DE CARRETERA	DISTANCIA KM	TIEMPO HORAS
Lima – Recuay	Asfaltado	350	7
Recuay – Hércules	Afirmado	40	1



PLANO Nº 1: UBICACIÓN Y ACCESO MINA HERCULES (EX MINA HUANCAPETÍ)

Fuente: Mina Hércules

1.10.2 CLIMA Y VEGETACION

Clima:

Posee un clima con características de templado a frío y seco, debido a la influencia de la altitud.

Los meses de Diciembre a Abril están caracterizados por un régimen de lluvias más o menos persistentes, las tormentas de nieves se localizan en alturas superiores a 4,000 m.s.n.m. con temperaturas de 0 °C a 5 °C en las noches y 7 °C a 14 °C en el día.

Los meses de Junio a Octubre se caracterizan por presentar un periodo de sequía con precipitaciones pluviales muy esporádicas con temperaturas durante el día de 5 °C y 16 °C y en las noches de 0 °C a 1°C. Esto se pone en evidencia en altitudes superiores a los 4500

m.s.n.m. estas temperaturas bajas son muy conocidas por los lugareños como “heladas”. Durante los meses de Junio – Agosto se acentúan las corrientes de aire (vientos) con velocidades de 20 a 40 km/hora. Las características climáticas del área corresponden a “tundra seca de alta montaña” definido por el “Instituto Nacional de Recursos Naturales” (INRENA).

Vegetación:

En la altitud a los 4,100 msnm, la vegetación es escasa y constituida principalmente por “ichu” y dado el clima no es apropiado para la agricultura.

1.10.3 FISIOGRAFIA

La cordillera Negra corresponde a un segmento de la cordillera occidental de los andes del Perú. Presenta superficies de erosión a diferentes niveles, expuestos entre los 3,400 y 4,900 m.s.n.m.

Regionalmente presentan relieves con topografías variadas tales como colinas, antiguos circos glaciales, superficies onduladas, quebradas y escarpas. En general, las líneas de cumbres presentan rumbo andino (NW-SE).

1.10.4 RECURSOS

A.- RECURSOS NATURALES

El yacimiento polimetálico existente constituye el principal recurso natural y es objeto del presente trabajo.

B.- RECURSOS HUMANOS

En la zona la mano de obra no calificada es abundante pues tienen cierta experiencia en minería. La mano de obra calificada es escasa y tiene que llevarse de otros departamentos.

C.- RECURSOS HIDRICOS

En el área se encuentran recursos hídricos como para garantizar el normal desenvolvimiento de la operación minera; se satisfacen los requerimientos de consumo humano y los referentes a la explotación minera y beneficio de minerales.

1.11 ANTECEDENTES HISTORICOS

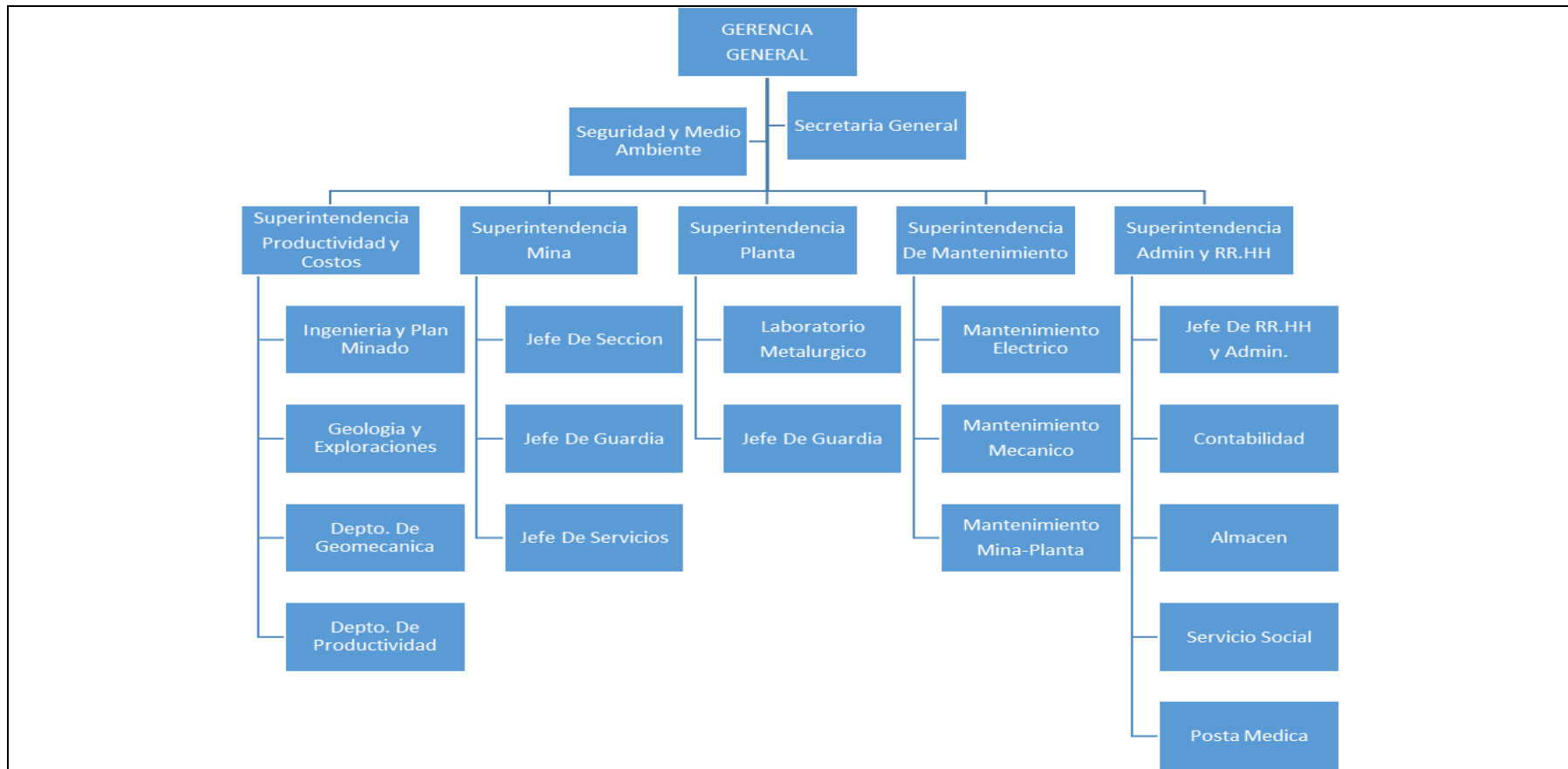
La Compañía Minera Ticapampa trabajó la zona de Collaracra y sus alrededores a fines del siglo pasado, la cual desde 1904 siguió operando con el nombre de Anglo-French Ticapampa Silver Mining CO. Hasta 1966, fecha en que se formó la Compañía Minera Alianza S.A. Paralelamente, varios pequeños mineros han trabajado en esta región en forma esporádica alentados por la subida de los precios de los metales; uno de éstos fue Compañía Minera Santo Toribio que trabajó la mina Tarugo, instaló una planta de flotación en Huancapetí, la que después fue adquirida por Alianza.

A partir del año 2007, inicia sus operaciones la Compañía Minera Huancapetí SAC. Luego cambiando a inicios de 2016 su razón social a Compañía Minera Lincuna S.A. con cual continúa desarrollando sus actividades de operación minera.

1.12 ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA

La Mina Hércules (ex Mina Huancapetí), está organizada bajo los lineamientos de una organización lineal donde están claramente definidas las jerarquías, responsabilidades y obligaciones. **(En la Lámina N° 1)** se muestra la organización en el organigrama correspondiente.

ORGANIGRAMA MINA HÉRCULES (CIA MINERA LINCUNA S.A)



LAMINA Nº 1

Fuente: Mina Hércules

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

En los alrededores de Aija afloran rocas sedimentarias del Jurásico – Cretáceo (formaciones Chimú, Santa, Carhuaz). El Batolito de la Costa, Cretáceo superior, intruye a las secuencias anteriores, los Volcánicos Calipuy forman una secuencia volcánica muy extensa y potente, constituidas por rocas piroclásticas, derrames lávicos y sedimentos continentales, esta secuencia esta plegada, es del Cretáceo superior - Terciario inferior.

Localmente hay volcánicos provenientes de centros volcánicos del Terciario medio a superior, que están agrupados dentro del Calipuy, pequeños stocks del Mioceno – Plioceno y de composición ácida intermedia como aquellos de Collaracra, Tarugo, intruyen a los Volcánicos Calipuy, (**ver Plano N° 2**).



Fuente: Mina Hércules

LEYENDA		GEOLOGIA REGIONAL ZONA AIJA TICAPAMPA								
Qh-al	Depósito Coluvial	<table border="1"> <tr> <td>GEOL: Ingemmet</td> <td>ESCALA: 1/50,000</td> <td>PLANO</td> </tr> <tr> <td>REV:</td> <td>FECHA: 13/10/17</td> <td>2</td> </tr> </table>			GEOL: Ingemmet	ESCALA: 1/50,000	PLANO	REV:	FECHA: 13/10/17	2
GEOL: Ingemmet	ESCALA: 1/50,000				PLANO					
REV:	FECHA: 13/10/17				2					
Np-at	Grupo Calipuy									
Ks-mc	Formación Marcavilca									
Ks-gd/To	Granodiorita/Tonalita									

2.1.1 ESTRATIGRAFÍA

Volcanicos Calipuy

El volcánico Calipuy litológicamente consiste de una espesa serie de derrames y piroclásticos mayormente de composición andesítico, dacítico y riolíticos. Localmente contienen intercalaciones de capas delgadas de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas.

Estos volcánico son del cretáceo superior a terciario inferior y en la zona se presentan en dos miembros como Calipuy 1 y Calipuy 2.

CUATERNARIO

Depósitos Morrenicos (Qh-mo):

Estos depósitos son producto de la acción de los glaciares en épocas pasadas y se encuentran en la parte alta y se componen de arenas brechosas, arenas gravosas o gravas y se presentan como morrenas laterales y frontales formando superficies suaves.

ROCAS INTRUSIVAS:

Se presentan en la zona de la Mina Hércules como pequeños stock conformada por rocas riocitas a dacitas, constituido por cuarzo, plagioclasa, feldespato potásico, biotita y horblenda.

2.2 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 tectónica (E-W), que han producido anticlinales y sinclinales con ejes de orientación "NW-SE" que afectan

directamente a la secuencia lito-estratigráfica de la Cordillera de los Andes. Este sistema también ha generado sistemas de fallas normales secundarios sub-paralelos con orientaciones “NE-SW y NW-SE” de alto ángulo de buzamiento (sub-verticales).

2.3 GEOLOGÍA LOCAL

Hay dos estructuras principales Centro Volcánico Hércules y el Stock Collaracra.

a.- Centro Volcánico Hércules

Está ubicado en el cerro Tarugo y está limitado por las quebradas Carán y Hércules. De él han salido lavas andesíticas y brechas piroclásticas que reposan en discordancia angular sobre las rocas Cretáceas y los volcánicos Calipuy.

Dentro de la estructura semicircular se emplazó el Pórfido Tarugo de composición dacítica, en el probable foco volcánico y el Pórfido Pincuyillo. Alrededor del centro volcánico se emplazaron otros pequeños stocks como la Dacita Hércules (comúnmente conocida como Tufo Hércules), en el cerro Pucara, de donde salen diques al norte y al sur; el Pórfido Huancapeti emplazado casi en el borde de la fractura circular, el Pórfido Bellota Maguiña, al oeste de la confluencia de las quebradas Hércules y Carán; el Pórfido Señor de Burgos y el Pórfido Olga, los tres últimos de composición similar al de Tarugo.

Los impulsos magmáticos dentro del centro volcánico determinaron el modelo del fracturamiento principal, que son fracturas del rumbo N 30° W, principalmente en los contactos del dique Dacítico (tufo), que fueron afectadas por el fallamiento principal tipo Tarugo, Wilson, con

el cual se asocian un sistema de fracturas conjugado tipo Huancapeti. Fracturas tensionales tipo Nebraska, Carpa, Félix II, San Arturo, Santa Deda, Lorena, etc. Están fuera del centro volcánico y tienen un modelo groseramente radial.

Las fallas Señor de Burgos, Hércules, Tucto, de rumbo N-E, desplazan a las fracturas NW-SE en el sentido dextrógiro. A lo largo de la falla Hércules hay pequeños cuerpos intrusivos de brecha, turmalina, cuarzo, pirita.

b.- Stock Collaracra

Está ubicada en el cerro del mismo nombre, el cuerpo principal está a ambos lados de la quebrada Ismopata, tiene una forma más o menos circular, de él salen numerosos diques y diques capas (sills), que se extienden hacia Jinchis y Florida, este stock es porfirítico y de composición dacítica, está emplazado en los volcánicos Calipuy.

2.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA

2.4.1 GÉNESIS Y PARAGENESIS

Los depósitos minerales son de origen hidrotermal del tipo de vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas en rocas volcánicas e intrusivas.

La secuencia paragenética de acuerdo a estudios mineralógicos es como sigue:

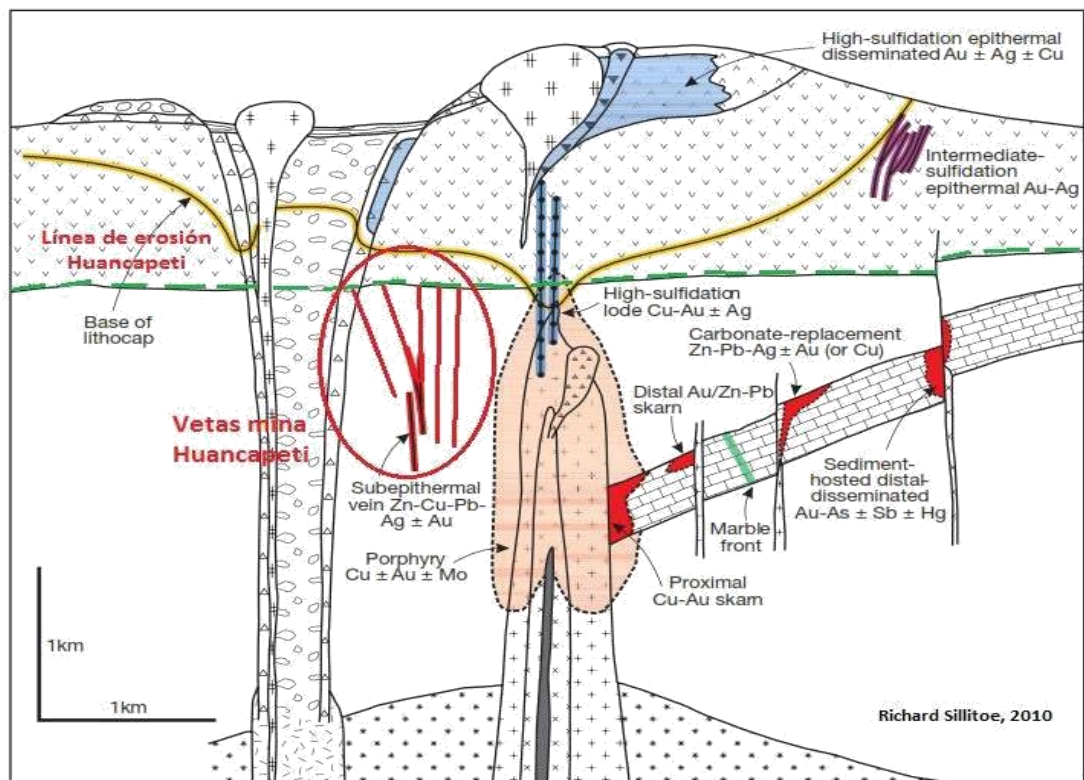
- Cuarzo
- Pirita – arsenopirita – calcopirita I – esfalerita I
- Esfalerita II – calcopirita II – cobre gris – luzonita

- Calcopirita III – bismutinina – bornita – galena – boulangerita – bornita – cobre gris II – piritita II
- Melnicovita – marcasita – covelita – carbonatos

2.4.2 TIPO DE YACIMIENTO

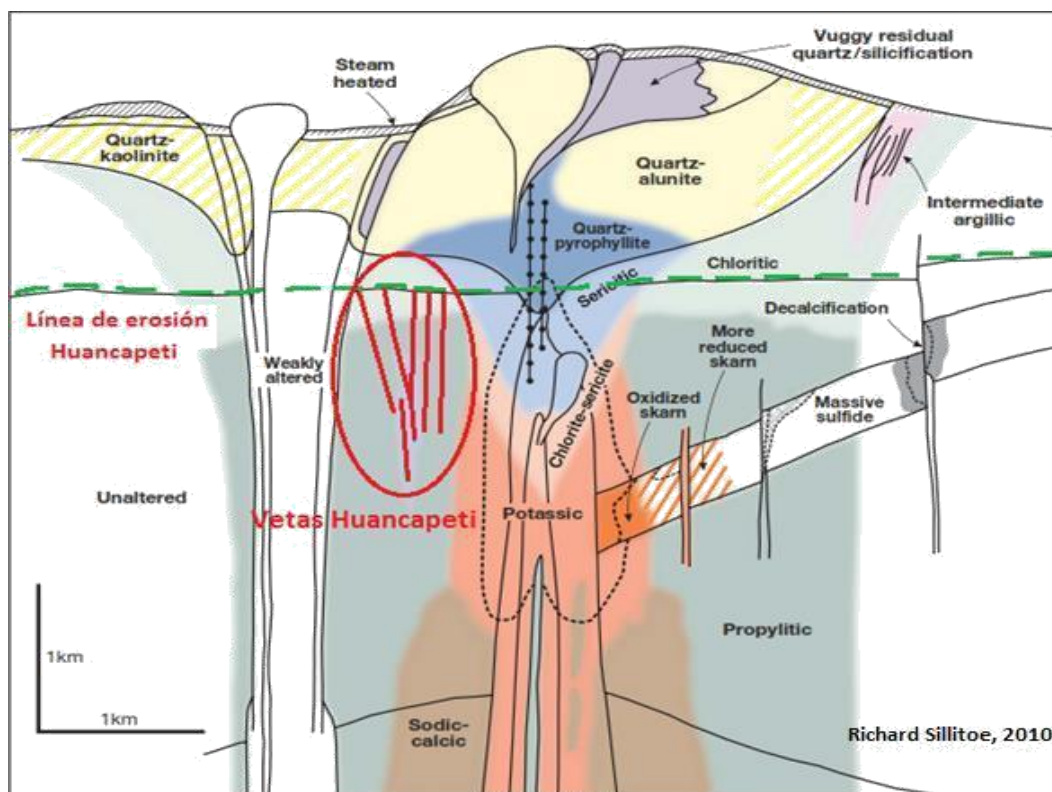
La clasificación con respecto al tipo de yacimiento al que pertenece Huancapeti vendría a ser un Yacimiento tipo veta de relleno, que por su mineralización de Pb, Zn, Ag, y Au en pequeñas cantidades se clasifica como un “epitermal de baja sulfuración”.

