UNIVERSIDAD NACIONAL

“SANTIAGO ANTUNEZ DE MAYOLO”

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS,

GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL

DE INGENIERIA DE MINAS

GEOMECANICA APLICADA AL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO PARA MEJORAR LA ESTABILIDAD DE LAS LABORES MINERAS EN LA MINA CARIDAD DE LA COMPAÑIA MINERA LINCUNA S.A. – 2017

TESIS PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

BACH. LAZARO MAGUIÑA, JORGE EDUARDO

ASESORES:

- **M.Sc. Ing. Arnaldo A. Ruiz Castro**
- **Ing. Jesús Vizcarra Arana**

HUARAZ – PERÚ

2018

DEDICATORIA

Con infinita gratitud a mis Padres y Hermanos, quienes me brindaron su apoyo y comprensión.

A mi Esposa y mis Hijos Yulia y Gabriel que me impulsaron a seguir adelante para hacer realidad mi profesión. ¡Gracias!

AGRADECIMIENTO

Agradezco a la Universidad Nacional “Santiago Antúnez de Mayolo”, Hogar del conocimiento, cuyas aulas fueron testigos de los mejores momentos de mi carrera cumpliendo con el objetivo de ser profesional en Ingeniería de Minas en la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia. Así mismo a los docentes de la mencionada Facultad de Ingeniería de Minas por sus sabias enseñanzas recibidas.

Mi agradecimiento en especial a mis Asesores, por sus valiosos consejos y recomendaciones, para la culminación y presentación del presente trabajo de investigación.

Agradezco a la Compañía Minera Lincuna S.A. por haberme permitido realizar el trabajo de investigación y ser parte de su equipo de trabajo.

Por último, agradecer de manera especial a mis Padres Eusebio Severo Lazaro Salazar y Leonidas Lucia Maguiña Reyes, quienes me apoyaron en mi formación profesional, así mismo a mis Hermanos, Esposa e Hijos que siempre me alentaron y motivaron en la culminación de este trabajo.

Jorge Eduardo Lázaro Maguiña

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado "Geomecánica Aplicada al Diseño del Sostenimiento para Mejorar la Estabilidad de las Labores Mineras en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna SA – 2017", tiene como objetivo realizar la evaluación geomecánica del macizo rocoso, con la finalidad de garantizar la estabilidad de las labores mineras subterráneas en la Mina Caridad, cuya importancia es la de salvaguardar la seguridad e integridad del personal y de su entorno a lo largo de la operación de la mina, al mantener las labores y los tajeos estables; asegurando las cajas para obtener una baja dilución y reducir los accidentes por caídas de rocas.

Los trabajos se dieron inició con el acopio de información geomecánica básica en base a mapeos de caracterización geomecánica y estructural; así como también, el seguimiento de los diferentes elementos de sostenimiento utilizados en la mina, evaluando su performance y propiedades mecánicas. Una vez obtenida la información suficiente, se procedió a agrupar y clasificar los datos para obtener valores representativos para los diferentes tipos litológicos de la zona. Para la descripción de la calidad del macizo rocoso se usó el sistema de clasificación geomecánica RMR_{89}.

La metodología empleada en la investigación es cuasi-experimental cuya técnica empleada es Analítico - Sintético; y el procedimiento de la investigación empleada es la Descriptiva - Explicativa, que consiste en procesamiento, clasificación y evaluación de la información recopilada, y que al usar estos conceptos podamos dar mayor control al diseño del sostenimiento para garantizar la estabilidad de la excavación.

Finalmente, con los resultados obtenidos se realizaron los diferentes análisis de estabilidad y se analizó la condición actual del sistema de sostenimiento para los diferentes dominios estructurales definidos.

Palabras Claves: Geomecánica, Diseño de sostenimiento, Labor minera, Estabilidad

ABSTRACT

The present research work entitled "Geomechanics Applied to the Design of Sustainability to Improve the Stability of Mining at the Mine Minera Caridad Lincuna SA - 2017", aims to perform the geomechanical evaluation of the rock mass, with the purpose of guarantee the stability of the underground mining works in the Caridad Mine, whose importance is to safeguard the safety and integrity of the personnel and their environment throughout the operation of the mine, by keeping the work and the tajes stable; securing the boxes to obtain a low dilution and reduce accidents due to falling rocks. Likewise, the design has taken into account the quality of the rock mass, the structural part of this and the efforts in it.

The works began with the collection of basic geomechanical information based on mappings of geomechanical and structural characterization; as well as the monitoring of the different support elements used in the mine, evaluating their performance and mechanical properties. Once sufficient information was obtained, the data were grouped and classified to obtain representative values for the different lithological types of the area. For the description of the quality of the rock mass, the RMR89 geomechanical classification system was used.

The methodology used in the research is quasi-experimental whose technique is Analytical - Synthetic; and the research procedure used is the descriptive - explanatory, which consists of processing, classification and evaluation of the information collected, and that by using these concepts we can give greater control to the design of the support to guarantee the stability of the excavation.

Finally, with the results obtained, the different stability analyzes were carried out and the current condition of the support system for the different defined structural domains was analyzed.

Keywords: Geomechanics, Support design, Mining work, Stability

INDICE

DEDICATORIA
AGRADECIMIENTO
RESUMEN
ABSTRACT
INTRODUCCION

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. Entorno Físico……..... 1
1.1.1. Ubicación y Acceso……. 1
1.1.2. Topografía…… 3
1.1.3. Recursos Naturales…….. 3
1.1.4. Antecedentes Históricos…….. 4
1.2. Entorno Geológico……6
1.2.1. Introducción……..6
1.2.2. Geomorfología……..6
1.2.3. Geología Regional…… 7
1.2.3.1. Estratigrafía en el Contexto Regional…….8
1.2.3.2. Rocas Ígneas……..… 8
a. Rocas Ígneas Intrusivas…….. 8
b. Rocas Ígneas Volcánicas……. 9
1.2.4. Geología Local……. 9
1.2.4.1. Estratigrafía en el Contexto Local……. 10
1.2.4.2. Rocas ígneas……..… 12
1.2.5. Geología Estructural……. 13
1.2.5.1. Contexto Estructural (Estructuras)…… 13
1.2.5.2. Fallas…….. 14
1.2.5.3. Estructuras Circulares……14
1.2.6. Geología Económica……16
1.2.6.1. Origen y Tipo de Yacimiento…… 17
1.2.6.2. Mineralogía (Minerales de Mena y Ganga)…….. 19
1.2.6.3. Alteración Hidrotermal……..… 19

1.2.7. Reservas de Mineral…… 19
1.2.7.1. Reservas de Mineral Probado……20
1.2.7.2. Reservas de Mineral Probable…… 21

CAPITULO II
FUNDAMENTACIÓN TEÓRICA

2.1. Marco Teórico…… 24
2.1.1. Antecedentes de la Investigación…… 24
2.1.2. Definición de Términos…… 27
2.1.3. Fundamentación Teórica…….. 30
2.1.3.1. Método de Explotación…….. 30
a. Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente…….. 30
b. Método de Explotación Shirinkage……. 31
2.1.3.2. Operaciones Unitarias…… 32
a. Perforación……... 32
b. Voladura…….. 33
c. Acarreo y Limpieza……. 36
d. Transporte…… 37
e. Sostenimiento…….. 38
f. Relleno……. 39
g. Servicios Auxiliares……. 40
h. Ventilación de Minas……43
2.1.3.3. Clasificación Geomecánica de los Macizos Rocosos…… 45
a. Caracterización del Macizo Rocoso…… 45
b. Propiedades Mecánicas de las Discontinuidades……. 49
c. Ensayos para Determinar las Propiedades Físicas y Mecánicas de las Rocas…… 55
2.1.3.4. Clasificaciones Geomecánicas……... 62
a. Clasificación por el Índice de Calidad de Roca de Deere (RQD) 63
b. Clasificación de Barton, Lien y Lunde (Índice Q)…….... 65
c. Clasificación de Bieniawski Sistema RMR……. 71
d. Índice de Resistencia Geológica GSI……... 74

2.1.3.5. Sostenimiento…… 76
a. Mapeo Geomecánico…… 76
b. Aberturas Máximas Permisibles de las Excavaciones…… 77
c. Tiempo de Auto-soporte de las Excavaciones…… 78
d. Tiempo de Auto-soporte vs Calidad RMR_{89} de la Masa Rocosa. 78
e. Cartilla Geomecánica……... 82

CAPITULO III
METODOLOGÍA

3.1. El Problema…… 84
3.1.1. Descripción de la Realidad…… 84
3.1.2. Planteamiento y Formulación del Problema…… 85
3.1.2.1. Problema Principal…… 85
3.1.2.2. Problemas Secundarios…….. 85
3.1.3. Objetivos…….. 85
3.1.3.1. Objetivo General…… 85
3.1.3.2. Objetivos Específicos…… 85
3.1.4. Justificación e Importancia de la Investigación…….. 86
3.1.4.1. Justificación……..... 86
3.1.4.2. Importancia…… 86
3.1.5. Limitaciones del Estudio…… 86
3.1.6. Alcances de la Investigación…… 86
3.2. Hipótesis…….. 87
3.2.1. Hipótesis General…… 87
3.2.2. Hipótesis Específicos…… 87
3.2.3. Variables…….. 87
3.2.3.1. Variable Independiente…….. 87
3.2.3.2. Variable Dependiente…… 87
3.2.4. Diseño de la Investigación…… 88
3.2.4.1. Tipo de Investigación…… 88
3.2.4.2. Nivel de Investigación…… 88
3.2.4.3. Diseño de Investigación…… 88
3.2.4.4. Población y Muestra…….. 88

3.2.4.5. Técnicas, Instrumentos de Recolección de Datos……. 89
3.2.4.6. Forma de Tratamiento de Datos……. 91

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción de la Realidad y Procesamiento de Datos……... 92
4.1.1. Descripción y Clasificación del Macizo Rocoso de la Mina Caridad……. 94
a. Caracterización de la Masa Rocosa…….. 94
b. Distribución de Discontinuidades……. 95
c. Aspectos Estructurales…….. 96
d. Clasificación de la Masa Rocosa…… 97
e. Zonificación Geomecánica de la Masa Rocosa……. 99
f. Resistencia de la Roca…… 99
g. Condiciones de Agua Subterránea……. 100
h. Esfuerzos In-situ…… 101
4.2. Análisis e Interpretación de la Información (Contrastación de Hipótesis)…….. 102
4.2.1. Metodología de Análisis…….. 102
a. Análisis de Esfuerzos y Deformaciones por el Método de Elementos Finitos (FEM)……. 102
b. Estabilidad Estructuralmente Controlada…….. 103
4.2.2. Sostenimiento de las Excavaciones……. 103
4.2.3. Elementos de Sostenimiento…… 106
a. Pernos Helicoidales con Cartuchos de Cemento y Resina…… 106
b. Pernos de Fricción “Split Set”…… 112
c. Pernos Hydarbolt…… 115
d. Sostenimiento con Concreto Lanzado – Shotcrete…… 120
e. Sostenimiento con Malla Electrosoldada……127
4.2.4. Evaluación económica……..131
a. Programa Mensual de Sostenimiento Mina Caridad (Febrero 2018)……. 133
b. Resultados del Cumplimiento del Programa…….. 134
4.3. Discusión de Resultados…….. 135
4.4. Aportes del Tesista…….. 140

CONCLUSIONES
RECOMENDACIONES
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS
ANEXOS

Lista de Cuadros

Cuadro Nº 001 Accesibilidad desde la Ciudad de lima…… 2
Cuadro Nº 002 Accesibilidad desde la Ciudad de Huaraz…… 2
Cuadro Nº 003 Resumen de Reservas por Minas y Vetas……..21
Cuadro Nº 004 Reservas Probadas Veta Huancapetí……. 23
Cuadro Nº 005 Reservas Probables Veta Huancapeti…… 23
Cuadro Nº 006 Descripción Casa Compresora – Mina Caridad…… 40
Cuadro Nº 007 Consumo de Agua para las Operaciones…….. 42
Cuadro Nº 008 Balance de Aire Mina Caridad…….. 44
Cuadro Nº 009 Guías para la Estimación del Factor de Alteración del criterio de Rotura de Hoek&Brown…….49
Cuadro Nº 010 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso…….. 98
Cuadro Nº 011 Dominios Geomecánios…… 99
Cuadro Nº 012 Resistencia Compresiva Uniaxial de la Roca intacta…… 100
Cuadro Nº 013 Dimensiones de Diseño……. 104
Cuadro Nº 014 Resultados Obtenidos de los Ensayos de Tracción…….. 118
Cuadro Nº 015 Pruebas de Pull Test……. 119
Cuadro Nº 016 Método de Penetración de la Aguja…….. 126
Cuadro Nº 017 Método de Accionamiento del Clavo de Impacto (Hilti)…….. 126
Cuadro Nº 018 Método de Ensayo de Resistencia en Máquina de Compresión Digital… 126
Cuadro Nº 019 Ensayos de Punzonamiento…….. 130
Cuadro Nº 020 Resumen Precios Unitarios de Sostenimiento…….. 132
Cuadro Nº 021 Resumen Requerimiento de Elementos de Sostenimiento…… 134
Cuadro Nº 022 Sistema de Distribución de Discontinuidades…….. 136
Cuadro Nº 023 Clasificación Geomecánica RMR_{89}……. 136
Cuadro Nº 024 Resistencia Compresiva…… 137

Lista de Tablas

Tabla Nº 001 Índice de Calidad RQD…… 64
Tabla Nº 002 1er Parámetro Cálculo de RQD…… 66
Tabla Nº 003 2do Parámetro Cálculo de la Familia de Diaclasas Jn (fisuras)……66
Tabla Nº 004 3er Parámetro Rugosidad de las Diaclasas Jr…… 67
Tabla Nº 005 4to Parámetro, Aguas en las Diaclasas Jw……67
Tabla Nº 006 5to Parámetro Meteorización de las Diaclasas…….. 68
Tabla Nº 007 6to Parámetro Tensiones en las Excavaciones S.R.F…… 69
Tabla Nº 008 Clasificación de Barton de los Macizos Rocosos, Índice de Calidad Q… 70
Tabla Nº 009 Clasificación RMR……..….. 73
Tabla Nº 010 Tabla General a partir de las Observaciones Geológicas……..… 75
Tabla Nº 011 Sistemas principales de Estructuras…….. 96
Tabla Nº 012 Cargas de Ensayos a los pernos Helicoidales de 8 pies……110
Tabla Nº 013 Desplazamiento y Carga en Pernos Helioidales de 8 pies……111
Tabla Nº 014 Cargas de Ensayos a pernos de Fricción Split Set de 7 pies……..114
Tabla Nº 015 Desplazamiento y Carga en pernos Split Set de 7 pies…… 115

Lista de Figuras

Figura Nº 001 Representación de la Envolvente de Mohr-Coulomb……46
Figura Nº 002 Representación del Criterio de rotura de Hoek&Brow,……47
Figura Nº 003 Resistencia al corte en Resistencias Planas……... 50
Figura Nº 004 Resistencia al corte pico y residual Vs los esfuerzos normales…… 50
Figura Nº 005 Resistencia al Corte en Planos Inclinados…… 51
Figura Nº 006 Resistencia al Corte en Superficie Rugosa sin Relleno……53
Figura Nº 007 Ensayo de Compresión Simple…… 57
Figura Nº 008 Ensayo de Constantes Elásticas…… 58
Figura Nº 009 Criterio de Rotura del Macizo Rocoso…….. 60
Figura Nº 010 Ensayo de Carga Puntual…….. 61
Figura Nº 011 Ensayo de Tracción…….. 62
Figura Nº 012 Estimación del RQD a partir de testigos de sondeo……. 64
Figura Nº 013 Sistemas de Sostenimiento según Tabla Geomecánica……. 104
Figura Nº 014 Perno Helicoidal…… 107
Figura Nº 015 Equipo de Pull Test……111
Figura Nº 016 Split Set……..112

Figura Nº 017 Ranurado del Split Set……... 112
Figura Nº 018 Dimensiones y Tolerancias Split Set…… 113
Figura Nº 019 Perno Hydrabolt……116
Figura Nº 020 Indicador de Carga del Perno Hydrabolt……. 116
Figura Nº 021 Método de Proyección por Vía Seca…… 121
Figura Nº 022 Comportamiento del Shotcrete en Bloques de Roca…… 124
Figura Nº 023 Sostenimiento de Bloques con Shotcrete……..... 125
Figura Nº 024 Malla Electrosoldada en Rollos……. 129
Figura Nº 025 Malla Electrosoldada en Planchas……. 129

Lista de Gráficos

Gráfico Nº 001 Tiempo de Auto-soporte……... 78
Gráfico Nº 002 Aberturas Máximas vs Tiempo de Auto-soporte…….. 79
Gráfico Nº 003 Fuerza/Alargamiento para los pernos 1,2 y 3…… 119

INTRODUCCION

La minería subterránea es una de las actividades que predispone un alto riesgo de accidentes e incidentes durante el proceso de minado, como se sabe el mayor número de accidentes mortales en la industria minera tienen como causa principal la caída o desprendimiento de las rocas. Para superar este problema se hace necesario controlar oportunamente las labores de minado, de esto nace la importancia de un buen sostenimiento del macizo rocoso de manera tal que ésta contribuya a su estabilización.

El presente trabajo de Investigación fue desarrollado en la Compañía Minera Lincuna S.A. en la Mina Caridad, lo cual tiene como objetivo conocer las condiciones geomecánicas, identificación de los factores influyentes y el comportamiento del macizo rocoso para determinar los procedimientos de diseño del sostenimiento y mejorar la estabilidad de las labores mineras según el método de minado que se viene aplicando.

Por ello en la presente tesis se consideran temas de vital importancia, cuya organización temática está dividido en cuatro capítulos. ***Capítulo I*** corresponde a las generalidades donde describimos los aspectos generales como el entorno físico, el entorno geológico y las características principales de la Empresa donde se ha realizado el trabajo de investigación, el ***Capítulo II*** menciona la fundamentación teórica en la que se enmarca el presente trabajo (descripción del método de minado y la clasificación geomecánica del macizo rocoso), ***Capítulo III*** muestra la metodología donde se plantea la aplicación de la geomecánica en el diseño del sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras y el ***Capítulo IV*** está referido a los resultados y conclusiones obtenidas de la investigación.

Finalmente, espero que el presente trabajo de investigación aporte en algo para la superación de las futuras generaciones.

EL AUTOR

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. Entorno Físico

1.1.1. Ubicación y Acceso

Políticamente la CIA Minera Lincuna S.A. se ubica en los límites de las provincias de Recuay y Aija, en el Departamento de Ancash, sobre el flanco occidental de la Cordillera Negra. (Ver anexo Nº 01, plano de ubicación y acceso)

La zona de estudio, tiene la siguiente ubicación:

Distritos	:	Ticapampa y Aija
Provincias	:	Recuay, Aija
Departamento	:	Ancash

La Mina tiene las siguientes coordenadas:

Coordenadas Geográficas			Coordenadas UTM	
Longitud Oeste	:	77° 33´	Este	: 878,800
Latitud Sur	:	90° 46	Norte	: 8´918,800
Altitud	:	3,900 – 4,600 m.s.n.m.		

La vía de acceso que da al centro de operaciones desde la ciudad de Lima es el siguiente:

Cuadro Nº 001. Accesibilidad desde la Ciudad de Lima

VIA DE ACCESO	ITINERARIO		CARACTERÍSTICAS
	LOCALIDAD	DISTANCIA (Km)	
1	Lima – Pativilca	203	Panam. Norte – Asfaltada
2	Pativilca – Recuay	173	Carretera Asfaltada
3	Recuay – Mina	30	Carretera Afirmada

Fuente: Elaboración propia

Y desde la ciudad de Huaraz el acceso es de la siguiente manera

Cuadro Nº 002. Accesibilidad desde la Ciudad de Huaraz

VIA DE ACCESO	ITINERARIO		CARACTERÍSTICAS
	LOCALIDAD	DISTANCIA (Km)	
1	Huaraz – Recuay	30	Carretera Asfaltada
2	Recuay – Mina	30	Carretera Afirmada

Fuente: Elaboración propia.

1.1.2. Topografía

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 3400 y 4900 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).

1.1.3. Recursos Naturales

La distribución de las especies vegetales varía de acuerdo a la altitud que se desarrollan, en altitudes cercanas a los 3,700 msnm la vegetación se caracteriza por la presencia de arbustos y gramíneas, tales como los quisuares, retamas, variedades de cactus, huamán pinta, ancosh, etc. en las altitudes superiores a los 4000 msnm, la vegetación es básicamente gramíneas conocidas ampliamente en la región andina con el nombre de "ichu".

La actividad agrícola se circunscribe a las altitudes inferiores a los 3500 msnm y se localizan en las vertientes del Valle del Santa y en las quebradas que confluyen al Río Aija (Qda. Santiago, Río la Merced y Río Mallqui); en estos sectores la agricultura se caracteriza por los sembríos de papa, trigo, cebada, haba, arveja y quinua.

La vegetación de la zona es escasa, solamente se aprecia la presencia de pastos naturales (andinos), como el ichu de modo que no es apropiado para la agricultura, sin embargo se acostumbra sembrar productos agrícolas como las papas, ollucos, mashua, entre otros pocos para consumo y sustento familiar..

La fauna de la zona, son en su mayoría el ganado vacuno, ovino, porcino, caballar, y otros animales que no son domésticos como vizcacha y algunas aves silvestres.

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

Los meses de Noviembre a Abril están caracterizados por un régimen de lluvias más o menos persistentes, las tormentas de nieves se localizan en alturas superiores a 4000 m.s.n.m. con temperaturas de 0 ºC a 5 ºC en las noches y 7 ºC a 14 ºC en el día.

Los meses de Mayo a Octubre se caracterizan por presentar un periodo de sequía con precipitaciones pluviales muy esporádicas con temperaturas que oscilan entre los 10 ºC y -5 ºC. 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 corresponde a "tundra seca de alta montaña" definido por el "Instituto Nacional de Recursos Naturales" (INRENA).

1.1.4. Antecedentes Históricos

La actividad minera data de por lo menos desde los inicios de la llegada de los españoles quienes explotaron las minas Huancapetí y Collaracra. Luego, la Compañía Minera Ticapampa operó la mina Collaracra desde 1896, hasta fines del siglo XIX, y desde 1904 continúo trabajando como Anglo French Ticapampa Silver Mining Co. hasta 1966, fecha en que se formó la Compañía Minera Alianza S.A, la misma que trabajó hasta 1990.

En el primer período se trabajó intensamente las minas Collaracra, Huancapetí, Florida, etc. en las que se explotaron minerales de plata de alta ley, las cuales fueron procesadas en una fundición instalada en Ticapampa y que posteriormente se hizo tratamiento en una planta de flotación de 50 ton/d, ubicada también en Ticapampa. Al mismo tiempo, la Cía. Minera Santo Toribio operó la mina Huancapetí, la que posteriormente pasó a manos de la Compañía Minera Alianza S.A.

La producción durante la gestión como Cía. Minera Alianza S.A., que trabajó entre los años 1966 y 1990, provino mayormente de las minas Hércules y Coturcán, habiéndose utilizado desde 1975, para la exploración, desarrollo y explotación, el sistema Trackless.

Luego de un largo período de producción por campañas (de 1985 a 1990) el Directorio decidió paralizar las operaciones de mina y planta al explotar mineral marginal antieconómico.

En el año 2007 se sesiona a la Cia Minera Huancapeti S.A.C. la cual trabajo en un crecimiento de producción sostenida llegando a una producción mensual de 60,000 TMH.

A partir del agosto de 2016, inicia sus operaciones la Compañía Minera Lincuna S.A. continuando en esta primera etapa con la misma producción de Huancapeti, actualmente la empresa viene trabajando las zonas (Minas) “Hércules, Coturcan y Caridad” con una producción mensual de 50,000 TMH.

1.2. Entorno Geológico

1.2.1. Introducción

En este capítulo se resumen aspectos relacionados a las características "geomorfológicas, estratigráficas y estructurales de la geología en el contexto regional" y los aspectos más relevantes de la geología en el contexto local, para los fines de este estudio (geomecánica) como son: El cuadro tecto-estratigráfico, la mineralización, las alteraciones y controles estructurales de la "Mina Huancapeti". Es necesario precisar que el desarrollo de éste capítulo se basa en observaciones geológicas realizadas durante los trabajos de campo e información geológica histórica (bibliográfica) existente en los artículos del INGEMMET.

1.2.2. Geomorfología

La geomorfología en esta región, corresponde al sector Occidental de la Cordillera de los Andes, del Perú, como resultado de la interacción de factores asociados a la "geodinámica interna y externa" entre ellos fundamentalmente "el vulcanismo asociado a la tectónica andina, la litología y la inter-acción de los agentes meteóricos".

La unidad geomorfológica predominante en esta región es la "Cordillera de los Andes", donde el agente geológico responsable del modelado actual es la acción de los glaciares. Esta unidad geomorfológica presenta una de las elevaciones más altas dentro del territorio Peruano alcanzando alturas hasta los 6768 (Huascarán) m.s.n.m.

Las morfologías más características en el área de estudio corresponden a los depósitos de morrenas laterales asociados a antiguas lenguas glaciales y también

la morfología típica de valle en “U”, con afloramientos rocosos escarpados en los sectores altos, morfologías agrestes y superficies un tanto suavizadas en sectores más bajos. En general la zona de interés se caracteriza por presentar un típico modelado glaciar con valles de sección transversal en forma de “U”, tapizados por “Depósitos morrénicos, Fluvio–aluviales y Suelos residuales”.

1.2.3. Geología Regional

La geología regional en este sector está definido por la “Cordillera de los Andes”, que constituye una unidad definida “geográfica, geomorfológica y geológicamente”. En esta unidad se reconocen los Intrusivos Terciarios correspondientes a cuerpos porfiríticos compuestos por dacitas y riodacitas. Además se presenta el Grupo Calipuy, el cual se encuentra distribuido a lo largo de la “Cordillera Negra” conformando la parte más elevada, emplazado como una franja de rumbo “NW-SE”, con un ancho variable entre los “25 a 40 Kilómetros”. Debido a la profundidad de los valles transversales correspondientes a los principales ríos como el “Pativilca, Fortaleza, Aija y Pira”, su límite oriental en gran parte lo constituye el río Santa; sin embargo, existen afloramientos de éste Grupo en el extremo Sur de la “Cordillera Blanca y en la Cordillera de Huayhuash”, la potencia del Calipuy según escritos (INGEMMET) es aproximadamente 2000 metros y en algunos lugares hasta 3000 metros de estratos volcánicos variados, los cuales principalmente se constituyen de rocas piroclásticas gruesas de composición andesítica; también es necesario precisar que son abundantes las lavas andesíticas e ignimbritas dacíticas. La secuencia es extremadamente variable, de manera que una sección medida en cualquier localidad tiene poca semejanza a otra medida en cualquier

otro lugar. (Ver anexo Nº 02, Plano Geológico Regional y Esquema Geológico Regional).

1.2.3.1. Estratigrafía en el Contexto Regional.

A nivel regional estratigráficamente el Grupo Calipuy descansa con gran discordancia sobre todas las formaciones mesozoicas. Siendo la unidad más joven la "Formación Casapalca y la Formación Chicama la más antigua". Se presume que el Grupo Calipuy, fue emplazado después de los periodos de "plegamiento, erosión y levantamiento" que afectaron a las unidades anteriores y que culminaron con una amplia superficie de erosión.

1.2.3.2. Rocas Ígneas

a. Rocas Ígneas Intrusivas

Existe un sistema complejo de intrusivos emplazados dentro del grupo Calipuy, sus miembros más prominentes se encuentran en la zona de estudio y a 3 Km de la misma. Son monzograniticos cristalinos similar a los plutones del batolito de la costa, Hacia el tope este pasa a diques placolitos y porfiritas ácidas emplazados en los volcánicos alterados. Esos pequeños intrusivos han causado metamorfismo termal y producido una mineralización de sulfuros.

b. Rocas Ígneas Volcánicas

Las rocas volcánicas del Eoceno-Mioceno afloran en ambos lados de la Cordillera Negra y son conocidas regionalmente como Volcánicos Calipuy (Cosío, 1964; Atherton, 1985).

Estos volcánicos consisten de tobas riolíticas, lavas, brechas, aglomerados y piroclásticos de composición dacítica y andesítica, con algunas intercalaciones de calizas, lutitas y tobas finas.

Parte de estos volcánicos están genéticamente relacionados con el Batolito de la costa de edad Cretácico Superior (Pitcher y Otros, 1985) o con el Batolito de la Cordillera Blanca y reposan en discordancia angular sobre rocas sedimentarias del Mesozoico (Wilson, 1963). Los Volcánicos Calipuy forman parte de la Provincia de Pliegues y Sobrescurrimientos, y fueron deformados por el levantamiento de la Cordillera Negra. Las fallas que los cortan podrían estar relacionados con aquellas de la Provincia de Bloques Fallados del Marañón (Wilson, 1967).

Rocas volcánicas del Mío-Plioceno de composición Riolítica, que afloran en las nacientes del río Fortaleza (Myers, 1976), rellenan algunas depresiones o quebradas y constituyen la última manifestación magmática del Batolito de la Cordillera Blanca.

1.2.4. Geología Local

La presente información está referida al cartografiado “litológico-estructural” correspondiente a los alrededores de la Quebrada Hércules, donde principalmente se emplaza la mineralización de las estructuras “Hércules y

Coturcan", las cuales están asociadas a las fases mineralizantes de los volcánicos del Grupo Calipuy de edad "Oligoceno-Mioceno (Paleógeno)", típicamente representadas por "flujos lávicos" de composición andesítica y en menor proporción flujos piroclásticos. También es necesario precisar en el área evaluada la ocurrencia de pequeños apófisis de cuerpos porfiríticos de composición dacítica (Descripción petrográfica macroscópica). La columna estratigráfica conceptual en el contexto local, está representada por las siguientes unidades litológicas. (Ver anexo Nº 02, Plano Geológico Local).

1.2.4.1. Estratigrafía en el Contexto Local

1.2.4.1.1. Cenozoico

a. **Andesita Piroclásticas:** Corresponde a un flujo piroclástico de composición andesítica, el que presenta una textura porfirítica con abundante presencia de plagioclasas desarrolladas en una matriz microfanerítica de coloración gris violácea a verduzca. Las morfologías de los cristales de plagioclasas son mayormente sub-hedrales debido al fracturamiento de los mismos, y heterométricos. El afloramiento se observa como una ventana, restringido al área de las lagunas al sur de la quebrada Hércules, enmarcado y delimitado por el volcánico andesítico suprayacente. Su afloramiento es de morfologías prominentes y masivas, debido al alto grado de cementación de la roca. Presenta marcado fracturamiento vertical.

b. **Volcánico Andesítico Inferior:** Corresponde a flujos lávicos de composición andesítica, con texturas mayormente afaníticas a porfiríticas, de coloraciones verdosas a grisáceas. Las rocas están conformadas en su mayoría por cristales de plagioclasas euhedrales. Presenta morfologías agrestes, con sectores escarpados, sin embargo sus superficies de afloramiento tienden a ser algo redondeadas. Se reconoce en todo el afloramiento la pseudo-estratificación, con ángulos bajos y con direcciones variadas. Aflora en el sector occidental.

c. **Volcánico Andesítico Superior:** Similar que la unidad anterior, corresponde a flujos lávicos andesíticos intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Estas rocas piroclásticas se caracterizan por presentar matriz de coloración violácea a grisácea, en muchos casos leucócrata, con clastos angulosos a subredondeados andesíticos de texturas porfiríticas, además de clastos angulosos de tobas. Sus composiciones van de dacitas a andesitas. A la base de esta unidad se presentan niveles gruesos de brechas piroclásticas de soporte de clastos (Ver anexo Nº 03, Foto 001), heterométricas, y con tamaño máximo de clastos de 25 cm de diámetro. Presentan pseudo-

estratificación marcada, con ángulos variados según topografía. Además el fracturamiento le otorga una morfología abrupta y escarpada, con ciertos sectores más suaves (Ver anexo Nº 03, Foto: 002). Se reconoce en el sector oriental del área de estudio con contacto marcado sobre la unidad anterior descrita.

1.2.4.1.2. Holoceno

a. Q-Glacial: Depósitos morrénicos están presentes en todo el área, sobre las laderas y también sobre el mismo valle, dando la morfología de valle glacial en "U". Estos presentan granulometrías finas. (Ver anexo Nº 03, Foto Nº 003, valle típico en "U").

b. Q-Aluvial: Desarrollados sobre las quebradas, las que además están asociadas a drenaje de lagunas en algunos sectores, cubren poca área superficial.

1.2.4.2. Rocas Ígneas

1.2.4.2.1. Rocas Ígneas Intrusivas

El pórfido dacítico son pequeñas apófisis de cuerpos hipabisales de texturas porfiríticas han sido reconocidas afectando a la unidad volcánica andesítica inferior. Es posible que corresponda a un cuerpo dómico mayor,

emplazado a una mayor profundidad. Aflora en el flanco izquierdo aguas abajo de la quebrada Hércules.

1.2.5. 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).

Dentro la Cordillera Negra se define tres tipos de estructuras: Fallas, Pliegues y estructuras circulares: (Ver Anexo Nº 04; Esquema vista en Planta Geología estructural).

1.2.5.1. Contexto Estructural (Estructuras).

Los sistemas principales de vetas presentan dirección "NW-SE", los que estarían asociados a una tectónica inicial. La tectónica posterior ha desarrollado en el sector dos sistemas principales de fallas:

La principal que tiene una orientación "NE-SW" que corresponde a la quebrada principal "Quebrada Hércules" de movimiento de rumbo sinextral, Posteriormente al sistema principal (Quebrada Hércules) se desarrolló el primer sistema está asociado a un intenso diaclasamiento vertical presente en toda la zona de estudio de dirección "E-NE". El

otro sistema de diaclasamiento de menor desarrollo y de pendiente vertical corresponde a dirección “W-NW”. Por otro lado la marcada “pseudo-estratificación de bajo ángulo” desarrolla superficies de debilidad en toda la zona.

1.2.5.2. Fallas

Están divididas en dos sistemas.

1. Sistema Andino de dirección NW-SE corresponden a fallas regionales que han controlados la evolución andina y la geodinámica de las cuencas del Mesozoico.
2. Sistema de fallas de dirección NE_SW se encuentra entre los sistemas de fallas Huanllac-Churin y Huaraz-Recuay. Aparentemente se trata de fallas de cizalla originada por el movimiento transcurrente de las fallas de rumbo andino.

1.2.5.3. Estructuras Circulares

Están alineadas según una dirección NW-SE. Se encuentra principalmente entre el sistema de fallas Huaraz-Recuay y el sistema de fallas de Huanllac-Churin y corresponde a centros volcánicos que fueron fuentes de emisión de la lavas del arco magmático del grupo Calipuy. (Ver anexo Nº 05, Plano Estructural de la Zona de Operación). Las estructuras circulares presentan una elongación NE-SW y que se habrían emplazado a través de las fallas tensionales desarrolladas dentro una zona de cizalla transcurente con movimiento dextral, cuyo dirección de esfuerzos de la región Cajamarca para la misma época,

donde se emplazaron los importantes yaimientos de Yanacocha, El Galeno, Michiquillay y Minas Conga.

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 Pincullo. 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 tensiónales 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 porfiritico y de composición dacitica, está emplazado en los volcánicos Calipuy.

1.2.6. Geología Económica

Según algunos autores las estructuras mineralizadas corresponde a una caldera de colapso circular, con un diámetro de 5 km y con anillo externo de 20 km (Trurnit, et al., 1982).

En el área de la caldera se encuentran pórfidos subvolcánicos e intrusivos que incrementan su acidez y decrecen en edad de afuera hacia adentro. En efecto, en la parte central se encuentran los pórfidos dacíticos y riolíticos de Collaracra y Tarugo, en la parte intermedia, cuarzo monzonitas de Lincuna y en la periferia

pórfidos e intrusivos andesíticos dioríticos de Sinchis, Madre de Dios y Belota (Enríquez, 1999).

Las principales estructuras mineralizadas que afloran en superficie se distribuyen en tres sistemas de vetas: N45°-55ºE (Florida), E–W (Collaracra), y N10º-30ºW (Coturcán).

Los mantos mineralizados de las minas Coturcán y Hércules se emplazan sub-paralelos a las tobas y lavas circundantes, las cuales buzan 28° a N35°E.

Verticalmente las vetas y mantos son favorables para formar sigmoides con tendencia a unirse en profundidad.

Otras ocurrencias de mineralización / alteración de menor importancia, constituyen guías o indicios para la exploración en el distrito:

- Brechas de cuarzo-turmalina con alteración hidrotermal en fragmentos de la roca caja (Vetas Huancapetí, Florida, San Germán, etc.).
- Desarrollo de stock Works al suroeste de la Veta Huancapetí; al oeste de las vetas Tarugo en la intersección con los matos de Coturcán 2; en el cuerpo Hércules B, la veta Manto, etc.
- Zonas con intensa alteración hidrotermal (Jinchis).

1.2.6.1. Origen y Tipo de Yacimiento

Los depósitos minerales son de origen hidrotermal del tipo de vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas en rocas volcánicas e intrusivas terciarios, íntimamente vinculados con los procesos vulcanogenéticos. Estas vetas están ampliamente distribuidas en

ambos lados de la Cordillera Negra, en donde forman importantes depósitos minerales de plomo, zinc y plata.

Hay dos sistemas principales de afloramientos en vetas:

1. **Sistema Hércules**.

   Rumbo N 30° W, buzamiento 45° NE, longitudes de 1 a 4 km; vetas: Hércules, Coturcán, Santa Deda.

2. **Sistema Tarugo.**

   Rumbo promedio N 30°- 35°° E, buzamiento 80° NW – SW con longitudes de 500 a 20000mts Vetas: Tarugo, Huancapeti, Carpa, Wilson, Tucto, Collaracra, Florida.

   a. **Veta Huancapeti**

      La Veta Huancapetí forma parte del Sistema Tarugo que es transversal al Sistema Hércules-Coturcán. La estructura tiene una longitud de 3km con rumbo N40°E y buzamiento 80°NW, los anchos de la veta varían de 0.70 a 3m.

      La Veta Huancapetí ha sido explorada en una longitud de 600m, y se ha reconocido un clavo de mineralización de 400m con anchos de 0.50 a 3.00m. Este clavo de mineral ha sido explotado por encima del Nivel 8 en una longitud de 200m.

      La Veta Huancapetí, al sur de la mina Caridad (Cumbre), se intercepta con las vetas San German, Veta Carpa y otros ramales, originando en superficie una zona silicificada con

vetillas de turmalina, cuarzo y mineralización de galena-pirita. La posibilidad de que este cuerpo se extienda en profundidad amerita ser explorada en el Niv.9 y sondajes de perforación diamantina.