Según el modelo geológico que Sillitoe diseña para pórfidos de Cu, sin embargo, los yacimientos epitermales también están en esa zona.



Ubicación del yacimiento de Hércules en el modelo geológico de Richard Sillitoe.

Fuente: Mina Hércules



Ubicación del yacimiento de Hércules en el modelo geológico de alteraciones de Richard Sillitoe.

Fuente: Mina Hércules

2.4.3 MINERALIZACIÓN

Los minerales económicos presentes en el yacimiento son la galena SPb , blenda S_2Zn , argentita S_{Ag_2} , proustita AsS_3Ag_3 , geocronita $(SbAs)_2S_3Pb_5$, freibergita y la calcopirita SCu,Fe .

Como minerales de ganga se tiene el cuarzo SiO_2 , pirita S_2Fe y la pirolusita MnO_2 . Hacia la parte alta del yacimiento existe oropimente S_3As_2 rejalgar SAs y estibina S_3Sb_2 . Otras gangas, pero en menor proporción son la rodocrosita CO_3Mn , rodonita SiO_2Mn , siderita CO_3Fe y calcita CO_3Ca .

Por otro lado, la mineralización es discontinua y errática; hay dos tipos: Mineralización en veta y Mineralización en cuerpos:

MINERALES DE MENA		MINERALES DE GANGA	
MINERAL	COMPOSICIÓN	MINERAL	COMPOSICIÓN
Galena argentífera	Ag_2S	Cuarzo	$Si O_2$
Galena	$Pb S$	Pirita	$Fe S_2$
Esfalerita	$Zn S$	Arsenopirita	$Fe As S$
Jamesonita	$Pb_4 Fe Sb_6 S_{14}$	calcita	$Ca CO_3$

Minerales de Mena:



Minerales de Ganga:



a.- Mineralización en Vetas

Los clavos de mineral están restringidos a vetas individuales, algunas veces en formas de columnas como en Manto 2. En las

vetas del sistema Hércules, los clavos de mineral tienen anchos que no sobrepasan los 2.50m, con longitudes entre 40m y 200m, separados por zonas estériles. Hay más de un clavo de mineral, pero también hay uno solo conocido, como en Florida, Jesús, Wilson.

b.- Cuerpos de Mineral

Estos se han formado por la proximidad de dos vetas, como aquellos entre las vetas "Hércules A" y "Manto 2" o por la presencia de un ramal de vetas como Manto 2A, por la unión de dos vetas principales como Hércules A y Manto 2 en su extremo sur, por la intersección con una falla como en Huancapetí y Hércules.

Estas estructuras tienen una mineralización concentrada en la veta respectiva y diseminación entre ellas generalmente de menor ley, pero en promedio son económica y fuentes de gran tonelaje. Los cuerpos formados por la proximidad de la veta Hércules A y Manto 2 en el nivel 6 llegan hasta el nivel 5 y por debajo unos 50m; tienen la forma de troncos de pirámides con anchos variables entre 4m a 20m, y longitudes de 50m a 200m aquellos cuerpos en vetas individuales de los niveles altos tienen anchos de 3m a 5m, están asociados casi invariablemente a la mineralización de las vetas. Los cuerpos controlados por las fallas son los más persistentes y más anchos hasta de 30m, en el frontón 2 sur.

2.4.4 ZONEAMIENTO MINERALÓGICO

1. La mineralización en Hércules es polimetálica, plata, plomo, zinc, con un zoneamiento dentro de ella; plata en la parte superior, plomo en el centro y zinc en la parte inferior.
2. Dentro de la mineralización polimetálica hay concentraciones aisladas de valores altos de plata, rodeada por otras de menor ley.
3. La disminución de los valores de plata en profundidad o lateralmente y un incremento de estas direcciones de plomo o zinc no significa el fin de la plata en profundidad. Hay repeticiones o alternancias de franjas de valores altos y bajos de plata sobre el nivel 6, con tendencia a repetirse en profundidad.
4. Estas conclusiones y observaciones se repiten también en la mina Coturcán.
5. En Coturcán hay una zona argentífera al sur de la Falla Sur, cerca del contacto con el pórfido Tarugo, y rodeada por la mineralización polimetálica (8.0 Onz.Ag, 0.5 % Pb). No es conocida en Hércules, hay posibilidades de encontrarla al sur de los trabajos de esta mina.
6. La zona argentífera podría encontrarse también en ambos lados de la falla Hércules, en las vetas Hércules y Coturcán, por debajo de la mineralización polimetálica, dependiendo del sentido de las soluciones o flujos mineralizantes, los cuales parecen estar subverticales.
7. No hay tendencia de un agotamiento mineralógico en profundidad tanto en cocientes metálicos, valores absolutos o por observación directa.

2.4.5 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN

a.- Controles Litológicos:

Las vetas Collaracra, Huancapeti, Tarugo, Hurán, Jinchis, mineralizan bien, cuando están en el pórfido. En los volcánicos Hércules, los clavos de mineral son más anchos como es el caso de las vetas Manto 2, Manto 1, Hércules B.

b.- Controles Estructurales:

Los contactos de la Dacita Hércules con los Volcánicos Hércules o el Pórfido Tarugo son favorables para la mineralización de las vetas Hércules A y Coturcán. Las fallas transversales son favorables como la Falla Hércules en la mina del mismo nombre, la falla (veta) Tarugo con la veta Coturcán, la veta Caridad con la falla Infiernillo. Uniones, ramales, proximidad de veta son favorables como en las vetas Hércules. Las uniones verticales son limitadas por la profundización de la estructura.

c.- Control Mineralógico:

No hay mucha influencia, la (arsenopirita) y (turmalina) son favorables en Hércules y Coturcán, en Caridad y Collaracra para la presencia de (plata).

2.4.6 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

La mineralización polimetálica de Ag, Pb y Zn, ocurre en vetas dispuestas en sistemas principales de fracturamiento: El de Hércules

de dirección NW-SE y el de Tarugo de dirección NE-SW. Las estructuras del sistema Hércules tienen longitudes entre 1 a 4 Km, un ancho promedio de 3.50m, con algunas zonas locales que llegan a 16.0 m, y están emplazadas en los contactos de la dacita Hércules, como las vetas Hércules A y Coturcán.

Las vetas del sistema Tarugo tienen longitudes de 1 a 2 km, con ancho promedio de 1.50m. Dentro del volcánico Hércules se encuentran las 7 vetas Tarugo, Huancapetí, Carpa, Nebraska; y dentro de los volcánicos Calipuy se ubican las estructuras Tuctu, Florida, Collaracra, Hurán, etc. Nuevos estudios geológicos indican también la posibilidad de mineralización aurífera asociada a las vetas polimetálicas antes mencionadas. Se indica que en las vetas de Hércules y Coturcán la anomalía de oro llega hasta 3.7g/t y está relacionado a diques de brechas hidrotermales. Además, otra mineralización aurífera, asociada también a minerales polimetálicos, se ubica en 19 cuerpos de brechas intrusivas y 10 stockworks en rocas volcánicas, intrusivos hipoabisales y subvolcánicos.

2.4.7 RESERVAS MINERALES

Las reservas cubicadas al 31 de Diciembre del 2018 dan los resultados que se muestran en el cuadro siguiente:

CUADRO N° 01
(RESERVAS DE MINERAL MINA HERCULES
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2018)

MINA	VETA	POTENCIA Mts	TONELAJE TMS	L E Y E S		
				Oz Ag/TM	% Pb	%Zn
Hercules	Hercules A	5.58	733,926	4.38	2.57	3.09
	Manto 2	4.12	705,199	4.54	2.31	2.73
	Hercules B	4.34	24,160	4.20	2.83	2.94
	Techo	3.26	33,629	4.74	2.43	2.78
	Manto 1	3.49	29,800	5.86	2.97	3.31
	Total		1,526,714			
	Promedio	4.16		4.49	2.46	2.92

Fuente: Mina Hércules

2.5 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MINA

En este acápite se evalúan conceptualmente los métodos aplicables para la explotación de las estructuras mineralizadas desde el punto de vista geomecánico. Esta evaluación implica un diagnóstico de la situación actual de los métodos de explotación, la revisión de los indicadores, la identificación de las restricciones a la “productividad y rentabilidad de los métodos actualmente aplicados”. Posteriormente en base al análisis de condiciones “Geológicas y Geomecánicas” que presentan las estructuras mineralizadas y su entorno físico (cajas), se realiza una selección conceptual de los métodos desde el punto de vista “Geomecánico” orientados hacia la optimización del minado. El desarrollo y los resultados de esta evaluación se presentan en los siguientes acápites.

2.5.1 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

a.- Aspectos Litológicos

Los dominios “lito-estructurales” conceptuados en los trabajos de investigación geomecánica de campo, evidencian a nivel local (zonas

Hércules, Coturcan y Caridad) 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”.

b.- 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 (Dirección de Buzamiento // Buzamiento) 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, versión 5.103 de Rocscience Inc.2004”. Los resultados del análisis estereográfico de discontinuidades estructurales (diaclasas y fallas) en las zonas de interés se muestran en los cuadros 2A, 2B y las “figuras: 1-3”.

En el cuadro N° 2A, 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.

CUADRO N° 2A (Principales Sistemas de Diaclasas)

ZONA	DOMINIO ESTRUCTURAL	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL*		
		Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
HERCULES	Caja techo	091/33	268/74	149/80
	Estructura mineralizada	092/33	260/65	346/79
	Caia piso	095/30	060/80	344/86

Fuente: Mina Hércules

En el cuadro 2B, 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.

CUADRO N° 2B (Principales Sistemas de Fallas)

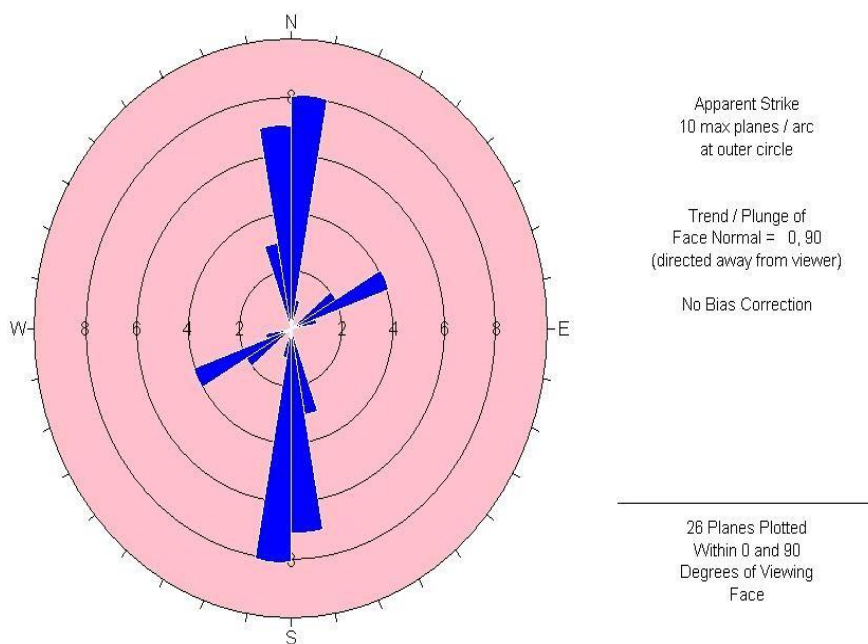
ZONA	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL*	
	F1	F2
HERCULES	165/77	341/79

Fuente: Mina Hércules

En el cuadro N°2B, se han tipificado tres zonas “Hércules, Coturcan, Caridad” 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.

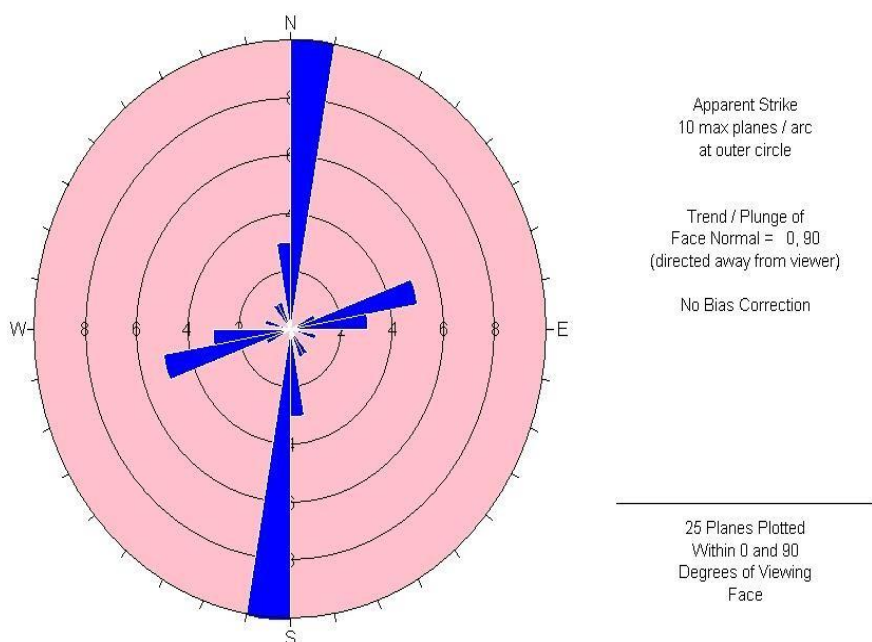
En las figuras de “1-3”, se muestran los diagramas de rosetas de las “diaclasas y fallas”, en los dominios lito-estructurales conceptuados para la zona de “Hércules. Estas rosetas, representan datos de las discontinuidades estructurales presentes en cada dominio lito - estructural de interés (Caja techo, Estructura mineralizada, Caja piso).
Zona Hércules.

FIGURA N° 01 (Diagrama de rosetas – caja techo Hércules)



Fuente: Propia Software Dips

FIGURA N° 2 (Diagrama de rosetas – estructura mineralizada Hércules)



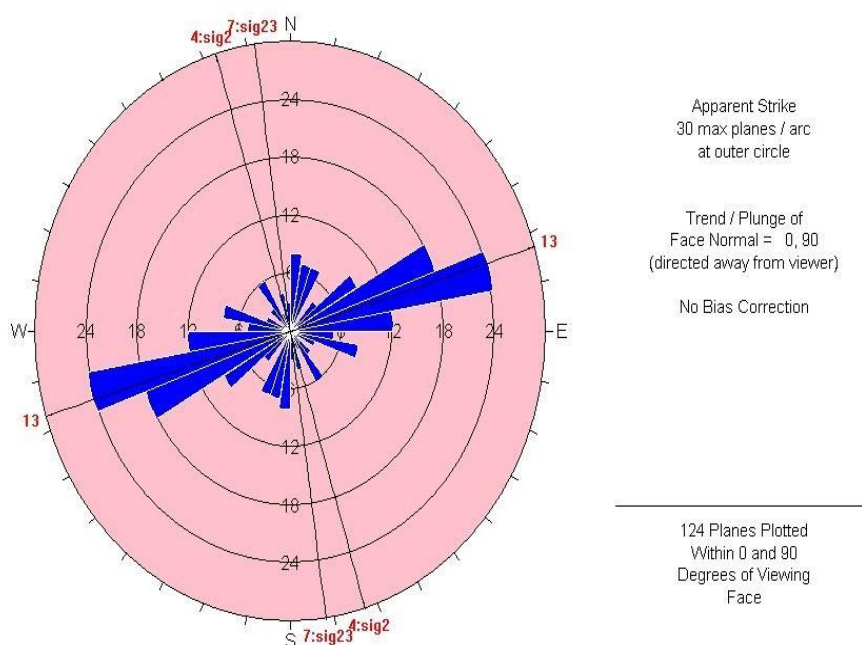
Fuente: Propia Software Dips

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 N° 3 se muestra los diagramas de rosetas de las fallas cartografiadas en la Mina Hércules.

Sistemas de fallas principales.

FIGURA N° 3 (Diagrama de rosetas– fallas Hércules)



Fuente: Propia Software Dips

2.5.2 DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

El programa de investigaciones Geomecánicas en laboratorio para los propósitos del Estudio, ha sido realizado sobre muestras seleccionadas de “Dominios Geomecánicos de interés” para el diseño de explotación, especialmente se han seleccionado muestras situadas en “la caja techo y estructura mineralizada” en cada una de las zonas. Estas muestras han sido ensayadas en el “Laboratorio de Mecánica de Rocas de la

Universidad de San Cristóbal de Huamanga”, el mismo que cumple con los estándares que establece la “American Society for Testing Materials” (A.S.T.M.).

Los ensayos de Mecánica de rocas, se han desarrollado sobre bloques de “roca intacta y discontinuidades estructurales”, según las especificaciones y solicitud de ensayos que previamente se definieron durante los trabajos de mapeo Geomecánico.

Los ensayos realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de San Cristóbal de Huamanga, fueron los que se muestran en el siguiente listado:

Los ensayos de las propiedades físicas de las rocas hechas en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de San Cristóbal de Huamanga se muestran en el cuadro N° 3A y las propiedades mecánicas en el cuadro N° 3B

CUADRO N° 3A
(Propiedades Físicas de la Caja y Mineral Mina Hércules)

MUESTRA	UBICACIÓN	DENSIDAD gr/cm ³	ABSORCION %	POROSIDAD %
Andesita fracturada	Caja techo	2.63	0.67	1.76
Mineral + ganga	Estruct. Mineraliz.	3.10	0.50	1.56

Fuente: Resultados ensayos laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de San Cristóbal de Huamanga

CUADRO N° 3B
(Resistencia a la Compresion Uniaxial)

MUESTRA	DIAMETRO Cm.	LONGITUD Cm.	AREA cm ²	CARGA Kg	RESIST. COMP. SIMPLE	
					Kg/cm ²	MPa
Caja Techo (Andesita)	3.43	6.86	9.24	4,943	534.95	52.45
Estruct. Mineralizada	3.43	6.87	9.24	3,010	325.75	31.94

Nota: Estandarizado según ProtodyaKonov
(L/D=2)

Fuente: Resultados ensayos laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de San Cristóbal de Huamanga

2.6 SISTEMAS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICO

2.6.1 CLASIFICACIÓN DE DEERE “RQD”

La clasificación de Deere o del índice RQD (Rock Quality Designation) se fundamenta en el grado de fracturamiento de la roca para valorar la calidad del macizo rocoso. Para obtener el índice RQD, se realiza perforaciones con diámetro mínimo de 54 mm, los tramos de testigo obtenidos de la perforación se miden y contabilizan para aplicarlos en su fórmula. Para ser contabilizadas la longitud de los tramos debe ser mayor de 10 centímetros.