1.2.6.2. Mineralogía (Minerales de Mena y Ganga)

La mineralización es principalmente plata – plomo – zinc – cobre, con galena argentífera, esfalerita, calcopirita, jamesonita, tetraedrita, etc. En minerales de ganga se tiene el cuarzo, sílice, pirita, arsenopirita, calcita.

1.2.6.3. Alteración Hidrotermal

En las vetas y fracturas la alteración está mayormente representada por caolinización acompañada por una débil sericitización. Los volcánicos están propilitizados y se manifiestan por una epidotización y cloritización de los feldespatos especialmente en las zonas de Huancapetí y Tarugo.

La silicificación es fuerte dentro de las vetas y precede a la deposición de mineral después de una etapa neumatolítico de cuarzo-turmalina.

1.2.7. Reservas de Mineral

Es la parte de un yacimiento mineral, cuya explotación es posible o razonablemente, justificable desde el punto de vista técnico, económico y legal al momento de su determinación. Para su estimación es necesario haber realizado evaluaciones apropiadas que podrían incluir estudios de factibilidad en los cuales

se tiene en cuenta factores mineros, metalúrgicos, económicos, ambientales, de mercado, sociales y gubernamentales. En la estimación se incluye solamente mineral recuperable y diluido, expresado en tonelaje y leyes.

Normalmente, para la estimación de Reservas Minerales es necesario determinar una Ley Mínima Explotable (Cut-Off), cuyo cálculo está directamente relacionado con el costo total, los resultados metalúrgicos, condiciones de comercialización y precio de los metales.

1.2.7.1. Reserva de Mineral Probado

Una Reserva Probada de Mena, es la parte económica explotable de un Recurso Mineral Medido. Esta categoría de mineral implica el más alto grado de confianza y certeza en la estimación. En este caso las características geológicas, dimensiones, continuidad, controles estructurales, contenido metálico, densidad, tonelaje y otras características físicas de la mineralización han sido determinados con un alto grado de confianza. Su estimación se basa en información de exploración detallada y confiable y en exámenes realizados con técnicas apropiadas en lugares tales como afloramientos, trincheras, tajos, labores subterráneas y sondajes. Los tonelajes y leyes son estimados en base a los resultados de un muestreo detallado y sistemático.

1.2.7.2. Reserva de Mineral Probable

Una Reserva de Mineral Probable, es la parte explotable de un recurso Mineral Indicado. Representa aquella Reserva cuyo tonelaje, ley, forma, tamaño y otras características físicas pueden ser estimados con un nivel de confianza razonable. Su estimación se basa en informaciones de exploración, muestreo y exámenes obtenidos mediante técnicas apropiadas en lugares tales como afloramientos, trincheras, tajos, labores subterráneas y sondajes. Los tonelajes y leyes son calculados en base a los resultados de muestras que están más espaciadas que en el caso de Reservas Probadas o inadecuadamente espaciadas para confirmar la continuidad geológica y/o ley, pero este espaciamiento es suficiente como para asumir dicha continuidad.

Cuadro Nº 003, Resumen de Reservas por Minas y Vetas

MINA	VETA	CATEGORIA	TMS	ANCHO DILUIDO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	US$ Equiv.
HERCULES	HERCULES A	Probado	74,404	1.89	2.49	1.73	2.76	79.90
		Probable	31,692	1.89	2.32	1.81	2.78	79.14
		TOTAL	106,096	1.89	2.44	1.76	2.76	79.67
	MANTO 2	Probado	15,435	1.51	3.14	1.48	2.51	80.81
		Probable	10,435	1.47	2.82	1.31	2.43	74.45
		TOTAL	25,870	1.50	3.01	1.41	2.48	78.25
COTURCAN	COTURCAN	Probado	38,550	1.81	4.43	1.66	1.66	86.11
		Probable	27,050	1.85	4.86	1.71	1.74	92.22
		TOTAL	65,600	1.83	4.61	1.68	1.69	88.63
	COTURCAN TECHO	Probado	1,200	1.20	2.89	1.81	2.87	86.38
		Probable	1,200	1.20	2.89	1.81	2.87	86.38
		TOTAL	2,400	1.20	2.89	1.81	2.87	86.38
CARIDAD	HUANCAPETI	Probado	68,870	1.42	3.97	1.67	2.17	87.63
		Probable	74,320	1.40	5	1	2	92.10
		TOTAL	143,190	1.41	4.54	1.56	1.97	89.95
	SAN GERMAN	Probado	25,800	1.44	3.27	1.64	2.30	81.47
		Probable	10,500	1.39	3.25	2.09	3.07	95.87
		TOTAL	36,300	1.43	3.27	1.77	2.52	85.63
TOTAL RESERVAS			**379,456**	**1.62**	**3.73**	**1.65**	**2.24**	**85.61**

Fuente, Dpto. Geología, Cia Minera Lincuna SA, Calculado al 31 diciembre 2017

Las Reservas de Mineral de la Mina Caridad se encuentran por encima y debajo del nivel 6- Caridad (450) siendo accesibles los bloques 53, 22, 26C, 17, 13, 80, 35A, 47, 31B, 14, 41B y eventualmente accesibles los bloques 67, 80B, 27A, 14A, 40A, 41C, 41A, 31A, 41B, como se muestra en el cuadro Nº 004. (Ver Anexo Nº 06, Plano de Cubicación en Sección Longitudinal Mina Caridad).

Los Recursos de Mineral se ubican al suroeste de la veta, por encima y por debajo del Nivel Caridad. Los bloques de mineral son antiguos y eventualmente inaccesibles. No se cuenta con información geológica, tarjetas de cubicación, planos de muestreo, de este modo estamos considerando estos bloques en la categoría de Recursos Medidos, Indicados e Inferidos, como se muestra en el cuadro Nº 005.

Cuadro Nº 004, Reservas Probadas Veta Huancapeti

RESERVAS PROBADAS VETA HUANCAPETI 2017									
NIVEL	**N° DE BLOQUE**	**BUZ**	**ANCHO DILUIDO**	**TMS**	**Ag Oz/t**	**Pb %**	**Zn %**	**As %**	**US$ Equiv.**
4410	44 B	70	1.20	**800**	7.27	4.08	3.88	9.94	170.88
4410	31 A	70	1.20	**2,500**	4.67	3.44	2.26	10.37	116.26
4410	31 B	70	1.44	**700**	1.65	1.09	3.16	10.67	68.62
4410	41 A	70	1.31	**1,200**	4.44	1.38	0.89	5.90	73.54
4378	41 B	70	1.25	**1,000**	3.13	1.46	1.91	6.66	73.15
4350	41 C	70	1.30	**4,300**	3.97	1.61	1.99	5.22	84.72
4350	40 C	70	1.86	**7,500**	5.89	2.17	1.96	6.19	110.95
4350	14	70	2.07	**8,000**	2.51	0.71	1.40	4.79	51.84
4350	14A	70	2.07	**8,000**	2.51	0.71	1.40	4.79	51.84
4330	80	60	1.78	**2,500**	2.25	0.82	1.58	1.24	52.58
4410	80 B	55	1.42	**3,000**	3.25	1.25	1.75	1.58	70.05
4540	22	80	1.38	**11,000**	6.03	2.70	3.07	4.10	132.22
4500	27A	80	1.27	**2,620**	3.35	1.41	4.07	7.31	101.48
4500	47A	80	1.04	**2,800**	2.76	1.80	2.25	17.10	77.41
4500	26C	80	1.20	**2,780**	3.00	1.95	2.29	8.22	82.02
4500	67	80	1.38	**1,600**	4.73	1.53	2.07	2.83	92.87
4500	35A	80	1.36	**2,170**	2.56	1.66	2.31	2.38	74.31
4500	17	80	1.30	**2,700**	3.37	1.45	2.92	2.89	87.91
4525	13	80	1.40	**1,200**	5.09	2.48	3.18	3.32	121.09
4660	53	80	1.20	**2,500**	3.92	0.93	1.40	1.62	69.20
			1.42	**68,870**	**3.97**	**1.67**	**2.17**	**5.36**	**87.63**

Fuente, Dpto. Geología, Cia Minera Lincuna SA, Calculado al 31 diciembre 2017

Cuadro Nº 005, Reservas Probables Veta Huancapeti

RESERVAS PROBABLES VETA HUANCAPETI 2017									
NIVEL	**N° DE BLOQUE**	**BUZ**	**ANCHO DILUIDO**	**TMS**	**Ag Oz/t**	**Pb %**	**Zn %**	**As %**	**US$ Equiv.**
4410	44 C	70	1.20	**800**	7.27	4.08	3.88	9.94	170.88
4410	31 A1	70	1.20	**2,000**	4.67	3.44	2.26	10.37	116.26
4410	31 B1	70	1.44	**700**	1.65	1.09	3.16	10.67	68.62
4410	41 A1	70	1.31	**1,200**	4.44	1.38	0.89	5.90	73.54
4378	41 B1	70	1.25	**1,000**	3.13	1.46	1.91	6.66	73.15
4350	41 D	70	1.30	**4,300**	3.97	1.61	1.99	5.22	84.72
4350	40 D	70	1.86	**7,500**	5.89	2.17	1.96	6.19	110.95
4350	14B	70	2.07	**8,000**	2.51	0.71	1.40	4.79	51.84
4330	80 A	60	1.78	**2,500**	2.25	0.82	1.58	1.24	52.58
4410	80 C	55	1.42	**3,000**	3.25	1.25	1.75	1.58	70.05
4540	52 A	80	1.38	**1,400**	6.03	2.70	3.07	4.10	132.22
4500	27 B	80	1.27	1,310	3.35	1.41	4.07	7.31	101.48
4500	26 D	80	1.20	2,780	3.00	1.95	2.29	8.22	82.02
4500	69	80	1.38	1,600	4.73	1.53	2.07	2.83	92.87
4640	10	80	1.29	18,900	7.98	1.36	1.55	2.69	118.86
4600	11	80	1.20	14,260	4.82	1.11	1.32	2.90	79.71
4640	.11 A	80	1.20	3,070	2.51	1.63	2.59	3.55	76.74
			1.40	**74,320**	**5.08**	**1.46**	**1.77**	**4.18**	**92.10**

Fuente, Dpto. Geología, Cia Minera Lincuna SA, Calculado al 31 diciembre 2017

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN TEÓRICA

2.1. Marco Teórico

2.1.1. Antecedentes de Investigación

Rojas Carrillo, Timoteo (2016) UNASAM, ***"Geomecanica en el Diseño de Sostenimiento para Mejorar la Estabilidad de las Labores Mineras de la unidad minera el Porvenir de la empresa Minera Milpo - año 2016"*** Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas.

El propósito fundamental es ver el uso de la herramientas geomecánicas y la importancia de la geomecánica en el diseño se sostenimiento de las labores mineras, la estabilidad de las excavaciones debe ser mapeado y zonificado por zonas con rocas de similares características geomecánicas,

Se presenta y compara un estudio realizado en la misma unidad el porvenir de la empresa minera milpo, en el periodo 2013 a 2014, con implementación de un proyecto y participación efectiva del área de geomecánica, la empresa pudo reducir costo, sin perjudicar la estabilidad de las labores.

Finalmente hacemos una comparación de resultados de laboratorio y de campo sobre la resistencia compresiva y concluimos que el uso de esclerómetro encampo tiene una correlación simétrica, mostrando así la valía de los cálculos insitu.

Ccorahua Sequeiros, Blas Placido – 2016, Universidad de Apurimac. ***"La Geomecánica en el Sostenimiento en la Mina Ricotona Lambrama 2016"*** Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas.

El presente trabajo de investigación se realiza por motivos de que en la minería artesanal han ocurrido problemas de desprendimiento de rocas, muchas de ella han causado la perdida de muchos trabajadores, con el objetivo de determinar el sistema de sostenimiento de acuerdo a la identificación de la resistencia a la compresión simple en la mina RICOTNA 2016, en la cual se realizara la Determinar la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso estudiada,

Proponer un criterio de diseño para la excavación de la labor, Proponer el tipo de sostenimiento que pueda realizarse según el estudio del macizo rocoso. Se estudiara la estructura del macizo rocoso para la aplicara la Geomecánica, de acuerdo al análisis obtenido determinaremos el sistema de sostenimiento que se aplicara en la labor. El mecanismo de investigación que se realizara de forma cualitativa y cuantitativa,

Los estudios Geomecánica están referidos a la determinación de las características del macizo rocoso, mediante el análisis litológico estructural del mismo; para posteriormente establecer las características del comportamiento mecánico del macizo rocoso, determinando las propiedades físicas, mecánicas y la resistencia compresiva del macizo rocoso y del mineral. Finalmente se realiza la determinación de los dominios estructurales, para así establecer un factor de seguridad del macizo rocoso frente a la apertura de la labor con un sistema de sostenimiento para un adecuado proceso de minado

Hergenrether Pérez Pablo Daniel (Junio 2016), Universidad de Oviedo – España. ***"Consideraciones Geomecánicas en el Diseño de Secciones Tipo para un Túnel Minero"*** Tesis para optar el grado de Master en Recursos Geológicos e Ingeniería Geológica.

En este trabajo se analiza el comportamiento del macizo rocoso ante la ejecución de labores de excavación de un túnel con sección en herradura y gradiente inclinado negativo, diseñado para la extracción de mineral en una mina subterránea de gran tonelaje.

La finalidad del trabajo es aplicar los diferentes conceptos geomecánicos implicados en el diseño de secciones tipo a diferentes profundidades, considerando el efecto de un campo de esfuerzos anisotrópico sobre la excavación y ajustándose a las limitaciones propias del análisis por elementos finitos en 2D del programa Phase2 v. 8.0.

Se ha planteado como base del diseño el uso de clasificaciones geomecánicos, asumiendo sus particularidades y valorando sus diferentes recomendaciones. El objetivo final es diseñar y valorar sus diferentes recomendaciones de longitud de

pase y método de excavación, considerando un comportamiento elasto-plástico del macizo.

2.1.2. Definición de Términos

- **Auditoria Geomecánica** Es el proceso por el cual se evalúan las actividades geomecánicas en las labores (Mapeos geomecánicos, reportes diarios, actualizaciones de planos, colocación del sostenimiento, conocimiento y aplicación de la geomecánica).
- **Caracterización** Es el proceso de designar la calidad del macizo rocoso basado en números y técnicas descriptivas de los rasgos que se presentan en cada macizo rocoso.
- **Cartilla Geomecánica** Es una herramienta de trabajo de campo. Sirve para caracterizar el macizo rocoso identificando el tipo de roca al que pertenece.
- **Deformación** Es el movimiento absoluto o relativo de un punto en un cuerpo, o bien la variación de una dimensión lineal.
- **Deformación unitaria normal** Es la deformación unitaria en la dirección de la deformación.
- **Discontinuidad:** Una discontinuidad es un plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de la matriz rocosa en un macizo rocoso.
- **Estructura** Las propiedades estructurales de los macizos rocosos tales como: esquistosidad, planos de estratificación, juntas, diaclasas y fallas, así el rumbo y buzamiento de estas, afectan a la linealidad de los barrenos, a los rendimientos de perforación y la estabilidad de las paredes de los taladros.

- **Esfuerzo o tensión** Es la fuerza interna por unidad de área, cuando dicha área tiende a cero.
- **Esfuerzo normal** Es la componente normal del esfuerzo es decir la componente perpendicular al plano sobre el cual actúa el esfuerzo.
- **Esfuerzo tangencial** Es la componente tangencial de esfuerzo, es decir la componente paralela al plano sobre el que actúa el esfuerzo.
- **Factor de Seguridad** También conocido como coeficiente de seguridad, es el cociente entre el valor calculado de la capacidad máxima de un sistema y el valor del requerimiento esperado real a que se verá sometido.
- **GSI** Es la nomenclatura de las palabras Geogical Stronger Index, que traducido al castellano significa Índice Geológico de Resistencia.
- **Labores permanentes.** Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones.
- **Labores temporales.** Son labores que requieren un sostenimiento ocasional y menor que en las labores permanentes, pues estas labores serán rellenadas luego de ser explotadas.
- **Matriz rocosa**. Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.
- **Mapeo Geomecánico** Es la recolección de la información de las características de las discontinuidades, condición de la rocas y factores influyentes.

- **Resistencia a la Compresión** Esfuerzo máximo que puede soportar un material bajo una carga de aplastamiento.
- **RMR** Indica el grado de calidad del macizo rocoso, valorado de 1 a 100 en la escala de clasificación Geomecánica de Bieniawski.
- **Roca** Sustancia sólida compuesta por uno o más minerales, originada en forma natural por procesos geológicos.
- **Rotura**: La rotura es un fenómeno que se produce cuando la roca no puede soportarlas fuerzas aplicadas.
- **Sostenimiento** Tiene como objeto mantener la estabilidad de la roca en todas las labores, siendo de suma importancia de trabajo ya que garantiza el desarrollo de todo tipo de actividades de la operación minera y la finalidad principal del sostenimiento es evitar la caída de rocas, bancos y planchones del techo o laterales de la caja.
- **Shotcrete**. Es hormigón (concreto) proyectado, se utiliza principalmente para fines de soporte de rocas y suelos, y es considerada una de las tecnologías más adaptables de fortificación en construcción de túneles y minería.
- **Zonificación Geomecánica** La zonificación geomecánica comprende el desarrollo de una serie de actividades, que en conjunto permite realizar de manera precisa y detallada una descripción de parámetros de caracterización geológica y geotécnica de macizos rocosos.

2.1.3. Fundamentación Teórica

2.1.3.1. Método de Explotación

La explotación del yacimiento de la Veta Huancapeti – Mina Caridad, es mediante el sistema de minado subterráneo, inicialmente esta mina fue explotada mediante la aplicación del método "Shirinkage Convencional" como se puede apreciar en los niveles superiores de la Mina Caridad. Actualmente la empresa minera desarrolla la explotación subterránea mediante la aplicación del método "Corte & Relleno Ascendente con su variante de perforación en Realce, así mismo se continua en algunos blocks la aplicación del método "Corte & Almacenamiento Provisional" (shirinkage mecanizado). Los aspectos generales de los métodos aplicados actualmente se resumen líneas abajo.

a. Método de Explotación "Corte y Relleno Ascendente"

Este método de explotación, el mineral es extraído por franjas horizontales empezando de la parte inferior y avanzando verticalmente hacia la parte superior de los tajos. Luego de cada corte de mineral y una vez extraído completamente el mineral del tajo, se rellena el volumen correspondiente con relleno hasta tener una altura de perforación adecuada.

La particularidad del método así conceptuado en esta Mina considera la aplicación del material estéril (desmonte) como "RELLENO DETRITICO". El relleno cumple dos funciones: proporcionar un nuevo piso de trabajo y el de dar sostenimiento a la

labor. Este desmonte es obtenido en los frentes de avance que se desarrollan en distintos niveles y rampas de profundización, los cuales son estratégicamente acopiados en cámaras cercanas a los "Tajos" desde éstas cámaras el desmonte será distribuido a los "Tajos" usando equipos "LHD" según requerimientos de relleno. (Ver Anexo Nº 07, método de explotación Corte y relleno Ascendente):

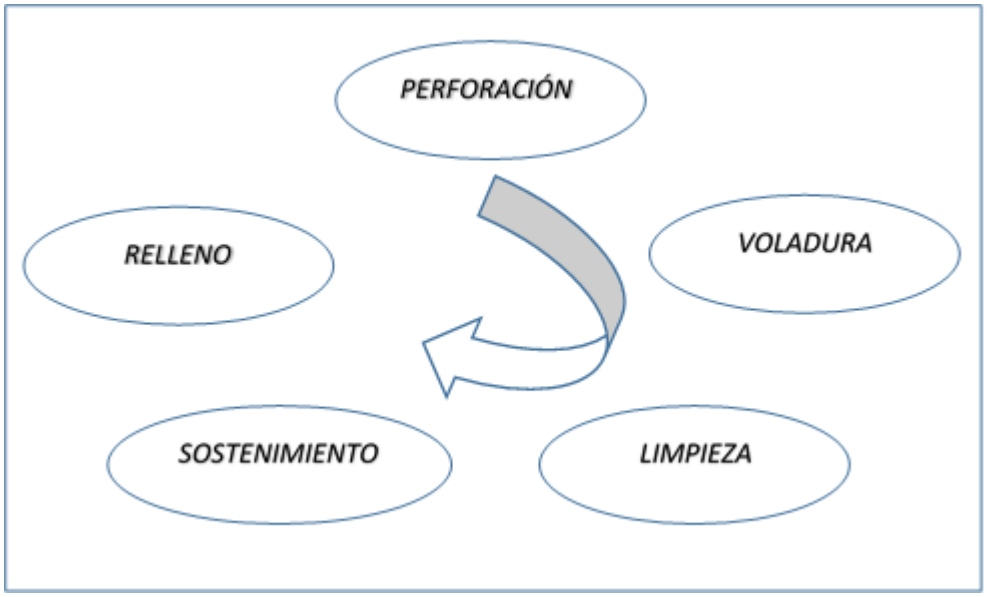
b. Método de Explotación "Almacenamiento Provicional – Shirinkage"

Este método de explotación por almacenamiento provisional conocido también como "shrinkage stoping", es utilizado en vetas de buena ley con buzamientos pronunciados (mayores a 60º) donde el mineral es lo suficientemente resistente como para mantener sin soporte tanto las rocas encajonantes como el techo del tajeo.

Este método consiste en arrancar el mineral en franjas horizontales, comenzando de la parte baja hacia arriba. El mineral disparado es utilizado como plataforma de trabajo, así como también para soportar las rocas encajonantes del tajeo. El corte del mineral incrementa el volumen en más o menos 30 a 40%; por lo que para conservar la distancia del piso al techo es necesario extraer el exceso de mineral para continuar con el ciclo siguiente; esto implica que un 60 a 65% de mineral queda en el tajeo hasta que este haya alcanzado toda su altura útil. (Ver anexo Nº 08, método de explotación por Almacenamiento Provisional – Shirinkage):

2.1.3.2. Operaciones Unitarias

Las Operaciones Unitarias en la mina Caridad son perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y relleno, se realiza según el diagrama que se muestra.



a. Perforación

La perforación es parte principal del ciclo de minado, siendo el inicio de la operación unitaria, se realiza con máquinas Jackleg, con Jumbos DD-210 y Boomer electrohidráulicos (Sandvick y Atlas Copco), con una longitud de perforación 3.30 m y con un diámetro de taladro de 45 mm. Para el sostenimiento se usan las maquinas Jackleg con una longitud de perforación 8 pies, con diámetro de taladro de 38 mm.

La perforación se realiza de acuerdo a las plantillas elaboradas con criterio técnico y así mantener una correcta inclinación, profundidad y paralelismo de los taladros.

Los tipos de perforación en las labores mineras son:

- Tipo Vertical o Realce
- Tipo Horizontal o Breasting.

(Ver anexo Nº 09, Foto Nº 004 Perforación vertical o realce con máquina Jackleg. Foto Nº 005 Jumbo DD-210 – Sandvick).

b. Voladura

La voladura es una operación unitaria muy importante y necesaria, de acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de los taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinara este material, lo que calificara a la mejor fragmentación. Así en la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminación en las plantas METALÚRGICAS.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no. Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de

perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca.

La voladura en la Mina Caridad se realiza con equipos de carguío Jetanol (Cargador de Anfo), con capacidad de porongo de 100 kg. (Ver anexo Nº 10, Foto Nº 006 Cargador de Anfo)

- **Agentes y Accesorios de Voladura**

  Para la voladura en tajos y avances los agentes de voladura usadas en la mina Caridad son los siguientes:

  Anfo, es un agente explosivo granular compuesto con Nitrato de Amonio en prills, un combustible líquido (petróleo) y un colorante, que realizado la mezcla y sumados a la alta calidad de los componentes, nos permite tener un agente de voladura óptima.

  Emulsión, es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

  Los accesorios de voladura empleados, se tienen a los ***Detonadores No eléctricos de periodo corto para tajos y periodo largo para avances***, estos detonadores son usados en forma conjunta con la emulsión y permiten la detonación de una taladro en forma secuencial de acuerdo al tiempo de retardo que tiene en le fulminante.

El cordón detonante (pentacord 3P), posee características como: alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y seguridad, es de bajo gramaje desarrollado para iniciar al Detonador No eléctrico y para voladuras secundarias. ***Y el Carmex (armada de mecha lenta)*** que está compuesto por un fulminante común Nº 8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico. (Ver anexo Nº 11, Malla de perforación y distribución de carga).

- **Voladura en Labores**

  En las labores de avance y tajos, para un terreno seco utilizamos el ANFO y Emulsiones para terreno húmedo y con filtraciones de agua, el método de carguío es neumático,

  Se inicia con el reconocimiento de los taladros, luego sopletear con aire comprimido y proceder a su limpieza con la cucharilla si se requiere. Preparar los cebos con punzón (cobre, polietileno o madera). Iniciar el carguío, introduciendo el cebo (Emulsión + Fanel) con el atacador, se prosigue el carguío del agente de voladura y/o cartuchos (ANFO y/o Emulsiones), conectar los ganchos del fanel al pentacord formando ángulos de 90°, atar los extremos del pentacord a 02 carmex utilizando las cintas adhesivas las que serán iniciadas con la mecha rápida. (Ver anexo Nº 12, Foto Nº 007 Carguío de Frentes)

c. Acarreo y Limpieza

Para la Limpieza de labores de mineral y desmonte se emplean equipos diesel (minería trackles) que permiten alcanzar una mayor productividad en el desarrollo de las actividades mineras, en este caso la CMLSA cuenta con maquinarias como son: 02 Scoops Catarpiller R1300G de 4,2 yd3, 03 Scoop R1600G de 6,0 yd3, 01 Scoop LH-203 de 2,2 yd3 y 01 Scoop Eléctrico MTI 125E de 1.2 yd3 teniendo un total de 07 Scoops pertenecientes a la Compañía. También es considerado dentro de la flota los equipos pertenecientes a las contratas las cuales son: 02 Scoops R1300G 4,2 yd3 (Contrata Oro de los Andes), 01 Scoop R1600G 6.0 yd3 y 01 Scoop Yarvis 3.5 yd3 (Contrata Servitral). Siendo 11 equipos de limpieza, así estos equipos sirven para poder realizar la limpieza del frente donde se realizó la voladura, para luego realizar la acumulación o el carguío directo hacia los volquetes para la extracción del material desmonte o mineral.

CAPACIDAD DE SCOOPS

SCOOP	YARDAS	TONELADA	m3
SCOOP R1600G	6.00	7.75	4.13
SCOOP R1300G	4.20	5.12	2.73
SCOOP LH203	2.20	2.44	1.30
SCOOP MTI 125E	1.20	1.52	0.98

Fuente: Elaboración Propia

d. Transporte

Para el transporte del mineral y del estéril desde la estación de carguío y su extracción final hasta la superficie, se utilizará el tipo adecuado de maquinaria, seleccionado en base a estudios de tiempos, capacidad de producción y experiencia adquirida.

El transporte por volquetes es una de las maneras más eficientes de mecanizar el sistema de acarreo pues presentan gran flexibilidad para este.

Las características que se deben tener para este tipo de transporte se detallan a continuación:

- Vías en buen estado de mantenimiento, para minimizar el costo por las llantas y optimizar los tiempos de transporte.
- Estaciones de carguío tanto para el mineral como para el desmonte, que tengan una ubicación estratégica.
- Pendientes no mayores a +/- 12%,
- El transporte se realizará con camiones Volvo FM de 8 m3 de capacidad con una velocidad promedio de 10 Km/h en interior mina.

Por sus características estos camiones no son exclusivos de la industria minera, sino que son de uso común o se les puede llamar camiones Carreteros. Debido a ello, no se le puede exigir las ventajas de un camión bajo perfil para minería subterránea, pero dado que su precio es bastante menor que sus competidores, sus rendimientos competitivos en ciertos rangos y según sean las

aplicaciones, forman parte de las alternativas como equipo de transporte en la evaluación de un proyecto.

El transporte por volquetes es una de las maneras más eficientes de mecanizar el sistema de acarreo pues presentan gran flexibilidad. Sus principales ventajas son su bajo monto de inversión, fácil mantención, fácil acceso a repuestos, fácil operación, entre otras. Dentro de sus desventajas se pueden mencionar su baja capacidad de carga, son equipos rígidos. Menor capacidad de operar en pendientes mayores, rendimiento menor respecto a sus similares mineros, mayor dificultad de operar en terrenos en mal estado, granulometría ideal de operación debe ser baja.

e. Sostenimiento

En la mina Caridad el sostenimiento es una de las operaciones unitarias de mayor importancia debido a que la empresa invierte una suma considerable para su desarrollo. La actividad de realizar sostenimiento de una labor minera, es la etapa en la que se remedia y/o controla la inestabilidad del macizo rocoso, el sostenimiento es la garantía de una labor segura, cumpliendo de esta manera con las Normas de Seguridad para el laboreo minero.

En la Mina Caridad, es parte de la operación unitaria realizar el sostenimiento, empleando para este fin elementos de sostenimiento como;

- Perno de varilla cementados o con resina.
- Pernos Hidarbolt

- Pernos Split Set
- Mallas Electrosoldadas
- Concreto Lanzado (Shotcrete)
- Cimbras Metálicas.

Estos elementos de sostenimiento pueden ser combinados de acuerdo a las características del terreno y el grado de seguridad que se requiere, en este caso se pueden emplear sostenimiento temporal (en tajeos), y sostenimiento permanente en niveles y rampas principales.

f. Relleno

El tipo de relleno que se utiliza en la mina Caridad es el mecánico. El material para el relleno se obtiene de los avances en desmonte; este desmonte es llevado a puntos estratégicos con volquetes y posteriormente hacia los tajos con scoops.

Un análisis básico y elemental para ver el requerimiento de relleno en los tajos es "metros de avance vs tonelaje de mineral programado". Según apreciaciones visuales existe mayor desmonte del requerido como relleno en los tajos, esto explica del porqué del crecimiento del Botadero Bocamina Caridad.

g. Servicios Auxiliares

- **Sistema de Aire Comprimido**

  Para las labores en interior mina uno de los elementos importantes es el aire comprimido; que sirve para las tareas de perforación de los frentes y tajos; el aire comprimido es utilizado en máquinas perforadoras como JACKLEG, para chimeneas, sostenimiento, avances y/o rotura dependiendo del plan de minado.

  Por ser para labores de perforación es importante mantener permanentemente los servicios del aire comprimido, que es llevado por tuberías con diámetro de 6", 4" y 2" respectivamente cuyo material es de polietileno.

  Cada ciertos tramos el aire bombeado por las compresoras es almacenado por pulmones, para luego ser conducido hacia las diferentes labores que lo requieran.

  La Casa de Compresora se ubica en superficie de la Mina Caridad, se cuenta con dos compresoras Ingersoll Rand R150 y una compresora Compair L-250.

Cuadro Nº 006, Descripción Casa Compresora - Mina Caridad

Casa Compresoras Mina Caridad		**CEMR 05**	**CEMR 04**
		I. RAND R150-a-125	**COMPAIR L 250**
Capacidad Nominal - CFM		848	1413
Perdidas por altura - 46% (4600msnm)		390	650
perdidas por hrs de trabajo - 5%		23	38
Total entregado CFM	**1159**	435	725

Fuente: Elaboración Propia

- **Sistema de Red de Agua**

  El Agua constituye un elemento fundamental para el proceso de Minado, es útil para la perforación, riego en las labores disparadas, etc. El agua se puede captar de distintos puntos, en Minería subterránea existe presencia de filtraciones, esto captado estratégicamente se puede utilizar en la operación, es importante tener un sistema de captación de éstas aguas utilizadas que drenan, esto con fines Medio Ambientales. El sistema de red de agua para la mina está instalado en las rampas Principales mediante tuberías que ingresan por chimeneas para acortar la distancia, de los cuales se realizan los empalmes para las Labores. El sistema de bombeo para recircular el agua de la Mina Caridad, cuya bomba de capacidad 50 Hp, está instalada en superficie captando el agua de interior mina y bombeando a una altura de 50 metros en vertical, el ingreso del agua es por tubería de 2", teniendo como ingreso principal la bocamina del Niv. 4450, teniendo de este modo mayor presión para los niveles inferiores. Para las labores superiores es captado estratégicamente de las filtraciones. Se muestra el consumo promedio de agua de Equipos y personal trabajador.

Cuadro Nº 007, Consumo de agua para las operaciones

CONSUMO DE AGUA - MINERA LINCUNA S.A.

ZONA	EQUIPO - ACTIVIDAD	Cantidad		Consumo unitario		Consumo diario (hrs)	Consumo total (lts)
HERCULES	Jackleg	3	Und.	0.1	lts/seg	6	6480
	Jumbo	2	Und.	0.8	lts/seg	9	54000
	Lavado y riego (Desate de rocas)	8	Labores	540	lts/labor	-	4320
	Lavado de equipos (Scoops-Volquetes)	11	Und.	500	lts/equipo	-	5500
	Equipo shotcrete via humeda	1	Und.	1550	lts/dia	-	1550
	Equipo perforación diamantina	1	Und.	2.2	lts/seg	12	95040
COTURCAN	Jackleg	1	Und.	0.1	lts/seg	6	2160
	Jumbo	1	Und.	0.8	lts/seg	10	30000
	Lavado y riego (Desate de rocas)	4	Labores	540	lts/labor	-	2160
	Lavado de equipos (Scoops-Volquetes)	3	Und.	500	lts/equipo	-	1500
CARIDAD	Jackleg	5	Und.	0.1	lts/seg	6	10800
	Jumbo	1	Und.	0.8	lts/seg	10	30000
	Raise Bore	1	Und.	2	lts/seg	8	57600
	Lavado y riego (Desate de rocas)	6	Labores	540	lts/labor		3240
	Lavado de equipos (Scoops-Volquetes)	4	Und.	500	lts/equipo	-	2000
Total diario (lts)							**306,350.00**
Consumo de agua anual (m3)							**111,817.75**

Fuente: Elaboración Propia

- **Sistema de Alimentación de Energía**

  El Sistema Principal de Alimentación en Media Tensión, La Compañía Minera Lincuna SA, tiene contrato de suministro de energía eléctrica con dos líneas primarias independientes en tensiones de 13.8kV – Hidrandina y 22.9kV – propiedad de Lincuna, con el fin de asegurar el suministro continuo, evitando pérdidas en el proceso dentro de sus operaciones.

  Con las dos líneas de alimentación principal en 13.8kV y 22.9kV, se maneja tres alternativas de alimentación a nuestras subestaciones principales de acuerdo al diagrama unifilar con códigos de planos MELEC-01, MELEC-02 y MELEC-03.

  (Ver anexo Nº 13, Alimentación de Energía – Diagrama Unifilar)

Ambas líneas se encuentra equipadas con equipos de maniobra que permiten el cambio de suministro en caso de falla de una de las líneas en un tiempo reducido, asegurando de esta manera la continuidad de las operaciones (Ver Anexo Nº 14, Diagrama unifilar Plano: MELEC-04).

El Sistema de Distribución en Media Tensión, En caso de falla de las líneas de alimentación principal en 13.8kV y 22.9kV, se cuenta con grupos generadores marca CATERPILLAR modelo C37, ubicados en la subestación principal Coturcán que generan una potencia total de 1200kW, asegurando de ésta maneras los equipos críticos (Ventiladores y Bombas) en las tres zonas de minado (Hércules, Coturcán y Caridad).

Los circuitos principales de suministro de energía en 4.16kV hasta la cámara de distribución principal (Cámara de Cut Out ubicados en cada zona) se encuentran alimentados con dos ternas para casos de contingencia ante la falla de una de ellas, asegurando de ésta manera la operatividad de los equipos críticos que puedan perjudicar a la operación.

h. Ventilación de Minas

- **Circuito Principal de Ventilación**

  El sistema de ventilación en la mina CARIDAD es MECANIZADA, se tiene extractores que fuerzan el ingreso de aire limpio desde la bocamina recorriendo labores principales

hasta su salida a superficie. (Ver anexo Nº 15, Circuito Principal de ventilación).

- **Circuito Auxiliar de Ventilación**

  Está conformada por todas las labores de avance en frente ciego, es decir para ventilar labores ciegas se emplean ventiladores eléctricos ubicados en circuitos principales para captar aire fresco y llevarlo hacia el frente de trabajo mediante mangas de ventilación de 28”Ø, 24”Ø y 18”Ø.

- **Balance de Aire**

  De acuerdo al balance de aire realizado, se tiene un ingreso de aire limpio de 83,376 CFM, una demanda de aire de 108,046 CFM, en consecuencia, tenemos un 77% de cumplimiento de abastecimiento de aire limpio.

Cuadro Nº 008, Balance de Aire Mina Caridad

Distribución Requerimientos	m3/min	cfm
QTr: N° Trabajadores (55 trabajadores/gd)	330	11,654
QTe: Temperatura en labores de trabajo	0	0
QEq: Equipos con motor petrolero (13 equipos)	2,330	82,299
QFu: Caudal requerido por fugas	399	14,093
Caudal Requerido QTr+QTe+QEq+QFu	**3,060**	**108,046**

Balance Total de Aire		
Distribución de Aire	**m3/min**	**cfm**
Total de aire requerido	3,060	108,046
Ingreso de aire	2,361	83,376
Salida de aire	2,403	84,849
Cobertura (%)	**77%**	
Déficit (cfm)	**-24,670**	

Fuente; Área Ventilación de Minas – Cia Minera Lincuna SA

2.1.3.3. Clasificación Geomecánica de los Macizos Rocosos

a. Caracterización del Macizo Rocoso

Es el uso de los parámetros de la roca intacta para determinar las correspondientes propiedades de resistencia del macizo rocoso mediante la aplicación de los criterios de falla de Hoek & Brown y Mohr-Coulomb. Asimismo, se debe establecer la clasificación del macizo rocoso a partir de los sistemas recomendados por la Guía de referencia (RMR y Q).

- **Criterio de rotura lineal de Mohr-Coulomb**

  El criterio de rotura de Mohr-Coulomb, introducido por primera vez por Coulomb en el año 1773, inicialmente pensado para el estudio en suelos, es un criterio de rotura lineal.

  Esto significa, tal y como se ha indicado anteriormente, que la ecuación que define la superficie de fluencia es una ecuación lineal. Aunque el comportamiento de la roca en un ensayo triaxial no concuerda con un modelo lineal, Mohr-Coulomb se sigue utilizando mucho por su sencillez y comodidad. Generalmente para el caso del criterio de Mohr-Coulomb, se define el criterio de rotura en función de la tensión tangencial y la tensión normal en un plano. En este caso la superficie de fluencia es de la forma $\tau = f(\sigma)$. La expresión matemática de dicha ecuación es:

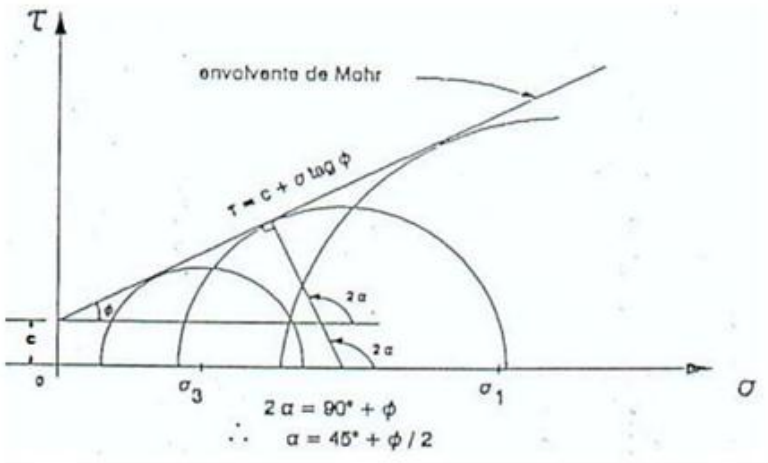
$$\tau = c + \sigma_n \tan\phi$$

Donde:

- c: es la cohesión, una constante que representa la tensión cortante que puede ser resistida sin que haya ninguna tensión normal aplicada.
- φ: es el ángulo de fricción
- τ: es la tensión tangencial que actúa en el plano de rotura.
- σ_n: es la tensión normal que actúa en el plano de rotura.

A continuación la Figura Nº 001, representa el criterio de Mohr-Coulomb en el espacio de tensiones normal y tangencial. Se puede apreciar que la ecuación de la superficie de rotura es la ecuación de la recta tangente a todos los círculos de falla. (Criterio de Rotura y Clasificacion Geomecanica-etseccpb)

Figura Nº 001, Representación de la envolvente de Mohr-Coulomb en el espacio de tensiones normal y tangencial.



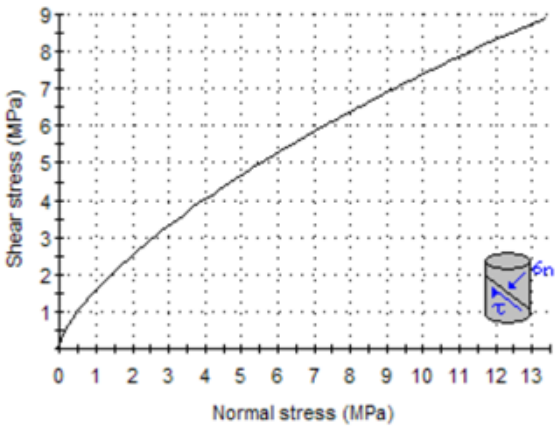
Fuente: Criterios de Rotura y clasificación Geomecánica, etseccpb

- **Criterio de Rotura No Lineal de Hoek & Brown**

  El criterio de rotura de Hoek&Brown (1980) trata de un criterio no lineal, puramente empírico, que permite valorar, de manera sencilla, la rotura de un medio rocoso mediante la introducción de las principales características geológicas y geotécnicas, que va dirigido a estimar la resistencia triaxial de los macizos rocosos, para el diseño de excavaciones subterráneas.

  En la Figura Nº 002, se representa las tensiones de rotura para el criterio de rotura de Hoek&Brown. En la figura se aprecia que la función que define el dominio elástico es no lineal. Tal y como se ha indicado para el criterio de rotura de Mohr-Coulomb, los estados de tensiones encima de la curva están en rotura, mientras que los interiores están en el dominio elástico, y los estados tensionales por encima de la curva son inaccesibles para este determinado caso. (Criterio de Rotura y Clasificacion Geomecanica-etseccpb)

  Figura Nº 002, Representación del criterio de rotura de Hoek&Brown, en el espacio de tensiones normal y tangencial.



Fuente: Criterios de Rotura y clasificación Geomecánica, etseccpb

Es un criterio experimental que está definido por la siguiente expresión:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(m. \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + s \right)^a$$

Donde:

- $\sigma_{1:}$ Es la tensión principal mayor en la rotura.
- $\sigma_{3:}$ Es la tensión principal menor aplicada a la muestra
- σ_c: Es la Resistencia a compresión simple de la roca.
- m: Parámetro relacionado con la naturaleza fraccionante del terreno.
- s,a: Son constantes que dependen de las propiedades de la roca y del grado de fracturamiento antes de ser sometida a los esfuerzos σ_1 y $\sigma_{3..}$

Los parámetros m, s y a del macizo rocoso han sido determinados mediante las siguientes expresiones:

$$m = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = 0{,}65 - \frac{GSI}{200}$$

Donde:

- mi: Es un parámetro dependiente de la litología de la roca Estos valores lo tomamos de los valores propuestos por Hoek al 1998.
- GSI: Valor sustituido del RMR (Hoek al 1998)

RMR: Índice de Bieniawski correspondiente al macizo rocoso.

D: Factor de perturbación.

En la Cuadro Nº 006 se muestran los valores del factor de alteración D, para las distintas situaciones del macizo.

Cuadro Nº 009: Guías para la estimación del factor de alteración del criterio de rotura de Hoek&Brown,

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor D sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel.	D=0
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo circundante. Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance. la alteración puede ser severa a menos que se coloquen una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la figura.	D=0 D=0.5 No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3m en el macizo rocoso circundante.	D=0.8

Fuente: Criterios de Rotura y clasificación Geomecánica, etseccpb

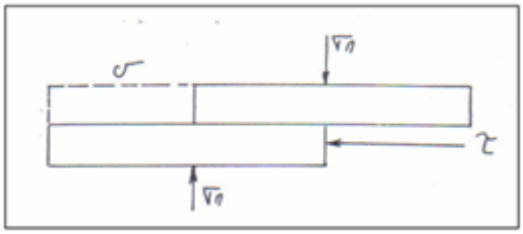
b. Propiedades Mecánicas de las Discontinuidades

- **Discontinuidades Planas**

  Estos tipos de discontinuidades ocurren en planos de estratificación, la junta esta cementada, lo que significa que es

necesario aplicar una fuerza de tracción para separar las dos mitades de dichos estratos.

Figura Nº 003, Resistencia al corte en resistencias Planas

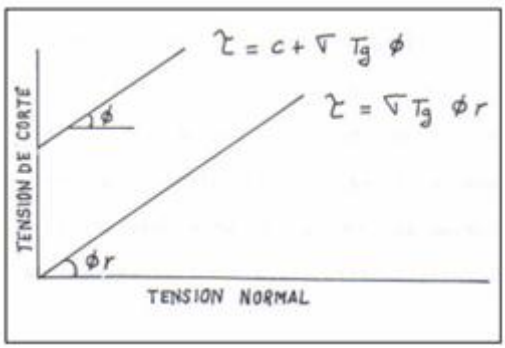


Estos están sometidos a una tensión normal σ_n y a una tensión de corte t necesario para producir un desplazamiento δ. La discontinuidad tiene una resistencia al esfuerzo cortante indicado por:

$$\tau = c + \sigma \tan \Phi$$

Donde c representa la resistencia al esfuerzo cortante del material que mantiene la junta o la fuerza de cohesión de la superficie.

Figura Nº 004, Gráfico de las resistencias al corte pico y residual Vs los esfuerzos normales.



Existe una relación lineal $\tau = c + \sigma \tan \Phi$ que representa la resistencia residual al corte en función de la tensión normal, esto significa que ha perdido totalmente la cohesión del material cementante.

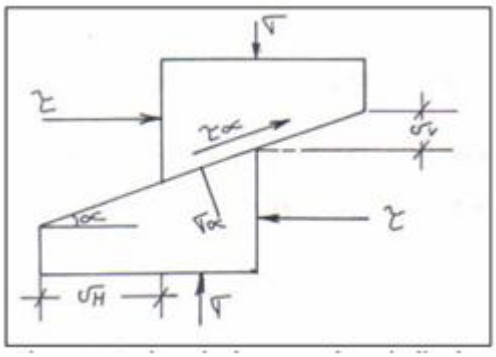
Φ es el Angulo de fricción y Φr es el Angulo de fricción residual.

El Angulo de fricción representa el factor de incremento de la tensión de corte por el frotamiento producido entre los labios de la discontinuidad al aumentar σ.

- **Resistencia Adicional en Planos Inclinados**

  Para explicar este caso dibujaremos una superficie de discontinuidad que hace un ángulo a con la horizontal.

Figura Nº 005, Resistencia al Corte en Planos Inclinados



Las tensiones σ y τ que actuaban sobre superficie de discontinuidad cuando esta era horizontal, se transforma en σ_α y τ_α, normal y paralela respectivamente a la superficie de discontinuidades relacionadas:

$$\tau_{\alpha,} = \tau \cos^2 \alpha - \sigma \text{sen}\alpha \cos\alpha$$

$$\sigma_{\alpha} = \sigma \cos^2 \alpha + \tau \text{sen}\alpha \cos\alpha$$

Cuando la cohesión es nula tenemos

$$\tau_{\alpha} = \sigma_{\alpha} \tan \Phi$$

Que se transforma en:

$$\tau = \sigma \tan (\Phi + \alpha)$$

- **Influencia del Agua Sobre las Discontinuidades Planas**

  La presencia del agua en las superficies de discontinuidades disminuye la resistencia al corte, debido que la tensión normal efectiva disminuye como consecuencia de la presión del agua. Siendo μ la presión del agua dentro de la discontinuidad, la tensión normal σ se transforma en σ-μ, por consiguiente:

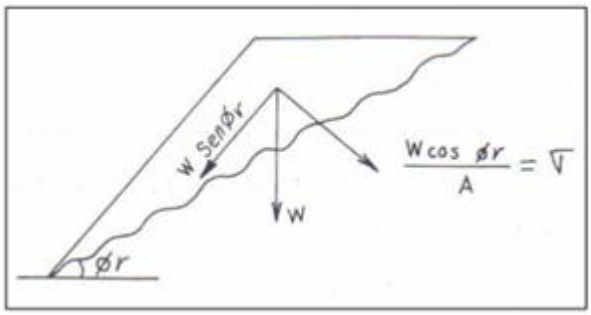
$$\tau = c + (\sigma - \mu) \tan \Phi$$

  El agua hace que cambien las características químicas de las superficies de la junta y por consiguiente los valores de fricción se modifiquen en el deslizamiento y el grado de desgaste varia en el mismo.

- **Discontinuidades Rugosas sin relleno**

  Para explicar estos casos recurriremos a la ecuación de Barton (Corte-Discontinuidades-Estructurales).

Figura Nº 006, Resistencia al Corte en Superficie Rugosa sin Relleno



$$\tau_{máx.} = \sigma \, Tan \, ((JRC \, Log \, (\sigma_c / \sigma) + \Phi r)$$

Donde:

- τmáx. Resistencia de pico al corte
- σ Tensión efectiva normal
- JRC Coeficiente de rugosidad de la discontinuidad
- σc Resistencia a compresión simple de los labios de la discontinuidad
- Φr Angulo residual de fricción.

En las juntas sin rellenar los labios de las discontinuidades están directamente en contacto Roca-Roca, los pequeños desplazamientos cortantes de las juntas causados por tensiones de cizallamiento dentro del macizo rocoso, a menudo se materializan en un contacto de las rugosidades de los labios de la discontinuidad, estos son típicos de las fallas y fracturas que forman un Angulo θ, en el rumbo, con fallas y fracturas longitudinales y transversales.

La rugosidad de una discontinuidad viene caracterizada por una ondulación; este es un factor importante, determinante de la resistencia al corte. La importancia de la rugosidad disminuye al aumentar la apertura y el espesor del relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad.

La apertura es la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad abierta, en la que el espacio que interviene tiene agua o aire.

- **Discontinuidades Rugosas con Relleno**

  El relleno de las juntas puede ser de un espesor tal que no exista contacto entre los labios de la discontinuidad, siendo la resistencia al corte la que proporciona el material de relleno, que en realidad es muy pequeña, en este caso la rugosidad de la junta no influye en la resistencia al corte; el espesor de relleno es un factor fundamental en la estabilidad del macizo rocoso. En algunas juntas rellenas puede haberse producido una mineralización que ocasionalmente aumenta la resistencia al corte.

c. Ensayos para Determinar las Propiedades Físicas y Mecánicas de las Rocas

En este punto se trataran los diferentes tipos de ensayo efectuados en laboratorio para determinar las propiedades mecánicas de las rocas.

- **Ensayo de Propiedades Físicas**

  Su objetivo es determinar los parámetros físicos: densidad, porosidad, absorción y peso específico aparente.

  El secado de la muestra se efectúa en un horno ventilado a una temperatura de 105 ºC a 110 ºC; para saturarla se sumerge en agua destilada; llevando un registro periódico de pesos, se obtiene ya sea el estado seco o saturado cuando la diferencia entre dos pesadas sucesivas no exceda de 0.01 grs., lo que se logra en aproximadamente 48 horas.

  Las propiedades físicas se determinan mediante las siguientes relaciones gravimétricas y volumétricas:

Densidad (gr /cm3) $$\gamma = \frac{Pseco}{Vol}$$

Porosidad aparente (%) $$P.A. = \frac{Psat - Pseco}{\gamma_w \times Vol} \times 100$$

Absorción (%) $$ABS. = \frac{Psat - Pseco}{Pseco} \times 100$$

Peso específico aparente (KN/m3) $$P.E.A. = \frac{Pseco}{Vol} \times 9.81$$

Donde:

Pseco	=	peso seco (gr)
Psat	=	peso saturado (gr)
Vol	=	volumen (cm3)

- **Ensayo de Compresión Simple o Uniaxial**

  Este ensayo permite determinar en el laboratorio la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a la compresión simple, σ_c. Es un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia.

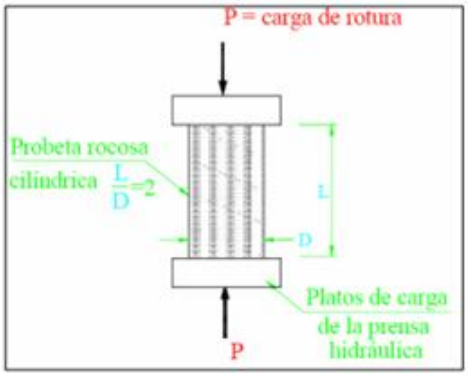
  En los ensayos de compresión simple, se pueden distinguir en dos aspectos que son el ensayo de compresión simple y el ensayo de constantes elásticas.

  i) Ensayo Propiamente de Compresión Simple

  Su objetivo es determinar la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.

  Para realizar el ensayo, hay que disponer de una prensa de capacidad adecuada que permita aplicar la carga sobre la probeta a velocidad constante hasta que se produzca la rotura en la misma, en un intervalo de tiempo entre 5 y 15 minutos; también la velocidad de carga puede establecerse entre los límites de 0.5 a 1 MPa / seg. (Ver anexo Nº 16 Foto Nº 008 equipo prensa hidráulica)

Figura Nº 007, Ensayo de Compresión Simple



La resistencia a compresión simple, se calcula de la siguiente manera:

$$\sigma_c = \frac{P}{S} = \frac{4P}{\pi D^2}$$

Donde:

- P = carga máxima a la que ha sido sometida la probeta durante el ensayo.
- S = área de la sección transversal de la probeta
- D = diámetro de la probeta

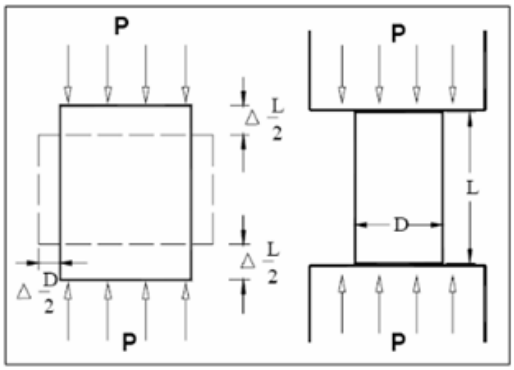
ii) Ensayo de Constantes elásticas

Su objetivo es determinar las características de deformabilidad de la roca intacta (módulo de deformación y relación de poisson).

Para realizar el ensayo, hay que disponer de una prensa de capacidad adecuada que permita aplicar la carga sobre la probeta a velocidad constante. (Ver Anexo Nº 16, Foto Nº 009 equipo prensa hidráulica y deformómetro).

A continuación se empieza a aplicar carga en forma escalonada y se toman lecturas de la deformación axial, hasta alcanzar la rotura.

Figura Nº 008, Ensayo de Constantes Elásticas



Las constantes elásticas se determinan por las siguientes formulas:

Deformación unitaria axial $\varepsilon_L = \Delta_L / L$

Deformación unitaria diametral $\varepsilon_D = \Delta_D / D$

Módulo Deformación $E = 50\% (\sigma_c / \varepsilon_L)$

Coeficiente de Poisson $\mu = \varepsilon_D / \varepsilon_L$

Donde:

L = longitud axial de la probeta

D = diámetro de la probeta

- **Ensayo de Compresión Triaxial**

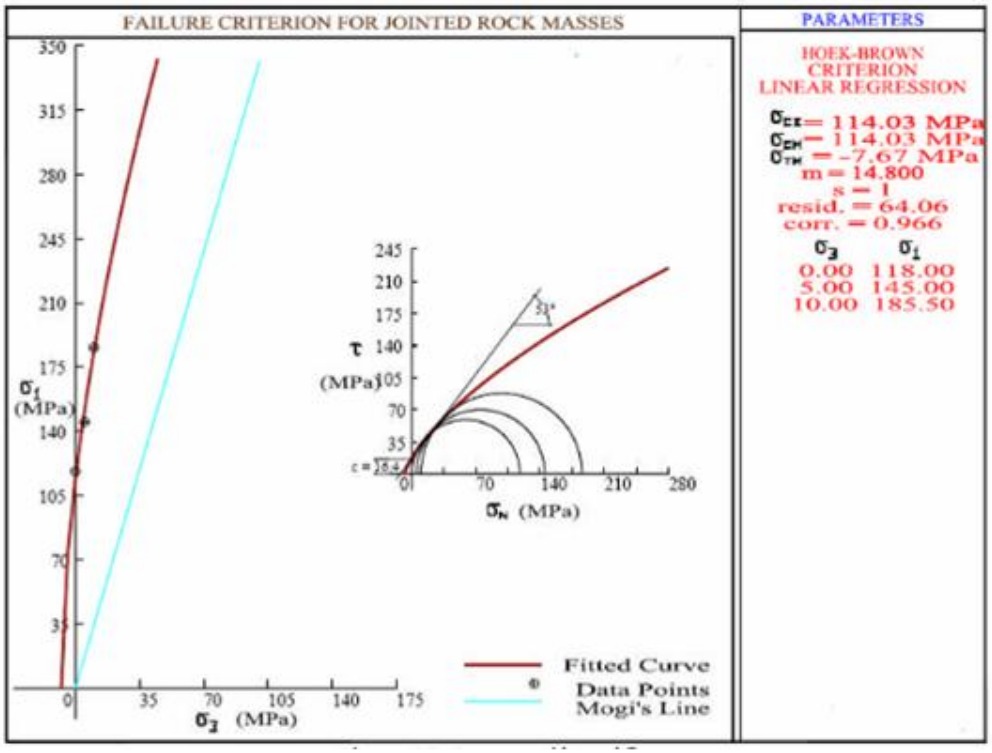
  Este ensayo representa las condiciones de las rocas in situ sometidas a esfuerzos confinantes, mediante la aplicación de presión hidráulica uniforme alrededor de la probeta.

  Permite determinar la envolvente o línea de resistencia del material rocoso ensayado a partir de la que se obtienen los valores de sus parámetros de resistencia al corte (cohesión y ángulo de fricción interna) y la constante "mi" de la roca intacta. (Ver Anexo Nº 16, Foto Nº 010 Equipo máquina de compresión triaxial).

  Para realizar este trabajo se requiere de una prensa de las mismas características que la utilizada en el ensayo de compresión simple. Una variante adicional de la prueba es la prueba sencilla uniaxial a la compresión donde $\sigma 2 = \sigma 3 = 0$; y al debilitamiento, $\sigma 1 = \sigma c$, la resistencia uniaxial de compresión de la roca. La muestra se somete a un esfuerzo axial $\sigma 1$ y a confinamiento radial que corresponde a $\sigma 2 = \sigma 3$, que es la presión hidráulica de la cámara.

  Los resultados se calculan haciendo uso de un programa, como se muestra en la figura siguiente.

Figura Nº 009, Criterio de Rotura del Macizo Rocoso

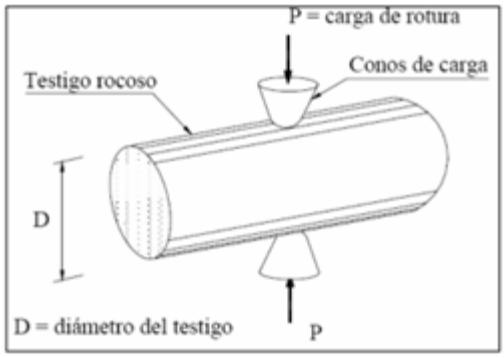


- **Ensayo de Carga Puntual**

  El ensayo de carga puntual se utiliza para determinar la resistencia a la compresión simple de fragmentos irregulares de roca, testigos cilíndricos de sondajes o bloques, a partir del índice de resistencia a la carga puntual (Is), (Ver Anexo Nº 16, Foto Nº 011 Equipo máquina de ensayo de carga puntual).

  En este ensayo se rompen trozos de testigo o rocas de forma irregular aplicando la carga entre dos piezas cónicas con puntas esféricas.

Figura Nº 010, Ensayo de Carga Puntual



El índice de resistencia a la carga puntual, se calcula de la siguiente manera:

$$I_S = P / D^2$$

Donde:

- IS = índice de resistencia de la carga puntual
- P = carga de rotura
- D = diámetro del testigo

Para testigos NX –54mm

$$\sigma_c = 24 x I_S$$

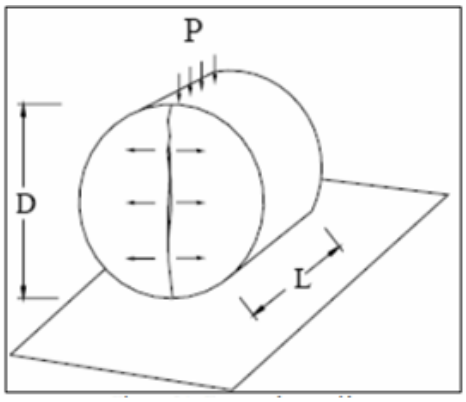
- **Ensayo de Tracción**

  Su objetivo es determinar en forma indirecta la resistencia a la tracción de la roca intacta (Ver Anexo Nº 16, Foto Nº 012 Equipo máquina de compresión).

  El ensayo que utilizado para determinar la resistencia a la tracción, es el ensayo de tracción brasileño que es apropiado para materiales frágiles. La probeta cilíndrica de roca se somete a compresión diametral teóricamente esta compresión genera una atracción uniaxial, que forma ángulo recto con el diámetro

sometido a compresión. El cilindro se romperá cuando la tensión de tracción alcance el valor de la resistencia a la tracción de la roca.

Figura Nº 011, Ensayo de Tracción



El índice de resistencia a la tracción, se calcula de la siguiente manera:

$$\sigma_t = 2P/\pi DL$$

Donde:

- σt = resistencia a la tracción
- P = carga aplicada
- D = diámetro de la probeta
- L = longitud axial de la probeta

2.1.3.4. Clasificaciones Geomecánicas

Al efectuar una excavación subterránea en un macizo rocoso se crean fenómenos que se conjugan determinando el grado de estabilidad de la excavación; por ejemplo, la influencia de las discontinuidades estructurales de la roca o de los grandes esfuerzos a que se someten

cuando se abre una excavación, exige al ingeniero tomar decisiones sobre las necesidades de sostenimiento o los sistemas de excavación más adecuados; empleando un tipo o sistema de clasificación en el que se pueda confrontar las experiencias propias por otros. Surge la necesidad de contar con un sistema patrón para la clasificación de la roca, por la cantidad de sistemas que se plantean.

a. Clasificación por el Índice de Calidad de Roca de Deere (RQD)

En 1964 Deere propuso un índice cuantitativo de la calidad de la roca, basado en las recuperaciones de núcleos con perforación diamantina, el sistema Rock Quality Designation (RQD).

Este índice de calidad de roca se ha usado en muchas partes y sea comprobado que es muy útil en la clasificación del macizo rocoso, para la selección de refuerzo en los túneles. (Bongiorno)

Para el primer caso se utiliza la siguiente formula.

$$RQD\ (\%) = [\Sigma\ (\text{longitud de núcleos} > 100\text{mm}) / (\text{largo del barreno})]$$

Para el segundo caso se utiliza la siguiente formula.

$$RQD = 115 - 3.3x\ Jv$$

Donde Jv es la suma del número de discontinuidades por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades, conocido como el conteo volumétrico de discontinuidades

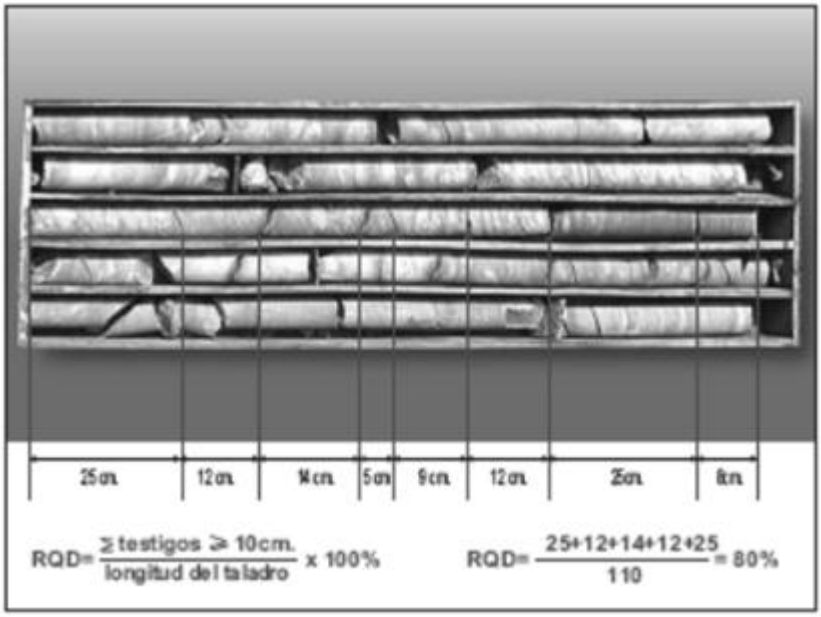
El valor obtenido en cualquiera de los casos es comparado con la siguiente tabla:

Tabla Nº 001, Índice de Calidad RQD

Índice de calidad R.Q.D (%)	***Calidad***
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

Figura Nº 12, Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo. Fotografía y montaje.



El RQD es un parámetro direccionalmente dependiente y su valor puede cambiar significativamente, dependiendo sobre todo de la orientación del taladro. El uso del conteo volumétrico de discontinuidades puede ser muy útil en la reducción de esta dependencia direccional.

El RQD pretende representar la calidad del macizo rocoso in situ. Cuando se utiliza la perforación diamantina, se debe tener mucho cuidado para garantizar que las fracturas causadas por el manipuleo

o el proceso de perforación sean identificadas e ignoradas cuando se determine el valor del RQD.

El RQD es utilizado ampliamente en las aplicaciones de la mecánica de rocas.

b. Clasificación de Barton, Lien y Lunde. (Índice Q)

Denominado también Índice de calidad tunelera del macizo rocoso, cuyos autores consideran esta clasificación tomando en cuenta el RQD. (Bongiorno)

Es un Índice de Calidad Tunelera (Q) para la determinación de las características de la masa rocosa y de los requerimientos de sostenimiento de los túneles, está definido por:

$$Q = \frac{R.Q.D}{Jn} \chi \frac{Jr}{Ja} \chi \frac{Jw}{SRF}$$

Donde:

- RQD es la Designación de la Calidad de la Roca.
- Jn es el número de sistemas de juntas
- Jr es el número de rugosidad de las juntas
- Ja es el número de alteración de las juntas
- Jw es el factor de reducción de agua en las juntas
- SRF es el factor de reducción de los esfuerzos

El valor de los parámetros Jr y Ja depende también de la presencia de relleno y del tamaño de las juntas.

El primer coeficiente R.Q.D/Jn, representa en la formula el tamaño de los bloques.

El segundo coeficiente Jr/Ja representa en la formula la resistencia al corte de los bloques.

El tercer y último coeficiente Jw/SRF representa en la formula el estado tensional del macizo rocoso.

Las Tablas usadas para la clasificación de Barton Son:

Tabla Nº 002, 1er Parámetro Cálculo de RQD

Descripción de la calidad del macizo rocoso	***R.Q.D (%)***	***Observaciones***
Muy mala	0-25	Para R.Q.D <10 se puede tomar R.Q.D =10 en la ecuación de Q.
Mala	25-50	
Regular	50-75	
Buena	75-90	
Excelente	90-100	

Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

Tabla Nº 003, 2do parámetro, Cálculo de la familia de diaclasas Jn (fisuras)

Descripción	*Jn*
Roca masiva	0.5-1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familia de diaclasas	4
Dos familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Tres familia de diaclasas	9
Tres familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familia de diaclasas, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 jun y en túneles 3jun	

Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

Tabla Nº 004, 3er parámetro, Rugosidad de las diaclasas Jr.

Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10cm	*Jr*
• Juntas discontinuas	4
• Juntas rugosas o irregular ondulada	3
• Suave ondulada	2
• Espejo de falla, ondulada	1.5
• Rugosa o irregular, plana	1.5
• Suave plana	1
• Espejo de falla, plano	0.5
No existe contacto entre las 2 caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente	*Jr*
• Zona de contenido de minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas	1
• Arenas, gravas o zona de fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre la dos caras de las diaclasas	1
Nota: si el espaciado de la familia de las diaclasas es mayor de 3m hay que aumentar el Jn en una unidad. Para diaclasas con espejo de falla provisto de lineaciones, si están orientadas favorablemente, se puede usar Jr = 0.5	

Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

Tabla Nº 005, 4to parámetro, Aguas en las diaclasas Jw

Descripción	*Jw*	*Presión del agua Kg/cm²*
Excavaciones secas o de influencia poco importante	1	<1
Fluencia o presión medias, ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas	0.66	1-2.5
Fluencia grande o presenta alta, considerable lavado de los rellenos de las diaclasas	0.33*	2.5-10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo	0.1-0.2*	>10
Fluencia o presión de aguas excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05-0.1*	>10
Los valores presentados con el signo* son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar Jw.		

Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

Tabla Nº 006, 5to parámetro, Meteorización de las diaclasas.

Descripción	*Ja*	$\theta°$
Contacto entre las 2 caras de las diaclasas		
Junta sellada dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas	0.75	25-30
Cara de la junta únicamente manchadas	1	25-30
Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	2	25-30
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible.	3	20-25
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita talco yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2mm.	4	8-16
Contacto entre las 2 caras de las diaclasa con < de 10cm desplazamiento lateral		
Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	4	25-30
Fuertemente sobre consolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos, los recubrimientos son continuos de menos de 5mm de espesor	6	16-24
Sobre consolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < de 5mm de espesor.	8	12-16
Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continúo de 5mm. El valor de Ja dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva	08-12	06-12
No existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando esta cizallada.		
Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla	06-08-12	6-24
Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas.	5	6-24
Granos arcillosos gruesos	13-20	6-24

Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

Tabla Nº 007, 6to parámetro, tensiones en las excavaciones S.R.F.

1.- zona débil que interceptan la excavación y pueden causar caídas de bloques		***S.R.F***
A. Varias zonas débiles contenido arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta al rededor		10
B. Solo una zona débil contenido arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación < 50m).		5
C. Solo una zona débil contenido arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación > 50m).		2.5
D. Varias zonas de fractura en roca competente libre de arcilla, roca suelta alrededor (cualquier profundidad).		7.5
E. Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (profundidad de excavación < 50m).		5
F. Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (profundidad de excavación < 50m).		2.5
G. Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturadas. Cualquier profundidad.		5
2.- rocas competentes con problemas tensionales en las rocas	σ_c / σ_1 σ_t / σ_1	***S.R.F***
H. Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200 >13	2.5
I. Tensiones medias.	200-10 13-0.33	1.0
J. Tensiones altas estructura muy compacta, favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10-5 0.66-0.33	0.5-2.0
K. Explosión de roca suave (roca masiva)	5-2.5 0.33-0.16	5-10
L. Explosión de roca fuerte (roca masiva)	<2.5 <0.16	10-30
3.- rocas fluyentes, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostática.		***S.R.F***
M. Presión de flujo suave		5-10
N. Presión de flujo intensa		10-20
4.- roca expansiva, actividad expansiva química dependiendo de la presencia del agua		***S.R.F***
O. Presión expansiva suave		5-10
P. Presión expansiva intensa		10-15
Observaciones: reducir los valores de SRF en unos 25 a 50% si las zonas de rotura solo influyen pero no interceptan a la excavación. En los casos que la profundidad de las claves del túnel sea inferior a la altura del mismo se sugiere aumentar el SRF de 2.5 a 5. Para campos de tensiones muy anisótropos cuando $5 <= \sigma_1 / \sigma_3 <= 10$, reducir el σ_c y σ_t a $0.8\sigma_c$ y $0.8\sigma_t$		

Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

Tabla Nº 008, Clasificación de Barton de los Macizos Rocosos, Índice de Calidad Q.

TIPO DE ROCA	VALOR DE Q
Excepcionalmente mala	$10^{-3} – 10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2} – 10^{-1}$
Muy mala	$10^{-1} – 1$
Mala	1-4
Media	4-10
Buena	10-40
Muy buena	40-100
Extremadamente buena	100-400
Excepcionalmente buena	400-1000

Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

Sugerencias para el uso de las tablas.

- Cuando no se disponen de sondeos, el RQD se estima a partir de los afloramientos, mediante el índice volumétrico de juntas Jv.
- En el parámetro Jn, puede estar afectado por la foliación, esquistosidad y laminaciones. Si las diaclasas paralelas están suficientemente desarrolladas, se contabilizan como diaclasas ocasionales.
- Se tomaran los valores de los parámetros Jr y Ja de la familia de las diaclasas o discontinuidades rellenas de arcilla más débil de la zona, pero hay que elegir en primer lugar las diaclasas de orientación desfavorable aunque no den el valor mínimo del cociente Jr/Ja.
- El valor de SRF se obtendrá en el apartado 1 de la tabla de clasificación de este parámetro, si el macizo rocoso tiene arcilla en las diaclasas.

- Las rocas anisótropas, la resistencia a la compresión simple de la roca, y la resistencia a la tracción, σc y σt, respectivamente se evalúan en la zona más desfavorable para la estabilidad de la estructura subterránea.

c. Clasificación de Bieniawski Sistema RMR

Este sistema de clasificación se ha desarrollado en base a otras clasificaciones existentes, la mayor limitación de esta clasificación está en su aplicación en rocas expansivas y fluyentes.

El parámetro que define la clasificación es el denominado índice RMR (ROCK MASS RATING), que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros:

Este sistema de clasificación se ha desarrollado en base a otras clasificaciones existentes, la mayor limitación de esta clasificación está en su aplicación en rocas expansivas y fluyentes.

El parámetro que define la clasificación es el denominado índice RMR (ROCK MASS RATING), que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión simple de la roca intacta, es decir de la parte de la roca que no presenta discontinuidades estructurales.
- R.Q.D, este parámetro se considera de gran interés, para seleccionar el revestimiento de los túneles.

- Espaciado de las diaclasas o discontinuidades, que es la distancia medida entre los planos de discontinuidad de cada familia.
- Naturaleza de las diaclasas el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:
    - Apertura de las caras de la discontinuidad.
    - Continuidad de las diaclasas o discontinuidad según su rumbo y buzamiento.
    - Rugosidad.
    - Dureza de las caras de la discontinuidad.
    - Relleno de las juntas.

- Presencia del agua, en un macizo rocoso diaclasado, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, la descripción utilizada para este criterio son: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.
- Orientación de las discontinuidades.

En la aplicación de este sistema de clasificación, la masa rocosa es dividida en un número de regiones estructurales y cada región es clasificada en forma separada.

Tabla Nº 009, Clasificación RMR

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES

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

B. AJUSTE DE LA VALORACION POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES (Ver F)

Parámetro		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valoraciones	Túneles y minas	0	- 2	- 5	- 10	- 12
	Cimentaciones	0	- 2	- 7	- 15	- 25
	Taludes	0	- 2	- 25	- 50	

C. CLASE DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES

Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Número de clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS

Número de clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15 m	1 año span 10 m	1 semana span 5 m	10 hrs span 2.5 m	30 minutos span 1 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Ángulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES

Longitud de discontinuidades (persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Valoración	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeram. rugosa	Lisa	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave > 5 mm
Valoración	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperiz.	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0

F. EFECTO DE LA ORIENTACION Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA

Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Avance con el buzam. Buzam. 45 - 90°	Avance con el buzam. Buzam. 20 - 45°	Buzamiento 45 - 90°	Buzamiento 20 - 45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Moderado
Avance contra el buzam. Buzam. 45 - 90°	Avance contra el buzam. Buzam. 20 - 45°	Buzamiento 0 - 20° , independiente del rumbo	
Moderado	Desfavorable	Moderado	

Fuente: Tesis Optimización de los costos operativos en la Unidad Cerro Chico, Luis Mendieta Britto

d. Índice de Resistencia Geológica (Geological Strength Index, GSI)

El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de las observaciones geológicas de campo. Las observaciones se basan en la apariencia del macizo a nivel de estructura y a nivel de condición de la superficie.