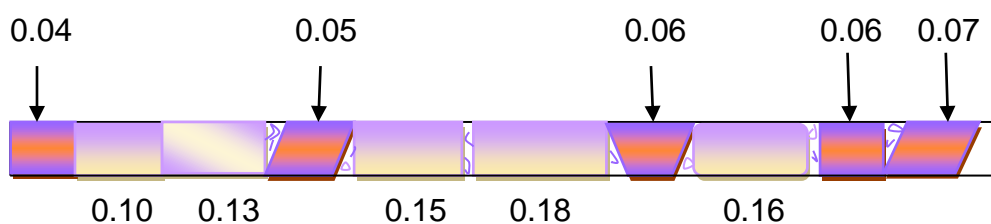
Es un índice de obtención rápida y forma parte de otras clasificaciones, hay que tener precaución en la calidad del macizo obtenido, debido a que en la perforación influyen factores, como son: la mecánica de sondeo y forma en que se ejecutó, que pueden producir roturas en el testigo.

La fórmula a aplicar para determinar el RQD es:

$$\text{RQD} = \frac{\text{Longitud recuperada en piezas} \geq 0.1\text{m}}{\text{Longitud del sondeo}} \times 100$$

EJEMPLO:

Longitud de taladro = 1.00 m



Longitud de testigos recuperados = 0.72 m

$$\text{RQD} = \frac{0.72}{1.00} \times 100 = 72 \%$$

RQD

Caja N°1:
Carreras 0m a 5m



Caja N°2:
Carreras 5 a 8.30m

Caja N°3:
Carreras 8.30 a 12.80m



Fuente: Mina Hércules

Cuando no se dispone de sondeos, una aproximación del RQD se obtiene por la expresión dada por Palmstrom.

$$\text{RQD} = 115 - 3.3J_v$$

Siendo "Jv" el número total de juntas que se encuentra en un metro cubico del macizo rocoso.

En función al RQD, se establece la clasificación de las rocas en los siguientes tipos:

EJEMPLO:

$$J_v = 13$$

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 (13) = 72.10 \% \Rightarrow \text{roca regular}$$

R.Q.D. (%)	Calidad de roca
90 - 100	excelente
75 - 90	buena
50 - 75	regular
25 - 50	mala
< 25	muy mala

Calidades según el sistema Q
Fuente: Hoek And Brown (1990)

2.6.2 SISTEMA RMR (BIENIAWSKI)

Esta clasificación se basa en el índice RMR (Rock Mass Rating) desarrollado en Sudáfrica por Bieniawski (1973) que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia compresiva de la roca
- Índice de calidad de la roca
- Espaciamiento de juntas
- Condición de juntas
- Presencia de agua
- Corrección por orientación

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma en cada caso nos da el índice de calidad RMR que varía de 0 a 100.

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga

- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería
- Se clasifican las rocas en cinco categorías en cada categoría se estiman los valores y luego se definen los factores que intervienen en la clasificación. En las tablas Geomecánicas de Bieniawski siguientes se detallan los tipos de roca, características y resistencia de la roca

Resistencia a la Compresión Simple

Indice del ensayo de carga puntual (MPa)	Resistencia a Compresión Simple RCS (MPa)	Puntaje
>10	> 250	15
4-10 Mpa	100 - 250	12
2 - 4 Mpa	50 - 100	7
1 - 2 Mpa	25 - 50	4
--	5 - 25	2
--	1 - 5	1
--	< 1	0

Fuente: Hoek And Brown (1990)

RQD

R.Q.D. %	Puntaje
90 - 100	20
75 - 90	17
50 - 75	13
25 - 50	8
< 25	3

Fuente: Hoek And Brown (1990)

Espaciamiento entre Discontinuidades

Espaciamiento [m]	Puntaje
>2	20
0,6 – 2,0	15
0,2 – 0,6	10
0,06 – 0,2	8
< 0,06	5

Fuente: Hoek And Brown (1990)

Condiciones de las Discontinuidades

Long. discontinuidad	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
(persistencia)	6	4	2	1	0
Abertura [mm]	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Levemente rug.	lisa	"pulida"
	6	5	3	1	0
Tipo de relleno	Nada	Resistente >5mm	Resistente <5mm	Blando >5mm	Blando <5mm
	6	4	2	2	0
Intemperización	Inalterada	Levemente alt.	Moderada alt.	Muy alterada	descompuesta
(alteración)	6	5	3	1	0

Fuente: Hoek And Brown (1990)

Agua Subterránea

Filtración por cada 10 m de longitud del túnel (L/min)	Presión del agua en la discontinuidad dividido la tensión Principal Mayor	Descripción de las condiciones generales	Puntaje
Nada	0	Completamente seco	15
< 10	0,0 – 0,1	Apenas húmedo	12
10 - 25	0,1 – 0,2	Húmedo	7
25 – 125	0,2 – 0,5	Goteo	4
> 125	> 0,5	Flujo continuo	0

Fuente: Hoek And Brown (1990)

Corrección por Orientación de Discontinuidades

Evaluación de la influencia de la orientación para la obra	Puntaje para túneles	Puntaje para fundaciones
Muy favorable	0	0
Favorable	-2	-2
Medio	-5	-7
Desfavorable	-10	-15
Muy desfavorable	-12	-25

Fuente: Hoek And Brown (1990)

- El RMR varia de 0 a 100, con el que se le asigna la calidad macizo rocoso (a mayor RMR, mayor calidad del macizo rocoso). El RMR está dividido en cinco tipos de calidad y con su rango de características geotécnicas.

Asignación de la Calidad del Macizo Rocosos

R.M.R.	Descripción del macizo rocoso	Clase
Suma de los puntajes obtenidos de las tablas anteriores		
81 - 100	Muy bueno	I
61 - 80	Bueno	II
41 - 60	Medio	III
21 - 40	Malo	IV
0 - 20	Muy malo	V

Fuente: Hoek And Brown (1990)

EVALUACION DEL RMR EN EL NIVEL 4300 DE LA MINA HERCULES

Parámetro		Valor	Puntaje
1	Resistencia del material de roca Intacta	Índice de resistencia a la carga puntual (MPa)	
		Resistencia compresiva uniaxial (MPa)	52.45
2	Calidad de testigo de perforación RQD (%)	72	13
3	Espaciamiento de discontinuidades (m)	0.5	10
4	Condición de las discontinuidades	Long.de la discon. (m)	0.6
		Separación (mm)	1 mm.
		Rugosidad	Ligero
		Relleno (mm)	2 Blando
		Meteorización	Leve
5	Agua subterránea	Condiciones generales	Húmedo
RMR Básico			57

AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES.

6	Aplicación de ingeniería	Rumbo y buzamiento	
	Galería	Favorable	-2
RMR Final			55

CLASE DE MACIZO ROCOSO	
Clase N°	III
Descripción	Roca Regular

2.6.3 CLASIFICACIÓN DE BARTON (Q):

Barton propone una clasificación Geomecánica de las rocas, mediante el índice de calidad "Q" que se obtiene al sustituir en la siguiente formula:

Determinación del Índice Q:

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

Donde:

- RQD: Índice de Calidad de la Roca.
- Jr: Índice que contempla la continuidad y rugosidad de las superficies de las grietas.
- Jn: Índice que se toma según la cantidad de sistemas de grietas
- Ja: Índice que depende del grado de alteración de las grietas y de las características de su relleno.
- Jw: Índice que caracteriza la humedad de las rocas.
- SRF: Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional en el macizo rocoso.

Número de Familias de Juntas. Jn

Jn	Valor
Roca Masiva	0,5 - 1
Una familia de diaclasas	2
Idem con otras diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Idem con otras diaclasas ocasionales	6
Tres familias de diaclasas	9
Idem con otras diaclasas ocasionales	12
Cuatro o mas familias, roca muy fracturada	15
Roca triturada	20

Fuente: Hoek And Brown (1990)

Meteorización de las Juntas. Ja

Ja	Valor
<i>Diaclasas de paredes sanas</i>	0,75 - 1
<i>Ligera alteracion</i>	2
<i>Alteraciones arcillosas</i>	4
<i>Con detritos arenosos</i>	4
<i>Con detritos arcillosos preconsolidados</i>	6
<i>Idem poco consolidados</i>	8
<i>Idem expansivos</i>	8 - 12
<i>Milonitos (productos de trituración) de roca y arcilla</i>	6 - 12
<i>Milonitos de arcilla limosa</i>	5
<i>Milonitos arcillosos gruesos</i>	10 - 20

Fuente: Hoek And Brown (1990)

Agua en las Juntas. Jw

Jw	Presión de agua [Kg/cm ²]	Valor
Excavaciones secas a con < 5 l/min localmente	<1	1
Afluencia media con lavado de algunas diaclasas	1 - 2,5	0,66
Afluencia importante por diaclasas limpias	2,5 - 10	0,5
Idem con lavado de diaclasas	2,5 - 10	0,33
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	> 10	0,2 - 0,1
Idem mantenida	> 10	0,1 - 0,05

Fuente: Hoek And Brown (1990)

Rugosidad de las Juntas. Jr

Jr	Valor
Diaclasas rellenas	1
<i>Diaclasas limpias:</i>	
<i>Discontinuas</i>	4
Onduladas rugosas	3
Onduladas lisas	2
Planas rugosas	1,5
Planas lisas	1
<i>Lisos o espejos de falla</i>	
Ondulados	1.5
Planos	0.5

Fuente: Hoek And Brown (1990)

Tensiones en las Excavaciones. S.R.F.

Parámetro SRF	Valor
<i>Zonas débiles</i>	
Multitud de zonas débiles	10
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura ≤ 50 m)	5
Idem con cobertura > 50 m.	2,5
Abundantes zonas débiles en roca competente	7,5
Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura ≤ 50 m)	5
Idem con cobertura > 50 m	2,5
Terreno en bloques muy fracturado	5
<i>Roca competente</i>	
Pequeña cobertura ($\sigma_c / \sigma_1 > 200$)	2,5
Cobertura media ($200 > \sigma_c / \sigma_1 > 10$)	1
Gran cobertura ($10 > \sigma_c / \sigma_1 > 5$)	0,5 - 2,0
<i>Terreno fluyente</i>	
Con bajas presiones	5 - 10
Con altas presiones	10 - 20
<i>Terreno expansivo</i>	
Con presión de hinchamiento moderada	5 - 10
Con presión de hinchamiento alta	10 - 15

Fuente: Hoek And Brown (1990)

El índice Q varía de 0.001 a 1000 y el macizo rocoso puede ser clasificado en nueve clases.

Calidad del Macizo Rocosó

Tabla de clasificación final	(Q)
Excepcionalmente malo	$< 0,01$
Extremadamente malo	0,01 - 0,1
Muy malo	0,1 - 1
Malo	1 - 4
Medio	4 - 10
Bueno	10 - 40
Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	> 400

Fuente: Hoek And Brown (1990)

EVALUACION GEOMECANICA CON EL SISTEMA Q:

EVALUACION GEOMECANICA

MINA HÉRCULES - GALERIA 3020 NIVEL 4300

SISTEMA DE CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA SEGÚN BARTON Q SYSTEM

A	PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORES		
1	RQD (Rock Quallity Designation) Hallado en base de N° discontinuidades.	RQD Hallado 72	Valor según Tabla Barton Regular
2	Jn: número de familia de juntas Una familias de juntas		2
3	Jr: Rugosidad de las juntas Onduladas, rugosas		3
4	Ja: Grado de alteración fracturas Ligera alteración		2
5	Jw: agua en las juntas La roca es seco		1
6	SRF: Factor resistencia esfuerzos Varias zonas débiles en roca		7.5
B	CLASE DE MACIZO SEGÚN SU PUNTUACION TOTAL		
	Valor de Q = (RQD/Jn)*(Jr/Ja)*(Jw/SRF)		
	Roca Regular	Q=	7

2.6.4 CLASIFICACION GSI

El sistema de clasificación GSI (Índice de resistencia Geológica), está basado en las tres clasificaciones Geomecánicas y que se ha adaptado para su uso práctico en la evaluación y sostenimiento de labores subterráneos, así para la Mina Hércules se ha elaborado tablas Geomecánicas GSI que se indican a continuación:







El valor del GSI, puede hallarse conociendo el RMR mediante la siguiente fórmula.

$$GSI = RMR - 5$$

$$RMR = 55$$

$$GSI = 55 - 5 = 50$$

CARTILLA GEOMECÁNICA ESTANDAR EN CÍA MINERA LINCUNA MINA HÉRCULES

 <p>COMPAÑÍA MINERA HUANCAPETI</p> <p>CARTILLA GEOMECÁNICA - MINA HUANCAPETI</p>			
<p>CONDICIÓN ESTRUCTURAL</p> <p>ROCA BUENA II-A (RMR > 71)</p> <p>ROCA BUENA II-B (RMR 61-70)</p> <p>ROCA REGULAR III-A (RMR 51-60)</p> <p>ROCA REGULAR III-B (RMR 41-50)</p> <p>ROCA MALA IV-A (RMR 31-40)</p> <p>ROCA MALA IV-B (RMR 21-30)</p> <p>ROCA MALA IV-A (RMR < 21)</p>		<p>CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES</p> <p>MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE DISCONTINUIDADES MUY LIGERAS E INALTERADAS, APERTURAS CERRADAS (GR > 250 Mpa) C/LA MUESTRA SOLO SE ASTILLA CON VARIOS GOLPES DE PICOTA</p> <p>BUENA (RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE DISCONTINUIDADES MUY LIGERAS, SANAS E INALTERADAS, APERTURAS DESDE CERRADAS A MUY ANGIESTAS (GR 100-250 Mpa) C/LA MUESTRA SE ROMPE CON 3-4 GOLPES DE PICOTA</p> <p>REGULAR (RESISTENTE, LIGERAMENTE ALTERADA) SUPERFICIES DE DISCONTINUIDADES LIGERAS, LIGERAMENTE ALTERADAS CON MANCHAS DE OXIDACION, APERTURAS DESDE MUY ANGIESTAS-ANGUSTAS (GR 50 a 100 Mpa) C/LA MUESTRA SE ROMPE CON 1-2 GOLPES DE PICOTA</p> <p>POBRE (RESISTENCIA BAJA, MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LIGERAMENTE LIGERAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, APERTURAS DESDE LIGERAMENTE ABIERTAS-ABIERTAS (GR 25 A 50 Mpa) C/LA PUNTA DE PICOTA CON 1 GOLPE, SE INICIA IMPROBABLEMENTE EN LA REDA</p> <p>MUY POBRE (RESISTENCIA MUY BAJA, DESCOMPUESTA) NO SE APRECIA DISCONTINUIDADES LISAS CON ESPESORES DE FALLA, MUY ABIERTAS (GR < 25 Mpa) C/LA PUNTA DE PICOTA CON 1 GOLPE, SE INICIA PROFUNDAMENTE EN LA REDA</p>	
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES AISLADOS FORMADOS POR HASTA TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI (GRD 75-90) (2-6 FRACTURAS POR M3)</p>			
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES ORTOGONALES (GRD 50 - 75) (6-12 FRACTURAS POR M3)</p>			
 <p>MUY FRACTURADA ROCA PARCIALMENTE DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (GRD 35-50) (12 A 20 FRACTURAS POR M3)</p>			
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA ROCA MUY DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES MUY PEQUEÑOS, > CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (GRD 20-35) (15-25 FRACTURAS POR M3)</p>			
 <p>DESCOMPUESTA ROCA DESCOMPUESTA, DISTURBADA, VISIBILMENTE YA NO SE APRECIA DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (GRD < 15) NO SE APRECIA ARREGLO ESTRUCTURAL - MATERIAL PANIZADO</p>			

Fuente: Mina Hércules

Como usar la cartilla Geomecánica:

- La zona a evaluarse debe estar limpia (lavada) y desatada, para diferenciar las discontinuidades de las fracturas producidas por disparos.
- Colocarse los lentes de seguridad, realizar la prueba de resistencia de la roca, golpear con la picota y/o barretilla en varios puntos y verificar en la columna de identificación.
- Medir aproximadamente una distancia de 1.0 m. y contar las discontinuidades dentro de ese rango.
- Verificar las condiciones de las discontinuidades en la columna de identificación.
- Definido el tipo de masa rocosa según el RMR, identificar si la labor es permanente o temporal y asignarse el tipo de sostenimiento recomendable en “condiciones normales”.
- Se bajará una fila en el sostenimiento recomendado por cada factor influyente determinado en la labor.

2.7 DETERMINACIÓN DE ESFUERZOS EN EL MACIZO ROCOSO

En la Mina Hércules, las labores mineras se hallan actualmente a profundidad, encontrándose el nivel más bajo a la cota de 4300 y la parte más alta a 4600, existiendo por lo tanto una altura de sobrecarga que llega a los 300 m, por lo que esta carga litostática ejercerá un esfuerzo vertical sobre las labores mineras, cuya magnitud sobre las paredes se debe determinar y de acuerdo a esto tomar las previsiones del caso sobre la estabilidad.

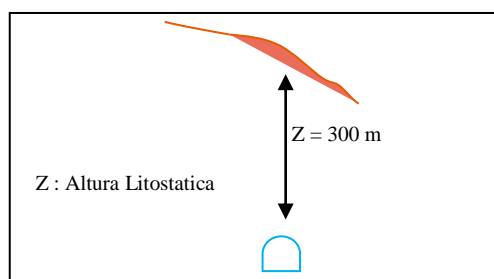
Los esfuerzos que se producen a cierta profundidad es el esfuerzo vertical y horizontal, los mismos que guardan relación entre sí ($K = \sigma_h/\sigma_v$). Los valores de K están comprendidos entre valores definidos conforme a la siguiente fórmula:

$$\frac{100}{Z} + 0.3 \leq K \leq \frac{1,500}{Z} + 0.5$$

Donde Z es la altura de la sobrecarga.