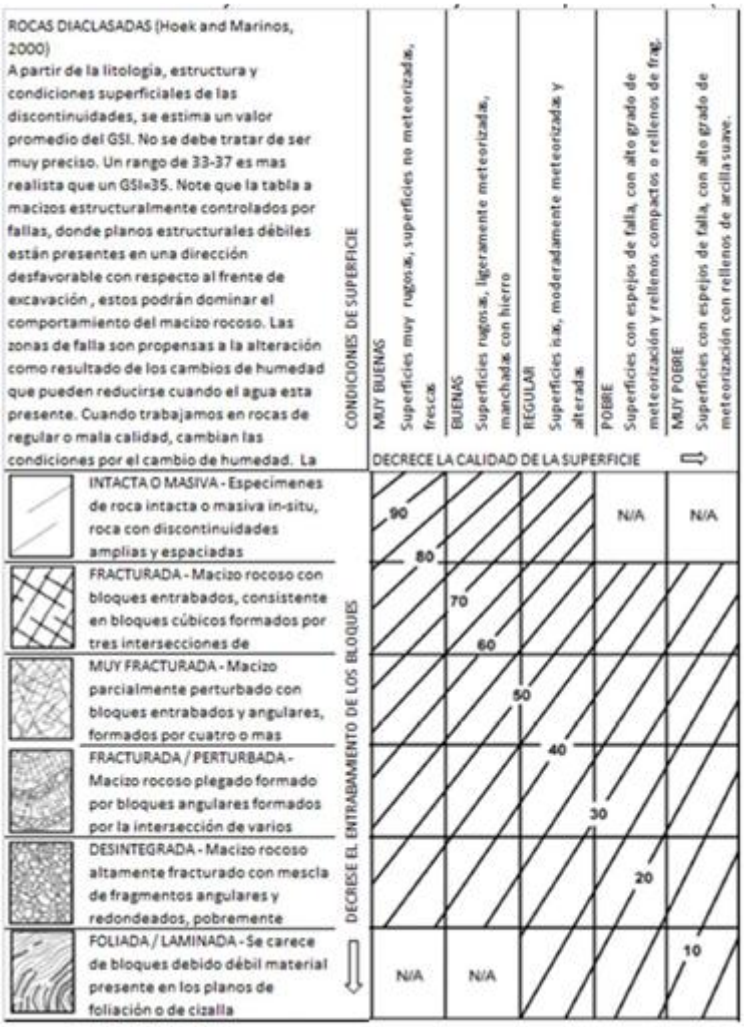
- A nivel de la estructura se tiene en cuenta el nivel de alteración que sufren las rocas, la unión que existe entre ellas, que viene dada por las formas y aristas que presentan, así como de su cohesión.
- Para las condiciones de superficie, se tiene en cuenta si está alterada, si ha sufrido erosión o qué tipo de textura presenta, y el tipo de recubrimiento existente.

Una vez realizadas las observaciones, se relaciona en la tabla 2 la situación que más se acerca a la realidad del macizo a estudio, obteniendo de esta forma, el valor del GSI.

Tal y como se observa en la Tabla 2 los valores del GSI varían desde 1 hasta 100. Los valores cercanos a 1 corresponden a las situaciones del macizo rocoso de mínima calidad, es decir con la superficie muy erosionada, con arcilla blanda en las juntas, y con una estructura poco resistente debido a las formas redondeadas, y a la gran cantidad de fragmentación que sufre el macizo. Por el contrario,

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

Tabla Nº 010, Tabla general a partir de las observaciones geológicas



Fuente: Universidad de los Andes, Dr. Francisco Bongiorno

2.1.3.5. Sostenimiento

En toda explotación minera, el sostenimiento de las labores es un trabajo adicional de alto costo que reduce la velocidad de avance y/o producción pero que a la vez es un proceso esencial para proteger de accidentes a personal y al equipo.

El sostenimiento en minería subterránea es muy importante, ya que por la naturaleza del trabajo toda labor que se hace en el interior de la mina se realiza en espacios vacíos, inestables producto de la rotura de la roca o mineral extraído; para lograr que se mantenga nuevamente estable la zona y en condiciones de trabajarla, la zona debe de redistribuir sus fuerzas, para ello es necesario apoyar inmediatamente con el refuerzo o el sostenimiento adecuado, considerando el tipo de rocas, fallas con relleno, fallas abiertas, etc.

a. Mapeo Geomecánico

El mapeo geomecánico consiste en la recolección de la data del macizo rocoso en el campo, la descripción gráfica de las condiciones in situ del macizo rocoso considerando las diaclasas, condiciones del ambiente y clasificando el tipo de macizo rocoso, haciendo uso de las herramientas geomecánicas: picota de geólogo, martillo schmidt, brújula y juego de colores.

Se actualizan en forma mensual y se basan en la tabla geomecánica.

Estos mapeos nos proporcionan la siguiente información:

- Definen el tiempo que la roca soporta sin sostenimiento (tiempo de auto soporte).

- Definen el tiempo que la labor debe estar abierta con sostenimiento.
- Definen las aberturas máximas.
- Definen el tipo de sostenimiento a instalar.
- Se ubica las áreas con problemas estructurales dentro del tajeo.

b. Aberturas Máximas Permisibles de las Excavaciones

Una forma para evaluar la estabilidad de la excavación subterránea es mediante el índice de roca relacionando con los valores determinado por Barton, se toma el valor de ESR = 4, correspondiente a aberturas mineras temporales y ESR = 1.6 correspondiente a aberturas mineras permanentes.

$$\text{Abertura máxima (m)} = 2 \times \text{ESR} \times Q^{0.4}$$

ESR está relacionada con el uso para el cual la excavación es efectuada y con el grado de seguridad demandado, como se muestra en el siguiente cuadro.

	CATEGORIA DE LA EXVACACION	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 -5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas, túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso	1.3
D	Casas de fuerza, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, intersecciones de portales	1.0
E	Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, facilidades deportivas y publicas, fábricas	0.8

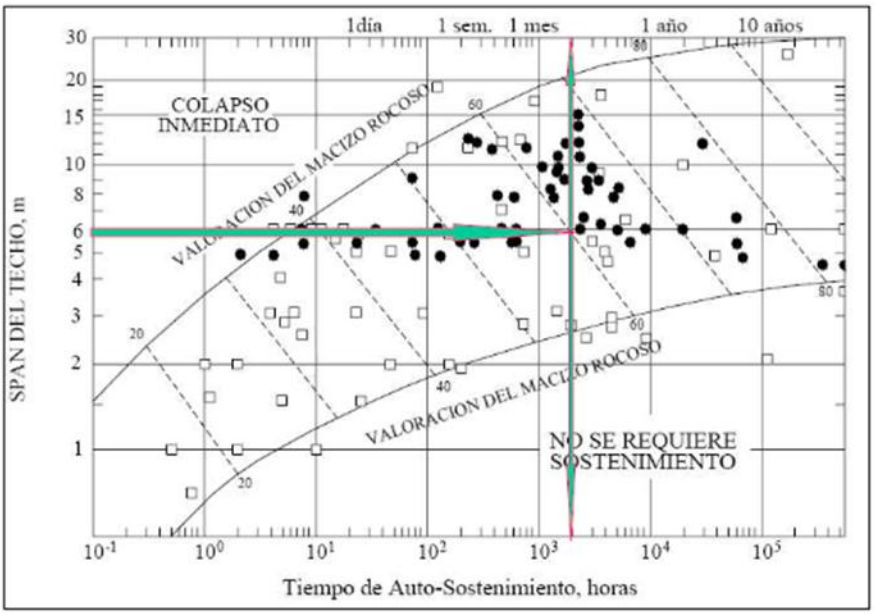
Valores de ESR de acuerdo a la categoría de la excavación

(Fuente: Curso de geomecánica aplicada al minado subterráneo-CIP)

c. Tiempo de Auto-Soporte de las Excavaciones

Es el tiempo en el cual la excavación se mantiene estable (no se aprecia defonnaciones del macizo rocoso). Depende de la calidad del macizo rocoso y la abertura de la excavación. Este se calcula aplicando la tabla de autosoporte versus abertura, propuesta por Bieniawski. Para su aplicación se necesita conocer el índice Q o RMR de la abertura de la labor.

Gráfico Nº 001, tabla para Calcular el Tiempo de auto-soporte



d. Tiempo de "auto-soporte vs. Calidad RMR_{89}" de la Masa Rocosa

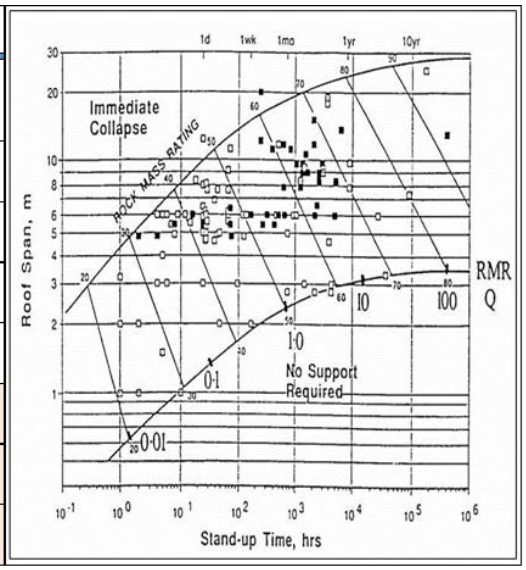
La masa rocosa en las áreas de interés (estructuras mineralizadas y su entorno físico), se caracterizan por la presencia de varios dominios geomecánicos (tabla 04), donde las dimensiones de las excavaciones para "Desarrollos, Preparación y Explotación", han sido establecidos sobre la base de criterios operacionales utilizando

las dimensiones de los equipos (Perforadoras, Camiones, Scooptram, etc.) y estándares de diseño promedio para aplicación de Minería Trackless. Si bien es cierto el dimensionamiento de accesos escapa a criterios técnicos porque se asocia a parámetros operacionales de los equipos y el desempeño de los mismos.

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

Gráfico Nº 002, "Aberturas máximas vs tiempo de auto-soporte" M.R. sin daño.

TIEMPO DE AUTOSOPORTE vs ABIERTO MÁXIMO - MINERA LINCUNA S.A.				
CÓDIGO	TIPO DE ROCA	RMR	ABIERTO MAXIMO SIN SOSTENIMIENTO LABOR PERMANENTE (M)	TIEMPO DE AUTOSOPORTE (DIAS)
	BUENA "A"	71-80	15.0	333
	BUENA "B"	61-70	8.0	104
	REGULAR "A"	51-60	4.0	42
	REGULAR "B"	41-50	2.4	8
	MALA "A"	31-40	1.3	Inmediato
	MALA "B"	21-30	0.7	Inmediato
	MUY MALA	<21	0.4	Inmediato



Fuente: Área de Geomecánica, Cia Minera Lincuna SA

Nota: “Los tiempos de auto-soporte y aberturas máximas” establecidas en esta cartilla para “Compañía Minera Lincuna” serán válidas sola y exclusivamente en labores donde se implemente practicas correctas de voladura (aplicación de las técnicas precorte y/o recorte), cuyos procedimientos deben ser firmados y validados por el departamento de Mina. Para esto Geomecanica y seguridad deberán establecer los umbrales (límites de PPVC) y carga operando por disparo (PF), el cual será contrastado en el reparto de guardia (reporte digital), geomecanica realizara el monitoreo aleatorio innopinado mediante uso del sismógrafo. El incumplimiento de los límites establecidos (PPVC,PF) automáticamente conlleva a degradar la calidad de roca, redefinir la abertura máximo, el tiempo de autosoporte y colocar el sostenimiento en una categoría inmediata inferior a lo establecido en el plano geomecanico y según especificaciones de la cartilla de sostenimiento. Es necesario acotar que por su naturaleza (discreta, discontinua y anisotropica) la masa rocosa al borde de las excavaciones formará una serie de bloques aleatorios y al margen de su calidad, siempre existe la probabilidad del desprendimiento de rocas por lo mismo que debe realizarse el IPERC antes y duarnte de la ejecución de trabajos de estas labores, para identificar y eliminar rocas sueltas según los procedimientos. “La voladura es un instrumento de corte… no un bombardeo de rocas… Dr. E. Hoek”

La voladura de rocas en esencia es el primer control geomecanico del terreno. (S.A)

Es necesario acotar que las “Aberturas máximas” y el “Tiempo de auto-soporte” no necesariamente cumplen los requisitos de aberturas propias del minado, referente a las labores de los desarrollos (Rampa: 4.0 m 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.

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; para estimar las “Aberturas y Tiempos de Autosoporte” basados en el criterio de daño al macizo rocoso deberán realizarse “auscultaciones e investigaciones del nivel de daño” que finalmente permitan estimar el factor de daño, ajustar el “RMR” y finalmente establecer “Aberturas máximas y Tiempos de Auto-soporte” considerando los efectos de la voladura.

e. Cartilla Geomecánica

Se usa para estimar el tipo de sostenimiento a usar en la mina Caridad, ya sea en tajeos o labores permanentes o temporales. Esta cartilla se realizó basada en la aplicación del índice de resistencia geológica (GSI).

Para la utilización de esta tabla se determina in situ lo siguiente:

- Parámetro de estructura, según la cantidad de fracturas por metro lineal definidas por el flexometro.

- Parámetro de condiciones, cuyos dominios se determinan con golpes de la picota en las paredes de la excavación, además de observar las formas de las fracturas y su relleno.

En base a las características geológicas, el arreglo estructural, la caracterización geomecánica, la estimación de los parámetros de resistencia a nivel de roca intacta, discontinuidades y masa rocosa, la evaluación de estado tensional, la condición de agua subterránea que presenta la masa rocosa que presenta Minera Lincuna y considerando la experiencia con resultados favorables en Minas con similares condiciones a las expuestas, se tiene que los TIPOS DE SOSTENIMIENTO A APLICARSE PARA EL CONTROL DEL TERRENO EN MINERA LINCUNA serán aquellos que se encuentran precisados en la "CARTILLA GEOMECÁNICA". Es necesario precisar que las dimensiones de las excavaciones sean de "accesos y/o labores de explotación", especificando las dimensiones de los elementos de sostenimiento, según sea el carácter temporal o permanente de las excavaciones.

El diseño del sostenimiento sea el caso de labores "permanentes y/o temporales", se muestran en la Cartilla geomecánica (Ver anexo Nº 17) y las especificaciones técnicas

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1. El Problema

3.1.1. Descripción de la Realidad

La realidad problemática surge en el análisis de los altos índices de inestabilidad de las labores mineras subterráneas, recomendar como obviar, eliminar y controlar dichas inestabilidades, con la aplicación de la geomecánica.

El sostenimiento especificado para labores mineras subterráneas permanentes y temporales no han tomado en cuenta la presencia de cuñas alrededor de las excavaciones, el análisis estructuralmente controlado ha indicado la formación de cuñas potencialmente inestables en la bóveda de las labores mineras, particularmente en masas rocosas de calidad regular y superiores siendo necesario este hecho para la definición del sostenimiento.

3.1.2. Planteamiento y Formulación del Problema

3.1.2.1. Problema Principal

¿Cómo aplicar la geomecánica en el diseño del sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017?.

3.1.2.2. Problemas Secundarios

- ¿La clasificación del macizo rocoso será determinante para el diseño de sostenimiento en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017?

- ¿Los procedimientos para el diseño o sistema de sostenimiento serán los adecuados para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad?

3.1.3. Objetivos

3.1.3.1. Objetivo General

Aplicar la geomecánica en el diseño del sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017.

3.1.3.2. Objetivos Específicos

- Clasificar el macizo rocoso para el diseño del sostenimiento en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017.

- Establecer los procedimientos para el diseño del elemento o sistema de sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad.

3.1.4. Justificación e Importancia de la Investigación

3.1.4.1. Justificación

En las labores mineras subterráneas, se requiere cuantificar los parámetros geomecanicos para el diseño del sostenimiento y a la vez se tendrá a disposición el sistema de información geomecánico (SIG) para diversas aplicaciones.

Beneficiará a la Mina caridad de la compañía minera Lincuna, para garantizar la estabilidad de sus labores mineras subterráneas.

3.1.4.2. Importancia

La importancia de la tesis es después de realizar este estudio de investigación, el factor humano estará totalmente seguro, ya que al diseñar el adecuado sostenimiento garantizamos la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad.

3.1.5. Limitaciones del Estudio

Para la realización del presente trabajo de investigación se presentaran diversas dificultades siendo uno de los principales la bibliografía técnica relacionada a la Compañía Minera Lincuna. S.A.

3.1.6. Alcances de la Investigación

El estudio comprende básicamente en determinar el sostenimiento para mejorar la estabilidad reduciendo accidentes e incidentes por caída o desprendimiento de rocas en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A.

La investigación pretende plasmar un aporte en relación al diseño del sostenimiento en la Mina Cariad de la Compañía Minera Lincuna S.A.

3.2. Hipótesis

3.2.1. Hipótesis General

La geomecánica aplicada al diseño del sostenimiento mejora la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017.

3.2.2. Hipótesis Específicos

- La clasificación del macizo rocoso determina el diseño del sostenimiento en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017.
- Los procedimientos para el diseño del elemento o sistema de sostenimiento mejora la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad.

3.2.3. Variables

3.2.3.1. Variable Independiente

Aplicación de la geomecánica.

3.2.3.2. Variable Dependiente

Diseño de sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad de la compañía Minera Lincuna S.A.

3.2.4. Diseño de la Investigación

3.2.4.1. Tipo de Investigación

El trabajo de investigación es de TIPO APLICADO, su principal objetivo se basa en resolver problemas prácticos, crear nueva tecnología a partir de los conocimientos adquiridos.

3.2.4.2. Nivel de Investigación

El nivel de Investigación del presente trabajo es DESCRIPTIVO, también conocida como la investigación estadística, consiste en llegar a conocer las situaciones a través de la descripción exacta de las actividades, objetos, procesos y personas.

3.2.4.3. Diseño de la Investigación

Es una investigación NO EXPERIMENTAL de método TRANSVERSAL, que recolecta datos de un solo momento y en un tiempo único. El propósito de este método es describir variables y analizar su incidencia e interrelación en un momento dado

3.2.4.4. Población y Muestra

- **Población**

  La población será representada por los diversos componentes estructurales del macizo rocos de las labores mineras de la Mina Caridad – Compañía Minera Lincuna SA, en etapa de Exploración, Desarrollo, Preparación y Explotación.

- **Muestra**

  La muestra poblacional está conformada por un subconjunto representativo de la población, en nuestro caso por los elementos o sistemas de sostenimiento aplicados a una Labor Horizontal en etapa de desarrollo.

3.2.4.5. Técnicas, Instrumentación de Recolección de Datos

Las técnicas de recolección de datos se definen como un conjunto de procedimientos y herramientas para recoger, validar y analizar la información necesaria que permita lograr los objetivos de la investigación. Es así que las técnicas para la recolección de datos son los siguientes:

a. Observación Directa

La observación directa es una técnica que consiste precisamente en observar el desarrollo del fenómeno que desea analizar, el investigador tiene la oportunidad de observar directamente y obtener información real que no alteren la evaluación,

b. Trabajo de Campo

El trabajo de campo no es otra cosa que la recopilación de datos, esta fase es uno de los puntos fundamentales de nuestro trabajo, los datos son la materia prima de la investigación y el trabajo de campo posibilita recopilar todos los datos e información que se requieren medir una variable, comprobar una hipótesis o resolver un problema.

En nuestro caso la toma de datos está dada por el levantamiento litológico estructural para caracterizar el macizo rocoso, los instrumentos necesarios utilizados son el esclerómetro, wincha, cinta métrica, brújula, etc.

c. Recopilación Documental y Bibliográfica

Esta técnica consiste en examinar los datos presentes en documentos ya existentes, como bases de datos, actas, informes, tesis, estudios, registros de ensayos, etc. son de gran ayuda y permiten conocer el antes, durante y después de la investigación.

Por lo tanto, lo más importante para este método es la habilidad para encontrar, seleccionar y analizar la información disponible.

d. Internet

No existe duda sobre las posibilidades que hoy ofrece el internet como una técnica de obtener información; es mas se ha convertido en uno de los principales medios para recabar información.

e. Análisis de Contenidos

Es una técnica que permite reducir y sistematizar cualquier tipo de investigación contenida en registros e información documentaria.

3.2.4.6. Forma de Tratamiento de Datos

El propósito del análisis de información o la interpretación de datos es resumir las observaciones llevadas a cabo de forma tal que proporcionen respuesta a las interrogantes de la investigación.

Para el análisis primero se lleva el registro de campo, en una base de datos, se ordena y se clasifica toda la información necesaria para ser el análisis respectivo del contenido. La información obtenida se organiza en cuadros, en cálculos numéricos y gráficos representativos.

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción de la Realidad y Procesamiento de Datos

El problema surge de tantos accidentes mortales e incidentes que ocurre en una minería subterránea por desprendimiento y caída de rocas, y sin duda es una actividad de más alto riesgo que el hombre realiza. Según las estadísticas aproximadamente el 20% de estas fatalidades ocurren por el desprendimiento de rocas, si le añadimos el 10% de accidentes originados por derrumbes, deslizamientos, soplado de mineral o escombros, es la segunda causa de muerte en minería subterránea por la inestabilidad de las rocas.

La Mina Caridad de la empresa Minera Lincuna SA, viene realizando labores de exploración, desarrollo y explotación con el método de minado Corte y Relleno Ascendente y no es ajeno a ello, hoy en día la Geomecánica juega un papel muy importante en la industria minera, en lo que es la estabilidad de la masa rocosa, esto por

las aberturas que existen en las minas como consecuencia de las operaciones mineras que genera condiciones sub-estándares en toda las labores, estas provocan que sean inestables, por ello es importante la evaluación de las características geomecánicas y operativas para diseñar una labor minera estable y garantizar la seguridad de la misma.

La Geomecánica es una herramienta muy valiosa que permite entre otras cosas: establecer dimensiones adecuadas de las labores mineras, establecer la dirección general de avance del minado a través del cuerpo mineralizado, especificar el sostenimiento adecuado, asegurar el rendimiento adecuado de la masa rocosa involucrada con las operaciones, etc

Es importante que los profesionales encargados de recomendar los procedimientos de instalación de los elementos o sistemas de sostenimiento, cuenten con el conocimiento de la relación que existe entre la caracterización del macizo rocoso y la operatividad de la zona inestable, para la selección adecuada de la alternativa de sostenimiento se debe conocer su comportamiento mecánico de la roca, para así tener un parámetro geomecánico importante, tener mayor seguridad, productividad y costos para la compañía minera. Para ello deberemos cuantificar las características geomecánicas para obtener datos y modelar la labor minera subterránea en la mina caridad.

Las causas que originan la inestabilidad de la labor minera son aquellas ejecutadas en el rumbo de un falla, mayor tiempo de exposición y una mala selección del tipo de sostenimiento a usarse, es así que el presente trabajo de investigación ayuda a evaluar a detalle el macizo rocoso y empleando adecuadamente el tipo de sostenimiento.

4.1.1. Descripción y Clasificación del Macizo Rocoso de la Mina Caridad.

a. Caracterización de la Masa Rocosa

Para la caracterización de la masa rocosa se registraron datos principalmente a partir del mapeo geomecánico de campo, este se llevó a cabo utilizando el "método de mapeo por Estación o Celdas". Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en nueve estaciones de medición (En), representado por un tramo de extensión variable de la excavación.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registros, los cuales están adecuadas a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), Ver anexo Nº 18, Data del mapeo geomecánico por celda. Estos parámetros fueron:

- Tipo de roca.
- Tipo de sistema de discontinuidad.
- Orientación.
- Espaciado.
- Persistencia.
- Apertura.
- Rugosidad.
- Tipo de relleno.
- Espesor de relleno.
- Intemperización.
- Presencia de agua.
- Resistencia de la roca.
- Frecuencia de fracturamiento.

b. Distribución de Discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiarial, utilizando la versión avanzada del programa de computo DIPS versión 6.0 (2012), Rocscience, elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

En el anexo Nº 19, se presentan los resultados de la distribución de discontinuidades.

Del análisis de los resultados obtenidos se señala lo siguiente:

- En la zona de la Galería 4350 SW, se tienen claramente definidos tres sistemas estructurales principales y uno secundario que afectan a la zona, la Primera con orientación NE - SW teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIP DIRECCION) de 81/316. Este es un sistema principal, la segunda con orientación NW – SE con DIP/DIP DIRECCION de 77/218. Sistema principal, la tercera con orientación NE – SW con DIP/DIP DIRECCION de 54/109. Sistema principal, la cuarta con orientación NW – SE con DIP/DIP DIRECCION de 75/81. Sistema secundario.
- La distribución de las discontinuidades a nivel compósito en la Galería 4350 SW, revela que en toda la zona de evaluación se presenta tres arreglos estructurales principales y uno secundario, donde se dan cuatro sistemas típicos de discontinuidad:

Tabla Nº 011, Sistemas Principales de Estructuras

SET	DIP	DIP DIR
S1	81	316
S2	77	218
S3	54	109
S4	75	81

Fuente: Elaboración Propia

c. Aspectos Estructurales

Las características estructurales se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geotécnico, la que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ.

En cuanto a las estructuras mayores, en general conformadas por las diaclasas, estas tienen las siguientes características estructurales:

- **Caja Techo**
  - Persistencias de 1-3m.
  - Espaciamientos de 0.2 a 0.6m.
  - Aperturas <0.1mm a 0.1 -1.0mm.
  - Superficies rugosas a ligeramente rugosas.
  - Relleno duro < 5mm a > 5mm.
  - Superficies moderadamente intemperizadas.
  - Condiciones de agua: Mojado - Goteo.

- **Caja Piso**
  - Persistencias de 1-3m.
  - Espaciamientos de 0.2 a 0.6m, 0.06-0.2m.
  - Aperturas <0.1mm a 0.1-1.0mm.
  - Superficies rugosas a ligeramente rugosas.
  - Relleno duro < 5mm a > 5mm.
  - Superficies ligeramente a moderadamente intemperizadas.
  - Condiciones de agua: Mojado - Goteo.

- **Mineral**
  - Persistencias de 1-3m.
  - Espaciamientos de 0.2 a 0.6m, 0.06 a 0.2m.
  - Aperturas 0.1-1.0mm.
  - Superficies rugosas y ligeramente rugosas.
  - Relleno duro < 5mm, relleno duro > 5mm, suave < 5mm.
  - Superficies moderadamente intemperizadas a muy intemperizadas.
  - Condiciones de agua: Mojado - Goteo.

d. Clasificación de la Masa Rocosa

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa, se utilizó la información desarrollada precedentemente, clasificando a la masa rocosa involucrada en las diferentes celdas de detalle del mapeo geotécnico mediante la utilización de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR: Valoración del macizo rocoso 1989).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante. Los valores de índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest&Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

En el anexo Nº 18 y cuadro Nº 010 se presenta la clasificación geomecánica de la masa rocosa del área de evaluación.

Tomando como referencia los valores de RMR de Bieniawski (1989), podemos señalar que la calidad de la masa rocosa es: Regular (Clase III-A; III-B, RMR 51 – 60; 41 – 50), Pobre: (Clase IV – A, RMR 31 – 40).

Cuadro Nº 010, Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso

Nº Estación	**Ubicación**	**Tipo Litología**	**RMR**	**Califdad de Roca según RMR**
En 1	Caja Techo	Intrusivo alterado	53	Regular
En 2	Caja Techo	Intrusivo alterado	55	Regular
En 3	Caja Techo	Intrusivo alterado	47	Regular
En 1	Caja Piso	Intrusivo alterado	53	Regular
En 2	Caja Piso	Intrusivo alterado	51	Regular
En 3	Caja Piso	Intrusivo alterado	46	Regular
En 1	Zona Mineralizada	Mineral	40	Mala
En 2	Zona Mineralizada	Mineral	40	Mala
En 3	Zona Mineralizada	Mineral	33	Mala

Fuente: Elaboración Propia

Esta información es tomada como parámetro de primera importancia para el establecimiento de la zonificación geomecánica de esta zona de evaluación.

e. Zonificación Geomecánica de la Masa Rocosa

En el Cuadro Nº 011, se presenta la delimitación de los dominios geomecánicos.

Cuadro Nº 011, Dominios Geomecánicos

De	Ubicación	Litología	Rango RMR	Calidad de Roca
1	Caja Techo	Intrusivo Alterado	53	Regular
2	Caja Techo	Intrusivo Alterado	47	Regular
3	Caja Piso	Intrusivo Alterado	52	Regular
4	Caja Piso	Intrusivo Alterado	46	Regular
5	Zona Mineralizada	Mineral	37	Pobre

Fuente: Elaboración Propia

f. Resistencia de la Roca.

Resistencia de la Roca Intacta, En relación a la resistencia de la roca intacta, uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la roca intacta, es la resistencia compresiva uniaxial (σc).

Los valores de σc fueron obtenidos mediante los siguientes procedimientos:

- Ensayos in-situ con martillo de geólogo.
- Ensayos de Laboratorio

La resistencia compresiva uniaxial ha sido determinada en cada estación de mapeo geotécnico. Esta información se encuentra consignada en los formatos de mapeo geotécnico (Ver anexo Nº 020, Plano Geomecánico y Anexo Nº

021, Ensayos de laboratorio) hallado valores promedio de la resistencia compresiva siendo los resultados los siguientes:

Cuadro Nº 012, Resistencia Compresiva Uniaxial de la Roca Intacta

Roca	Resistencia Compresiva Uniaxial (Mpa)	
	Rango	Promedio
Intrusivo Alterado - Caja Piso	100-250	131
Intrusivo Alterado - Caja Techo	100-250	135
Mineral	50-100	73*

*Como diseño para el modelamiento numérico se tomaron valores inferiores.

g. Condiciones de Agua Subterránea

La presencia del agua en la masa rocosa de las excavaciones subterráneas tiene un efecto adverso en las condiciones de estabilidad de las mismas. El principal efecto de la presencia del agua en la masa rocosa es la presión que ejerce en las discontinuidades estructurales disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad de las labores subterráneas.

Se ha observado en la Galería 4350 SW, la presencia del agua que corresponde a condiciones "mojadas-Goteo", lo cual se debe a que el área de evaluación se ubica cercana a estructuras geológicas.

Las características de presencia del agua en el presente estudio han sido consideradas en la valoración de la calidad de la masa rocosa, con lo cual se han realizado todos los cálculos de diseño.

h. Esfuerzos In-situ

Para realizar la estimación de los esfuerzos presentes en la zona de estudio, se partió de que el esfuerzo in-situ vertical es del orden de 6.04 a 13.22 MPa para una profundidad 447.322 m. El valor de K (relación del esfuerzo horizontal con el esfuerzo vertical) considerado es alrededor de 2.19.

- **Unidades Geomecánicas 1.**

  Corresponde a la caja piso y caja techo representa el 50% del macizo rocoso (Intrusivo alterado) con un grado de fracturamiento de RQD de 50-75%, su resistencia a la compresión uniaxial promedia es de 131 MPa y presenta contenido de mojado-goteo. De acuerdo a los antecedentes descritos, la calidad del macizo rocoso presente en esta unidad, es de "Regular A" con un rango de RMR entre 51-60 (según RMR de Bieniawski).

- **Unidad Geomecánica 2.**

  Corresponde a la caja piso y caja techo representa el 20% del macizo rocoso (Intrusivo alterado) con un grado de fracturamiento de RQD de 25-50%, su resistencia a la compresión uniaxial promedia es de 131 MPa y presenta contenido de mojado-goteo. De acuerdo a los antecedentes descritos, la calidad del macizo rocoso presente en esta unidad, es de "Regular B" con un rango de RMR entre 41-50 (según RMR de Bieniawski).

- **Unidad Geomecánica 3.**

  Corresponde a la zona mineralizada y representa el 30% del macizo rocoso (Mineral), con un grado de fracturamiento de RQD de 25-50%, su resistencia a la compresión uniaxial promedia es de 73 MPa, y presenta contenido de mojado-goteo. De acuerdo a los antecedentes descritos, la calidad del macizo rocoso presente en esta unidad, es de "Mala A" con un rango de RMR entre 31-40 (según RMR de Bieniawski).

4.2. Análisis e Interpretación de la Información (Contrastación de Hipótesis).

4.2.1. Metodología de Análisis

a. Análisis de Esfuerzos y Deformaciones por el Método de Elementos Finitos (FEM)

Mediante el uso del software Phase2 v 8.0 de la empresa Rocscience analizamos el comportamiento de los esfuerzos y deformaciones presentes en el proyecto. Como data de entrada se ha utilizado la información mostrada en los ítems anteriores. Los resultados de dicha simulación se muestran en el Anexo Nº 22.

Asimismo para estimar los parámetros de la masa rocosa se utilizó el software RocData v 3.0 de la misma firma. Los resultados de dicha simulación se muestran en el Anexo Nº 23.

b. Estabilidad Estructuralmente Controlada

Para analizar la estabilidad según este criterio, se ha utilizado el programa UNWEDGE de la empresa Rocscience Inc. V.3.004 (2004) para analizar la formación de cuñas y la estabilidad de las mismas. Según este análisis se observan la formación de cuñas inestables generalmente en el techo de la excavación, por lo que se requiere el uso obligatorio de sostenimiento. (Ver Anexo Nº 24).

Los resultados del análisis indican la formación de cuñas en el techo, los cuales se encuentra con un Factor de Seguridad (F.S) de 0.00. Para controlar la estabilidad de estas cuñas menores se requiere el uso de pernos ubicados de manera sistemática espaciados a 1,20m y longitud de 2.10m.

4.2.2. Sostenimiento de las Excavaciones

Se realizó el análisis que permita determinar el tipo de sostenimiento a emplearse, esto con el objetivo de contener bloques y material alterado propios del macizo rocoso.

Para definir los sistemas de sostenimiento, se consideró la estimación mediante metodologías empíricas de Grimstad and Barton (2015), que relaciona la calidad del macizo rocoso expresado por el valor de Q de Barton y/o RMR de Bieniawski y la luz de la excavación (S) ajustada por un factor de seguridad según el tipo de excavación (ESR, Excavation Support Ratio). En el plano geomecánico elaborado para el proyecto, se determinaron los rangos de valores de $RMR_{B.}$ De manera que en la estimación de sostenimiento, se considera como labores temporales, su valor para el parámetro ESR igual a 3. En el cuadro Nº 013 se

presenta las dimensiones de luz máxima de diseño, así como también la razón S/ESR.

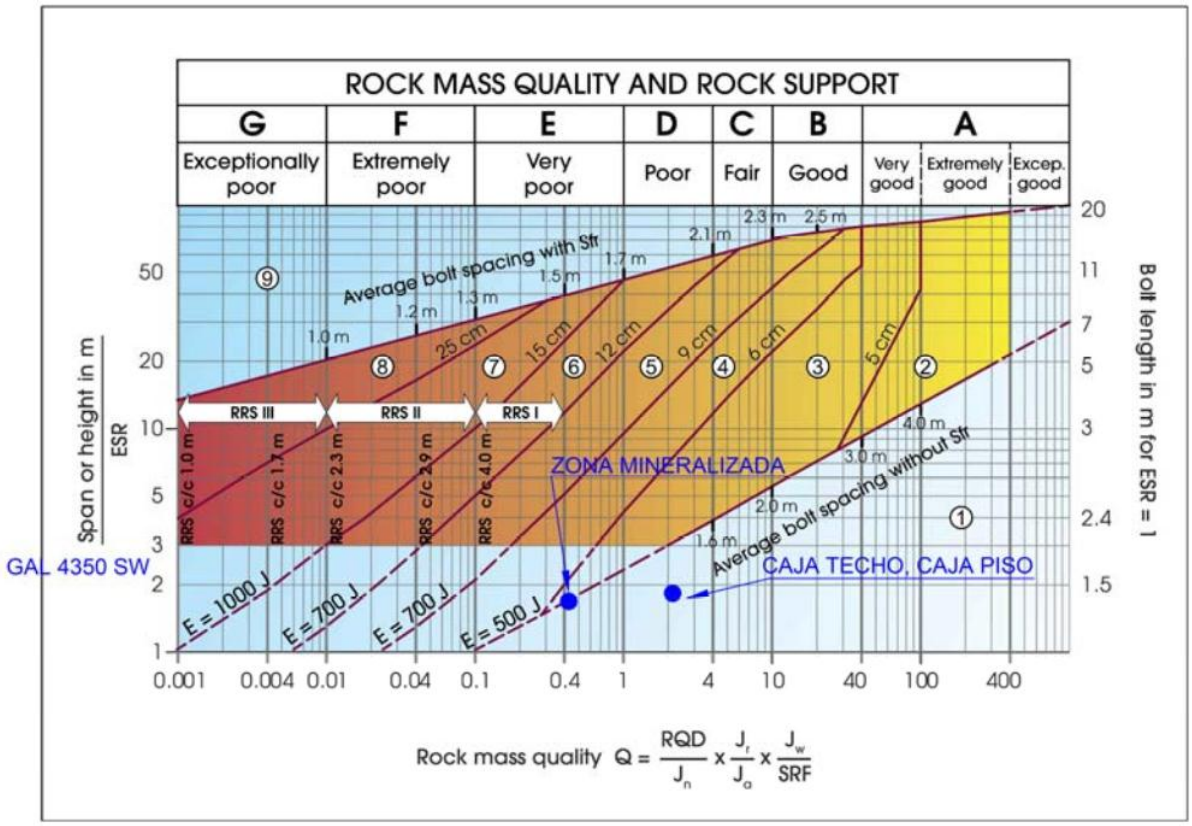
Cuadro Nº 013, Dimensiones de Diseño

Labor	Luz Máxima (m)	ESR	Luz/ESR
Gl 4350 SW Hastiales (Caja Piso, Caja Techo)	2.4	3	0.8
Gl 4350 SW Corona (Zona Mineralizada)	2	3	0.67

Fuente: Elaboración Propia

La Figura Nº 013 muestra la gráfica de Grimstad and Barton (2015), a partir del cual se define los requerimientos de sostenimiento.

Figura Nº 013, Sistemas de Sostenimiento Según Tabla Geomecánica



A partir del tipo de labor, calidad de macizo rocoso (Distintas UG), se define el tipo de sostenimiento a emplearse, de acuerdo a los estándares establecidos en Tabla Geomecánica.

De lo anteriormente analizado el sostenimiento recomendado por el Grafico y la cartilla geomecánica RMR se recomienda lo siguiente:

- Para RMR 51-60: Sostenimiento con pernos de fricción espaciados a 1.5m x 1.5m en forma de rombo.
- Para RMR 41-50: Sostenimiento con pernos expansivos espaciados a 1.5m x 1.5m en forma de rombo más shotcrete de 1" y/o malla electrosoldada.
- Para RMR 31-40: Sostenimiento con shotcrete de 1.5" más pernos expansivos espaciados a 1.25mx1.25m en forma de rombo.

Para una mejor disposición del sostenimiento y por ser una explotación de vetas de potencias irregulares (2m a 0.5m), se recomienda lo siguiente:

- Con RMR de 51-60 y 41-50 (en corona y Hastiales): Realizar el sostenimiento con pernos de fricción espaciados a 1.2mx1.2m en forma de rombo más malla electrosoldada
- Con RMR de 40 (corona) y 51-60 a 41-50 (hastiales): Realizar el sostenimiento con pernos expansivos espaciados a 1.2mx1.2m mas malla electrosoldada, esto en la corona y el sostenimiento con pernos de fricción espaciados a 1.2mx1.2m en forma de rombo más malla electrosoldada, esto en hastiales

- Con RMR menor a 40 (corona) y 51-60 a 41-50 (hastiales): Realizar el sostenimiento con shotcrete de 2” más pernos hydrabolt espaciados a 1.25mx1.25m y el sostenimiento con pernos de fricción espaciados a 1.2mx1.2m en forma de rombo más malla electrosoldada, esto en hastiales

Si bien, los estándares nos entregan una buena referencia de sostenimiento, deben ser usadas sólo como guía, puesto que el diseño de sostenimiento siempre debe estar sujeto a las condiciones locales de la excavación, por lo anterior, es fundamental realizar un estricto seguimiento y control geomecánico mediante mapeo y proyección estructural a medida que se desarrolla las labores.