Para nuestro caso:

Una galería de 4.5 x 4.00 m. de sección que se encuentra a 300 metros de profundidad. La máxima concentración de esfuerzos que ocurrirá alrededor del tajeo será:



$$\frac{100}{300} + 0.3 \leq K \leq \frac{1,500}{300} + 0.5$$

$$0.33 + 0.3 \leq K \leq 5.00 + 0.5$$

$$0.63 \leq K \leq 5.50$$

Los caso a presentarse será $K = 0.63$ $K = 1$ $K = 5.50$

Para el caso de una abertura de 4.5 m. x 4.00 m. la máxima concentración de esfuerzos será:

Esfuerzo vertical (σ_v):

$$\sigma_v = \gamma \cdot Z \Rightarrow \sigma_v = 2,600 \text{ Kg/m}^3 \times 300 = 78 \text{ Kg/cm}^2 \quad (7.65 \text{ MPa})$$

Esfuerzo horizontal (σ_h)

$$\sigma_h = K \sigma_v$$

Para K=0.63:

$$\sigma_h = 0.63 \times 78 = 56.94 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 78 \text{ Kg/cm}^2$$

Esfuerzo máximo $\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$

$$= 3 \times 56.94 - 78 = 92.82 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$\sigma_m = 3 \times 78 - 56.94 = 177.06 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

Esfuerzo de compresión bóveda = 92.82 Kg/cm²

Esfuerzo de compresión paredes = 177.06 Kg/cm²

Para K=1.00:

$$\sigma_h = 1 \times 78 = 78 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 78 \text{ Kg/cm}^2 \quad \Rightarrow \sigma_v = \sigma_h$$

Esfuerzo máximo $\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$

$$= 3 \times 78 - 78 = 156 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 78 - 78 = 156 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

Esfuerzo de compresión bóveda = 156 Kg/cm²

Esfuerzo de compresión paredes = 156 Kg/cm²

Para k =5.50

$$\sigma_h = 5.50 \times 78 = 429 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 78 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 429 - 78 = 1,209 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$= 3 \times 78 - 429 = -195 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

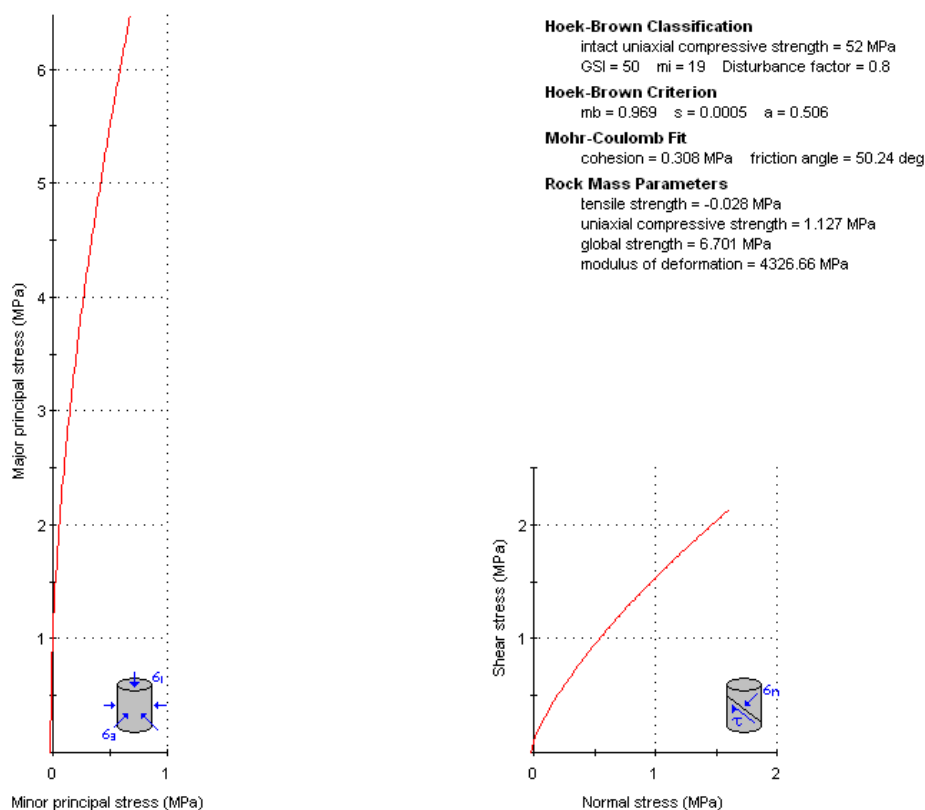
Esfuerzo de compresión bóveda = 1,209 Kg/cm²

Esfuerzo de tracción paredes = -195 Kg/cm²

Como la resistencia de las cajas para el caso de la roca semidura es < 1,209 Kg/cm² que el esfuerzo máximo compresivo, la abertura es inestable para este caso, como también para las rocas suave y muy suave.

A fin de conocer la resistencia del macizo rocoso de la mina y considerando los datos de campo obtenidos, se ha evaluado mediante el programa RocLab, obteniéndose el gráfico siguiente:

Analysis of Rock/Soil Strength using RocData



Los valores obtenidos es para las condiciones más críticas de la caja techo donde la resistencia global del macizo es de 6.70 MPa (68.34 Kg/cm²) que corresponde a un macizo de comportamiento regular.

La acción de los esfuerzos debe controlarse mediante monitoreos como se indica a continuación:

PARAMETRO DE CONTROL	EQUIPO	OBJETIVO
Convergencia	Cinta extensométrica Tubos extensométricos	Control de movimiento entre dos puntos. Control de estabilidad de techos y paredes laterales.
Decenso de techos Movimiento y separaciones en estratos de techo.	Medidores de convergencia Extensometro de posición multiple de cable o barras	Control de estabilidad de techos y estratos superiores Determinación de la zona afectada

FOTO N° 1: Instrumento para medir insitu la variación de esfuerzos



FOTO N° 2: Extensómetro de cinta para medir la convergencia



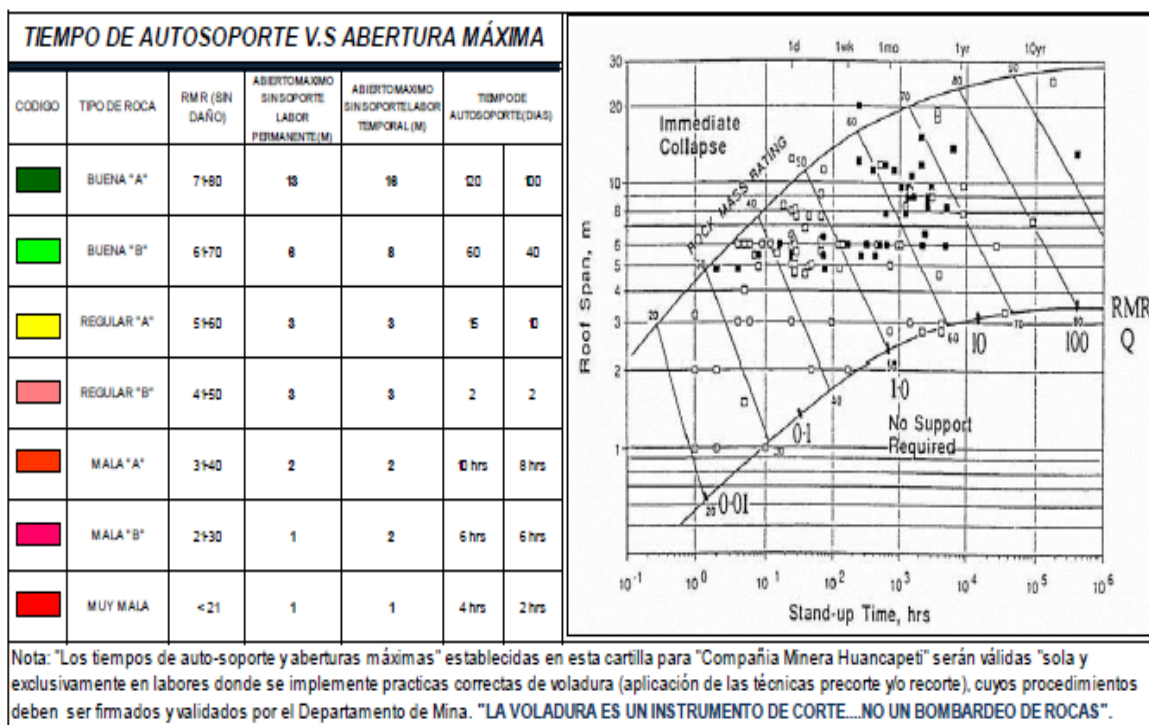
2.8 ESTIMACIÓN DE ABERTURAS MÁXIMAS PERMISIBLES Y TIEMPOS DE AUTOSOSTENIMIENTO

Para determinar las “Aberturas máximas y el Tiempo de Autosoyorte” de las excavaciones en la Mina Hércules se usa el ábaco de Bieniawski este ábaco asocia las “Abertura máximas y el tiempo de Auto-sooyorte” asociados a una calidad de roca, con el valor de “Abertura máxima” se ingresa a “Abaco de Bieniawski” para obtener el “Tiempo de Auto-sooyorte” en los rangos de “Calidad RMR89 de Bieniawski, modificada por Romana 2000” que expone la masa rocosa en el área de interés, como se aprecia en la margen izquierda del ábaco.

En el ábaco, se muestran las “Aberturas máximas y los Tiempos de Auto-sooyorte” en función a la calidad de masa rocosa para excavaciones temporales y permanentes.

Abaco de Bieniawski para determinar las aberturas máximas vs tiempo de autosoyorte.

Es necesario acotar que las “Aberturas máximas” y el “Tiempo de auto-sooyorte” no necesariamente cumplen los requisitos de aberturas propias del minado en Hércules, referente a las labores de los desarrollos (Rampa: 4.5m x 4.0m, Crucero: 4.0m x 4.0m, By Pass: (4.0m x 4.0m, 4.0m x 3.5m), labores de preparación para explotación (Sub-niveles: 4.0m x 4.0m) 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.



Fuente: Mina Hércules

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 030, 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.

Otra manera de estimar las aberturas máximas permisibles es mediante el siguiente cálculo.

Se determina el Q de Barton a partir de la siguiente relación:

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}}$$

$$e = 2.718282$$

e = número de Euler

Luego se reemplaza el Q en la siguiente formula:

$$Q = e^{\frac{(55-44)}{9}}$$

$$Q = 2.718282$$

$$Q = 3.39$$

$$A_{max} = 2 \times ESR \times Q^{0.4}$$

Donde:

ESR = 1.6 para labores permanentes.

$$A_{max} = 2 \times 1.6 \times 3.39^{0.4} = 5.21 \text{ metros}$$

	CATEGORIA	ESR
A	Labores mineras temporales	3 - 5
B	Excavaciones permanentes, túneles proyectos hidroeléctricos, galerías de avance.	1 - 6
C	Cámaras de almacenamiento, Plantas de tratamiento de agua Túneles menores para carretera vías férreas, túneles de acceso.	1 - 3
D	Estaciones de energía, túneles grandes para carreteras, vías férreas refugio, defensa civil.	1
E	Estaciones de energía nuclear subterráneas, estaciones ferroviarias instalaciones deportivas	0.8

Fuente: Hoek And Brown (1990)

CAPITULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1 MATERIALES

3.1.1 MACIZO ROCOSO

La Mina Hércules se emplaza sobre un macizo rocoso, cuya litología está conformado por andesitas, dacitas y brechas piroclásticas que presentan una serie de discontinuidades y sirven como rocas encajonates de la mineralización.

El macizo rocoso presente en el nivel 4300 de la mina de acuerdo a su caracterización Geomecánica muestra tres tipos de rocas:

Roca tipo II: roca buena con un RMR: 62 – 70

Roca Tipo III: roca regular, con un RMR: 43 – 58

Roca Tipo IV: roca mala , con RMR: 22 - 40

3.1.2 ESTRUCTURA MINERALIZADO

Las fracturas preexistentes de cajas andesíticas y dacíticas han sido rellenadas por soluciones hidrotermales depositando minerales de mena constituido por Pb, Zn, Ag y Au. Los minerales de ganga son: cuarzo, pirita, marcasita y carbonatos.

Las vetas están dispuestas en sistemas principales de fracturamiento de dirección NW-SE. Las estructuras del sistema Hércules tienen longitudes entre 1 a 4 Km, un ancho promedio de 3.50 m.

Las cajas de las estructuras mineralizadas por efecto hidrotermal han sufrido alteración siendo las más común la caolinización, seguida por la silicificación.

3.1.3 MAPEO GEOLÓGICO Y GEOMECÁNICO

En el nivel en estudio se ha realizado el mapeo Geológico y Geomecánico aplicando el método de "Línea de detalle", registrando los datos en libretas y formatos.

Los instrumentos utilizados han sido: brújula, flexómetro, cinta métrica, picota, cordel y picota.



3.1.4 TOMA DE MUESTRAS

Las muestras representativas del macizo rocoso han sido extraídos en pequeños bloques de 15 x 15 x 15 cm. para su ensayo en laboratorio para lo cuál se utilizó puntas de acero y martillo de 4 Lbs.

Los testigos extraídos con los sondajes diamantinos constituyen otra fuente valiosa de muestras de la zona en estudio, tanto para su evaluación Geológica, Geomecánica y de Mecánica de Rocas.

3.2 METODOS

3.2.1 ESTUDIOS DE INVESTIGACION GEOMECÁNICA

La Mina Hércules cuenta con un departamento de Geomecánica, quién hace la evaluación Geomecánica de las diferentes labores subterráneas y como resultados de su trabajo se cuenta actualmente con tablas Geomecánicas basados en el sistema Geological Strength Index (GSI) que toma en cuenta los sistema de Bieniawski (RMR) y de Barton (Q) y su uso es obligatorio por todos los supervisores, pues la tabla a su vez indica el tipo de sostenimiento a emplearse según la clase y grado de fracturamiento de la roca.

3.2.2 EQUIPOS DE LABORATORIO

La Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga (UNSCH) cuenta con laboratorio de mecánica de rocas conformado por los siguientes equipos:

FOTO N° 3: Equipo de carga puntual



FOTO N° 4: Equipo de compresión Consola de mando, prensa Hidráulica, panel de celdas y compresora.



FOTO N° 5: Equipo de corte directo (Máquina de Hoek)

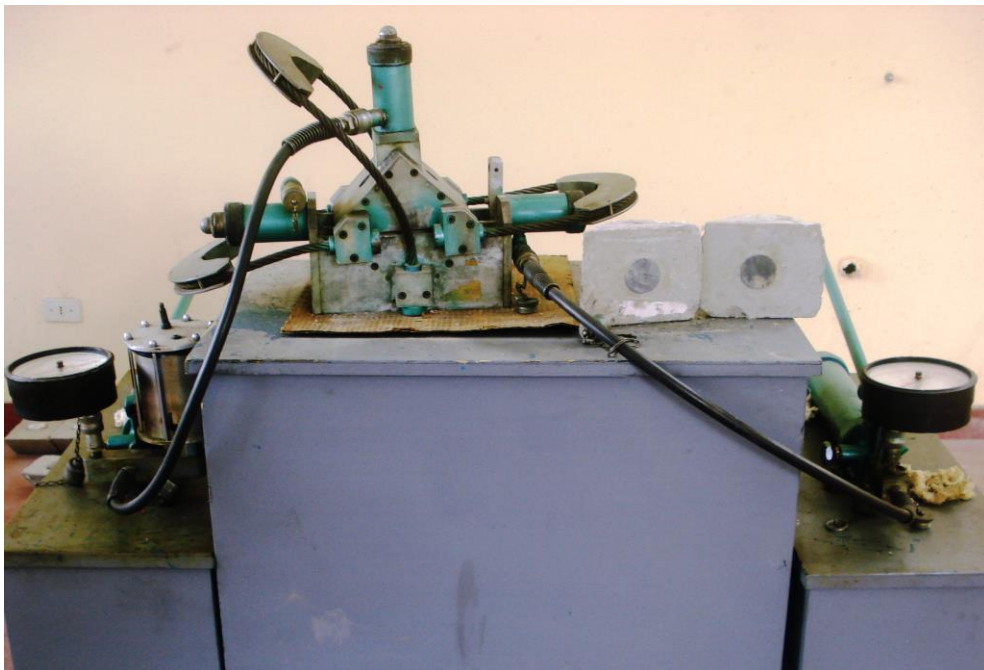


FOTO N° 6: Equipo saca testigo



FOTO N° 7: Cortadora diamantina



FOTO 8: Balanza digital

3.2.3 ENSAYOS DE LABORATORIO

Las muestras de roca del macizo rocoso (Caja Techo) y las muestras de mineral de la estructura mineralizada extraídas han sido ensayadas en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la FIMGC de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga (UNSCH), cuyos resultados se muestran en los reportes siguientes:



Laboratorio de
Mecánica de Rocas
FIMGC - UNSCH

Av. Independencia s/n
Teléf. (086) - 312510 Anexo 151
Ayacucho - Perú

PROPIEDADES FISICAS DE LA ROCA

TESISTA: Bach. Amílcar Tacuri Gamboa
TESIS: Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules - Cia. Minera Lincuna S.A

MUESTRA: Estructura mineralizada

MUESTRA	D cm.	L cm.	VOLUMEN cm ³	PESO NATUR. gr.	PESO SECO gr.	PESO SATUR. gr	DENSIDAD gr	ABSORCION %	POROSIDAD %	NOMBRE DE ROCA
E. Mineral.			25.60	79.50	79.40	79.80	3.10	0.50	1.58	Mineral

FECHA: Octubre del 2017

Fuente: Resultados ensayos laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de San Cristóbal de Huamanga



Laboratorio de
Mecánica de Rocas
FIMGC - UNSCH

Av. Independencia s/n
Teléf. (086) - 312510 Anexo 151
Ayacucho - Perú

PROPIEDADES FISICAS DE LA ROCA

TESISTA: Bach. Amílcar Tacuri Gamboa
TESIS: Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules - Cia. Minera Lincuna S.A

MUESTRA: Caja techo

MUESTRA	D cm.	L cm.	VOLUMEN cm ³	PESO NATUR. gr.	PESO SECO gr.	PESO SATUR. gr	DENSIDAD gr	ABSORCION %	POROSIDAD %	NOMBRE DE ROCA
Caja techo			22.70	59.95	59.80	60.20	2.63	0.67	1.78	andesita

FECHA: Octubre del 2017

Fuente: Resultados ensayos laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de San Cristóbal de Huamanga



LABORATORIO DE
MECANICA DE ROCAS
FIMGC - UNSCH

Av. Independencia s/n
Telef.(066) -312510 Anexo 151
Ayacucho - Perú

RESULTADOS DE ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE

TESISTA:
TESIS

Bach. Amílcar Tacurí Gamboa
Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules - Cia. Minera
Lincuna S.A