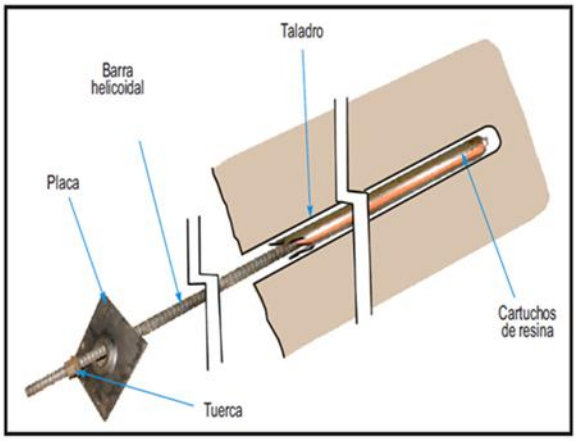
4.2.3 Elementos de Sostenimiento

a. Pernos Helicoidales con Cartuchos de Cemento y Resina

Las Barras Helicoidales son pernos de adhesión, que trabajan sin tensionar sino por adherencia a las paredes del taladro. En la Mina Caridad se usa los pernos helicoidales como principal elemento para sostener labores permanentes. Se puede instalar con cemento embolsado o con resina.

Los pernos helicoidales generalmente son de 22 mm de diámetro, con longitudes variables (de 5’ a 12’). La capacidad de anclaje de las barras helicoidales supera las 18 TM.

Figura Nº 014, Perno Helicoidal



Capacidad de Resistencia de los Pernos Helicoidales

La capacidad resistente de los pernos depende de la calidad del acero empleado y de su diámetro. Para los pernos Helicoidales está adecuado a las especificaciones de los requisitos de propiedades mecánicas ASTM A615, grado 60, con resistencia a la tracción mínima de 6320 Kg/cm2. Por lo que se refiere al diámetro que se utiliza de 3/4" (φ 19 mm)

Especificaciones Técnicas de los Pernos

- Tipo de Perno : Barra Helicoidal
- Longitud de los Pernos : 08 pies
- Diámetro del Perno : 19 mm (3/4")
- Límite de Fluencia (fy) : 4,280 kg/cm^2 mínimo
- Resistencia a la Tracción (R) : 6,320 Kg/cm^2 mínimo

La capacidad de soporte, sea con cemento o resina se determina con la siguiente ecuación:

$$P = Rc \times S = \tau \times U \times L$$

$$S = \pi \times d2/4$$

$$U = \pi \times d$$

$$T = 0.25 \times Rc \times d/L$$

Donde:

P = Capacidad de apoyo del perno (Kg)

Rc = Resistencia a la tracción mínima del perno = 6320 Kg/cm2

S = Área del perno

d = Diámetro del perno (cm)

τ = Adherencia entre el perno y el cemento (Kg/cm2)

U = Circunferencia del perno (cm)

L = Longitud del perno (cm)

a. Cálculo de soporte con Perno Helicoidal cementado y/o resina cuyo φ = 3/4" (d = 1.9 cm, r = 0.95 cm, L = 225 cm)

$\tau = 0.25 \times Rc \times d/L = 0.25\ (6330\ Kg/cm^2)(1.9cm)/(225cm)$

$\tau = 13.36\ Kg/cm^2 = 1.31\ MPa$

$S = \pi \times r^2 = 3.1415(0.95\ cm)^2 = 2.835\ cm^2$

$U = \pi \times d = 3.1415(1.9\ cm) = 5.97\ cm$

$P = \tau \times U \times L = (13.36\ Kg/cm2)(5.97\ cm)(225\ cm) = 17{,}945\ Kg$

P = 17.95 TN (175.5 KN)

Capacidad de los Pernos 3/4" = 18 TN (176 KN)

Condición Estructural de la Roca

Las cuñas o bloques son formados por la intersección de planos estructurales, así como: Planos de estratificación y por sistemas de discontinuidades, los cuales separan a la masa rocosa en piezas. Para calcular los parámetros geométricos de un bloque suspendido, se efectúa por:

Método de Suspensión de Estratos: Para el soporte de una zona potencialmente inestable en terreno estratificado laminar, el anclaje deberá colocarse por encima de la zona inestable. Si se asume que el peso de la roca de la zona inestable (estrato suspendido) es soportado completamente por la fuerza desarrollada por los pernos, entonces:

$$T = y \times h \times S$$

Donde, T = Peso del bloque muerto

y = Peso unitario de la roca (2.7 Tn/m3)

h = Potencia de la zona inestable (1.5 m)

S = Espaciamiento entre pernos de dirección longitudinal y transversal (1.5 m x1.5 m).

Entonces, tenemos:

T = 2.7 Tn/m3 x 1.5 m x 1.5 m x 1.5 m = 9.11 TN = Peso de un Bloque Suspendido

El Factor de Seguridad “FS”, se calcula de la siguiente manera:

$$FS = P/T$$

Donde, P = Capacidad de apoyo del perno

T = Peso del bloque muerto

FS = factor de seguridad

Entonces, tenemos:

Perno de L = 2.25 m, φ = 3/4” con capacidad de apoyo 17.95 TN.

FS = 17.9 TN / 9.11 TN = 1.96

Pruebas de Arranque (pull test)

El Pull test se utiliza para realizar pruebas de arranque de los pernos instalados en el macizo rocoso y permitiendo determinar la capacidad de carga de los pernos, dicha capacidad está determinada por la longitud del perno, diámetro de perforación, calidad de la roca y tiempo de instalación. Como parte del proceso de pruebas de los elementos de sostenimiento se realizó trabajos de instalación y pruebas de campo (Pull Test) a 05 pernos helicoidales de 8 pies de longitud, instalados en tipo de roca tipo Regular IIIA (RMR de 51 a 60).

Tabla Nº 012, Cargas de Ensayos a los pernos helicoidales de 8 pies

FECHA DE LA PRUEBA	ELEMENTO N°	CARGA APLICADA [Ton]	LONG [pies]	NIV DE PRUEBA	DIAM. DE PERNO (mm)	DIAMETRO DE BROCA RECOMENDADO [mm]	DIAMETRO DE BROCA UTILIZADO (mm)	PROV.	CONDICIÓN POST TRACCIÓN
08/01/2018	Perno Helicoidal P- 1	16	8	Pull Test	19	36		Aceros Arequipa	cedió
08/01/2018	Perno Helicoidal P- 2	18	8	Pull Test	19	36		Aceros Arequipa	cedió
08/01/2018	Perno Helicoidal P- 3	13	8	Pull Test	19	36		Aceros Arequipa	cedió
08/01/2018	Perno Helicoidal P- 4	18	8	Pull Test	19	36		Aceros Arequipa	cedió
08/01/2018	Perno Helicoidal P-5	18	8	Pull Test	19	36		Aceros Arequipa	cedió

Tabla Nº 013, Desplazamiento y Carga en Pernos helicoidales de 8 pies

DESPLAZAMIENTO (mm)						
FECHA DE LA PRUEBA	TON	P. H. Nº 1	P. H. Nº 2	P. H. Nº 3	P. H. Nº 4	P. H. Nº 5
08/01/2018	0	9.34	11.56	11.36	11.02	12.10
	2	9.73	11.97	13.08	11.82	12.98
	4	10.59	12.73	17.45	12.59	15.82
	6	11.42	13.50	19.79	13.55	17.13
	8	12.31	13.90	22.73	13.88	18.30
	10	13.01	14.28	23.35	14.11	19.48
	12	13.87	15.25	24.05	15.24	21.30
	13	-	-	26.50	-	-
	14	13.87	16.88	-	16.24	22.35
	16	17.70	17.02	-	17.11	26.54
	18	-	18.45	-	18.68	27.81

El cuadro muestra la carga promedio que soportaron:

- 03 soportaron 18 Ton
- 01 soporto 13 Ton
- 01 soporto 16 Ton.

Estos resultados no se encuentran dentro de la capacidad nominal (13 Ton y 16 Ton), debido a que no se está usando brocas conforme al estándar (36 mm), la cual evidencia la mala instalación de los pernos helicoidales ya que estadísticamente los tonelajes promedios deben estar a la altura de 18 Ton como promedio. (Ver anexo Nº 25, Foto Nº 013 Equipo de arranque en acción).

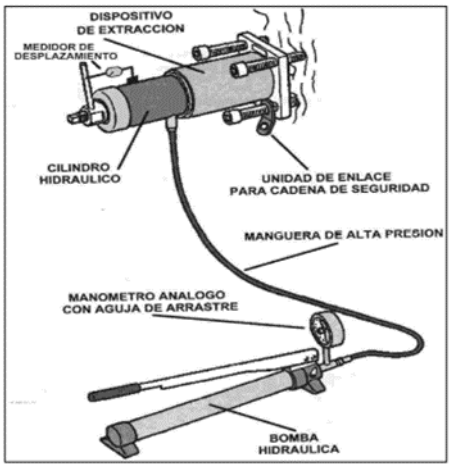


Figura Nº 015, Equipo de Pull Test

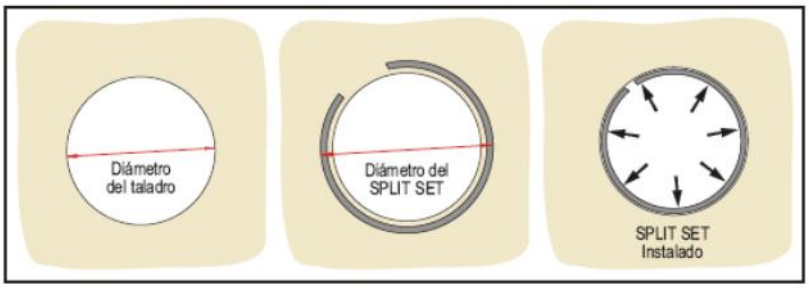
b. Pernos de Fricción "Split Set"

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

Tubo de acero ranurado en toda su longitud y en donde uno de sus extremos es coneado para facilidad e ingreso inicial del perno y en el otro extremo lleva un anillo soldado para mantener fija la placa luego de su instalación en el macizo rocoso. Usado como sostenimiento temporal y que actúa por fricción generando una presión radial en toda su longitud luego de su instalación.

Figura Nº 016, Split Set

Figura Nº 017, Ranurado del Split Set



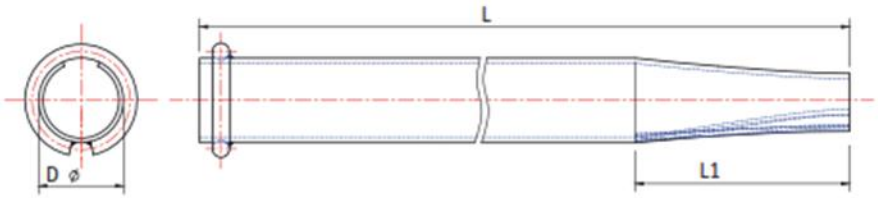
Características de los Split Set

- Material Placa de sujeción: Acero Calidad ASTM A 36
- Diámetro del agujero (mm): 39 mm
- Longitud (pies): 7 pies
- Instalación: Requiere de máquina Jackleg o Jumbo
- Presión de aire: 60 – 80 PSI
- Capacidad de Anclaje: 1.0 a 1.5 Ton/pie
- Diámetro de Perforación: 35 a 38 mm

Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados.

Figura Nº 018, Dimensiones y Tolerancias – Split Set

LONGITUD DEL SPLITBOLT® (L)	1.50 m	1.80 m	2.10 m
	1.50 m +0/-10 mm	1.80 m +0/-10 mm	2.10 m +0/-10 mm
DIÁMETRO SPLITBOLT® (D)	39.5 mm +/- 0.6 mm	39.5 mm +/- 0.6 mm	39.5 mm +/- 0.6 mm
PUNTA CÓNICA SPLITBOLT® (L1)	< 80 - 100 > mm de largo	< 80 - 100 > mm de largo	< 80 - 100 > mm de largo



DIMENSIONES DE LA PLANCHUELA		
ESPESOR (mm)	4.0 4.5	+/- 0.45
LADO (mm)	150 x 150 200 x 200	+/- 0.50
DIÁMETRO DEL ORIFICIO (mm)	42.5	+/- 0.50

Fuente: Ficha técnica – Aceros Arequipa

Pruebas de Arranque (pull test)

Durante las pruebas al igual que para todos los pernos, se hicieron dos mediciones y registros, la carga aplicada y la elongación del perno. La lectura en el manómetro se registró cada ton de carga y la correspondiente elongación (con vernier), hasta un valor pico, por encima del cual, el perno empezaba a salirse del taladro y lógicamente la carga en el manómetro dejaba de subir por encima de ese valor.

Se procedió a la prueba de Pull test a 03 Pernos de fricción de 7 pies de longitud, instalados previamente. (Ver anexo Nº 25, Foto Nº 014 Muestra tonelaje alcanzado de los Split set de 7 pies)

El tipo de roca en la que se desarrollaron las pruebas de arranque de Pull Test es de tipo Regular IIIA (RMR de 51 a 60).

Tabla Nº 014, Cargas de ensayo a pernos de Fricción Split Set de 7 pies

FECHA DE LA PRUEBA	ELEMENTO N°	CARGA APLICADA [Ton]	LONG [pies]	NIV DE PRUEBA	DIAM. DE PERNO (mm)	DIAMETRO DE BROCA RECOMENDADO [mm]	DIAMETRO DE BROCA UTILIZADO (mm)	PROV.	CONDICIÓN POST TRACCIÓN
19/01/2018	Split Set P- 1	7	7	PULL TEST	S:40.37 M:40.43 I:40.21	36 - 38	38.3, 34.8, 36.6	Aceros Arequipa	No se apreció rotura en la zona de la argolla
19/01/2018	Split Set P- 2	8	7	PULL TEST	S:40.37 M:40.43 I:40.21	36 - 38	38.3, 34.8, 36.6	Aceros Arequipa	se apreció rotura en la zona de la argolla
19/01/2018	Split Set P- 3	7	7	PULL TEST	S:39.8 M:39.5 I:39.4	36 - 38	38.3, 34.8, 36.6	Aceros Arequipa	No se apreció rotura en la zona de la argolla

S: Superior, **M: Medio, **I**: Inferior; Medidas del perno Split Set

Tabla Nº 015, Desplazamientos y Carga en Pernos Split Set 7 pies

DESPLAZAMIENTO (mm)				
FECHA DE LA PRUEBA	TON	SPLIT SET Nº 1	SPLIT SET Nº 2	SPLIT SET Nº 3
19/01/2018	0	0.00	0.00	0.00
	1	5.14	4.13	-
	2	-	-	19.45
	3.5	15.50	12.50	-
	4.5	-	-	-
	5	-	-	-
	6	18.98	17.32	22.54
	6.5	-	-	-
	7	21.7	19.8	23.03
	8		21.4	

Los resultados, fueron satisfactorios, debido a que usamos brocas conforme al estándar de sostenimiento de Pernos Split Set, cuya carga promedio que soportaron los pernos Splits Set fue de 7 Ton y una máxima de 8 Ton.

c. Pernos Hydrabolt

El Hydrabolt es un perno de fricción activo y de inmediata instalación al que se le inyecta agua a altas presiones de 25 a 30 Mpa (presión correcta de inflado). Se expande de 29 mm 41 mm y debido a su válvula de no retorno, el agua que se mantiene en el interior ejerce presión constante en todo momento, en forma radial a lo largo de la longitud del taladro. Cuando interactúan entre si ayudan a cerrar las fracturas y discontinuidades del macizo rocoso previniendo que se deteriore más rápidamente las cajas.

Debido a la permanencia del agua se obtiene 10 toneladas en promedio con solamente 30 centímetros (01 pie) de correcto inflado del perno. Esto podría traducirse en un ahorro en la perforación de los taladros de sostenimiento.

El Hydrabolt tiene un indicador de carga que sólo se muestra si el perno ha sido inflado correctamente. Viene en diferentes colores que indican la longitud del mismo, lo que facilita la labor del supervisor porque se puede verificar si han sido instalados a la presión y longitud correcta. Y son reinflables.

Los Hydrabolts son un sostenimiento inmediato que empiezan a trabajar al momento que ha finalizado el inflado. No necesita de ningún tipo de aditivo, ni cemento ni resina, solamente al agua y aire comprimido de mina. (Ver anexo Nº 25, Foto Nº 015 Instalación correcta del perno hydrabolt)

El tiempo de inflado de un perno de 7’ con la bomba de aire a las presiones recomendadas es de aproximadamente 1min 40seg.

Figura Nº 019, Perno Hydrabolt

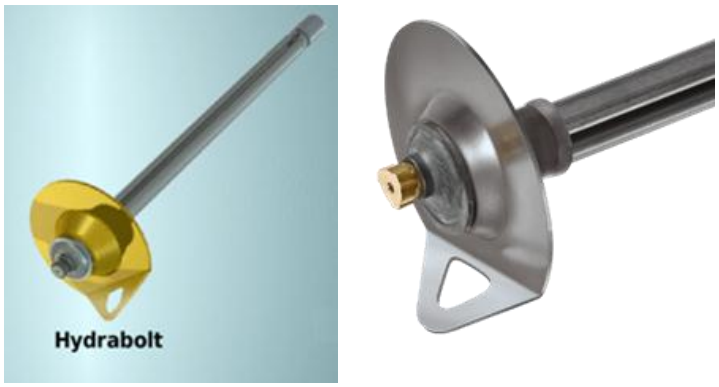
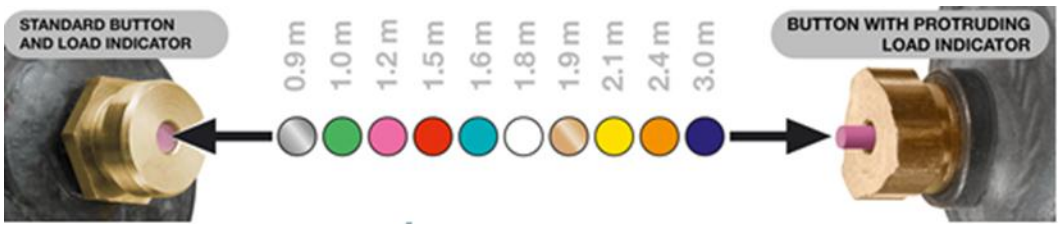


Figura Nº 020, Botón – Indicador de Carga



Características de los Pernos Hydrabolt

Los pernos Hydrabolts usados son proveídos por la Empresa New Concept Mining Peru, del modelo HYDRABOLT Φ 29, con 29 mm de diámetro y todos de 7 pies de longitud (2.10 m).

Datos técnicos de Pernos Hydrabolt

Tipo	Acero	Kp/mm2	SAE 1008
Diámetro	Plegado	mm	29
Dimensión Original	Diámetro y grosor	mm	42
Diámetro Optimo	De taladro	mm	36-38
Dimensión del Casquillete	De cabeza (Cintura/ Cuello)	mm	32.5 - 42.5
Presión	De inflado	Bar	250 -300
Diámetro	Placa Cuadrada	cm	15x15 (Estándar)
Carga Mínima	De rotura	Tn	10
Longitudes	Disponibles	m	0.9 -3.15 cada 0.3
Aplicación			Todo tipo de roca

Fuente: New Concept Mining Peru

Pruebas de Arranque (pull test)

Al igual que para los otros pernos, durante las pruebas de arranque, se hizo dos mediciones y registros, la carga aplicada y la elongación del perno. El número de pulsaciones aplicadas en cada caso dependía del momento en que cada perno comenzaba a ceder, En el siguiente cuadro resumen se presentan las características generales de los pernos Hydrabolt usados en la Mina Caridad.

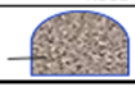
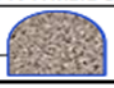
Características Generales del Perno Hydrabolt

CARACTERISTICAS GENERALES DEL PERNO HYDRABOLT	
Elemento ensayado	*Perno Hydrabolt*
Grado de Acero	*SAE 1008*
Espesor del acero	*2 mm*
Diámetro Plegado	*29mm*
Diámetro Expandido	*42mm*
Longitud	*7 pies*
Indicador de Carga y Longitud	*Pin color amarillo*
Minima Capacidad de Soporte	*10 Toneladas*
Critical Bond Lenght	*30 cm*

DATOS DE LA LABOR Y PARAMETROS GEOMECANICOS	
Fecha de Ensayo	*31/03/2018*
Seccion	*4.50 x 4.00 mts*
Espaciamiento del Empernado	*1.20 x 1.20 m*
Tipo de Roca	*IV-A*
RMR	*35*
Litologia	*Andesita Alterada*
GSI	*IF/R-P*
Tipo de Perno	*Hydrabolt de 7 pies (NCM)*
Operaciones de la Labor	
Inst. del Perno	*Maquina convencional Jackleg*
Diam. Inicial del Perno	*29mm*
Diam. Max de inflado	*42mm*
Presion de Inflado	*250 Bares*
Indicador de Carga	*Visible color amarillo*
Diametro de Broca	*36mm*
Sostenimiento adicional	*Shocrete 2 pulgadas*

Los resultados obtenidos luego de arranque de tres pernos Hydrabolt cuyos resultados se muestran en el cuadro Nº 11

Cuadro Nº 014, Resultados Obtenidos de los Ensayos de Tracción

DESCRIPCION	PRUEBAS DE PULL TEST		
	HY - 01	HY - 02	HY - 03
Labor, Nivel	Tajo 15 Sur		
Clasificación Geomecánica	Roca Andesita Tipo IV-A Mala con RMR 35 GSI IF/P		
Ubicación de la Prueba			
Presión de inflado (Bar)	250		
Carga Aplicada en Campo (Ton)	15	14	12
Máxima Elongación (mm)	8.0	7.7	9.0
Equipo Pull Test	New Concept Mining		
Tipo de falla del material	Falla por fisura del Cabezal del del perno	Falla por fisura de la pestaña del del perno	Falla por fisura de la pestaña del del perno
Desplazamiento del Perno	No se evidenció	No se evidenció	No se evidenció

Es importante mencionar que en los ensayos de tracción realizados en todos los casos la falla que se produce es cuando el acero del perno Hydrabolt se fisura por la presión que se ejerce en la cabeza del collarín del perno, fuera del taladro / macizo. Se evidencia y se confirma que el perno Hydrabolt no

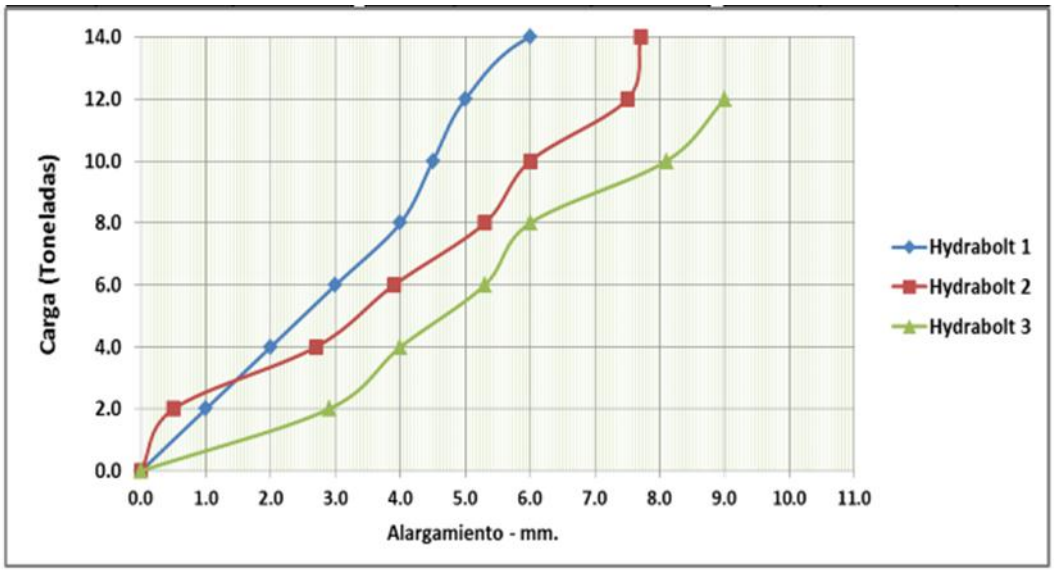
ha sufrido ningún desplazamiento fuera del taladro. Al producirse la rotura del acero del perno, el agua fluye fuera del perno, y este empieza a trabajar como un X-Pandabolt y/o Swellex, en ningún momento pierde su capacidad de soporte. (Ver Anexo Nº 25, Foto Nº 016, Resultado de la prueba de Pull Test).

En el siguiente cuadro Nº 015 y gráfico Nº 003 se muestran los resultados individuales por cada perno.

Cuadro Nº 015, Pruebas de Pull test

PRUEBAS DE PULL TEST			PRUEBAS DE PULL TEST			PRUEBAS DE PULL TEST		
hydrabolt 01 lado izquierdo			hydrabolt 02 lado izquierdo			hydrabolt 03 lado izquierdo		
Carga - Tonnes	Deformación	Elongación	Carga - Tonnes	Deformación	Elongación	Carga - Tonnes	Deformación	Elongación
0.0	17.00	0.0	0.0	17.00	0.0	0.0	17.00	0.0
2.0	18.00	1.0	2.0	17.50	0.5	2.0	19.90	2.9
4.0	19.00	2.0	4.0	19.70	2.7	4.0	21.00	4.0
6.0	20.00	3.0	6.0	20.90	3.9	6.0	22.30	5.3
8.0	21.00	4.0	8.0	22.30	5.3	8.0	23.00	6.0
10.0	21.50	4.5	10.0	23.00	6.0	10.0	28.00	8.1
12.0	23.00	5.0	12.0	25.00	7.5	12.0	30.00	9.0
14.0	25.00	6.0	14.0	27.40	7.7			
15.0	28.00	8.0						

Gráfico Nº 003 Fuerza/alargamiento para los pernos 1,2 y 3



Análisis de Resultados

- Los tres ensayos de tracción han dado como resultado promedio una resistencia de 13.6 toneladas, superior a las 10 toneladas de diseño y estos resultados verifican que los pernos Hydrabolt instalados, donde se realizaron los ensayos, proporcionan un reforzamiento uniforme a lo largo del taladro garantizando un arco de auto soporte que proporciona estabilidad a la excavación.
- La calidad del macizo rocoso donde se realizaron las pruebas presenta un rango de 35 (RMR), que lo ubica en una condición Mala IV-A en tipo de roca de Andesita alterada.
- La placa principal de sujeción del perno es del modelo estriado de 15 x 15 cm y tiene una capacidad de diseño de 8 toneladas. Esta placa tiene una oreja en la esquina inferior que permite utilizarla para entrelazar la malla electro soldada utilizando cables de acero, y también se puede utilizar usando una cadena para sujetar las tuberías de servicio "agua y aire" que permitirán ahorrar dinero ya que no será necesario perforar e instalar cáncamos "alcayatas" de acero para los servicios.

d. Sostenimiento con Concreto Lanzado – Shotcrete

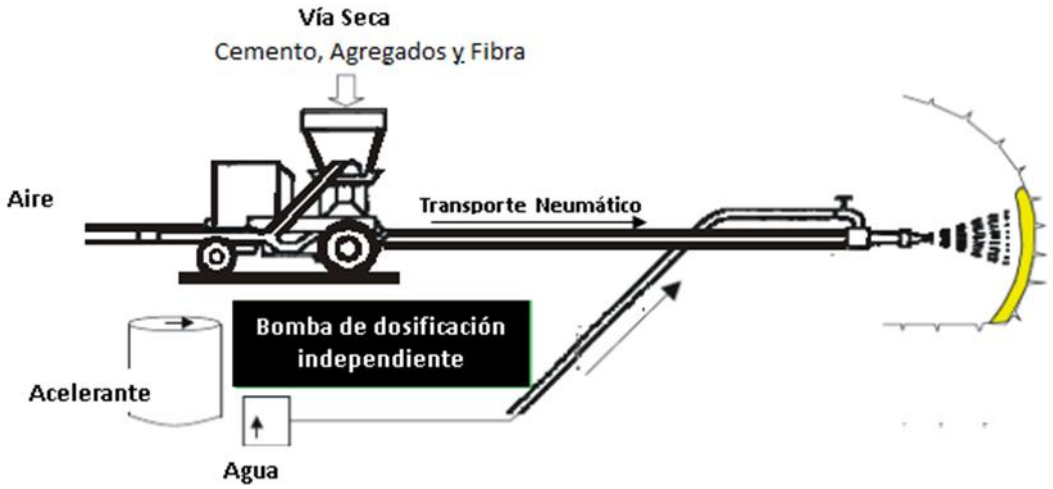
Es una mezcla "preconfeccionada", de cemento y determinados tipos de agregados mezclados con agua, el cual es lanzado por medio de una bomba proyectora empleando un flujo de aire comprimido, hasta la "lancha" o tobera, desde el cual el operador dirige el chorro contra la superficie de aplicación sobre la cual se adhiere este material, dando lugar al compactamiento del mismo por la fuerza del impacto.

El shotcrete se utiliza principalmente en terrenos fracturados clasificación Mala con RMR < 40 (según tabla geomecánica de Lincuna). Se aplica por el método de la vía seca, por medio de una bomba que funciona con aire comprimido. El concreto lanzado por vía seca.- como lo indica su nombre, se mezcla en seco y se añade el agua en la boquilla, se puede incorporar un acelerante en la mezcla.

Para un adecuado aprovechamiento se debe satisfacer los siguientes criterios:

- Uso: es más adaptable a las condiciones cambiantes del terreno, sobretodo donde hay agua.
- Lanzabilidad: debe lanzarse sobre la cabeza con un mínimo de rebote.
- Resistencia temprana: debe tener una resistencia temprana para poder dar soporte al terreno en menos de 4 a 8 horas.
- Economía: debe ser bajo el costo de los materiales y mínimo el desperdicio por rebote.

Figura Nº 021, Método de proyección por Vía Seca



Especificaciones Técnicas del Shotcrete

Detalles de dosificación en condición seca (30 MPa a 28 días)

MATERIALES	PROCEDENCIA / MARCA	DISEÑO SECO POR M^3.	REAL POR M^3
Cemento SOL Tipo I	UNACEM	10 bolsas	425 kg.
Agua	De la zona	163 Ltrs.	163 Ltrs.
Arena	Recuay	150 lampeadas.	1013 Kg.
Fibra Metálica	Sika	25.0 Kg.	25.0 Kg.
Master Roc S.A. 160	BASF	4.5 Galones	17.03 Ltrs.

Parámetros del Shotcrete

Calidad : Roca Mala "A" RMR 31-40 (cartilla geomecánica)

Sección : 3.5 m x 3.5 m

Longitud a sostener : 7.3 m

Espesor del shotcrete : 2 pulg (0.051m)

Rugosidad : 20%

Rebote : 30% (para esta labor; su valor varía de acuerdo a las condiciones de la labor)

Cálculo del Espesor del Shotcrete

Para la determinación del Shotcrete se tiene que tener en cuenta el índice "Q" y aplicar la siguiente formula.

$$T_C = \frac{D}{150} (65 - RSR)$$

Donde:

T_C = Espesor del shotcrete en pulgadas

D = Diámetro de la excavación en pies.

RSR = 13.3 Log (Q) + 46.5 (relación de soporte de excavación)

Si Q = 0.1 – 0.001

RSR = 13.3 Log 0.1+46.5

RSR = 33.2

D = 3.5 m x 3.2808 pies

$T_C = \frac{11.4828}{150} (65-33.2)$

T_C = 0.0766 (31.8)

T_C = 2.43”

Cálculo del Volumen del Shotcrete

Se determina con la siguiente Fórmula

$$V = (P)\,(L)\,(T_C)\,(R)\,(Rb)$$

Donde:

V = Volumen de shotcrete a usar

P = Perímetro a sostener.

L = Longitud a sostener.

T_C = Espesor del shotcrete.

R = Rugosidad.

Rb = Rebote

P = 3.5 x 3.5 x 3.5 = 10.5 mts

V = 10.5 x 7.3 x 0.051 x 1.2 x 1.3

V = 6.098 m3

Aplicación del Shotcrete

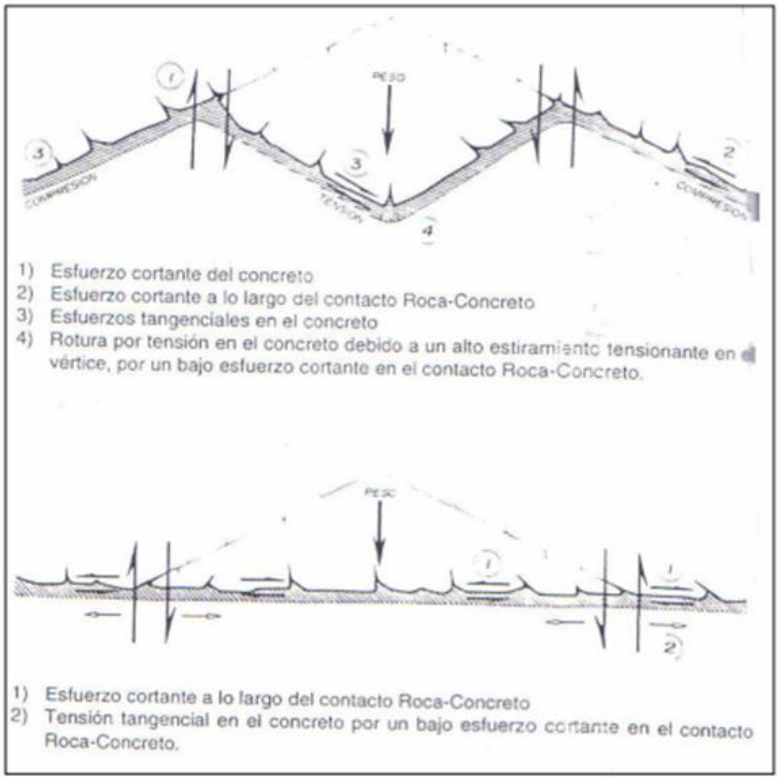
La calidad del shotcrete final depende de los procedimientos usados en su aplicación. Estos procedimientos incluyen: la preparación de la superficie, técnicas del lanzado (manipulación de la boquilla o tobera), iluminación, ventilación, comunicación y el entrenamiento de la cuadrilla. (Ver anexo Nº 26, Foto Nº 017 Labor Avanzada con Shotcrete)

El sistema de lanzado será mediante vía seca, la mezcla debe de alcanzar una resistencia a la compresión uniaxial de:

- 6 Mpa a las 8 horas.
- 21 Mpa a los 7 días.
- 28 Mpa a los 28 días (resistencia mínima)- resistencia optima 35 Mpa.

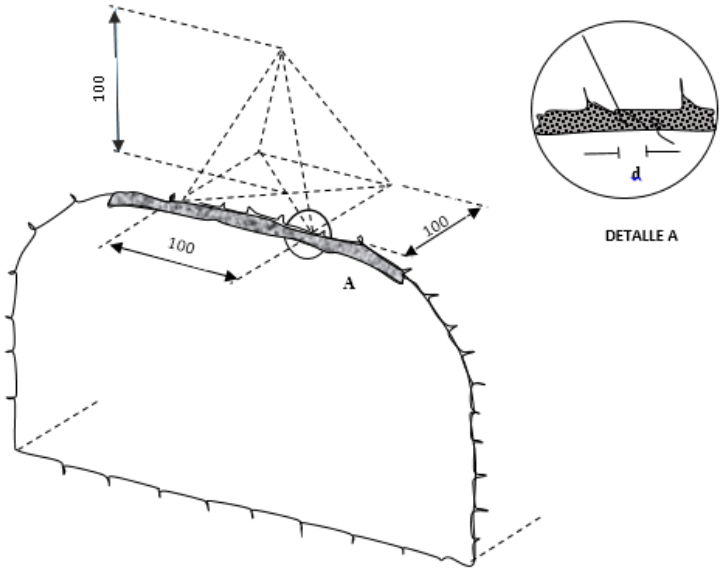
Cálculo de Capacidad de Soporte del Shotcrete

Figura Nº 022, Comportamiento del Shotcrete en bloques de roca



Fuente: Libro excavaciones subterráneas de túneles en roca

Figura Nº 023, Sostenimiento de bloques con shotcrete



Fuente: Libro excavaciones subterráneas de túneles en roca

Para determinar la capacidad de soporte del shotcrete cuando este es aplicado a sección completa y distribución uniforme; se aplica la siguiente fórmula:

$$P = (A_c)\,(f_c)\,(0.2)$$

P = Capacidad de apoyo del shotcrete

A_c = Área de corte

f_c = Capacidad de carga del shotcrete 10.04 Kg/cm2 a 02 horas de lanzado (ensayos de laboratorio).