MUESTRA: Estructura mineralizada

MUESTRA	P R O B E T A			CARGA DE ROTURA Kg	RESISTENCIA COMPRESION UNIAXIAL		NOMBRE DE LA ROCA
	Diámetro cm.	Longitud cm.	Area cm ²		Kg/cm ²	MPa	
E.Miner.	3.43	6.87	9.24	3,010	325.75	31.94	Mineral

FECHA: Octubre del 2017

OBSERVACION: (*) Corregida según Prodyakonov (L/D=2)

Fuente: Resultados ensayos laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de San Cristóbal de Huamanga



LABORATORIO DE
MECANICA DE ROCAS
FIMGC - UNSCH

Av. Independencia s/n
Telef.(066) -312510 Anexo 151
Ayacucho - Perú

RESULTADOS DE ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE

TESISTA:
TESIS

Bach. Amílcar Tacurí Gamboa
Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules . Cia. Minera
Lincuna S.A

MUESTRA: Caja techo

MUESTRA	P R O B E T A			CARGA DE ROTURA Kg	RESISTENCIA COMPRESION UNIAXIAL		NOMBRE DE LA ROCA
	Diámetro cm.	Longitud cm.	Area cm ²		Kg/cm ²	MPa	
Caja Techo:	3.43	6.86	9.24	4,943	534.95	52.45	Andesita

FECHA: Octubre del 2017

OBSERVACION: (*) Corregida según Prodyakonov (L/D=2)

Fuente: Resultados ensayos laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de San Cristóbal de Huamanga

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1 RESULTADOS

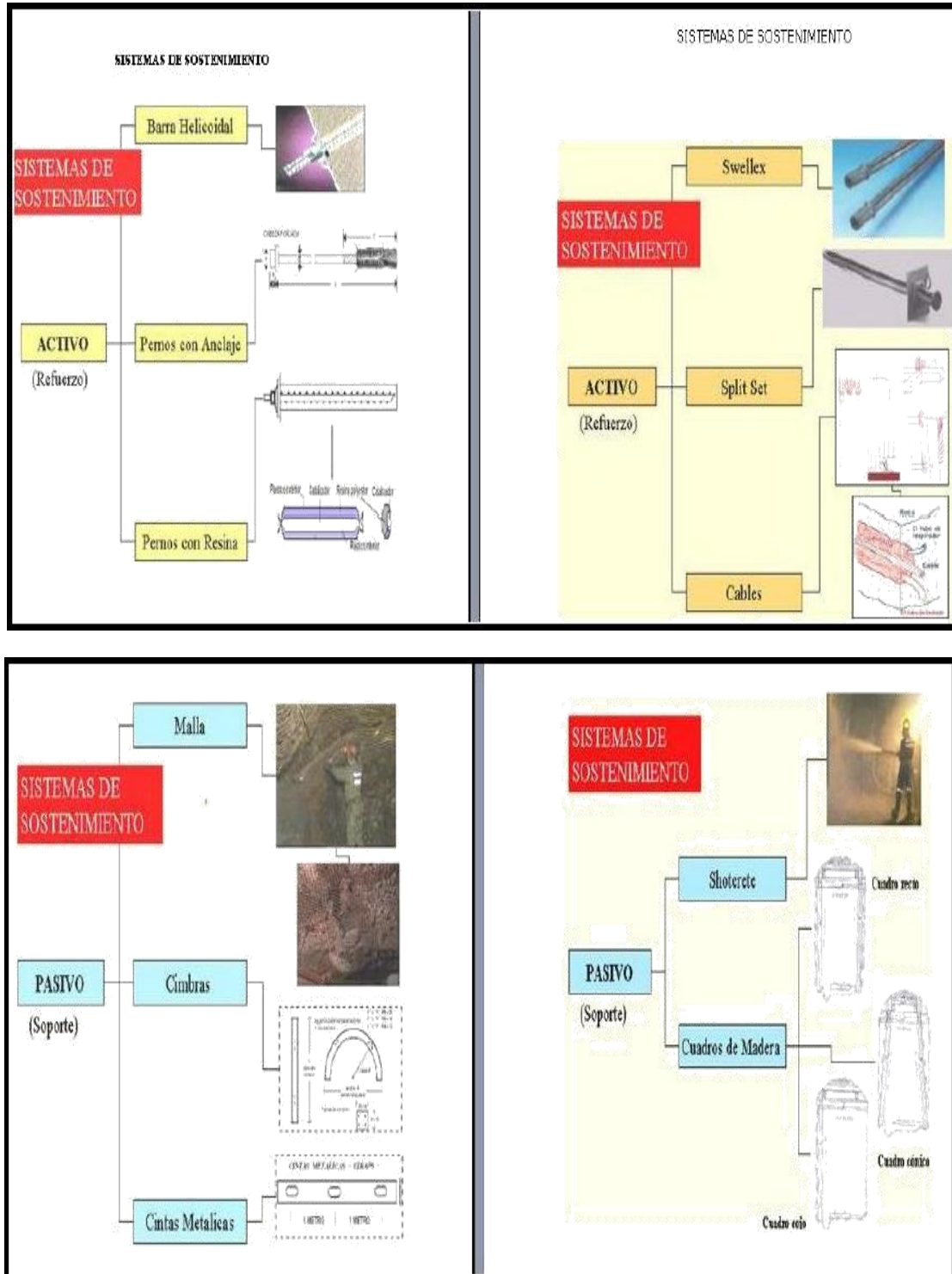
4.1.1 SELECCIÓN Y APLICACIÓN DE SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO EN LABORES SUBTERRANEAS

El sostenimiento define las técnicas de estabilización de la masa rocosa. Partiendo de la Geomecánica de la zona, se define el procedimiento a seguir, los equipos y materiales requeridos para el sostenimiento.

Para la selección del tipo de sostenimiento en la Mina Hércules, primeramente, se tiene que determinar el tipo de labor, si la labor es temporal o permanente, saber su sección y características geomecánicas del macizo rocoso donde se encuentra dicha labor.

En base a la evaluación Geomecánica se elige el tipo de sostenimiento.

Para la aplicación del tipo de sostenimiento en la Mina Hércules, se elegirán los equipos adecuados de acuerdo a las características Geomecánicas del macizo rocoso se da en la labor subterránea.



Fuente: Mina Hércules

4.2 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO

a).- Sostenimiento Activo (Refuerzo)

Proveen el refuerzo a la masa rocosa aumentando la resistencia friccional entre bloques que la componen.

b).- Sostenimiento Pasivo (Soporte)

Estabilizan la masa rocosa mediante el control del colapso progresivo o deformación de la misma.

4.2.1 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO ACTIVO

4.2.1.1 PERNOS HELICOIDALES

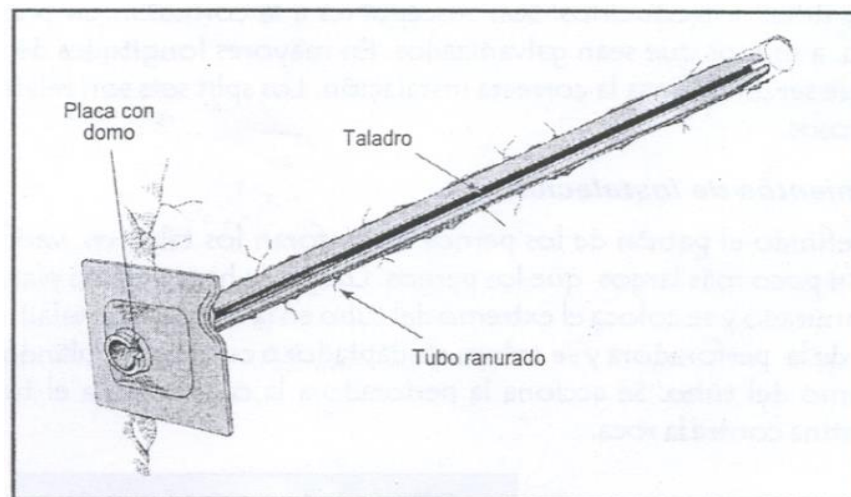
Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación, siendo los dos últimos mecanismos los de mayor importancia, puesto que la eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión. Aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento.

FOTO N° 9: Pernos Helicoidales

4.2.1.2 SPLIT SET

Los split sets, representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro.

El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.



El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes eje 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca. Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Los split sets son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.
- Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jackleg. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.
- El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el

riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de split sets, puede ser dificultosa la correcta instalación. Los split sets son relativamente costosos.

- La longitud del perno se calcula con la siguiente fórmula:

$$\text{Para la bóveda: } L = \frac{2 + 0.15 B}{\text{ESR}}$$

L = longitud del perno en metros.

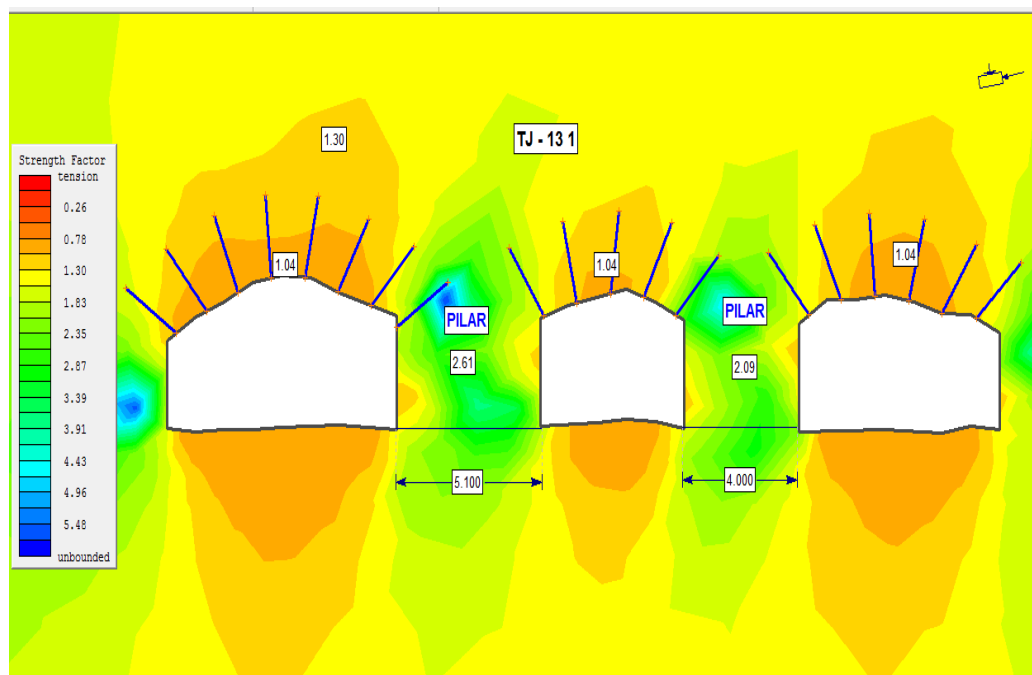
B = ancho de la excavación, metros

Para nuestro caso: B = 4 m.

$$L = \frac{2 + 0.15 \times 4}{1.60} = 1.62 \text{ m.}$$

Los pernos colocados modifican el estado de los esfuerzos.

FIGURA N° 04 (Pernos Split Sets)



Fuente: Propia Software Phase 2

Control y simulación de esfuerzos en tajeos con uso de pernos.

La capacidad de soporte de los pernos se controla mediante pruebas de campo o pruebas de anclaje mediante el rock tester.

FOTO N° 10: Rock Tester: Equipo para medir la capacidad de anclaje del perno



4.2.2 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO PASIVO (SOPORTE)

4.2.2.1 CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE)

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda.

En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla.

En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

La práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son: Cemento 20%

- Para mezcla seca 320 - 460 Kg/m³ (menos para shotcrete grueso y más para el fino)

- Agregados y gruesos 15% al 20%
- Agregados finos 60% al 65%
- Relación agua cemento (mezcla seca): 0.30 - 0.50
- Relación agua cemento (mezcla húmeda): 0.40 - 0.55

En mezclas húmedas el contenido de agua usualmente produce un slump de más de 50 mm. Cuando los slumps son mayores de 150 - 175 mm, se pierde la cohesión y los agregados gruesos tienden a separarse. El slump recomendado es de 38 a 75 mm. Con las relaciones agua-cemento indicadas, se logran resistencias de 20 - 48 MPa a 20 días. En mezclas secas se pueden lograr resistencias de

hasta 69 MPa.

El diseño de mezcla de shotcrete para la aplicación por vía seca es:

CUADRO N° 4 (Diseño de Mezcla de Shotcrete)

MATERIALES	CANTIDAD MEZCLA PARA 1 M ³
Cemento	09 bolsas
Arena	225 lampadas
Agua	45 galones
Aditivo acelerante (5%)	4 galones

El espesor del shotcrete se determina de acuerdo a la calidad de la roca o superficie donde se aplicará.

$$e = \frac{8B}{150} (53 - \frac{3RMR}{4})$$

Donde: e = espesor del shotcrete en cm.

B = ancho de la labor

Para una roca con RMR = 41 (regular).

Ancho galería = 4.50 m.

$$e = \frac{8 \times 4.5}{150} (53 - \frac{3 \times 41}{4}) = 5.34 \text{ cm} = 2.10 \text{ pulgadas} = 2''$$

Cálculo de la presión máxima de soporte:

$$P = \frac{1}{2} \sigma_c (1 - \frac{(R - e)^2}{R^2})$$

Donde: σ_c = resistencia a la compresión del shotcrete, MPa

P = presión máxima de soporte, ton/m²

R = radio de la labor, m.

En este caso: e = 2''

$$R = 2.25 \text{ m.}$$

$$\sigma_c = 210 \text{ Kg/cm}^2 = 20.58 \text{ MPa}$$

$$P = \frac{1}{2} \times 20.58 \left(1 - \frac{(2.25 - 0.0534)}{2.25} \right)^2$$

$$P = 12.76 \text{ MPa} = 30.15 \text{ Kg/cm}^2$$

Aplicación de shotcrete via seca

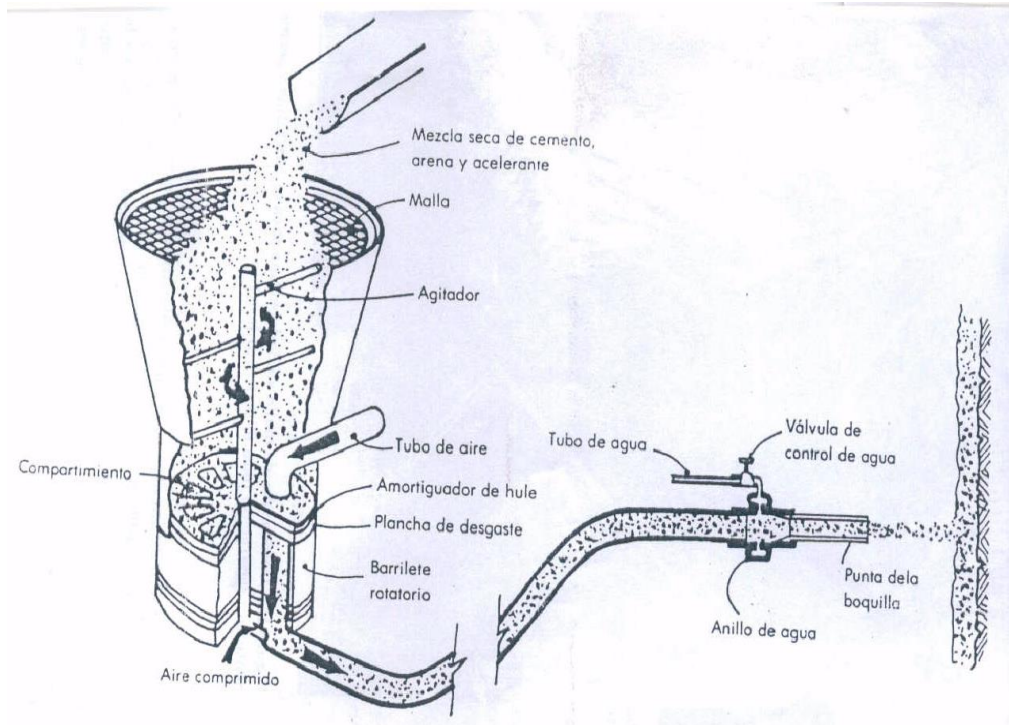


FOTO N° 11: Aplicación de Shotcrete



FOTO N° 11: Equipo Aliva para aplicación de shotcrete vía seca

Aplicación del Shotcrete:

La calidad del shotcrete final depende de los procedimientos usados en su aplicación. Estos procedimientos incluyen: la preparación de la superficie, técnicas del lanzado (manipulación de la boquilla o tobera), iluminación, ventilación, comunicación y el entrenamiento de la cuadrilla.

El shotcrete no debe ser aplicado directamente a la superficie rocosa seca, con polvo o congelada. El área de trabajo debe ser rociada con un chorro de aire-agua para remover la roca suelta y el polvo de la superficie donde se aplicará el shotcrete.

La roca húmeda creará una buena superficie, sobre la cual se colocará la capa inicial de shotcrete. En caso de aplicar varias capas de shotcrete, antes de aplicar la siguiente capa es necesario limpiar la anterior para una buena adherencia.

El operador que manipula la boquilla deberá hacerlo del siguiente modo:

La posición de trabajo debe ser tal, que haga posible cumplir con las especificaciones que se dan a continuación, muestra algunas de las posiciones de trabajo recomendables.

La distancia ideal de lanzado es de 1 a 1.5 m. El sostener la boquilla más alejada de la superficie rocosa, resultará en una velocidad inferior del flujo de los materiales, lo cual conducirá a una pobre compactación y a un mayor rebote.

Respecto al ángulo de lanzado, como regla general, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa. El ángulo de lanzado no debe ser menor de 45° .

Cuando se aplica el shotcrete en paredes, debe iniciarse en la base. La primera capa de shotcrete debe cubrir en lo posible completamente los elementos de refuerzo. Aplicando el shotcrete desde la parte inferior, aseguramos que el rebote no se adhiera sobre la superficie rocosa. Este procedimiento evita que posteriormente se presente el fenómeno del shotcrete "falso".

A fin de distribuir uniformemente el shotcrete, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa y debe ser rotada continuamente en una serie de pequeños ovalos o círculos.

Cuando se aplica shotcrete sobre elementos de refuerzo como varillas o malla, es importante que éstos queden completamente bien encapsulados dentro del mortero o concreto. Para esto es necesario dirigir la boquilla en dirección normal a la superficie o a un ángulo

ligeramente inclinado a la normal de la misma, para permitir un mejor encapsulamiento y minimizar la acumulación del rebote.

4.2.2.2 MALLAS ELECTROSOLDADAS

Las Mallas electro-soldadas según especificación son estructuras de Acero planas formadas por barras de Acero dispuestas en forma ortogonal y electrosoldadas en todos los puntos de encuentro. Estos productos son fabricados bajo la norma IRAM-IAS U 500-06. El acero utilizado es de calidad T-500, es decir laminado en frío y con una tensión de fluencia característica de 500 MPa. Estas Mallas se fabrican, según el diseño exacto que requiera su proyecto.

Laboreo en mina reforzada con malla Electrosoldada y Split Set.

FOTO N° 12: Mallas Electrosoldadas



FOTO N° 13: Mallas Electrosoldadas

4.2.2.3 CIMBRAS METÁLICAS

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Para lograr un control efectivo de la estabilidad en tales condiciones de terreno, las cimbras son utilizadas debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura. La ventaja es que este sistema continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones importantes.

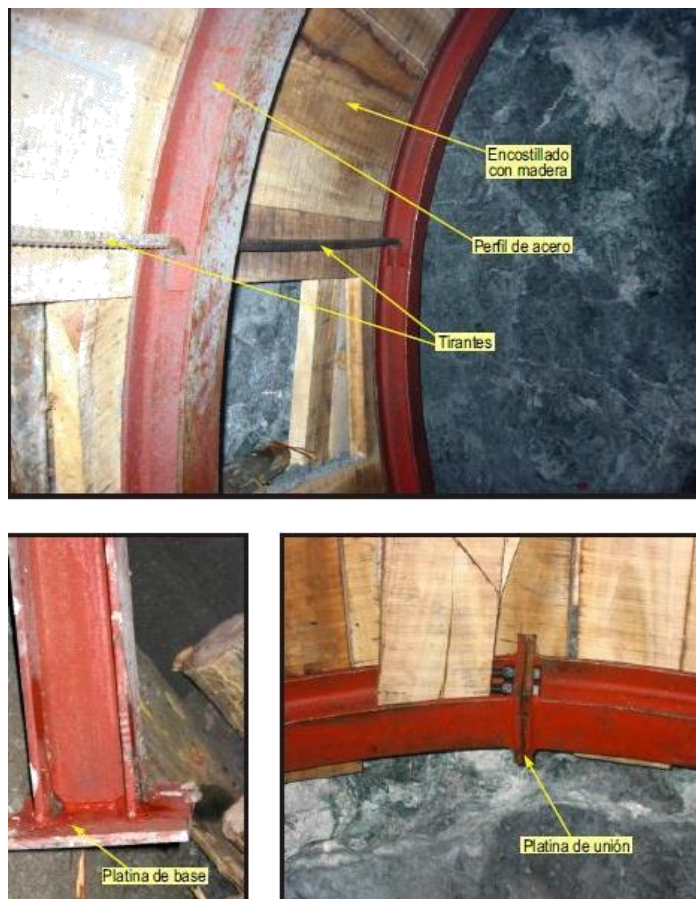
Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir,

en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que éstos sean de alma llena. Hay dos tipos de cimbras, las denominadas “rígidas” y las “deslizantes o fluyentes”. Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y Û, conformadas usualmente por tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetados y ajustados con uniones de tornillo.

FOTO N° 14: Trabajos de Sostenimiento con Cimbras Metálicas



FOTO N° 15: Elementos de Cimbras Metálicas



4.2.2.4 SOSTENIMIENTO CON MADERA

La madera es el material más barato que puede utilizarse. En la mayoría de casos es satisfactorio; desde el punto de vista de su resistencia, pero su corta duración es la característica desfavorable.

La duración de la madera en la mina es muy variable, pues depende de las condiciones en que trabaje, por ejemplo:

- ◆ La madera seca; dura más.
- ◆ La madera descortezada, dura más que aquella que conserve la corteza.

- ◆ La madera “curada” (tratada con productos químicos para evitar su descomposición) dura más que la que no ha sido tratada.
- ◆ La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.

Puede estimarse que la madera tiene una vida que fluctúa entre uno o tres años.

Los tipos de sostenimiento con madera son:

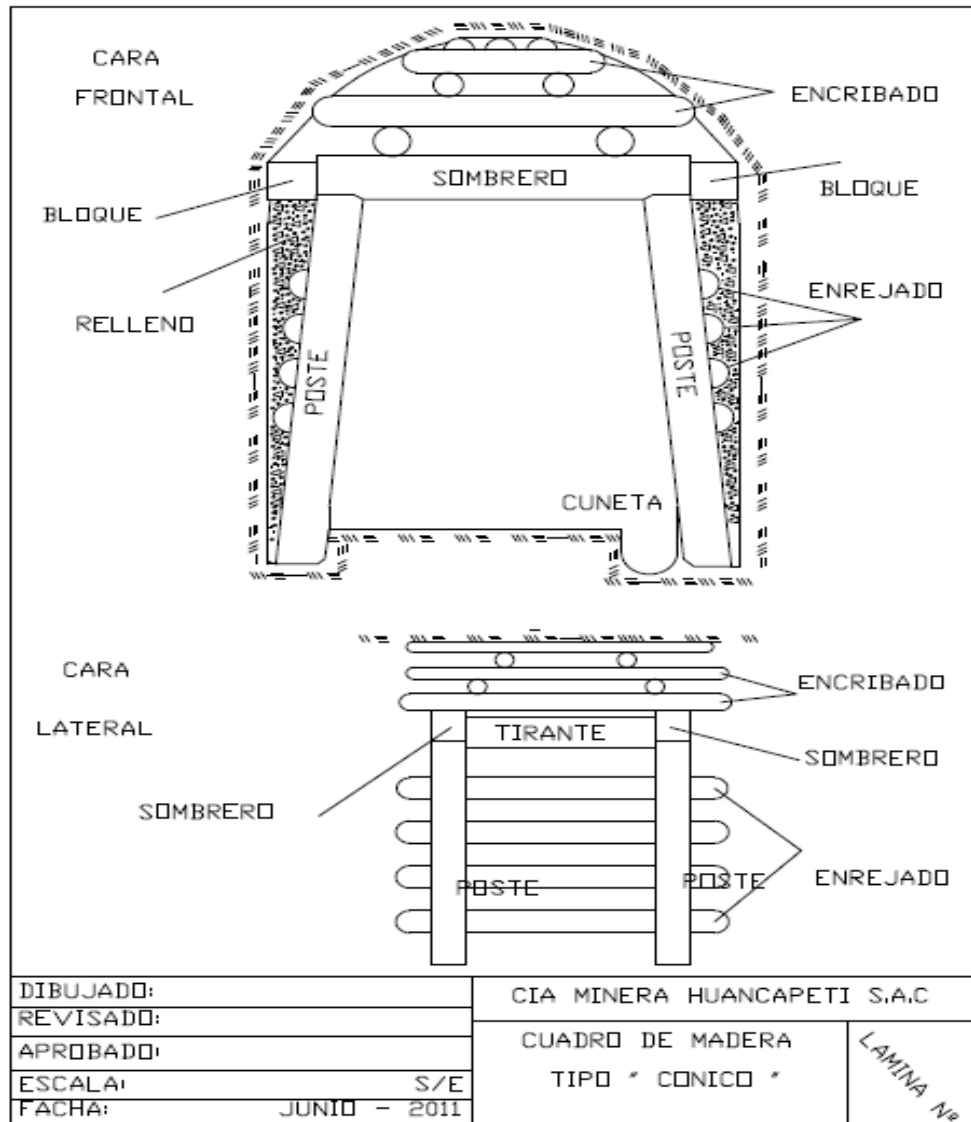
- Puntales
- Paquetes de madera (wood packs)
- Cuadros rectos
- Cuadros cónicos
- Cuadros cojos
- Conjunto de Cuadros (Square Set)

Cuadro Cónico:

El sostenimiento con cuadros cónicos en galería en la sección de 7' x 8' pies sus medidas son. Postes altura 2.40 m. de luz sobre la riel y sombrero 1.70 m. de luz. En galerías sección de 8' x 8' pies solo varía la longitud del sombrero a 1.80 m. de luz y 2.40 m. de patilla a patilla.

En muchos terrenos no es necesario, la colocación de un cuadro completo, porque una de las cajas es competente, es decir el colocado de cuadros con un solo poste y sombrero, o dos postes de diferente tamaño y sombrero. También se colocan puntales en patillas alineadas y enrejadas cuando uno de los hastiales es

incompetente, estos cuadros son colocados en galerías y en tajos cuando las vetas son inclinadas.

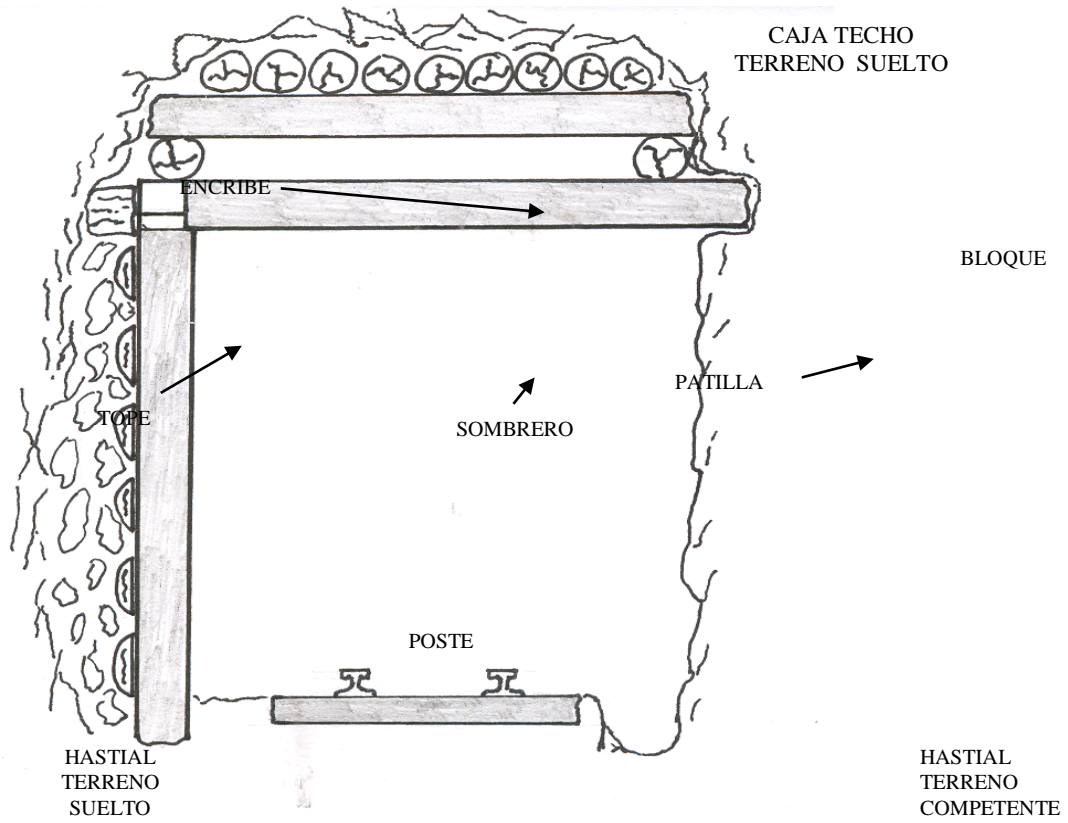


Cuadro cojo:

Se denomina al cuadro recto que tiene solamente un poste y uno de los extremos del sombrero se apoya en la roca que es competente.

Cuadro recto:

En este cuadro los dos postes y el sombrero forman 90°.



CUADRO COJO RECTO



CUADRO RECTO

Puntales:

Es el sostenimiento más simple y de uso más frecuente en los tajeos generalmente se emplean puntales de madera redondos de 7 a 10 pulgadas de diámetro y cuartones de 8" x 8", de longitudes variables de 3 a 10 pies

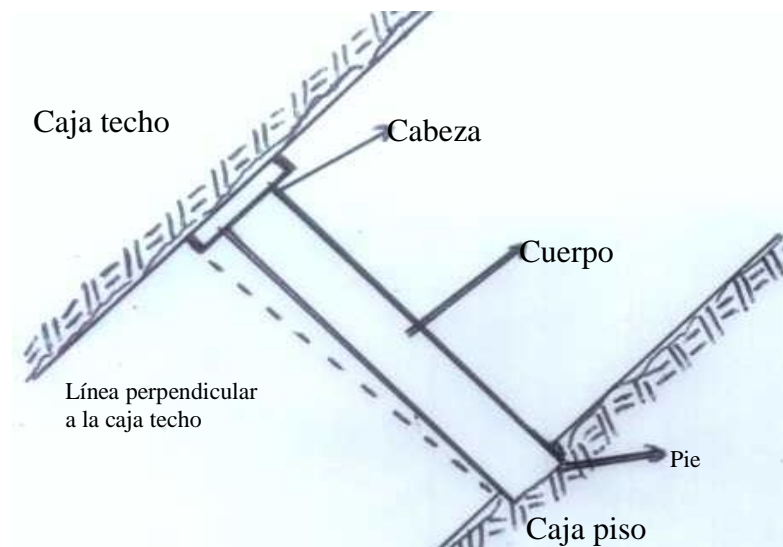
PARTES DE UN PUNTAL

- **CABEZA.-** Es el extremo superior que va hacia la caja techo.
- **CUERPO.-** Es todo el largo o longitud del puntal.
- **PIE.-** Es el extremo inferior que va fijo en la patilla de la caja piso

Además, se implementa con dos elementos auxiliares.

PLANTILLA.- Es una tabla de madera de 2 o 3 pulgadas de grosor con longitud variada de 18 a 22 pulgadas de acuerdo al diámetro del puntal que se coloca en la cabeza del puntal sosteniendo la presión del techo.

PATILLA.- Es una pequeña excavación que se hace en caja piso de 2" a 8" pulgadas de profundidad de pendiendo a la dureza del terreno para impedir su deslizamiento del puntal.



SOSTENIMIENTO DE CAJAS DE TAJEO CON PUNTAL

WOODPACK

Las capas de emparrillado se construyen una encima de otra alternadamente en el sentido de la dirección y de la inclinación de la veta hasta alcanzar la altura del techo, por último, se acuña el pilar con bloques o cuñas largas en el tope o a cierta altura. En estructuras de este tipo, la madera soporta la compresión perpendicular a las fibras y como consecuencia, se aplasta mucho más que si fuera cargada en el sentido de las fibras.

A veces se construyen pilares "huecos" en los cuales únicamente se colocan dos piezas por capa y solamente a los extremos, pero su resistencia es notablemente menos y además, produce cierto esfuerzo de flexión en las capas superiores.

Las principales ventajas de los pilares de madera, son:

- ❖ Buena resistencia en zonas con mucha carga: fallas, terreno quebrado, derrumbes.
- ❖ Buen sostenimiento en zonas grandes a las cuales no se puede

rellenar rápido.

- ❖ Bajo costo debido a la pequeña sección de la madera necesaria.
- ❖ Fácil y rápida construcción con personal experimentado.

FOTO N° 16: Sostenimiento con Woodpack



4.3 TIPOS DE SOSTENIMIENTO APLICABLES EN LAS ZONAS EN SUS DISTINTOS DOMINIOS ESTRUCTURALES

Los diferentes sistemas de sostenimiento detallados anteriormente en la Mina Hércules se aplicarán según sus dominios estructurales imperantes como son:



DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO

Los tipos de sostenimiento aplicables a las zonas en sus distintos Dominios Geomecánicos son:

ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO	ZONA HERCULES	ZONA COTURCAN	ZONA CARIDAD	
CONCRETO LANZADO	X	X	X	
PERNOS HELICOIDALES	X	X	X	
MALLA ELECTROSOLDADA	X	X	X	

2

Fuente: Mina Hércules



DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO

Los tipos de sostenimiento aplicables a las zonas en sus distintos Dominios Geomecánicos son:

ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO	ZONA HERCULES	ZONA COTURCAN	ZONA CARIDAD	
MARCOS METALICOS	X	X	X	
PERNOS DE FRICCIÓN	X	X	X	
PERNOS DE EXPAN SIVOS	X		X	

3

Fuente: Mina Hércules



DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO

Los tipos de sostenimiento aplicables a las zonas en sus distintos Dominios Geomecánicos son:

ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO	ZONA HERCULES	ZONA COTURCAN	ZONA CARIDAD	
CUADROS DE MADERA	X		X	
PILARES DE MADERA	X			
PUNTALES DE SEGURIDAD	X		X	

Fuente: Mina Hércules

4.4 DISCUSIONES GENERALES

4.4.1 EN RELACION CON LOS ASPECTOS TECNICOS

La aplicación de la Geomecánica en la mina tiene dos objetivos:

- Poder dimensionar y diseñar las diversas excavaciones subterráneas: túneles, galerías, rampas, tajeos, etc.
- Para seleccionar los diversos sistemas de sostenimiento que deben usarse en las excavaciones subterráneas.

La veta Hércules conforme a la evaluación Geomecánica las condiciones Geomecánicas que exponen las estructuras mineralizadas y su entorno físico se caracterizan por presentar en promedio las siguientes características: Cajas “techo y piso” de la estructura mineralizada, se caracterizan por presentar masas rocosas de calidad

Geomecánica variable, tipificadas según el sistema de valoración Geomecánica RMR como “Buena-Regular-Mala a Muy Mala” (RMR: 65-61, 60- 41, 40-21, <21; ver tabla 005), con una resistencia a la compresión uniaxial variable desde “alta-media- baja a muy baja”, se constituyen principalmente por volcánicas (de composición andesítica). En cuanto al grado de fracturamiento en promedio se muestran fracturadas (RQD: 50-70) a muy fracturas (RQD: 35-50), en sectores puntuales intensamente fracturadas a descompuestas (RQD: 25-35, <10) sobre todo hacia el contacto “falla piso-estructura mineralizada”. Las condiciones de resistencia al esfuerzo de corte en las paredes de las discontinuidades van desde “moderada a baja hasta muy baja en el contacto falla piso-estructura mineralizada”. Respecto al grado de alteración se trata de masas rocosas que van desde “ligeramente alteradas- moderadamente alteradas a muy alteradas puntualmente en el contacto falla piso- estructura mineralizada”.

Las condiciones de agua subterránea presentes en las superficies de las discontinuidades se caracterizan como “secas-parcialmente húmedas, en algunos sectores también se aprecian condiciones húmedas, muy puntualmente zonas de goteo moderado” asociadas a la presencia de fallas.

Es necesario precisar que la calidad de masa rocosa en los dominios caja piso y caja techo mejora significativamente conforme distan del contacto con la estructura mineralizada incrementándose los parámetros de resistencia, disminuyendo el grado de fracturamiento y la alteración.