Ensayo de Resistencia a Edad Temprana

Cuadro Nº 016, Método de Penetración de la Aguja

HORA DE LANZADO : 14 : 45 Hrs				FECHA DE PRUEBA : 16 de diciembre de 2017		
CURVA DE CALIBRACIÓN USADA : II (Agregado de ϕ 0 a 16 mm)				MÉTODO DE ENSAYO : A		
HORA DE LECTURA (hh:mm)	HORA ACUMULADA (hh:mm)	TEMPE. AMBIENTE (°C)	FUERZA A LA PENETRACIÓN (Kp)	PROMEDIO (Kp)	RESISTENCIA A COMPRECIÓN	
					N/mm²	Kg/cm²
15:15	0:30	12.0	17 , 17 , 17 , 17 , 17 , 17 , 22 , 22 , 22 , 22	19.0	0.34	3.47
15:45	1:00	12.0	22 , 22 , 22 , 22 , 27 , 27 , 27 , 27 , 27 , 27	25.0	0.45	4.57
16:15	1:30	12.0	37 , 37 , 37 , 37 , 37 , 42 , 42 , 42 , 32 , 37	38.0	0.68	6.94
16:45	2:00	12.0	57 , 52 , 52 , 52 , 52 , 62 , 52 , 57 , 57 , 57	55.0	0.99	10.04

Cuadro Nº 017, Método de Accionamiento del Clavo de Impacto (Hilti)

HORA LANZADO (h:min.)	EDAD ENSAYO (h:min.)	T. ANBIENTE	PERNO / LONGUITUD TOTAL (mm)	SALIENTE / PERNO (mm)	PENETRACION /PERNO (mm)	LECTURA DE CARGA A LA TRACCION (N)	N/mm	PROMEDIO (N/mm)	Resistencia shotcrete (Mpa)
02:45 p.m.	18:45	9.0	103	10	93	1600	17.2	17.56	2.63
				15	88	1500	17.0		
				15	88	1700	19.3		
				12	91	1500	16.5		
				10	93	1600	17.2		
				10	93	1700	18.3		
				15	88	1500	17.0		
				15	88	1700	19.3		
				12	91	1500	16.5		
				10	93	1600	17.2		

Cuadro Nº 018, Método de Ensayo de Resistencia en Maquina de Compresión Digital

PANEL 1 FECHA 16-12-2017

3 días (19-12)	7 días (23-12)	28 días (13-01)
277 kg/cm²	304 kg/cm²	360 kg/cm²

Porcentaje de resistencia con respecto al diseño 300 kg/cm2 a 28 días

3 días (19-12)	7 días (23-12)	28 días (13-01)
99 %	108 %	129 %

Cálculo de soporte del shotcrete de 2" de espesor

Ac = 4 x 100cm x 5.1cm = 2040 cm2

P = 2040 cm2 x 10.04 Kgr/cm2 x 0.2 = 4096.32 Kgr = 4.1 ton

Capacidad de apoyo del shotcrete de 2” de espesor

P = 4.1 Ton

El factor de seguridad se obtiene:

$$FS = P / T$$

Donde:

P = Capacidad de apoyo del shotcrete

T = Peso del block muerto

FS = Factor de seguridad

Entonces, tenemos para:

Shotcrete de 2 pulg de espesor

T = 1.0 x 1.0 x 1.0 x 2.7 = 2.7 ton

Peso del block muerto, T = 2.7 ton

FS = 4.1 ton / 2.7 ton = 2.70

- FS = 1.52 Fc = 10.04 kg/cm^2 02.00 hrs de lanzado Shotcrete.
- FS = 4.05 Fc = 26.81 Kg/cm^2 18.75 hrs de lanzado Shotcrete

e. Sostenimiento con Malla Electrosoldada

El sostenimiento con malla está basada en la colocación de paños de longitudes equivalentes al perímetro de la labor a fortificar con un traslape mínimo de 30 cm entre paños, espacio que debe coincidir con una corrida de

pernos para colocar la malla y presionarla hacia la roca mediante la planchuela y tuerca. Finalmente el afianzamiento se logra con la ayuda de émbolos especialmente habilitados para adherir la malla a la roca.

Las mallas electrosoldadas son estructuras de acero planas formadas por barras de acero lisas o corrugadas, dispuestas en forma ortogonal y electrosoldadas en todos los puntos de encuentro. Se presentan en una gran cantidad de secciones, cuadrículas y diámetros de acero, según su aplicación final.

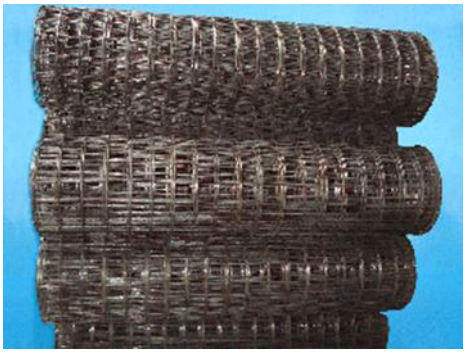
Características Técnicas

- Malla electrosoldada construida con procesos totalmente automatizados, que le confieren una gran estabilidad dimensional.
- Se presentan en paneles planos y en rollos de varias dimensiones.
- Proceso de soldadura por contacto, que aporta uniones limpias sin rebabas ni exceso de material.
- Distintas dimensiones de cuadrícula en función de los niveles de resistencia y cerramientos requeridos.
- Se presentan en barras lisas o corrugadas, así como en barras galvanizadas.

  En la mina Caridad se usan Mallas electrosoldadas que nos provee la empresa Formin, con normas de calidad ASTM A- 185, ASTM A– 496, ASTM A– 82

MALLA ELECTROSOLDADA EN ROLLOS					
TIPO	Ø DE ALAMBRE	SEPARACION mm		DIMENSIONES	PESO Kg.
		LONG.	TRANS.		
ME-4x4 –N°10	3.4	100	100	2.0 x 25m.	73.0
ME-4x4 –N°8	4.2	100	100	2.0 x 25m.	113.5

Figura Nº 24, Malla Electrosoldada en Rollos



MALLA ELECTROSOLDADA EN PLANCHA					
TIPO	Ø DE ALAMBRE	SEPARACION mm		DIMENSIONES	PESO Kg.
		LONG.	TRANS.		
ME-3x3	4.2	75	75	1.5 x 3m.	11.4
ME-4x4	4.2	100	100	2.0 x 3m.	11.5
ME-6x6	8	150	150	2.4 x 6m.	75
ME-6x6	6	150	150	2.4 x 6m.	42.5

Figura Nº 25, Malla Electrosoldada en Planchas

Propiedades Mecánicas

Según norma SAE 1008B

- Limite elástico = 250 - 280 N/mm
- Resistencia a la tracción = 350 - 380 N/mm
- Elongación = ≥ 32 %

Ensayos de Punzonamiento a Mallas Electrosoldadas

Se ensayaron las mallas electrosoldadas para evaluar su resistencia al punzonamiento en aplicaciones para la minería. Los resultados se

Obtuvieron en función del tamaño de cuadro y del diámetro del alambre. La ruptura de la malla se observó en la zona adyacente a la soldadura en todos los casos.

Se realizaron 3 ensayos de punzonamiento con pirámide y 3 ensayos de punzonamiento con planchuela para cada tipo de malla: (Ver anexo Nº 026, Foto Nº 018, 019, Anexo Nº 027, Foto Nº 020, 021)

Cuadro Nº 019, Ensayos de Punzonamiento

Cuadro (mm)	Diámetro (mm)	Carga Ruptura Pirámide (kg)			Promedio Pirámide (kg)	Carga Ruptura Planchuela (kg)			Promedio Planchuela (kg)
75 (3x3")	4.13	1,235	1,200	1,175	1,203	2,035	2,250	2,185	2,157
	3.40	610	550	610	590	1,085	1,070	1,230	1,128
100 (4x4")	4.13	740	1,075	915	910	2,220	2,815	1,930	2,322
	3.40	530	455	440	475	1,670	*	*	1,670

* Sólo se encontró una muestra de este tipo de malla

Correcta Instalación de la Malla Electrosoldada

La instalación de la malla electro soldada se debe efectuar aplicando las normas de seguridad minera; además se recomienda para un mejor desempeño que el alambre transversal de la malla vaya pegado a la pared del socavón, "mirando la roca", de esta manera se evita un sobre-esfuerzo en la soldadura ya que la mayor fuerza se concentra sobre el alambre y no sobre el punto de unión de los mismos (punto de soldadura).

Para la instalación de la Malla Electrosoldada se usan los pernos de fricción o pernos hydrabolt, cuya longitud del taladro ser igual a 7 pies o 5 pies respectivamente como mínimo, estos taladros deberán estar orientados

perpendicularmente a las estratificaciones en forma radial, espaciados de acuerdo a la recomendación geomecànica.

La instalación deberá ser en avanzada hasta el tope de la labor, metro avanzado metro sostenido.

El traslape deberá ser de 3 cocadas (30 cm) y el perno será colocado en el medio del traslape, estas mallas electrosoldadas antes de ser instalados deben ser presentadas utilizando las gatas mecáncas. (Ver anexo Nº 27, Foto Nº 022, Instalación de la Malla Electrosoldada).

4.2.4. Evaluación Económica

La evaluación económica tiene por objetivo identificar las ventajas y desventajas asociadas en un proyecto antes de la implementación del mismo. Es decir es un método de análisis útil para adoptar decisiones racionales ante diferentes alternativas.

Los gastos llevados a cabo por la Mina Caridad en la cadena de producción del proceso productivo son detallados por centros de costos y constiuyen el costo de operación de la mina.

Se ha de tomar en cuenta en la evaluación económica los precios unitarios de cada material a sostener de acuerdo a la necesidad de la mina, obteniendo un costo por material instalado dependiendo del elemento de sostenimiento. Ver anexo Nº 28.

De esta manera se consigue evaluar el costo unitario del sostenimiento en función al tonelaje obtenido. Toda esta información se resume en el siguiente cuadro Nº 020.

Cuadro Nº 020, Resumen Precios Unitarios de Sostenimiento

Datos Técnicos
Sección de la Labor : 3.5 x 3.5
Avance por Disparo : 3.00 mts

Elemento Sostenimiento	Cantidad	Unidad	P.U. (US$)	Total (US$)	US$/ml
Sost. con Pernos Helicoidales 8'	9	Pernos	$25.15	$226.35	$75.45
Sost. con Pernos Split Set 7'	9	Pernos	$15.75	$141.75	$47.25
Sost. con Pernos Hydrabolt 7'	9	Pernos	$24.67	$222.03	$74.01
Sost. con Shotcrete (Vía Seca)	30	m2	$32.09	$962.70	$320.90
Sost. con Malla Electrosoldada	30	m2	$5.15	$154.50	$51.50
Sost. Shotcrete + Perno Hydrabolt 7'				$1,184.73	$394.91
Sost. Malla Electrosoldada + Split Set 7'				$296.25	$98.75

Fuente: Elaboración Propia

En el presente cuadro se muestra una comparación de los costos de los diferentes sistemas de sostenimiento (en US$) y del costos de los mismos por metro lineal de avance (en US$ / m).

Para realizar el cálculo del costo por metro lineal de avance se tomó una labor de sección típica de 3.5 m x 3.5 m con una longitud sin sostener de 3.0 m, es decir que se ha realizado un disparo y requiere ser sostenido.

Tipo de Roca IIIB

RMR 41-50

Sección Labor 3.50 x 3.50

Tipo Labor Temporal

Sost. Shotcrete + Perno Hydrabolt 7'		$1,184.73	$394.91
Sost. Malla Electrosoldada + Split Set 7'		$296.25	$98.75
		Diferencia	$296.16

Como se puede apreciar el costo para sostener esta área con shotcrete más Pernos Hydrabolt es de US$ 1,184.73 por disparo y el costo por metro lineal de avance

es de US$ 394.91 /m; mientras que el costo para sostener la misma área usando el sostenimiento con Malla Electrosoldada más Split Set 7' es de US$ 296.25 por disparo y el costo por metro lineal US$ 98.75 /m.

Es decir el uso del sostenimiento usando la Malla Electrosoldad más Split Set 7' en lugar del sostenimiento con Shotcrete más pernos Hydrabolt implica reducir costo por metro lineal de avance de US$ 296.16 /m.

a. Programa Mensual de Sostenimiento Mina Caridad (Febrero 2018)

Para el mes de Febrero 2018, la mina caridad fue programada una rotura de 17,700 TMS que representa un 37% de la producción total de la Cia Minera Lincuna SA, teniendo la Mina Hércules 14,500 (30%) y la Mina Coturcan 15,800 TMS (33%), haciendo un total de 48,000 TMS/mes.

Así mismo los Avances en la Mina Caridad representa un 33% (465 mts) del avance total de la Minera Lincuna, teniendo en la mina Hércules 555 mts (40%) y la Mina Coturcan 380 mts (27%), en total 1,400 mts/mes.

Del programa mensual de rotura y avance se procede a realizar el programa de sostenimiento teniendo el tonelaje y metros de avance por labor, como se muestra en el Anexo Nº 29.

En el cuadro siguiente se muestra el resumen del programa de sostenimiento mostrando la cantidad de elementos de sostenimiento a utilizar con el costo respectivo.

Cuadro Nº 021, Resumen Requerimiento de Elementos de Sostenimiento

REQUERIMIENTO DE SOSTENIMIENTO - FEBRERO 2018							
		CARIDAD			REHABILITACION	COSTO US$	COSTO TOTAL ($)
MATERIAL	UNIDAD	ROT.	AV.	CARIDAD TOTAL			
SPLIT SET DE 7 PIES	UND	413	602	1015		15.75	$ 15,982.31
SPLIT SET DE 5 PIES	UND	2508	0	2508		11.21	$ 28,114.68
PERNOS HELICOIDALES 6 PIES	UND	0	0	0		17.53	$ 0.00
PERNOS HELICOIDALES 8 PIES	UND	0	679	679		25.15	$ 17,076.22
HYDRABOLT 7 PIES	UND	0	0	0		24.67	$ 0.00
SHOTCRETE 2"	M2	91	214	305	500	32.09	$ 25,832.29
MALLA ELECTROSOLDADA	M2	998	400	1398		5.15	$ 7,199.70
					Costo Total		$ 94,205.20

Fuente: Elaboración Propia

b. Resultados del Cumplimiento del Programa

El responsable de ejecutar el programa mensual es la Empresa Contratista Minera Inversiones Oro de los Andes, donde se obtuvieron los siguientes resultados:

MINA CARIDAD

	PROG.	EJEC.	% CUMPL.
ROTURA (TMS)	17,700	13,597.08	77%
AVANCES (Mts)	465	384.8	83%

MATERIAL SOSTENIMIENTO	UND	PROG.	EJEC.	% CUMPL.
SPLIT SET DE 7 PIES	Und.	1,015	479	47%
SPLIT SET DE 5 PIES	Und.	2,508	985	39%
PERNOS HELICOHIDALES 6 PIES	Und.	0	0	0%
PERNOS HELICOHIDALES 8 PIES	Und.	679	134	20%
HYDRABOLT 7 PIES	Und.	0	0	0%
SHOTCRETE 2"	m2	805	465	58%
MALLA ELECTROSOLDADA	m2	1,398	1,220	87%

Fuente: Elaboración Propia

COSTO US$

MATERIAL	PROG.	EJEC.	% CUMPL.
SPLIT SET DE 7 PIES	$15,982.31	$7,544.25	47%
SPLIT SET DE 5 PIES	$28,114.68	$11,041.85	39%
PERNOS HELICOHIDALES 6 PIES	$0.00	$0.00	0%
PERNOS HELICOHIDALES 8 PIES	$17,076.22	$3,370.10	20%
HYDRABOLT 7 PIES	$0.00	$0.00	0%
SHOTCRETE 2"	$25,832.29	$14,996.40	58%
MALLA ELECTROSOLDADA	$7,199.70	$6,283.72	87%
TOTAL US$	**$94,205.20**	**$43,236.32**	**46%**

Fuente: Elaboración Propia

Costo Unitario del mes de Febrero 2018

COSTO UNITARIO	**3.18 $/Ton**

4.3. Discusión de los Resultados

Los resultados del trabajo de investigación comprueban las hipótesis propuestas como, la aplicación de la geomecánica que determina el diseño del sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A., para ello partimos de los siguientes resultados:

- La caracterización geomecánica se realizó mediante el mapeo geomecánico cuyo resultado se muestra en formatos de valoración del macizo rocoso, ver anexo Nº 18.

- Respecto a la distribución de discontinuidades de la Galeria 4350 SW, se realizó mediante proyecciones estereográficas (ver anexo Nº 19), cuyos resultados obtenidos señala que se tiene tres (03) sistemas estructurales principal y uno (01) secundario como muestra el siguiente cuadro:

Cuadro Nº 022, Sistema de Distribución de Discontinuidades

SET	Orientación	DIP	DIP DIR
S1	NE - SW	81	316
S2	NW - SE	77	218
S3	NW - SE	54	109
S4	NE - SW	75	81

Fuente: Elaboración Propia

- De acuerdo al mapeo Geomecánico y Estructural (Ver anexo Nª 17) podemos clasificar el macizo rocoso según el RMR_{89} de Bieniawski.

Cuadro Nº 023, Clasificación Geomecánica RMR_{89}

Nº Estación	Ubicación	Tipo de Roca	RMR	Descripción
En 1	Caja Techo	III A - III B	53	Roca Regular
En 2	Caja Techo	III A - III B	55	Roca Regular
En 3	Caja Techo	III A - III B	47	Roca Regular
En 1	Caja Piso	III A - III B	53	Roca Regular
En 2	Caja Piso	III A - III B	51	Roca Regular
En 3	Caja Piso	III A - III B	46	Roca Regular
En 1	Mineral	IV A	40	Roca Mala
En 2	Mineral	IV A	40	Roca Mala
En 3	Mineral	IV A	33	Roca Mala

Fuente: Elaboración Propia

- La resistencia de la Roca Intacta, se determinó en cada estación del mapeo geomecánico, en el anexo Nº 20 y 21 muestra el plano geomecánico y los ensayos de laboratorio obteniendo valores promedio de la resistencia compresiva como muestra el siguiente cuadro Nº 024:

Cuadro Nº 024, Resistencia Compresiva

Roca	Resistencia Compresiva Uniaxial (Mpa)	
	Rango	Promedio
Intrusivo Alterado - Caja Piso	100-250	131
Intrusivo Alterado - Caja Techo	100-250	135
Mineral	50-100	73*

Fuente: Elaboración propia

*Como diseño para el modelamiento numérico se tomaron valores inferiores.

- Las condiciones de agua en la masa rocosa corresponde a condiciones *Mojadas – Goteo*, se debe a que el área evaluada se ubica cerca de estructuras geológicas.

- Para el análisis de esfuerzos y deformaciones por el método de elementos finitos (FEM), se hace uso el software Phase2 v 8.0 de la empresa Rockscience., los resultados de la simulación se muestran en el anexo Nº 22, así mismo los parámetros de la masa rocosa se utiliza el software RocData V 3.0, cuyos resultados de la simulación se muestra en el anexo Nº 23.

- En cuanto a la estabilidad se ha utilizado el programa UNWEDGE de la empresa Rocscience V 3.0 para el análisis de formación de cuñas, los resultados indican que se cuenta con formación de cuñas con factor de seguridad de FS 0.00 y para controlar se requiere el uso de pernos ubicados de manera sistemática estaciados a 1.20 m.

- Para determinar el tipo de sostenimiento que requiera, parte del tipo de labor y calidad del macizo rocoso y esta se define de acuerdo a los estándares establecidos en la cartilla geomecánica, ver anexo Nª 17.

Es decir para nuestro caso el macizo rocoso se encuentra valorado RMR 31-40 y según la cartilla geomecánica requiere: Sostenimiento con shotcrete de 1.5" más pernos expansivos espaciados (pernos Hydrabolt) a 1.25 m x 1.25 m en forma de rombo.

- Dada el tipo de sostenimiento a emplearse en la labor con los pernos expansivos (pernos Hydrabolt), estos tiene una capacidad de soporte de 10 ton por cada elemento instalado como menciona el acápite (c). Pernos Hydrabolt.

- Respecto al Shotcrete, la mezcla alcanza una resistencia a la compresión de:

  10.04 kg/m^2 a 02 hrs de lanzado de shotcrete,

  26.81 kg/m^2 a 04 hrs de lanzado de shotcrete

  Estos datos calculados mediante el método de penetración de la aguja y accionamiento del clavo de impacto respectivamente como se muestra en el acápite (d) concreto lanzado por vía seca en los cuadros Nº 016 y 017.

- La evaluación económica, parte del análisis de los precios unitarios de cada elemento de sostenimiento que se muestra en el anexo Nº 28, que de acuerdo al programa mensual de rotura y sostenimiento del mes de febrero 2018 se realiza un programa de sostenimiento donde muestra la cantidad de elementos de sostenimiento a utilizar. El cumplimiento del programado y ejecutado muestra un déficit de cumplimiento donde:

Elemento Sostenimiento		**Prog.**	**Ejec.**	**% cump.**
Split Set de 7 Pies	Und.	1,015	479	47%
Split Set de 5 Pies	Und.	2,508	985	39%

Pernos Helicohidales 6 Pies	Und.	0	0	0%
Pernos Helicohidales 8 Pies	Und.	679	134	20%
Hydrabolt 7 Pies	Und.	0	0	0%
Shotcrete 2"	m2	805	465	58%
Malla Electrosoldada	m2	1,398	1,220	87%

Esto nos indica el incumplimiento del programa de rotura y avances, la cual no se llegó a instalar todos los elementos de sostenimiento requeridos, teniendo en promedio un 36% de cumplimiento respecto a lo programado.

El costo unitario del sostenimiento se calcula de la cantidad de elementos de sostenimiento utilizados valorizado con el respectivo PU, donde:

Elemento de Sostenimiento	**Prog.**	**Ejec.**	**% Cumpl.**
Split Set de 7 Pies	$15,982.31	$7,544.25	47%
Split Set de 5 Pies	$28,114.68	$11,041.85	39%
Pernos Helicohidales 6 Pies	$0.00	$0.00	0%
Pernos Helicohidales 8 Pies	$17,076.22	$3,370.10	20%
Hydrabolt 7 Pies	$0.00	$0.00	0%
Shotcrete 2"	$25,832.29	$14,996.40	58%
Malla Electrosoldada	$7,199.70	$6,283.72	87%
Total US$	$94,205.20	$43,236.32	46%

Se puede observar el costo generado por la instalación de los elementos de sostenimiento es $43,236.32 y para una rotura de 13,597.08 ton, nuestro costo unitario es 3.18 U$/ton.

4.4. Aportes del Tesista.

El aporte realizado en la presente tesis, es importante para establecer el sistema de sostenimiento, dado que siempre debe estar sujeto a las condiciones locales de la excavación, determinando la caracterización del macizo rocoso mediante el mapeo geomecánico y estructural para clasificar el tipo de roca.

Para el estudio de la Mina Caridad se ha considerado todos los parámetros geomecánicos para la evaluación del macizo rocos obteniendo resultados satisfactorios para tener un sostenimiento adecuado y dar mayor seguridad a los trabajadores y equipos

Así mismo se realizó pruebas en campo de pull test para determinar si los pernos instalados están trabajando adecuadamente, es decir si cumplen con su capacidad de soporte.

De acuerdo al programa mensual de rotura y avance del mes de febrero – 2018, se calculó el tipo de sostenimiento y el requerimiento de elementos a instalarse, obteniendo un costo de 3.18 $/ton de acuerdo a los precios unitarios y al cumplimiento del programa, de esta manera es posible bajar los costos si obtenemos mayor rotura incrementando la productividad y eficiencia.

CONCLUSIONES

1 El presente trabajo nos sirve como modelo de estudio del sostenimiento, para un techo peligroso y cambiante, donde se determina la clasificación del macizo rocoso y el diseño del sostenimiento de una labor subterránea.

2 Del estudio geomecánico en la Mina Caridad se concluye que el macizo rocoso según el sistema de valoración RMR_{89} en sus distintos dominios estructurales se clasifica como un macizo tipo IIIA, IIIB y IVA. de ellos en la Mina Caridad, la zona Galería 4350 SW, se tienen claramente definidos tres sistemas estructurales principales y uno secundario que afectan a la zona.

3 La resistencia compresiva uniaxial ha sido determinada mediante ensayos de laboratorio resultando el valores promedios de 135, 131 y 73 MPa. Estos valores nos indican que la roca intacta es de resistencia regular.

4 La elección del tipo de sostenimiento está en función al tipo de roca, mediante un mapeo estructural y geomecánico, donde se determina el tipo de roca que mediante la cartilla geomecánica se aplica el elemento a sostener. De ello el tipo de sostenimiento a aplicarse, son varios debido a que el diseño minero involucra distintos dominios geomecánicos. Otro aspecto relevante para la determinación del sostenimiento es el carácter "temporal y/o permanente" de las labores mineras (vida útil de la labor).

5 El sistema de sostenimiento que más se utiliza en las labores de preparación como labor temporal son los pernos de fricción (Split Set), en cuanto a los tajeos el sistema de sostenimiento son el Shotcrete y mallas con pernos de fricción que se utilizan de acuerdo al terreno y la cartilla geomecánica, así también se pudo comprobar que Los Hydrabolts, demuestran tener mayor capacidad de anclaje, debido a la presión que ejerce permanentemente el agua atrapada en su interior en forma radial contra las paredes del taladro y en toda su longitud.

RECOMENDACIONES

1. Se debe cumplir con los estándares y procedimientos de sostenimiento, de acuerdo a la recomendación geomecánica, es necesario la evaluación permanente con la realización de sondajes cortos de exploración y la implementación del monitoreo geomecánico constante hacia las zonas de profundización.
2. Del diseño de sostenimiento, se recomienda aplicar todas las especificaciones técnicas y consideraciones de diseño para la aplicabilidad de "uno u otro tipo de sostenimiento" en función a la calidad geomecánica de las rocas y al tiempo de vida útil de las excavaciones, tal y como se establece en la CARTILLA GEOMECÁNICA. Progresivamente se debe implementar el sostenimiento mecanizado, de esta manera brindar al personal un trabajo seguro y no estar muy expuesto al terreno a sostener.
3. La supervisión de geomecánica deberá realizar permanentemente:
   - Inspección técnica de la Obra (ITO), que se cumpla el diseño controlado.
   - Seguimiento de variabilidad de la calidad de la roca para definir y calibrar el sostenimiento de las excavaciones.
   - Optimizar el diseño de las excavaciones (controlar el daño por voladuras).
   - Anticipar la calidad del macizo rocoso y el sostenimiento.
4. En las zonas con presencia de aguas acidas, se recomienda tratar previamente los elementos de sostenimiento (pernos, mallas) mediante la aplicación de recubrimientos no metálicos, el cual consiste en proteger la superficie del metal mediante pinturas, esta tecnología es simple y muy accesible, la protección se verifica de acuerdo a los siguientes mecanismos:
   - Efecto barrera. La película protectora tiene muy baja difusibilidad del agua y del O_2.
   - Protección galvánica: Pigmentos que actúan como ánodos de sacrificio.
   - Protección química: Pigmentos que se vinculan químicamente al hierro.
   - Mixta: Es una combinación de las anteriores.

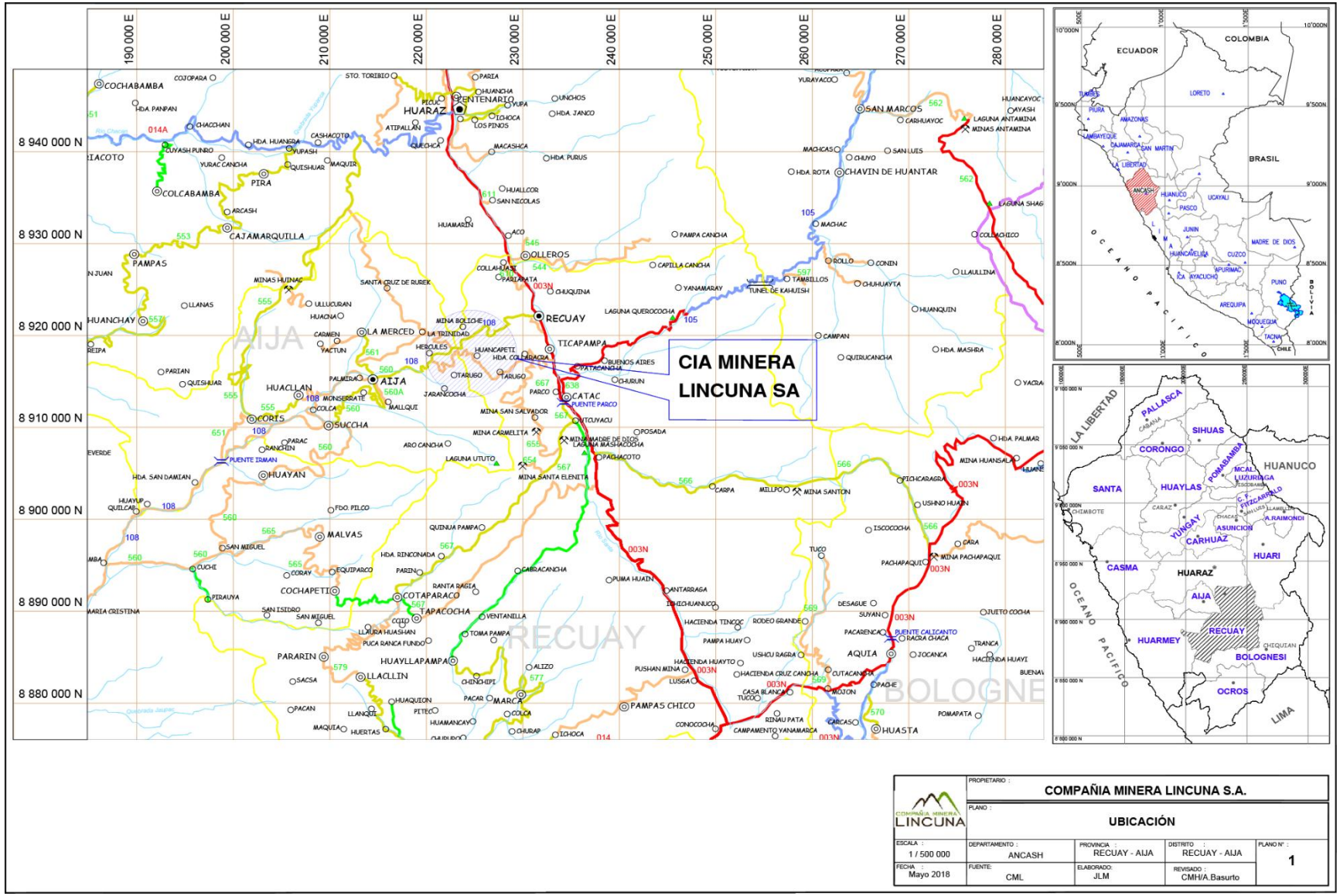
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFÍCAS

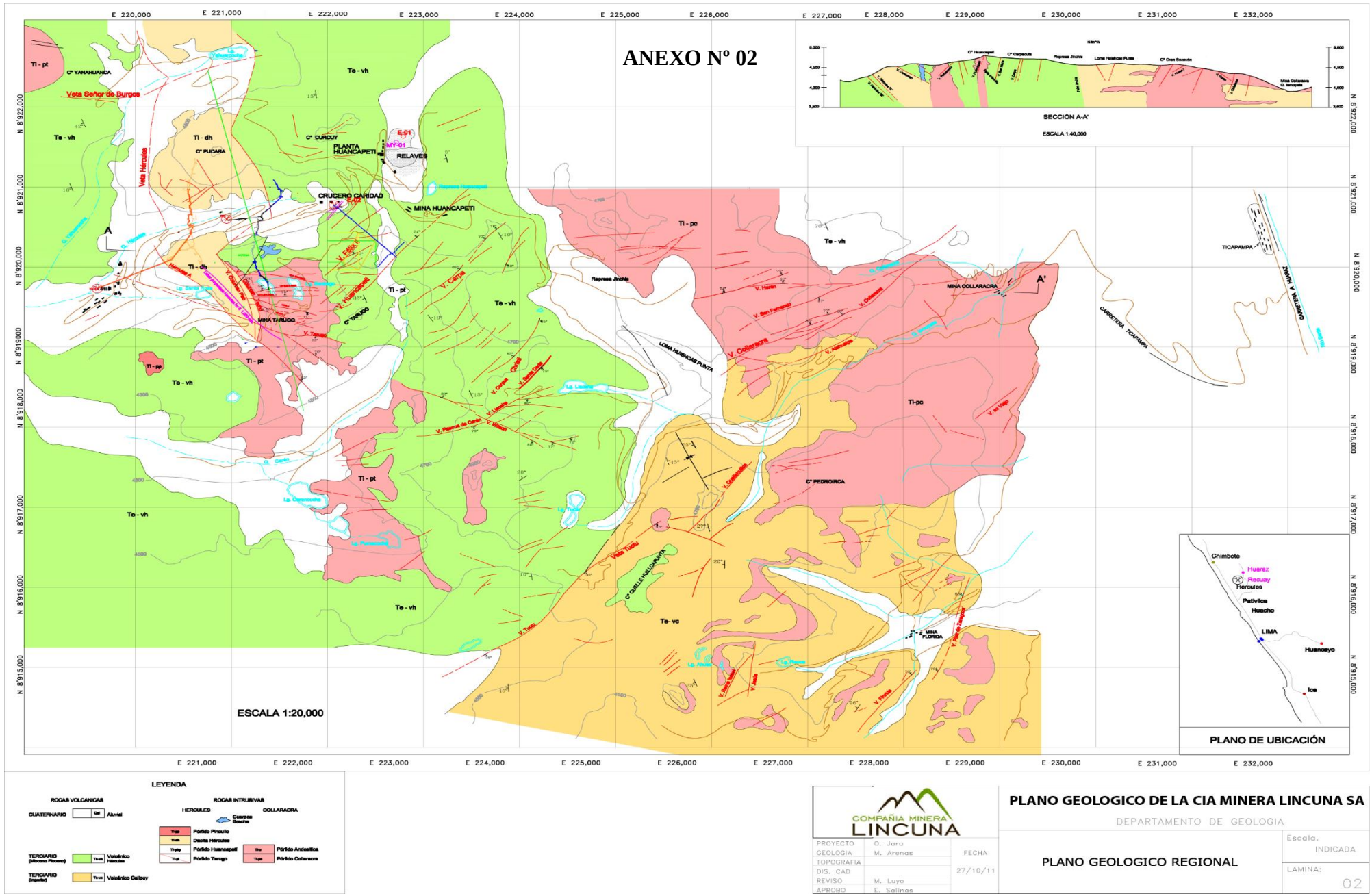
- BIENIAWSKI Z.T., (1989) *"Engineering Rock Mass Clasification"* Wiley Interscience Publication.
- CORP. ACEROS AREQUIPA, (2018) *Barras Helicoidales para Fortificación de Rocas*. http://www.acerosarequipa.com
- CÓRDOVA, D. (2006) *Geomecánica Aplicada al Minado Subterráneo*. Lima, Colegio de Ingenieros del Perú - CIP.
- FERNANDO, G. (1977), *La mecánica de Rocas en la Minería*, España, Editorial Ibergesa,
- HOEK-BROWN, (2002) *Criterio de Rotura*, https://www.rocscience.com/documents/pdfs/uploads/7713.pdf
- DPTO. GEOMECÁNICA (2017), *Informes de Evaluación Geomecánica* Huaraz, Compañía Minera Lincuna SA.
- L. M. MUÑOZ FERNANDEZ Y L. I. GONZÁLEZ DE VALLEJO, (1987) *Aplicación de las Clasificaciones Geomecanicas al Estudio de Excavaciones Subterráneas*. Henares, Rey. Geol, 1: 71-76
- LÓPEZ J. C (2011) *"Manual de túneles y obras subterráneas"*. (2 tomos), ETSIM Madrid.
- NERIO H. ROBLES E. (1994) *"Excavación y Sostenimiento de Túneles en Roca"*, CONCYTEC Lima.
- NÉSTOR D. CÓRDOVA R. (2008), *"Geomecánica en el Minado Subterráneo Caso Mina Condestable"*. (tesis de maestría), Universidad Nacional de Ingeniería, Lima
- NEW CONCEPT MINING (2018). *"Pernos Hydrabolt*". http://www.ncm.co.za,
- OSINERGMIN (2017), *"Guía de Criterios Geomecánicos para Diseño, Construcción, Supervisión y Cierre de Labores Subterráneas"*, Primera Edición Mayo, Lima – Perú.
- RAMÍREZ P., ALEJANO L. (2004), *"Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes"*, ETSI Minas UPM, Madrid – España.

ANEXOS

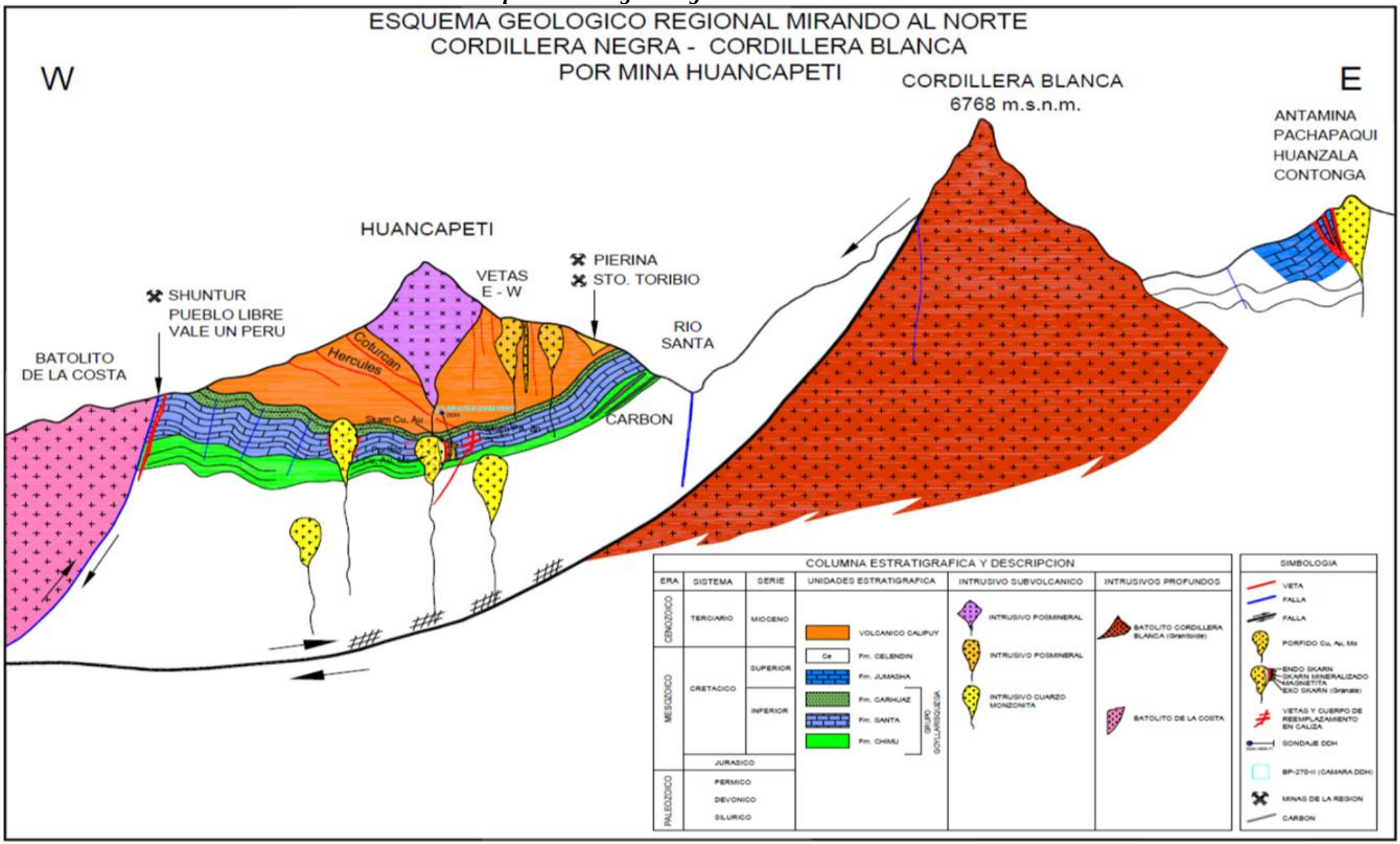
ANEXO Nº 01

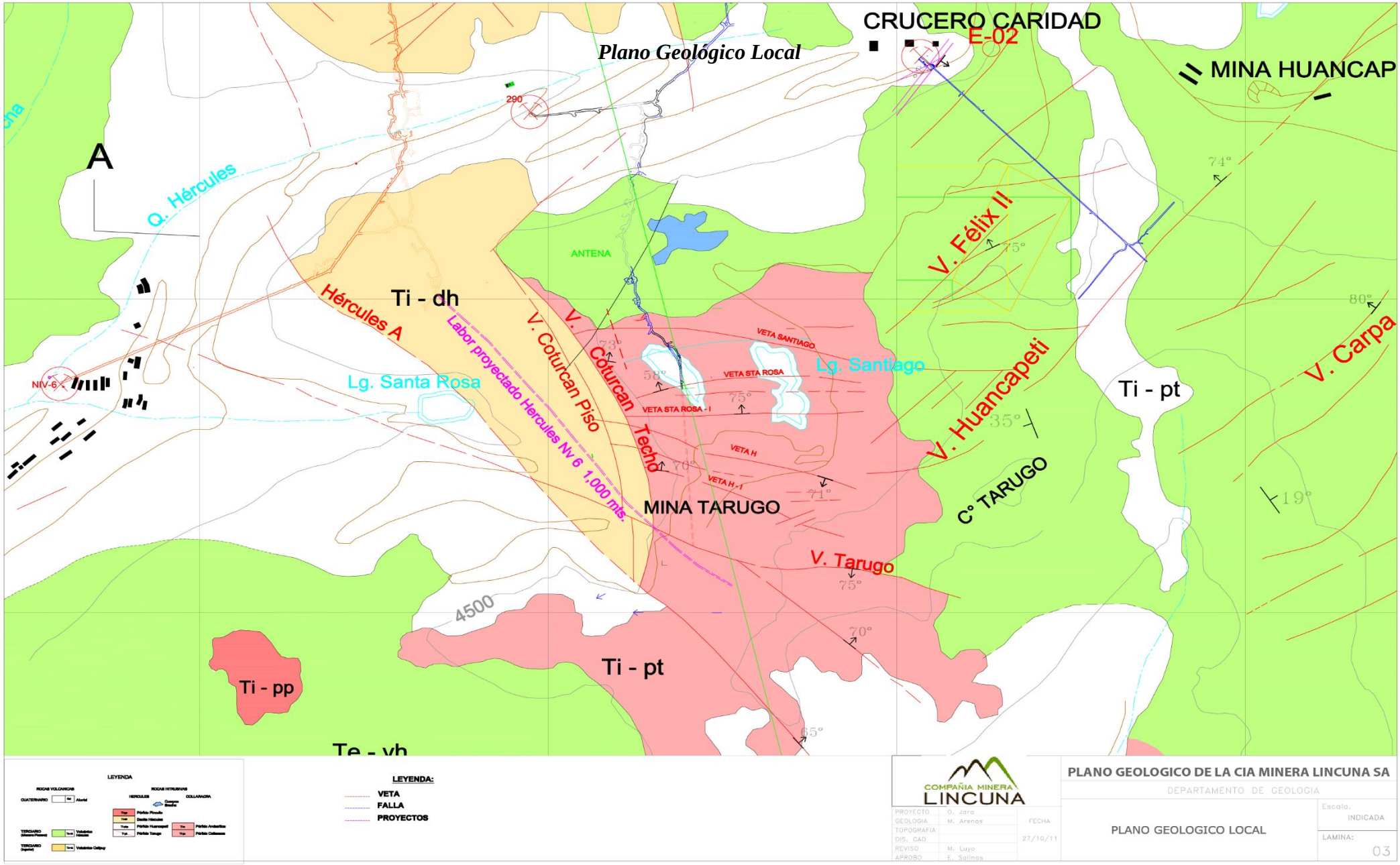
Plano de Ubicación y Acceso




ANEXO Nº 02
SECCIÓN A-A'
ESCALA 1:40,000
ESCALA 1:20,000
PLANO DE UBICACIÓN
Chimbote
Huaraz
Recuay
Hércules
Pativilca
Huacho
LIMA
Huancayo
Ica
LEYENDA
ROCAS VOLCANICAS
CUATERNARIO
Aluvial
TERCIARIO (Mioceno Plioceno)
Volcánico Hércules
TERCIARIO (Inferior)
Volcánico Calipuy
ROCAS INTRUSIVAS
HERCULES
COLLARACRA
Cuerpos Brecha
Pórfido Pinculio
Dacita Hércules
Pórfido Huancapeti
Pórfido Tarugo
Pórfido Andesítica
Pórfido Collaracra
COMPAÑIA MINERA LINCUNA
PROYECTO O. Jara
GEOLOGIA M. Arenas
TOPOGRAFIA
DIS. CAD
REVISO M. Luyo
APROBO E. Salinas
FECHA 27/10/11
PLANO GEOLOGICO DE LA CIA MINERA LINCUNA SA
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
PLANO GEOLOGICO REGIONAL
Escala. INDICADA
LAMINA: 02

Esquema Geológico Regional Mirando al Norte





Plano Geológico Local
CRUCERO CARIDAD
E-02
MINA HUANCAP
A
Q. Hércules
290
ANTENA
Ti - dh
Hércules A
Labor proyectado Hercules Nv 6 1,000 mts.
V. Coturcan Piso
V. Coturcan Techo
VETA SANTIAGO
VETA STA ROSA
VETA STA ROSA - I
VETA H
VETA H - I
Lg. Santa Rosa
Lg. Santiago
NIV-6
V. Félix II
V. Huancapeti
V. Carpa
Ti - pt
C° TARUGO
MINA TARUGO
V. Tarugo
4500
Ti - pt
Ti - pp
Te - vh
74°
75°
80°
73°
58°
75°
35°
70°
71°
19°
75°
70°
65°
LEYENDA
LEYENDA:
VETA
FALLA
PROYECTOS
COMPAÑIA MINERA LINCUNA
PLANO GEOLOGICO DE LA CIA MINERA LINCUNA SA
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
PROYECTO O. Jara
GEOLOGIA M. Arenas
TOPOGRAFIA
DIS. CAD
REVISO M. Luyo
APROBO E. Salinas
FECHA 27/10/11
PLANO GEOLOGICO LOCAL
Escala: INDICADA
LAMINA: 03

ANEXO Nº 03

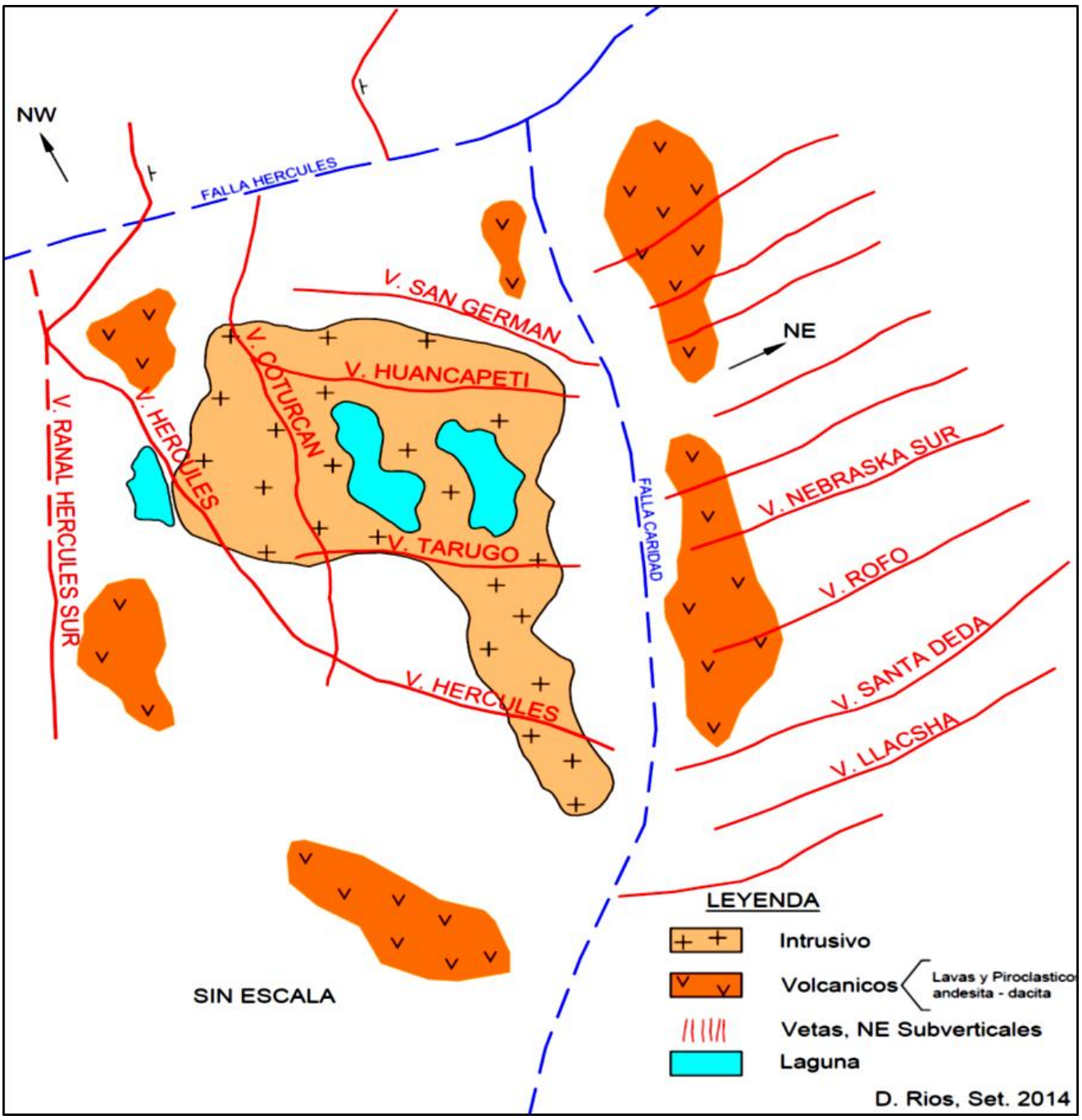
Foto Nº 001: Afloramiento de brechas piroclásticas, correspondientes al volcánico andesítico superior. Se observa marcada seudo-estratificación y diaclasamiento

Foto Nº 002: Afloramiento del volcánico andesítico superior, se observa a la base en contacto curvado con la unidad inferior.

Foto Nº 003 Geomorfología glacial en la quebrada Hércules, se observan los depósitos de morrenas sobre las laderas, cubriendo en parte los afloramientos rocosos, además del valle típico en forma de "U".

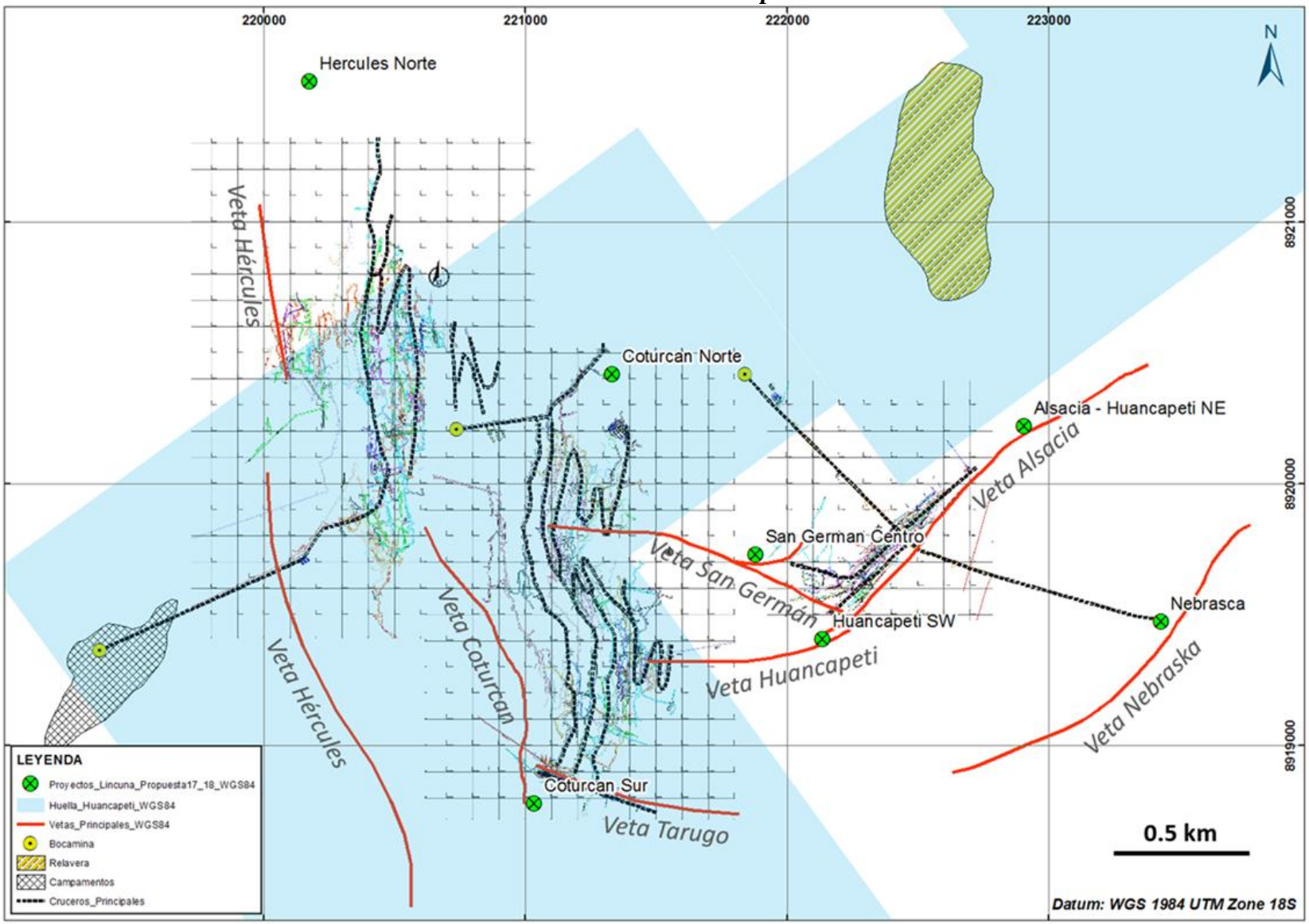
ANEXO Nº 04

Esquema Vista en Planta – Geología Estructural



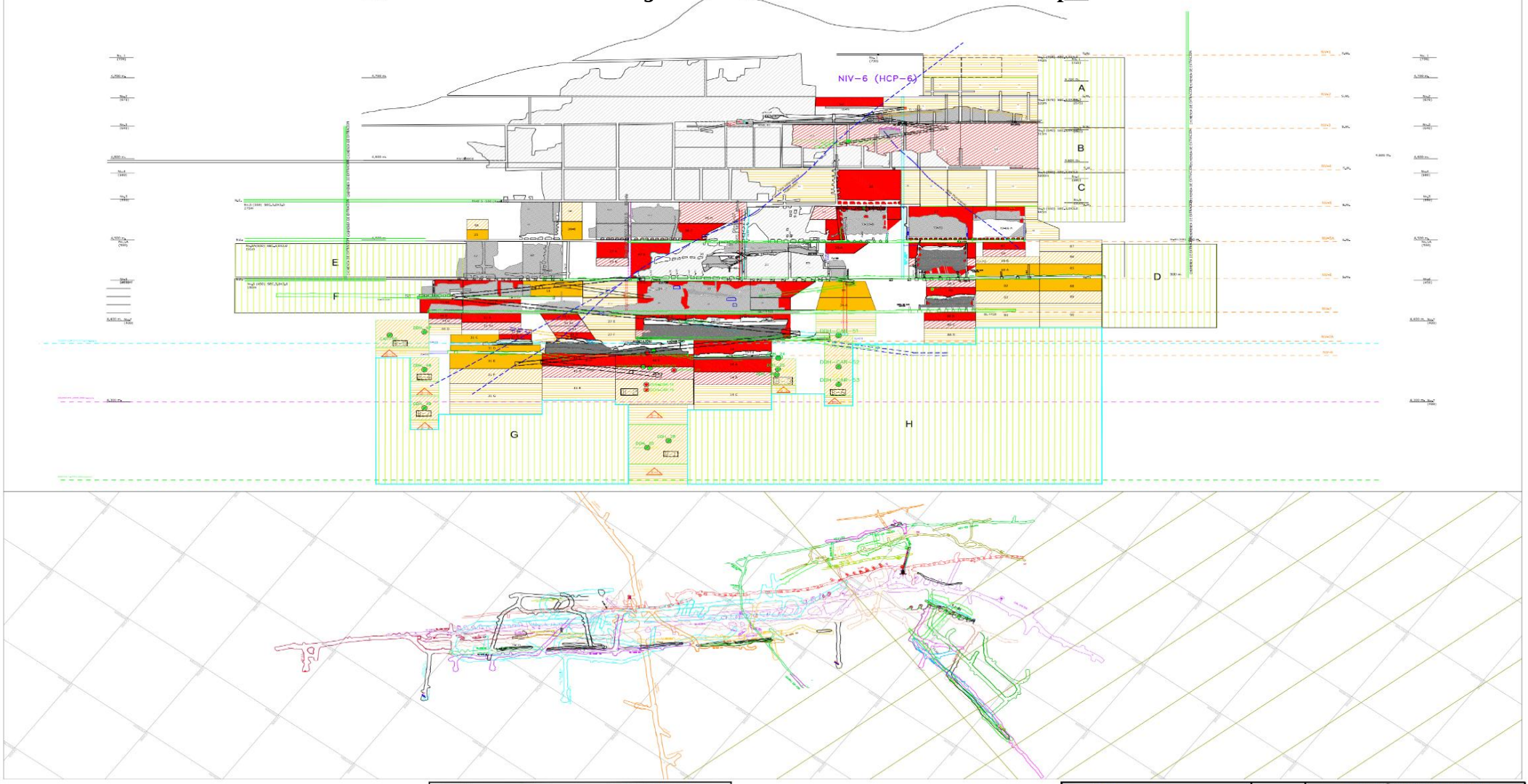
ANEXO Nº 05

Plano Estructural de la Zona de Operación



ANEXO Nº 06

Plano en Sección Longitudinal de Cubicación de la Veta Huancapetí

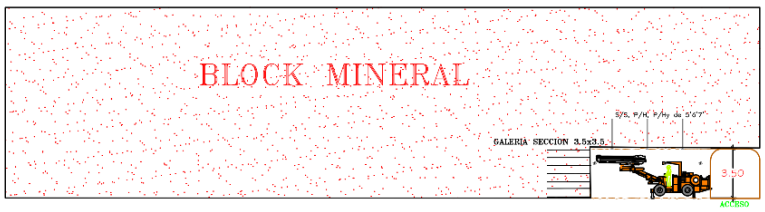


ANEXO Nº 07

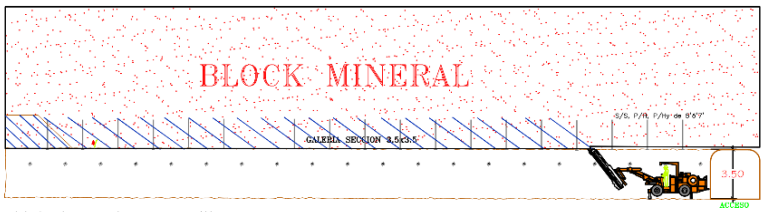
Método De Explotación Corte Y Relleno Ascendente en Realce

ESTANDAR DE MINADO C&RA REALCE
CON JUMBO BARRA 12´
(p/ potencias veta ≥2.0 ≤3.5mts)

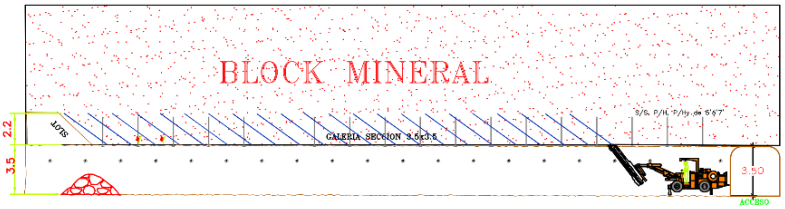
1.– Avance de la galeria con sostenimiento acorde a la cartilla geomecanica.



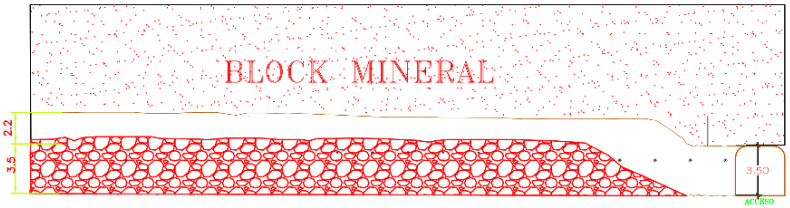
2.– Perforación de cara libre y taladros de producción.



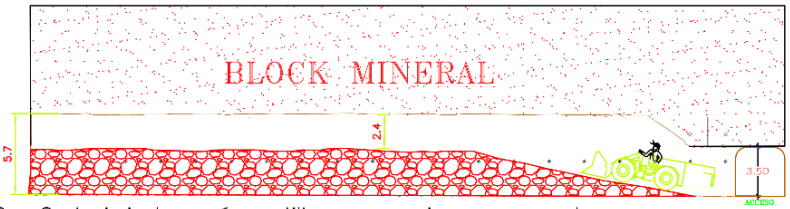
3.– Voladura de cara libre.



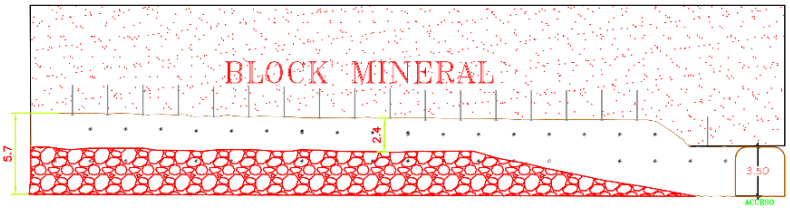
4.– Voladura masiva/tramos.



5.– Limpieza de mineral con scoop realizando piso para sostenimiento (alt. aprox. 2.40mts).



6.– Sostenimiento según cartilla geomecanica en avanzada.



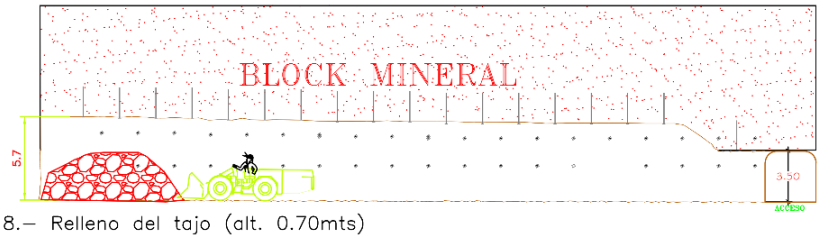
GERENTE DE OPERACIONES	:	O.JARA
GERENTE DE SEGURIDAD	:	R.ALVA
SUPTE. MINA	:	O.JARA
JEFE DE MINA	:	H.BARZOLA
JEFE DE GEOLOGIA	:	J.MORAN
JEFE DE PLANEAMIENTO	:	J.LAZARO

COMPAÑIA MINERA LINCUNA
DPTO. DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

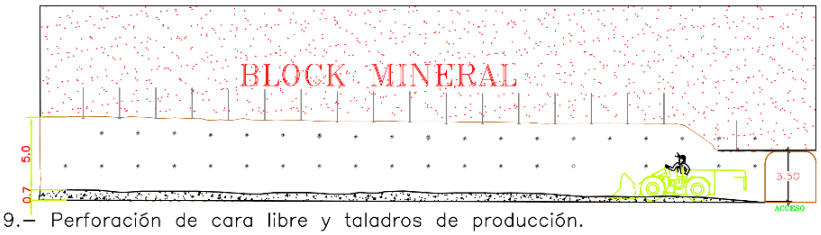
METODO DE MINADO
C&RA REALCE

COD. PLANO: MIN-002
PLANO Nº: 003

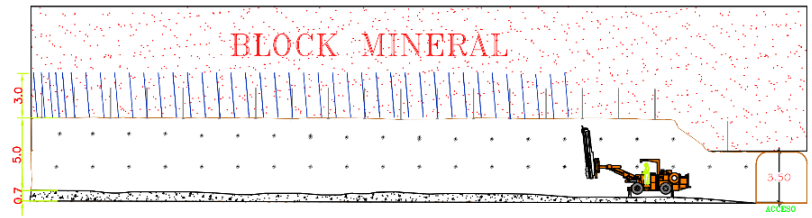
7.– Limpieza de mineral con scoop en avanzada.



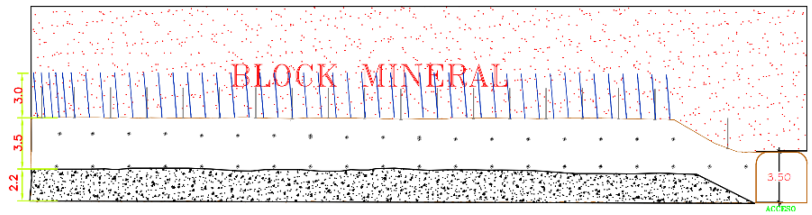
8.– Relleno del tajo (alt. 0.70mts)



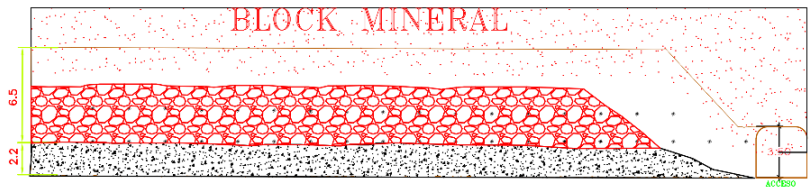
9.– Perforación de cara libre y taladros de producción.



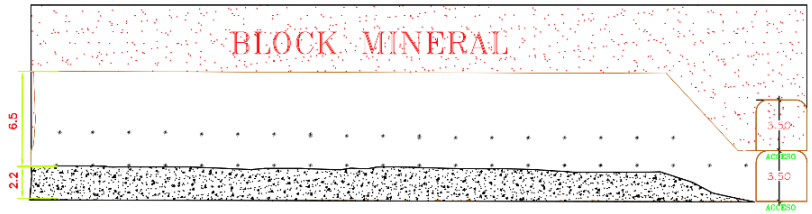
10.– Relleno del tajo (alt. 1.5mts)



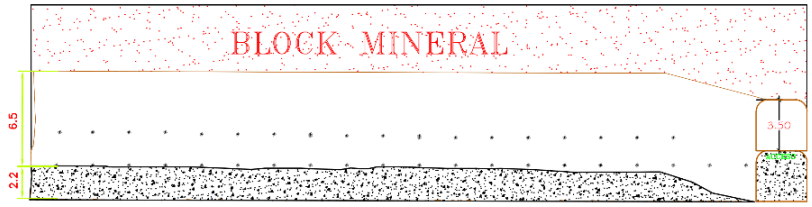
11.– Voladura del tajo y continuar con los pasos 5–9.



12.– Limpieza de mineral.



13.– Realce del brazo de batido para el siguiente corte.



GERENTE DE OPERACIONES	:	O.JARA
GERENTE DE SEGURIDAD	:	R.ALVA
SUPTE. MINA	:	O.JARA
JEFE DE MINA	:	H.BARZOLA
JEFE DE GEOLOGIA	:	J.MORAN
JEFE DE PLANEAMIENTO	:	J.LAZARO

COMPAÑIA MINERA LINCUNA
DPTO. DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

METODO DE MINADO
C&RA REALCE

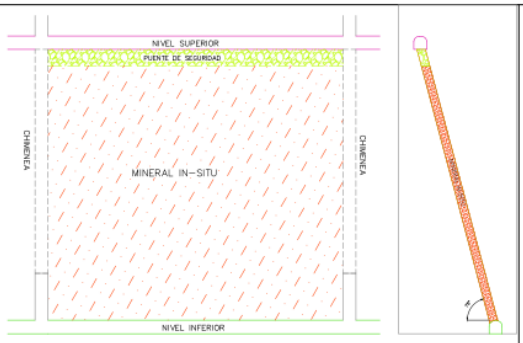
MIN-002 | PLANO Nº 004

ANEXO Nº 08

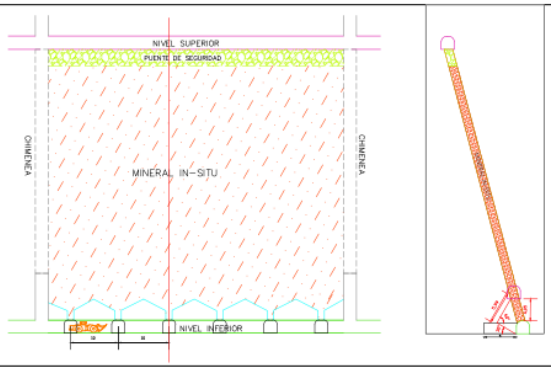
Método de Explotación por Almacenamiento Provisional - Shirinkage

METODO SHIRINGAGE

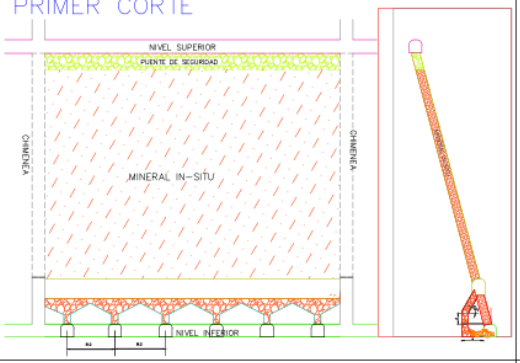
PASO 1: AVANCE CHIMENEAS PRINCIPALES



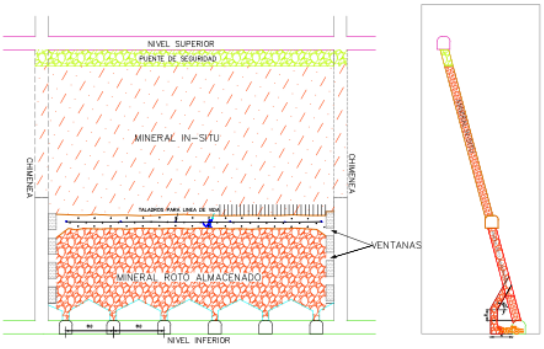
PASO 2: AVANCE DEL SUBNIVEL Y CHIMENEAS



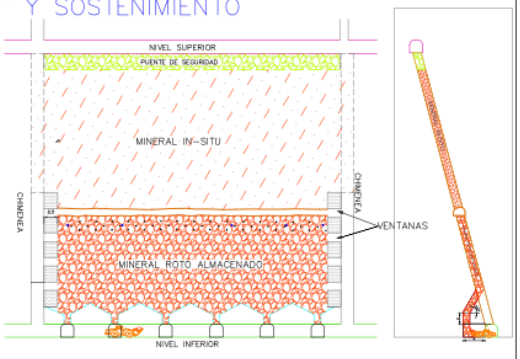
PASO 3: PERFORACION Y VOLADURA DEL PRIMER CORTE



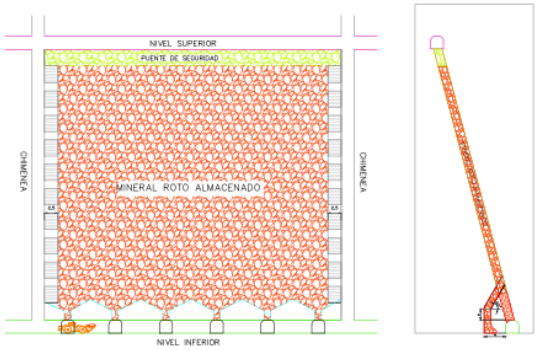
PASO 4: PERFORACION Y VOLADURA DEL TAJO



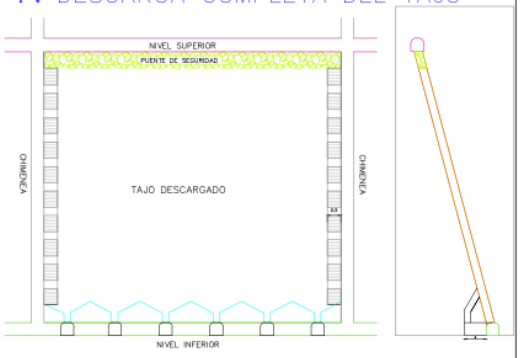
PASO 5: ACARREO MINERAL PARA DAR PISO Y SOSTENIMIENTO

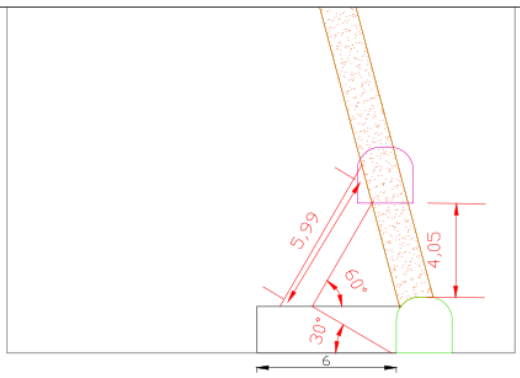


PASO 6: CULMINACIÓN DEL TAJO



PASO 7: DESCARGA COMPLETA DEL TAJO





GERENTE DE OPERACIONES	:	O.JARA
GERENTE DE SEGURIDAD	:	R.ALVA
SUPTE. MINA	:	O.JARA
JEFE DE MINA	:	H.BARZOLA
JEFE DE GEOLOGIA	:	J.MORAN
JEFE DE PLANEAMIENTO	:	J. LAZARO

COMPAÑIA MINERA LINCUNA
DPTO. DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