Las estructuras mineralizadas, se caracterizan por presentar masas rocosas de calidad Geomecánica variable tipificadas según el sistema de valoración Geomecánica RMR89 como “Buena-Regular-Mala” (RMR89:65-61, 60-41, 40-21), con una resistencia a la compresión uniaxial variable desde “alta-media a baja”, se constituyen por rocas fracturadas (RQD:50-70), muy fracturadas a intensamente fracturadas (RQD:35-50, <35) hacia el contacto “falla piso-estructura mineralizada”; las condiciones de resistencia al esfuerzo de corte en las paredes de las discontinuidades van desde “moderada a baja”. En cuanto al grado de alteración se muestran “ligeramente alteradas- moderadamente alteradas a muy alteradas sobre todo hacia el contacto falla piso-estructura mineralizada”. Las condiciones de agua subterránea presente en las superficies de las discontinuidades se caracterizan como “secas a parcialmente húmedas, en sectores también se aprecian condiciones húmedas, muy puntualmente zonas de goteo moderado asociados a la presencia de fallas sobre todo hacia el contacto falla piso-estructura mineralizada”. Un aspecto importante a favor del comportamiento mecánico de las rocas que corresponden a este dominio lito-estructural es que los fluidos mineralizantes le han conferido a la masa rocosa una mayor resistencia a los esfuerzos de corte sobre en las zonas sin presencia de agua (rellenos duros constituidos por cuarzo, sulfuros).

4.4.2 EN RELACION A LOS ASPECTOS ECONOMICOS

Los costos de sostenimiento es otro parámetro importante y dentro del costo de explotación representa el 30 %, lo que requiere su reducción.

Los resultados de la evaluación Geomecánica deben tomarse como un parámetro importante en la correcta selección de un determinado sistema de sostenimiento que de estabilidad a la labor durante el tiempo previsto a un bajo costo. A continuación, se da a conocer algunos costos de sostenimiento que se dan en la Mina Hércules:

COSTO UNITARIO DE SHOTCRETE DE 4"

Rendimiento: 30 m³/día

Costo unitario directo por m³ : 99.00

DESCRIPCION DEL INSUMO	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO S/.	COSTO S/.
MANO DE OBRA:				
Capatáz	HH	0.27	5.63	1.52
Operario	HH	0.27	5.00	1.35
Oficial	HH	0.27	4.38	1.18
Peón	HH	0.27	3.13	0.85
MATERIALES:				
Arena fina	m ³	0.13	60.50	7.87
Cemento portland tipo I (42.5 Kg)	Bolsa	1.48	18.49	27.37
Aditivo acelerante Sigunit	Gln.	0.40	43.00	17.20
Fibra de acero Gramix	Kg	2.70	5.04	13.61
Agua	m ³	0.02	0.42	0.01
EQUIPOS:				
Herramientas manuales	% MO	5.00	4.90	0.24
Molde de 1 pie ³	Und.	0.03	33.61	1.01
Máquina Shotcretera	HM	0.27	29.41	7.94
Compresora de 240 HP	HM	0.27	45.12	12.18
Grupo Electrónico 460 HP	HM	0.27	25.80	6.97
COSTO TOTAL S/./m³				99.28

Fuente: Mina Hércules

COSTO UNITARIO DE INSTALACION DE SPLIT SET DE 8'

Rendimiento: 21 Unid/Gdia

Roca Tipo III Regular

DESCRIPCION DEL INSUMO	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO S/.	COSTO S/.
MANO DE OBRA:				
Perforista	HH	10.29	5.21	53.61
Ayudante perforista	HH	10.29	4.72	48.57
Capataz	HH	2.00	8.13	16.26
Bodeguero	HH	2.00	4.72	9.44
MATERIALES:				
Split set de 6'	Pza	0.13	60.50	7.87
Adaptador split set	PP	1.48	18.49	27.37
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS				
Implementos de seguridad	% MO	0.08	6.09	0.49
Herramientas manuales	% MO	0.05	6.09	0.30
EQUIPOS:				
Máquina Jack Leg, aceros y accse.	PP.	126.00	0.29	36.54
SUBTOTAL:				200.44
GASTOS GENERALES. 36%				72.16
UTILIDAD: 10%				20.04
COSTO TOTAL US \$				292.64
RENDIMIENTO:				21.00
COSTO \$/PERNO				13.94

Fuente: Mina Hércules

COSTO UNITARIO DE INSTALACION DE CUADRO DE MADERA: 2.10 X 2.40 m.

Rendimiento: 1 Unid/Gdia

Roca Tipo IV Mala

DESCRIPCION DEL INSUMO	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO S/.	COSTO S/.
MANO DE OBRA:				
Enmaderador	HH	10.00	5.21	52.10
Ayudante enmaderador	HH	10.00	4.72	47.20
Capataz	HH	2.00	8.13	16.26
Bodeguero	HH	2.00	4.72	9.44
MATERIALES:				
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS				
Implementos de seguridad	% MO	0.08	6.09	0.49
Herramientas manuales	% MO	0.05	6.09	0.30
EQUIPOS:				
SUBTOTAL:				125.79
GASTOS GENERALES. 36%				45.29
UTILIDAD: 10%				12.58
COSTO TOTAL US \$				183.66
RENDIMIENTO:				1.00
COSTO \$/CUADRO				183.66

Fuente: Mina Hércules

4.4.3 CON RELACION A LA SEGURIDAD

Los accidentes tanto incapacitantes y fatales que ocurren en la mina Hércules son causados por caída de rocas, debido a que la roca tiene planos de debilidad denominados discontinuidades (fracturas, fallas, diaclasas, etc.) y otras fracturas pueden ser creadas por la voladura.

En la práctica existen tres maneras para crear condiciones de formación de rocas sueltas en la mina:

- a.-** A través de discontinuidades o debilidades naturales de la masa rocosa



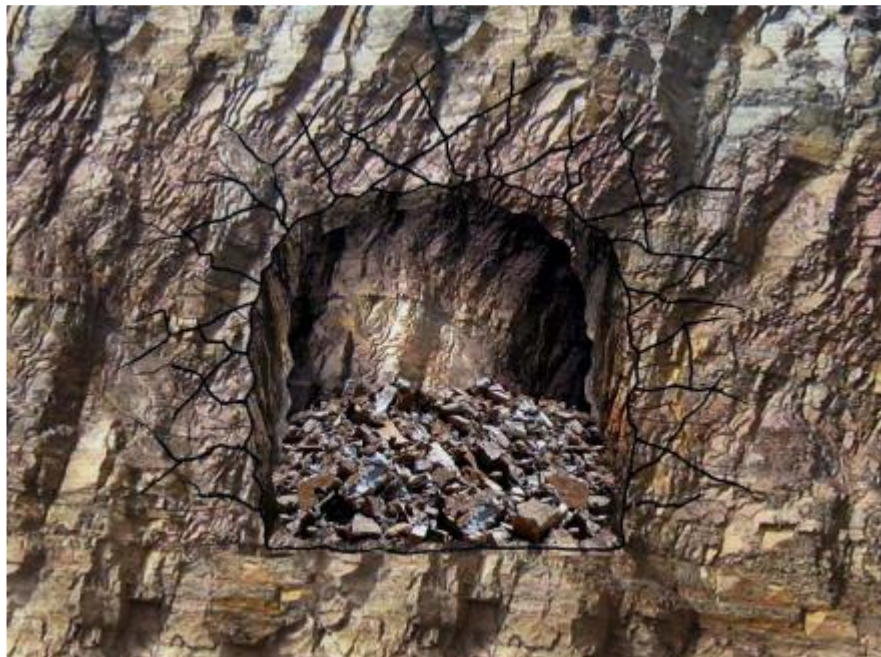
Fuente: Mina Hércules

- b.-** Por los esfuerzos o presiones de la roca debido a la profundidad con respecto a superficie donde se encuentran.



Fuente: Mina Hércules








c.- Por el daño causado por la voladura utilizada al realizar la excavación de una determinada labor subterránea.



Fuente: Mina Hércules

Por consiguiente, la evaluación Geomecánica nos permite conocer realmente el estado en que se encuentra nuestro macizo rocoso.

Si se ha encontrado tramos de roca que muestran debilidad en menor o mayor grado y que constituye peligro tanto para el personal, equipo por lo que se tiene que elegir el sostenimiento adecuado. En el caso de la Mina Hércules ya se ha establecido en la cartilla adjunta y según esta debe aplicarse el tipo de sostenimiento conveniente.

CARTILLA DE SOSTENIMIENTO ESTANDAR - COMPAÑIA MINERA HUANCAPETI S.A.C.				
CODIGO	CALIDAD	CARACTERISTICAS DE LA ROCA	SOSTENIMIENTO EN LABORES PERMANENTES	SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES
	BUENA "A"	ROCA DURA LEVEMENTE FRACTURADA, SANA A LIGERAMENTE ALTERADA.	PERNOS "CEMENTADOS Y/O CON RESINA" DE MODO PUNTUAL; EN PRESENCIA DE TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS ESPACIADOS A "1.7x1.7 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS.	PERNOS "DE FRICCION" DE MODO PUNTUAL EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR EL MISMO TIPO DE PERNOS ESPACIADOS A "1.7x1.7 METROS". EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS TIPO "L" Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD PRETENSIONADOS (P.E. JACK POT) DE MODO PUNTUAL.
	BUENA "B"	ROCA DURA FRACTURADA, LIGERA A MODERADA ALTERACION, CON HUMEDAD OCACIONAL.	PERNOS "CEMENTADOS Y/O PERNOS CON RESINA" ESPACIADOS "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS.	PERNOS "DE FRICCION" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS. EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS TIPO "L" Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD PRETENSIONADOS (P.E. JACK POT), ESPACIADOS A 1.5 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS.
	REGULAR "A"	ROCA MEDIANAMENTE DURA, FRACTURADA, MODERADAMENTE ALTERADA, HUMEDAD LEVE.	PERNOS "CEMENTADOS Y/O CON RESINA" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS + MALLA ELECTROSOLDADA EN TERRENOS MUY FRACTURADOS	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS+MALLA ELECTROSOLDADA SOLO EN TERRENOS MUY FRACTURADOS (P.E. CORONA MUY FRACTURADA Y HASTIALES FRACTURADOS, COLOCAR MALLA SOLO EN CORONA". EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS TIPO "L" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS"; DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS, MALLA ELECTROSOLDADA DONDE REQUIERA (MF).
	REGULAR "B"	ROCA MEDIANAMENTE DURA, FRACTURADA A MUY FRACTURADA, CON PRESENCIA DE ALGUNAS FALLAS MENORES, ALTERADA, HUMEDAD MODERADA.	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS + MALLA ELECTROSOLDADA DESDE LA GRADIENTE // SHOTCRETE DE 1.5" DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (25kg/m3) + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS".	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS+MALLA ELECTROSOLDADA COLOCADA EN TERRENOS MUY FRACTURADOS (P.E. SI LA CORONA ES MUY FRACTURADA Y LOS HASTIALES FRACTURADOS, SE COLOCA MALLA SOLO EN LA CORONA". EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS TIPO "L" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS.
	MALA "A"	ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA CON ALGUNAS FALLAS PANIZADAS DE MODERADA A FUERTE ALTERACION, PRESENCIA DE HUMEDAD EN DISCONTINUIDADES, RELLENOS BLANDOS.	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS+MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN HASTIALES Y CORONA)+SHOTCRETE 2" DE ESPESOR. EN SECTORES ESPECIFICOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METALICAS TIPO "STRAPS"	PERNOS "EXPANSIVOS" , ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS" + MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN CORONA Y HASTIALES DESDE LA ALTURA DE GRADIENTE) // SHOTCRETE 2" DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (25kg/m3)+ PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS" // CUADROS DE MADERA ENREJADOS "8-10" DE DIMATROS ESPACIADOS A 1.5 METROS, CUADROS DEBEN SER COMPLETAMENTE ELEMENTADOS.
	MALA "B"	ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA A INTENSAMENTE FRACTURADA CON PRESENCIA DE FALLAS CON RELLENOS BLANDOS, MUY ALTERADA, ARGILIZADAS, PRESENCIA DE AGUA A MODO DE GOTEO.	SHOTCRETE 3" DE ESPESOR + PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS" + MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN HASTIALES Y CORONA). EN INTERSECCIONES DE LABORES EN ESTE TIPO DE TERRENOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METALICAS TIPO "STRAPS".	SHOTCRETE 2" DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (25kg/m3)+ PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS" CON MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN CORONA Y HASTIALES) // SHOTCRETE 1.5" DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (25kg/m3)+ PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS" // CUADROS DE MADERA 8"-10" DE DIAMETROS COMPLETAMENTE ELEMENTADOS ESPACIADOS MÁXIMO A 1.2 METROS.
	MUY MALA	ROCA MUY SUAVE, DESCOMPUESTA ESTRUCTURALMENTE, CON PRESENCIA DE FALLAS, RELLENOS BLANDOS, MUY ALTERADA-DECOMPUESTA, PRESENCIA DE AGUA A MODO DE GOTEO.	SHOTCRETE DE 3" DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (30kg/m3) +PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS "1.0x1.0 METROS" CON MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN HASTIALES Y CORONA) // CIMBRAS METALICAS DE PERIL H DE 6W ESPACIADAS A "1.0 METRO" COMPLETAMENTE ELEMENTADAS-CONFINADA A LA ROCA. EN PRESENCIA DE CONVERGENCIAS HACER EXCAVACIONES LATERALES EN LA EXCAVACION PARA LIBERAR LA PRESIONES QUE EJERCE EL TERRENO A LA CIMBRA. ADEMAS IMPLEMENTAR EL MONITOREO DE CONVERGENCIAS.	ESTE TIPO DE TERRENOS SE APRECIA SOLO EN LOS CONTACTOS CAJA PISO-FALLA PRINCIPALMENTE EN LA MINA HÉRCULES. SE RECOMIENDA EN ESTOS SECTORES COLOCAR SOSTENIMIENTOS CON PERNOS EXPANSIVOS+MALLA ELECTROSOLDADA+CINTAS STRAPS ORIENTADAS TRANSVERSAL AL EJE DE MINADO (VER ESPECIFICACIONES TÉCNICAS).

NOTA: La longitud de los pernos esta en función del ancho de la excavación. Para labores con ancho > 4.5" metros se emplearán pernos de 10 pies de longitud, para anchos de excavación de "3.0-4.5 metros" se emplearán pernos 7 pies de longitud, para anchos <3.0 metros" se emplearán pernos de 5 pies de longitud. En toda intersección de labores, se debe ajustar el sostenimiento estandar (reducir la densidad del soporte e incrementar la longitud de los pernos; Ejemplo zona de intersección "Rpa.1000 - Cámara de Carguío FR2, presenta roca tipo II-B, se ajusta la densidad de 1.5x1.5 metros hasta 1.3x1.3 metros, en reemplazo de los pernos cementados de 8" colocar pernos de 10 pies". La longitud de los pernos cementados para sostenimiento serán 5 pies, 8 pies, 10 pies (el perno de 7 pies tiene que ser reemplazado por el de 8 pies).

Fuente: Mina Hércules

4.5 DISCUSIONES ESPECIFICAS

En base al mapeo practicado en el nivel 4300 de la Mina Hércules y aplicando Los Sistemas Geomecánicos actuales se ha podido establecer los siguientes tipos de rocas:

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	41-50	Regular B
IV-A	31-40	Mala A
IV-B	21-30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Nota: Clasificación "RMR", modificada según Romana, 2000.

Fuente: Mina Hércules

Estos tipos de roca se presentan en tramos alternados los cuales requiere distintos sistemas de sostenimiento siempre buscándose los de menor costo.

El sostenimiento con pernos mayormente es de fricción; sin embargo, debe evaluarse la posibilidad de utilizar los pernos de anclaje puntual como los pernos de cabeza expansivo o tipo cuña que funcionan bien en rocas duras fracturadas.

Para evitar el daño en las labores causado por la voladura en rocas de clase regular III-A y III-B deberá practicarse la voladura controlada que evitará la sobreexcavación y uso de sistemas de sostenimiento combinados y costosos.

El sostenimiento con cimbras metálicas se tiene que usar en rocas mala IV-A y IV-B cuyo espaciamiento debe ser calculado y para su encostillado tanto lateral como en bóveda usar planchas metálicas acanaladas cuando la presión del techo no sea tan grandes.

El sostenimiento con madera es solamente aplicable en labores cuyo ancho no supere los 2.40 m. El uso del woodpack debe evitarse por ser costoso.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES:

- 1.- Conforme a la aplicación de sistemas Geomecánicos el RMR del macizo rocoso en el nivel 4300 está comprendido entre 21 a 75 y el Q entre 3 a 9.
- 2.- La clasificación Geomecánica tiene dos aplicaciones, la primera es para seleccionar el tipo de sostenimiento que debe aplicarse a una determina labor subterránea y la segunda es un parámetro para diseñar adecuadamente la malla de perforación – voladura.
- 3.- Los tipos de sostenimiento aplicados en la mina Hércules son:
Shotcrete, pernos helicoidales, malla electrosoldada, pernos de fricción, pernos expansivos, cuadros de madera, pilares de madera y puntales.
- 4.- Se ha visto que una selección inadecuada de sostenimiento puede resultar costoso en la excavación de la labor.
- 5.- La clasificación Geomecánica practicada en el nivel 4300 de la Mina Hércules al conocimiento de tres tipos de rocas que a su vez ha determinado el sostenimiento a utilizarse para su estabilidad como también la formulación de los costos unitarios de excavación.
- 6.- Teniendo en cuenta el proceso constructivo y el RMR hallado, las rocas a su vez se clasifican en roca tipo I, II, III y IV respectivamente.
- 7.- De acuerdo a la clasificación Geomecánica GSI, las rocas existentes en el nivel 4300 de la Mina Hércules, tienen calidad: buena (RMR >70) regular (RMR=51 a 70), calidad mala (RMR=21-40).

- 8.-** El yacimiento de Huancapeti está conformado por vetas (relleno de fracturas), mantos de reemplazamiento.
- 9.-** El yacimiento se encuentra en los volcánicos Calipuy constituidos por andesitas, brechas, tufos y dacitas.
- 10.-** Las rocas que constituyen las cajas del yacimiento son principalmente tufos, brechas, andesitas y dacitas.

RECOMENDACIONES:

- 1.- La evaluación Geomecánica se recomienda realizar después de cada disparo en los frentes de desarrollo con el cual se logrará mayor conocimiento de las características del macizo rocoso.
- 2.- Para poder controlar la acción de los esfuerzos en las labores subterráneas se debe adquirir equipos de mecánica de rocas tales como: extensómetro de varilla y cinta, medidores de deformación.
- 3.- La cartilla de GSI usado debe actualizarse, teniendo en cuenta las características del macizo rocoso a este nivel de la mina Hércules.
- 4.- Para la aplicación del shotcrete se debe cambiar por la vía húmeda a fin de evitar el polvo y mayor rebote y adquirir equipos para este fin.
- 5.- La sección de Geomecánica debe mejorarse adquiriendo equipos modernos y capacitando al personal.
- 6.- En los terrenos tipo III y tipo IV realizar la voladura controlada para no dañar la roca circundante, lo cual repercute en un mayor sostenimiento.
- 7.- Se recomienda tener muy en cuenta el tiempo de autosostenimiento hallado para las labores, donde operará el trabajador con seguridad pasado este tiempo constituye un peligro pudiendo causar accidente.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- 1.- ACEROS AREQUIPA. **Aplicación de pernos helicoidales en minería subterránea.** Catálogo Lima 2005.
- 2.- AIME. **Métodos de Explotación Subterránea.** Edit. Mac Graw Hill. Nueva York 2000.
- 3.- Briceño E. **Seguridad Industrial y control de pérdidas en la minería.** Editado por Tecsup. Lima 1998; 97 – 105
- 4.- CEMAL BIRON ERGIN ARIOGLU. **Diseño de ademes en minas.** Primera Edición. Editorial Limusa. Mexico 1997.
- 5.- DE LA SOTA PEREZ G. **Diseño Geomecánico de los sistemas de refuerzo en roca.** Lima 2005.
- 6.- HOEK AND BROWN. **Excavaciones subterráneas en roca.** Edit. Mc Graw Hill. Nueva York 1990.
- 7.- INGEMMET. **Geología del Cuadrángulo de Huaráz.** Lima 2005.

ANEXOS

ENSAYOS DE LABORATORIO



LABORATORIO DE
MECANICA DE ROCAS
FIMGC - UNSCH

Av. Independencia s/h
Telef.(066) -312510 Anexo 151
Ayacucho - Perú

RESULTADOS DE ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE

TESISTA:
TESIS

Bach. Amilcar Tacurí Gamboa
Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules . Cia. Minera
Lincuna S.A

MUESTRA: Caja techo

MUESTRA	P R O B E T A		CARGA DE ROTURA Kg	RESISTENCIA COMPRESION UNIAXIAL		NOMBRE DE LA ROCA
	Diámetro cm.	Longitud cm.		Area cm ²	Kg/cm ²	
Caja Techo:	3.43	6.86	4,943	534.95	52.45	Andesita

FECHA: Octubre del 2017

OBSERVACION: (*) Corregida según Prodyakonov (L/D=2)

LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS
FIMGC - UNSCH

ING. GROVER RUBINA SALAZAR
RESPONSABLE



LABORATORIO DE
MECANICA DE ROCAS
FIMGC - UNSCH

Av. Independencia s/n
Telef.(066) -312510 Anexo 151
Ayacucho - Perú

RESULTADOS DE ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE

TESISTA:
TESIS

Bach. Amilcar Tacuri Gamboa
Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules - Cla. Minera
Lincuna S.A

MUESTRA: Estructura mineralizada

MUESTRA	PROBETA			CARGA DE ROTURA Kg	RESISTENCIA COMPRESION UNIAIXIAL		NOMBRE DE LA ROCA
	Diámetro cm.	Longitud cm.	Area cm ²		Kg/cm ²	MPa	
E.Miner.	3.43	6.87	9.24	3,010	325.75	31.94	Mineral

FECHA: Octubre del 2017

OBSERVACION: (*) Corregida según Prodyakonov (L/D=2)

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS
FIMGC - UNSCH
Rubina Salazar
ING. GIMDYER RUBINA SALAZAR
RESPONSABLE



Laboratorio de
Mecánica de Rocas
FIMGC - UNSCH

Av. Independencia s/n
Teléf. (065) - 312510 Anexo 151
Aysacucho - Peru

PROPIEDADES FISICAS DE LA ROCA

Bach. Amílcar Tecuri Gamboa
Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules - Cia. Minera Lincuna S.A

TESISTA:
TESIS:

MUESTRA: Caja techo

MUESTRA	D cm.	L cm.	VOLUMEN cm ³	PESO NATUR. gr.	PESO SECO gr.	PESO SATUR. gr.	DENSIDAD gr.	ABSORCION %	POROSIDAD %	NOMBRE DE ROCA
Caja techo			22.70	59.95	59.80	60.20	2.63	0.67	1.76	andesita

FECHA: Octubre del 2017

LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS
FIMGC - UNSCH
Ing. Gómer Rubina Salazar
ING. GÓMER RUBINA SALAZAR
RESPONSABLE



Laboratorio de
Mecánica de Rocas
FIMGC - UNSCH

Av. Independencia s/n
Teléf. (086) - 312510 Anexo 151
Ayacucho - Perú

PROPIEDADES FISICAS DE LA ROCA

Bach. Amílcar Tacuri Gamboa
Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules - Cia. Minera Lincuna S.A

TESISTA:
TESIS:

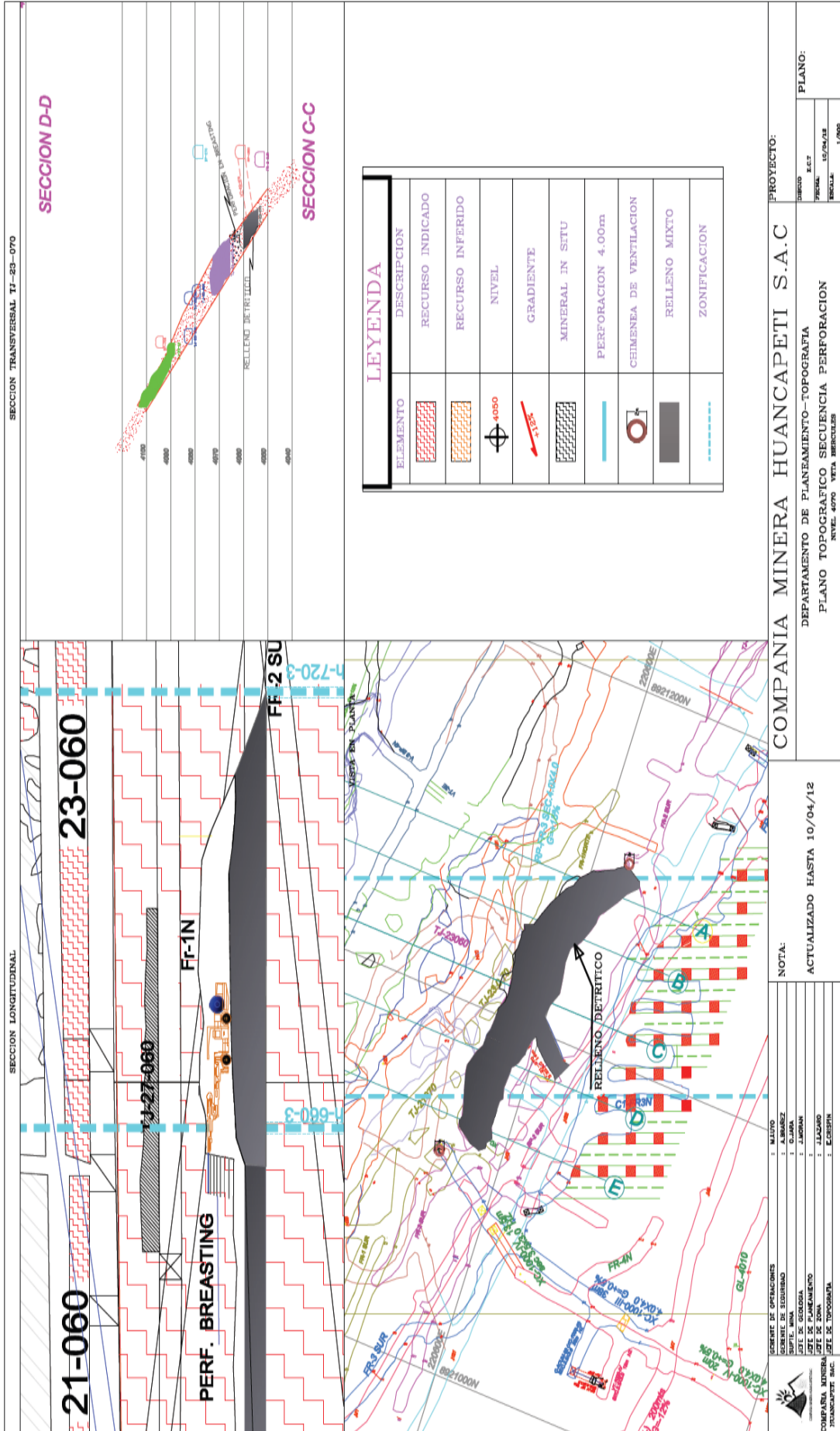
MUESTRA: Estructura mineralizada

MUESTRA	D cm.	L cm.	VOLUMEN cm ³	PESO NATUR. gr.	PESO SECO gr.	PESO SATUR. gr.	DENSIDAD gr	ABSORCION %	POROSIDAD %	NOMBRE DE ROCA
E. Mineral.			25.60	79.50	79.40	79.80	3.10	0.50	1.56	Mineral

FECHA: Octubre del 2017

LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS
FIMGC - UNSCH
J. Grover
ING. GROVER RUBINA SALAZAR
RESPONSABLE

PLANOS



SECCION TRANSVERSAL T3-23-070

SECCION D-D

SECCION C-C

LEYENDA

ELEMENTO	DESCRIPCION
	RECURSO INDICADO
	RECURSO INFERIDO
	NIVEL
	GRADIENTE
	MINERAL IN SITU
	PERFORACION 4.00m
	CHIMENEA DE VENTILACION
	RELLENO MIXTO
	ZONIFICACION

COMPANIA MINERA HUANCAPETI S.A.C

DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO-TOPOGRAFIA
 PLANO TOPOGRAFICO SECUENCIA PERFORACION
 NIVEL: 4070 VETA BRICICLES

NOTA:

ACTUALIZADO HASTA 10/04/12

SECRETARIA DE OPERACIONES	: MALIVO
GERENTE DE SEGURIDAD	: ALBARRAZ
JEFE DE AREA	: JARAMA
JEFE DE GEODESIA	: JARAMA
JEFE DE PLANEAMIENTO	: JARAMA
JEFE DE ZONA	: JARAMA
JEFE DE TOPOGRAFIA	: ESCOBAR

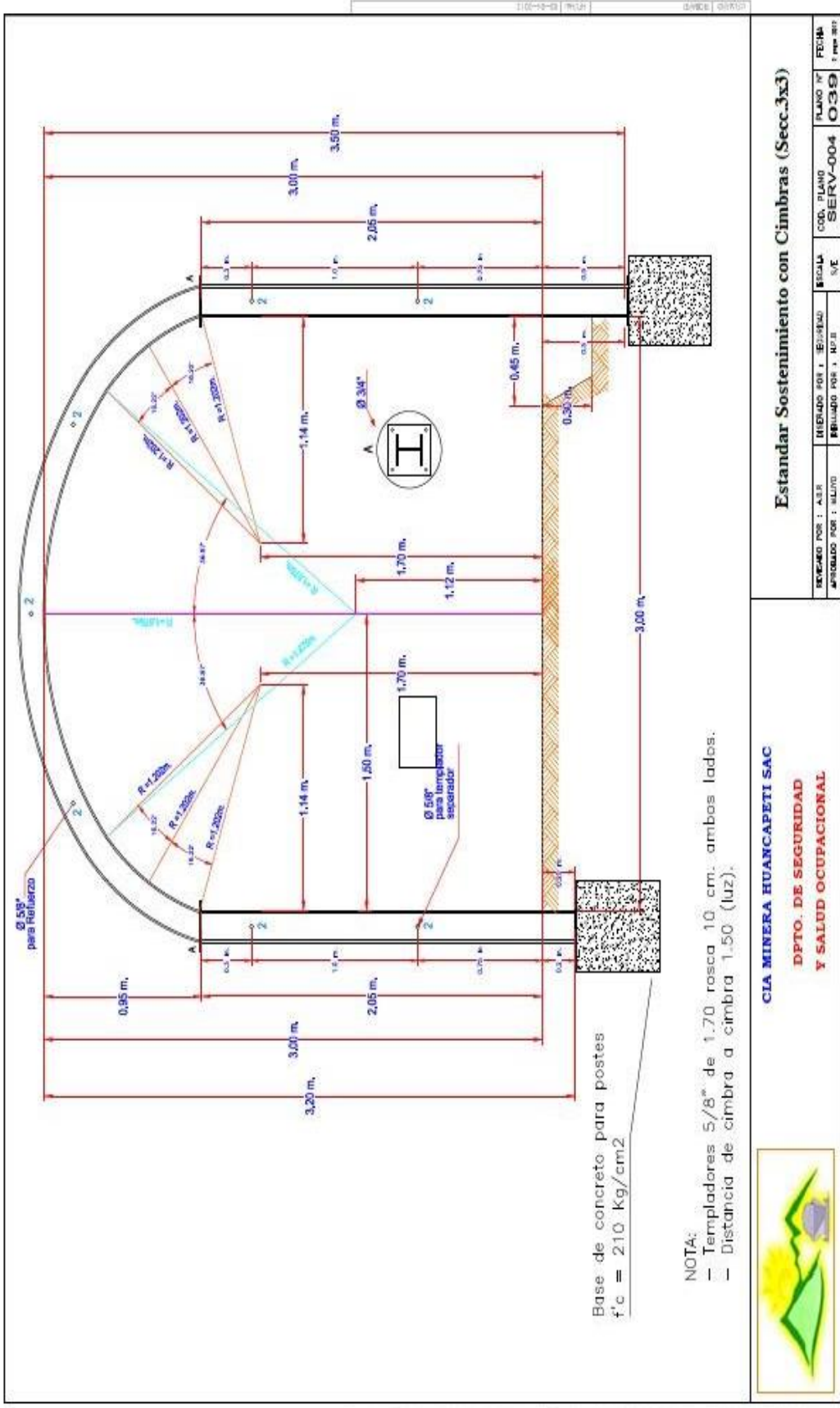


COMPANIA MINERA HUANCAPETI S.A.C.

PROYECTO:

DISENADO	: E.C.F
VERIFICADO	: E.C.F
FECHA	: 12/04/12
ESCALA	: 1:500

PLANO:



CIA MINERA HUANCAPETI SAC
DPTO. DE SEGURIDAD
Y SALUD OCUPACIONAL

Estandar Sostentimiento con Cimbras (Secc.3x3)

REVISADO POR : A.B.F.	DISEÑADO POR : E.C.HENAO	ESCALA	COD. PLANO	BLANO N°	FECHA
APROBADO POR : M.L.V.	REVISADO POR : M.P.	N/E	SERV-004	039	1 per. 2017

PLATINAS CUPULA
150 mm x 150 mm (6" x 6")
Espesor 4 mm.

0.15

0.15

2.5 mm

0.30

GSI	RMR	TIPO DE PERNO
T/M/P	15 - 25	Split Set

Aplicación: Sh 2" con 20kg/m³ de fibra + Split set 7" esp. 1.2 m. c/u. ó Cimbras esp. 1 m. c/u.

GSI	RMR	TIPO DE PERNO
I/F/M/P	25 - 35	Split Set

Aplicación: Sh 2" con 20 kg/m³ de fibra + Split set 7" esp. 1.5 m. c/u. ó Cimbras esp. 1.2 m c/u.

GSI	RMR	TIPO DE PERNO
M/F/P	35 - 45	Split Set

Aplicación: Split set 7" esp. 1.5 m y malla electrosoldada ocasional

GSI	RMR	TIPO DE PERNO
M/F/P	45 - 55	Split Set

Aplicación: Split set 7" esp. 1.5 m a 1.8 m c/u.

Dirigida Según los Planos de Fracturamiento del Macizo Rocoso

Perno Split Set

PROPIEDADES MECANICAS
Calidad estructural
Norma ASTM A-36
Resistencia a la Tracción (Kg/cm): 4080 - 5610

DATOS DE DISEÑO
D = 39 mm
L = 5' - 7"
Carga de Rotura 55 39 mm = 5.0 - 7.0 Tn
Diámetro del Anillo: 8 mm
Espesor del Acero: 2.5 mm
Diámetro de la punta: 30 mm

ESTANDAR SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET

CIA MINERA HUACAPETI SAC
DPTO. DE SEGURIDAD
Y SALUD OCUPACIONAL

ESTADO POR 1. ASES	DECIMOS POR 1. SECTORA	ESCALA	COB. PLANO	PLANO N°	RELA
APROBADO POR 1. V LUTO	REVISADO POR 1. N P P	3:1	SEV-006	04-1	15 de 2011

DOSIFICACIÓN DEL SHOTCRETE - VÍA SECA

Arena Gruesa de 1/4 01 m3 (200 lampadas)
 Aditivo (Sigunit) 03-0.4G1
 Cemento (Tipo I) 10 bolsas (425 Kg)
 Fibra Metálica 20 Kg
 Agua (sin sales) 148 L

- * Desatado, lavado y colocación de calibradores
- * La superficie de aplicación debe encontrarse totalmente limpia
- * El concreto proyectado debe tener el espesor recomendado por el Departamento de Geomecánica
- * La dirección del chorro debe ser perpendicular a la superficie de aplicación.
- * La distancia entre la superficie y la boquilla debe ser de 0.8 m a 1.2 m máximo.
- * La mezcla no se debe guardar más de 06 H después de realizado el batido

DISTRIBUCIÓN DE LOS CALIBRADORES VISTA EN PLANTA

DETALLE DE CALIBRADOR

GSI: IF/P, T/R d: distancia dada por Geomecánica
 RMR: 20-27

PERNO HYDRABOLT O SPURT SET DE 3'

CIA MINERA HUAMCAPETI SAC
DPTO. DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

Estandar Sostentimiento con perno shotcrete (Secc.3x3)

REVISADO POR : A.B.R.	REVISADO POR : E.S.P.M.A.D.	SEÑALA / V.E.	FECHA: 18/04/2010
APROBADO POR : M.L.V.D.	REVISADO POR : M.P.B.	COD. PLANO: SERV-008	PLANO N°: 04-3

FOTOS

FOTO PANORAMICO DEL CAMPAMENTO MINERO**JUMBO DD 210 ELECTROHIDRAULICO PARA PERFORACION DE LABORES**

TRABAJO DE SOSTENIMIENTO CON SHOCRET**TJ JANIN AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA**

SOSTENIMIENTO CON WOODPACK EL CAJA TECHO DE LA LABOR



RP 400 SOSTENIMIENTO CON CIMBRAS METALICAS