METODO DE MINADO
SHIRINKAGE

ANEXO Nº 09

Foto N° 004 Perforación Vertical o Realce con máquina Jackleg

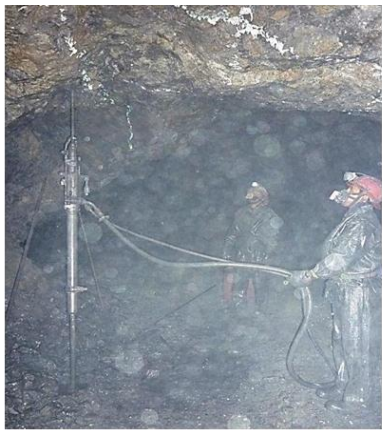


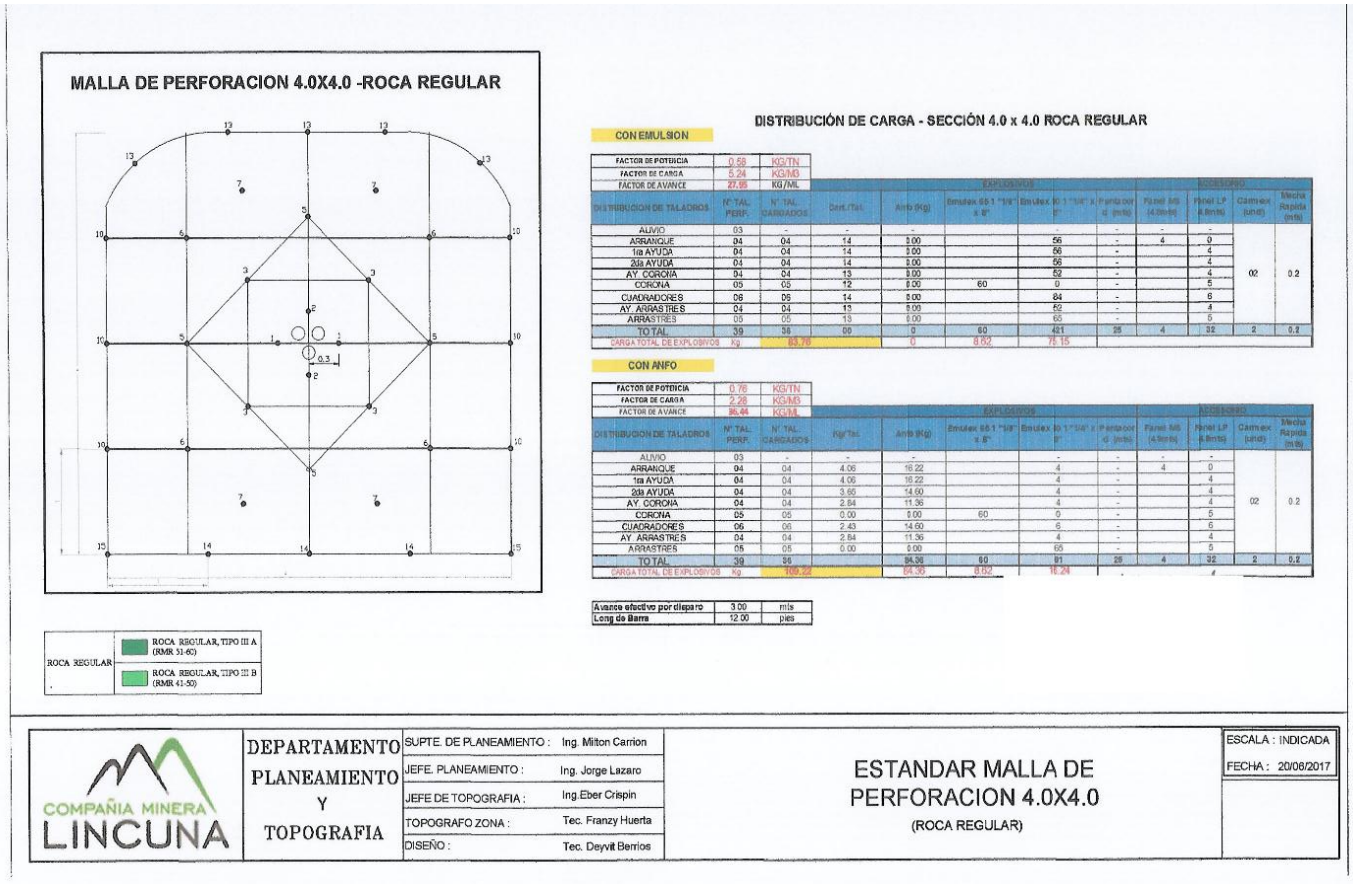
Foto Nº 005 Jumbo DD-210 – Sandvick

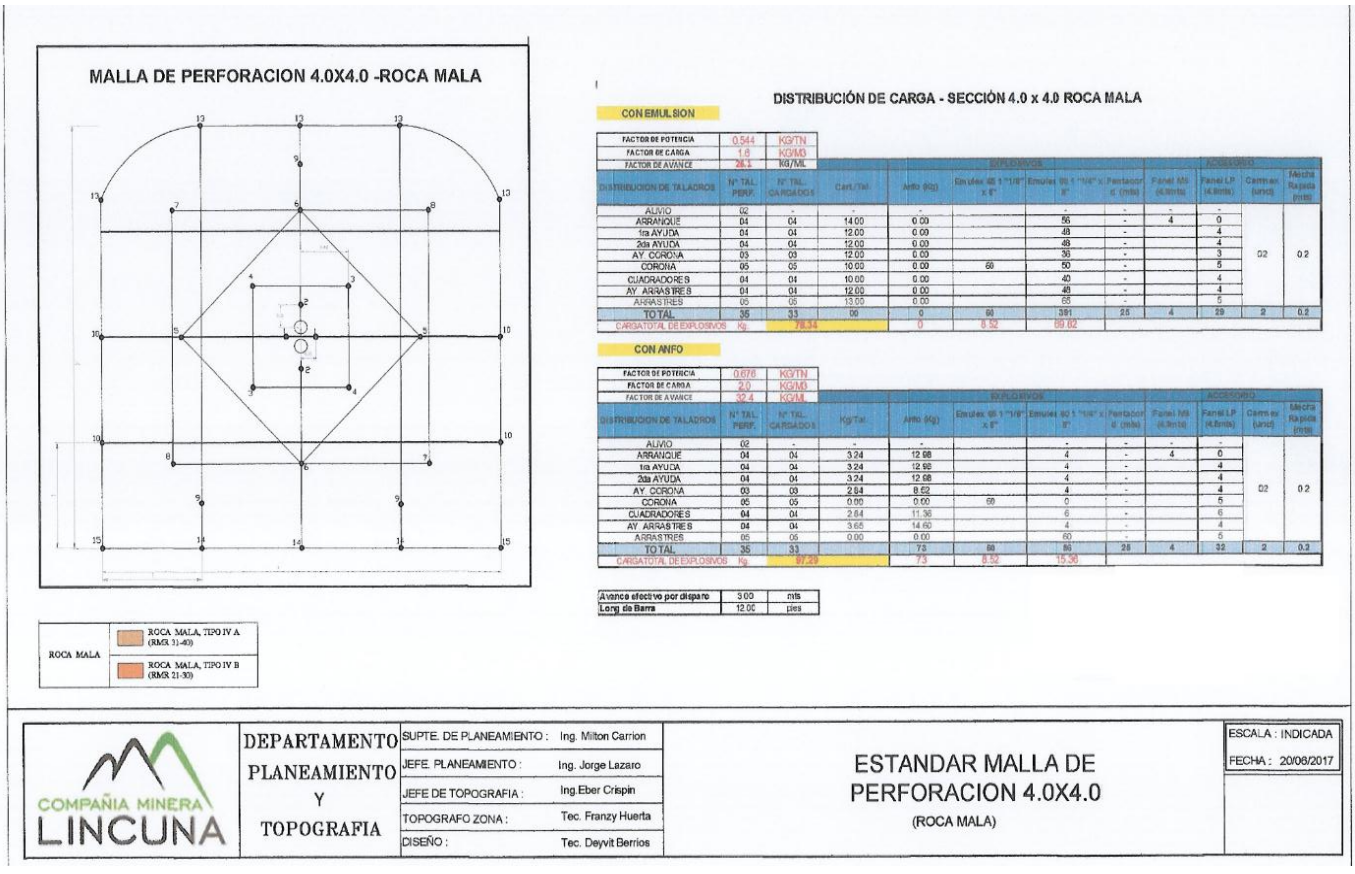
ANEXO Nº 10

Foto Nº 006 Cargador de Anfo

ANEXO Nº 11

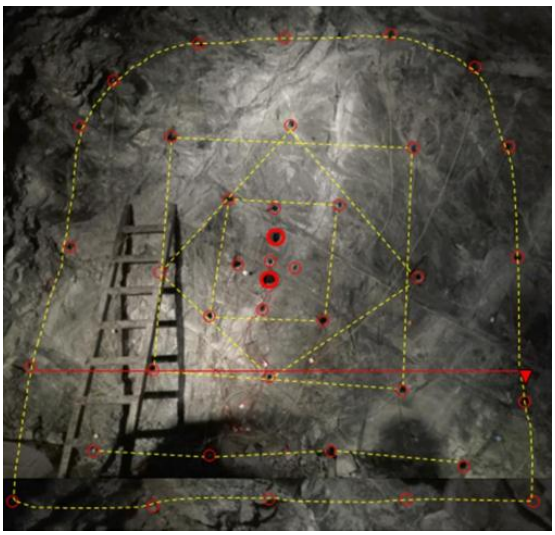
Mallas de Perforación y Distribución del Explosivo por Sección de Labor

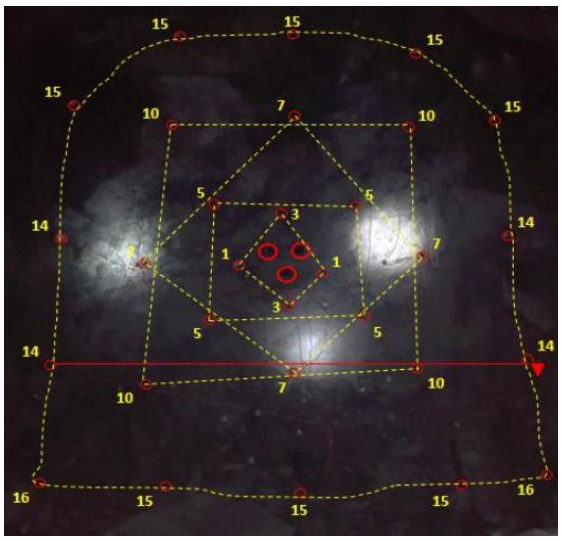




ANEXO Nº 12

Foto Nº 007, Carguío de labores en sección 4.0 x 4.0





ANEXO Nº 13

Diagrama Unifilar MELEC-01

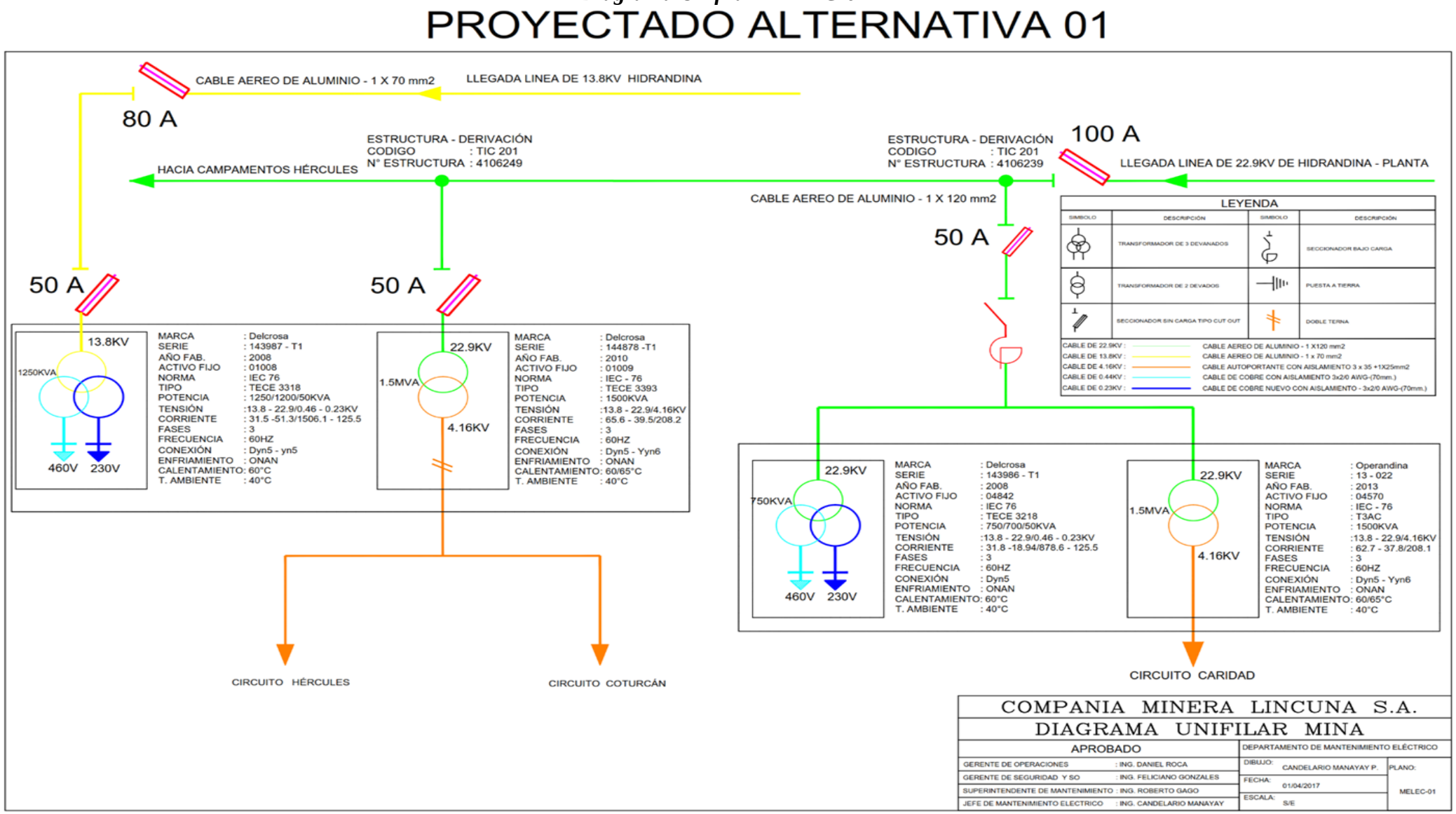


Diagrama Unifilar MELEC- 02

PROYECTADO ALTERNATIVA 02

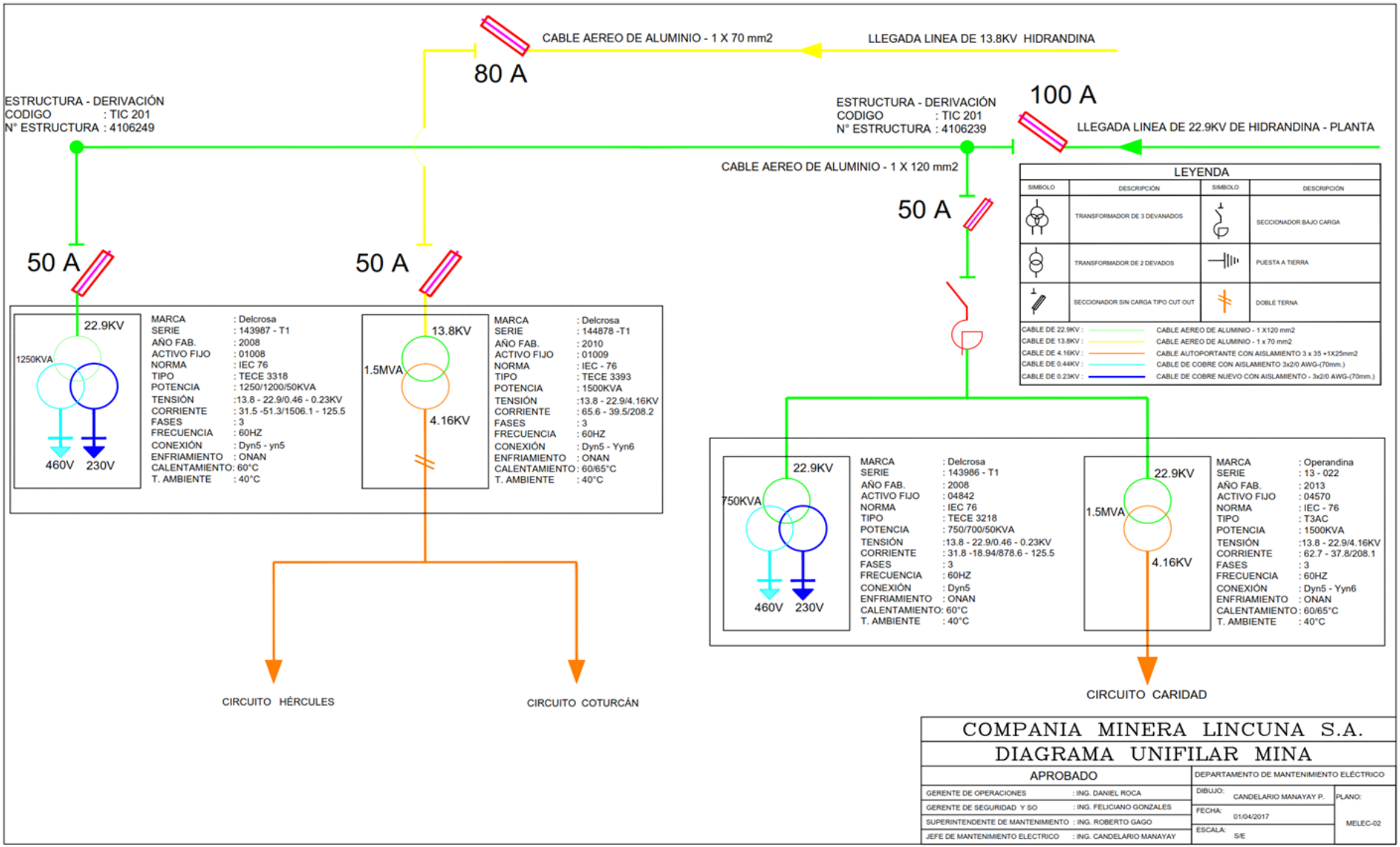
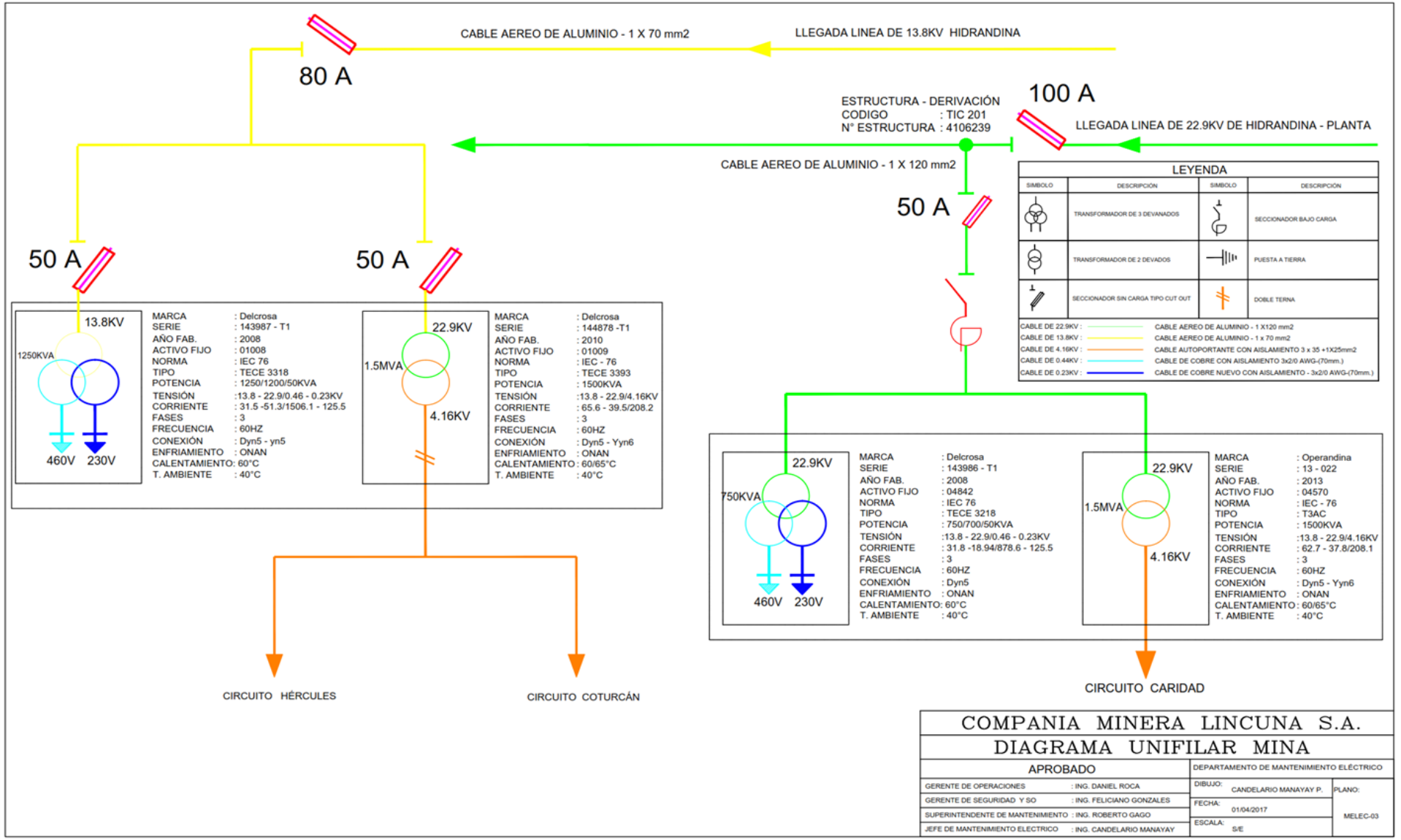


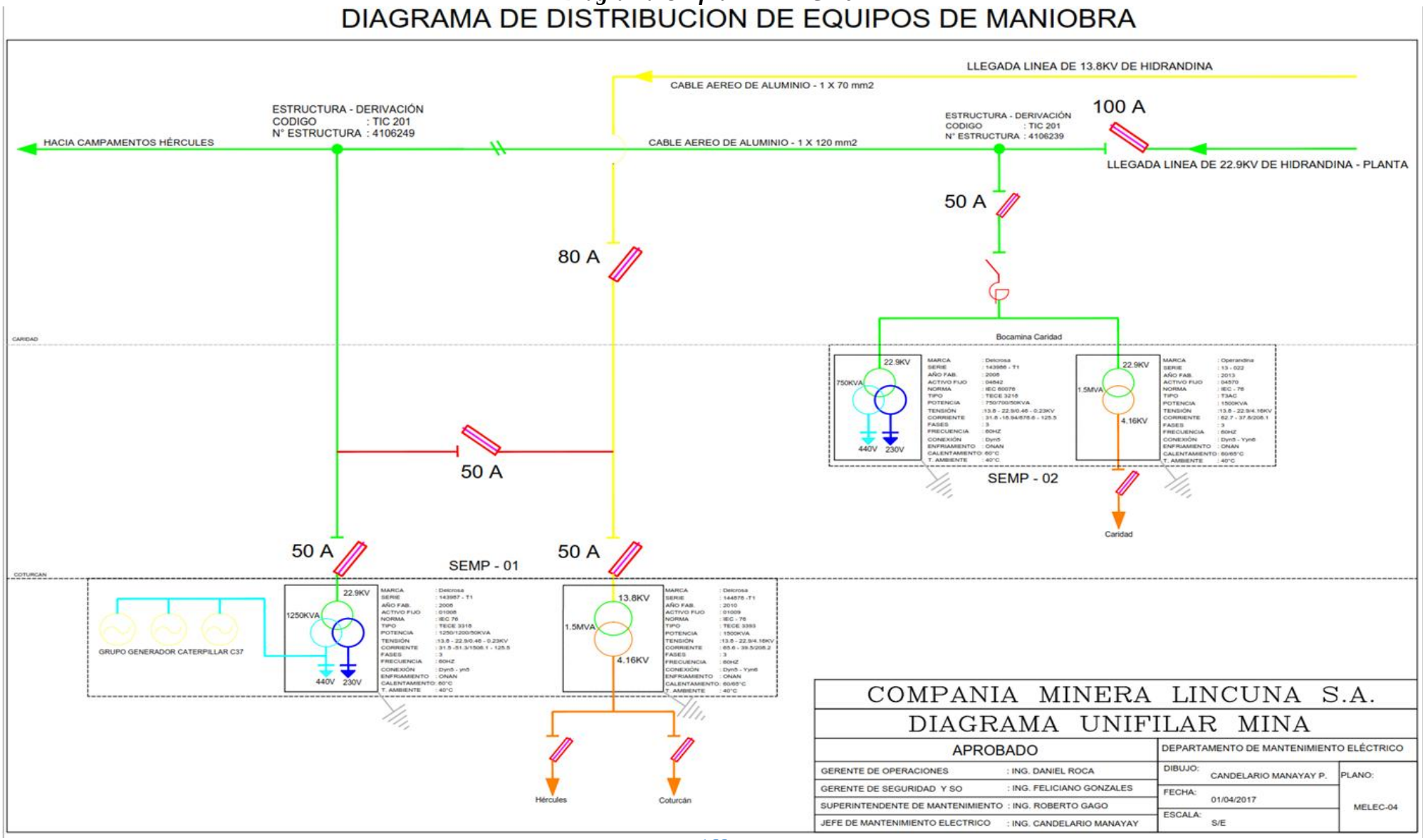
Diagrama Unifilar MELEC – 03

PROYECTADO ALTERNATIVA 03



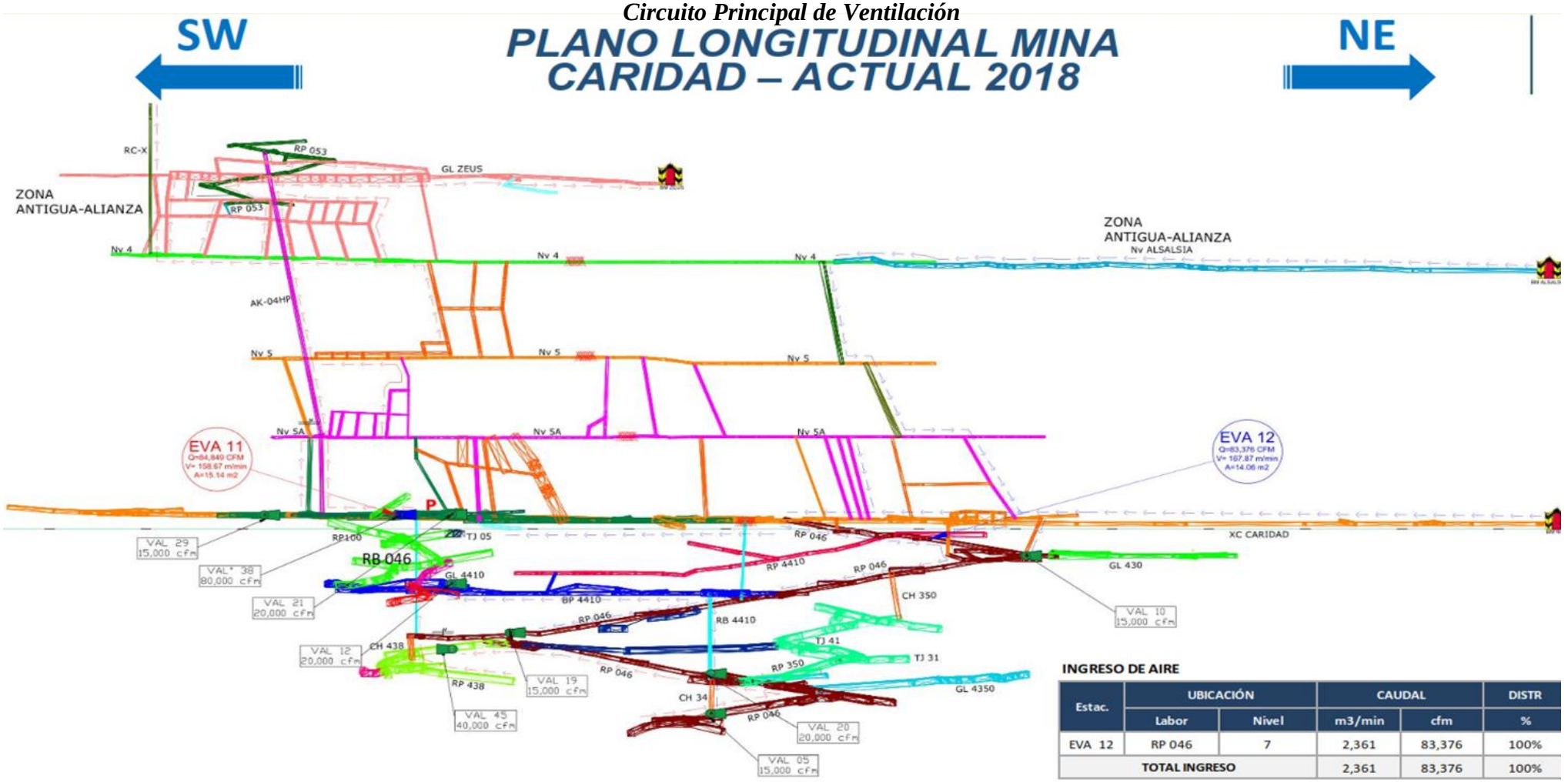
ANEXO Nº 14

Diagrama Unifilar MELEC - 04



ANEXO Nº 15

Circuito Principal de Ventilación



INGRESO DE AIRE

Estac.	UBICACIÓN		CAUDAL		DISTR
	Labor	Nivel	m3/min	cfm	%
EVA 12	RP 046	7	2,361	83,376	100%
TOTAL INGRESO			2,361	83,376	100%

SALIDA DE AIRE

Estac.	UBICACIÓN		CAUDAL		DIST
	Labor	Nivel	m3/min	cfm	%
EVA 11	GL 450	6	2,403	84,849	100%
TOTAL SALIDA			2,403	84,849	100%

ANEXO Nº 16

Foto Nº 008, Equipo Prensa Hidráulica

Foto Nº 009, Equipo Prensa Hidráulica y Deformómetro.

Foto Nº 010, Equipo Maquina de Compresión Triaxial

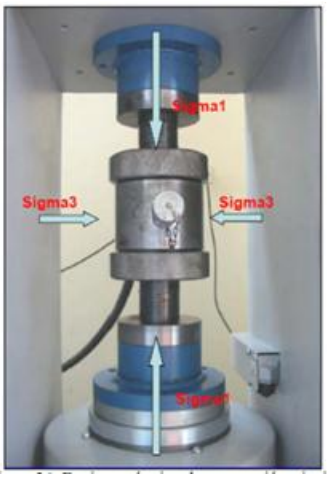
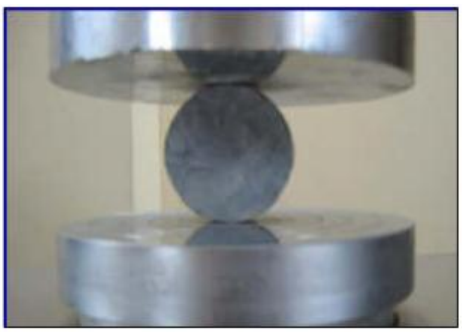


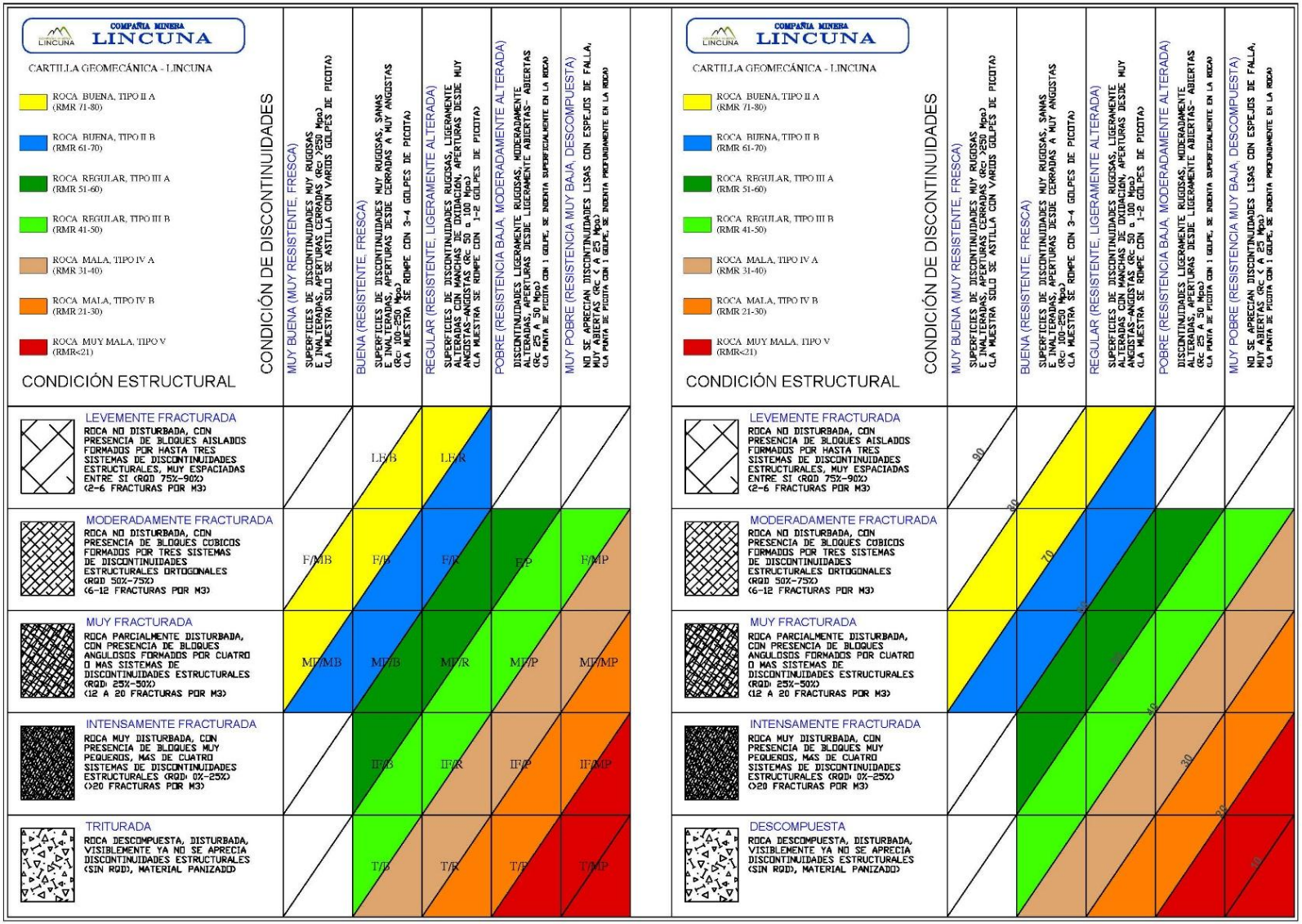
Foto Nº 011, Equipo Máquina de Ensayo de Carga Puntual

Foto Nº 012, Equipo Máquina de Compresión



ANEXO Nº 17

Cartilla Geomecánica



Cartilla Geomecánica

CARTILLA DE SOSTENIMIENTO ESTANDAR - COMPAÑIA MINERA LINCUNA S.A.

CÓDIGO	CALIDAD	CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	SOSTENIMIENTO EN LABORES PERMANENTES	SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES
	BUENA "A"	ROCA DURA LEVEMENTE FRACTURADA, SANA A LIGERAMENTE FRACTURADA	PERNOS "CEMENTADO Y/O CON RESINA" A COLUMNA COMPLETA DE MODO PUNTUAL. EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS ESPACIADOS A "1.75x1.75 METROS" DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	PERNOS "DE FRICCIÓN", DE MODO PUNTUAL. EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS ESPACIADOS A "1.75x1.75 METROS" EN FORMA DE ROMBO. EN LABORES ANGOSTAS (<1.50M) COLOCAR PERNOS CON LONGITUD DE 1.2 METROS Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD 6-8 PULGADAS DE DIÁMETRO DE MODO PUNTUAL.
	BUENA "B"	ROCA DURA FRACTURADA, LIGERA A MODERADA ALTERACIÓN, CON HUMEDAD PUNTUAL.	PERNOS "CEMENTADO Y/O CON RESINA" A COLUMNA COMPLETA ESPACIADOS A "1.75x1.75 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	PERNOS "DE FRICCIÓN", ESPACIADOS A "1.75x1.75 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS CON LONGITUD DE 1.2 METROS Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD 6-8 PULGADAS DE DIÁMETRO DE MODO PUNTUAL.
	REGULAR "A"	ROCA MEDIANAMENTE DURA FRACTURADA PUNTUALMENTE MUY FRACTURADA, MODERADAMENTE ALTERADA, HUMEDAD LEVE-MODERADA.	PERNOS "CEMENTADO Y/O CON RESINA" A COLUMNA COMPLETA ESPACIADOS A "1.5x 1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN TERRENOS MUY FRACTURADOS AÑADIR SHOTCRETE 1.5" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25KG/M3.	PERNOS "DE FRICCIÓN" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS" DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN TERRENOS MUY FRACTURADOS AÑADIR SHOTCRETE DE 1.0" PULGADA DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25KG/M3 Y/O MALLA ELECTROSOLDADA DE 3"x3" DE ABERTURA-ALAMBRE N°8. EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS CON LONGITUD DE 1.2 METROS Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD 6-8 PULGADAS DE DIÁMETRO DE MODO PUNTUAL.
	REGULAR "B"	ROCA MEDIANAMENTE DURA, FRACTURADA A MUY FRACTURADA, CON PRESENCIA DE ALGUNAS FALLAS MENORES, ALTERADA, HUMEDAD MODERADA A MOJADO-GOTEO.	PERNOS "CEMENTADOS Y/O CON RESINA" A COLUMNA COMPLETA ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS" DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO, MAS SHOTCRETE DE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25 KG/M3.	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO + SHOTCRETE DE 1.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25 KG/M3 Y/O MALLA ELECTROSOLDADA DE 3"x3" DE ABERTURA-ALAMBRE N°8. EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS CON LONGITUD DE 1.2 METROS Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD 6-8 PULGADAS DE DIÁMETRO ESPACIADOS A 1.5 METROS.
	MALA "A"	ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA - INTENSAMENTE FRACTURADA CON ALGUNAS FALLAS PANIZADAS DE MODERADA A FUERTE ALTERACIÓN, PRESENCIA DE AGUA MODO MOJADO-GOTEO Y RELLENOS BLANDOS.	SHOCRETE DE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25 KG/M3, MAS PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.25x1.25 METROS" DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. **EN SECTORES ESPECÍFICOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS" SEGÚN EL ESPACIMIENTO DE LOS PERNOS.**	SHOCRETE DE 1.5" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADA CON FIBRA DE ACERO 25 KG/M3 MAS PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.25x1.25 METROS". EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR CUADROS DE MADERA 8-10" PULGADAS DE DIÁMETRO, ESPACIADOS A 1.20 METROS, ESTOS CUADROS DEBEN ESTAR COMPLETAMENTE ELEMENTADOS.
	MALA "B"	ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA, INTENSAMENTE FRACTURADA A DESCOMPUESTA CON PRESENCIA DE FALLAS, MUY ALTERADA CON RELLENOS BLANDOS, PRESENCIA DE AGUA MODO GOTEO-FLUJO.	SHOCRETE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50 KG/M3 MAS PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.0x1.0 METROS" + CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS", SEGÚN ESPACIAMIENTO DE LOS PERNOS Y FINALMENTE COLOCAR UNA CAPA DE SHOTCRETE 1.5" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50KG/M3.	SHOCRETE DE 2.0" DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50 KG/M3 + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.25x1.25 METROS". EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR CUADROS DE MADERA 8-10" PULGADAS DE DIÁMETRO, ESPACIADOS A 1.0 METRO, ESTOS CUADROS DEBEN ESTAR COMPLETAMENTE ELEMENTADOS.
	MUY MALA	ROCA MUY SUAVE, ESTRUCTURALMENTE TRITURADA-DESCOMPUESTA, MUY ALTERADA-DECOMPUESTA, CON FALLAS, RELLENOS BLANDOS, PRESENCIA DE AGUA MODO GOTEO-FLUJO.	SHOCRETE DE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50 KG/M3 + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.0x1.0 METROS" + CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS", SEGÚN ESPACIAMIENTO DE LOS PERNOS Y FINALMENTE COLOCAR UNA CAPA DE SHOTCRETE DE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50KG/M3 Y/O CIMBRAS METALICAS DE PERFIL H TIPO 6W20 ESPACIADAS A 1.0 METROS COMPLETAMENTE CONFINADAS A LA ROCA. **IMPLEMENTAR EL MONITOREO DE CONVERGENCIA.**	ESTE TERRENO SE OBSERVA SÓLO EN CONTACTOS FALLA AL PISO-TECHO DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS Y ZONAS DE CORTE, PRINCIPALMENTE EN MINA HÉRCULES. SE RECOMIENDA COLOCAR SHOTCRETE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50 KG/M3 + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.0x1.0 METROS" REFORZADOS CON CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS" ESPACIADOS SEGÚN LOS PERNOS Y/O COLOCAR CUADROS DE MADERA 8-10" PULGADAS DE DIÁMETRO, ESPACIADOS A 0.75 METROS, ESTOS CUADROS DEBEN ESTAR COMPLETAMENTE ELEMENTADOS.

NOTAS:

1.- La longitud de los pernos está en función al ancho de excavación (ancho entre 5.0-3.0 metros se emplean pernos de 8 pies, ancho entre 3.0-1.5 metros se emplean pernos de 6 pies, ancho <1.5 metros se emplean pernos de 4 pies).
2.- En toda intersección de labores, se debe ajustar el sostenimiento estándar (reducir el espaciamiento de los pernos al nivel inmediato inferior que establece la cartilla de sostenimiento).
3.- Las longitudes estándar de los pernos cementados y/o con resina a columna completa son "4 pies, 6 pies y 8 pies"; en pernos de fricción/expansivos las longitudes estándar son "4 pies, 5 pies y 7 pies".
4.- Se consideran labores temporales las siguientes descripciones "tajeos, subniveles, brazo de batido".
5.- Se consideran labores permanentes las siguientes descripciones "Rampa, By pass, Fronton, Cámara de carguio, Estaciones de bombeo, Bodegas-oficinas de interior mina, Polvorines, Refugio minero, Taller de mantenimiento interior mina, Cámaras de perforación diamantina".

ANEXO Nª 18

1º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : COTURCAN ALTO-CARIDAD
NIVEL : NV 8
LABOR : GL 4350SW-CAJA TECHO

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TRAMO DESDE	TRAMO HASTA	Juntas (ml)	RQD (%)
1	228°		C1	C2	2	98
TIPO DE ROCA				FREC. FRACTURA	3	96
A %	B %	C %		DISC. / ml.	4	94
					5	91

TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.		
D	208°	72°						6	88
D	84°	65°						7	84
D	306°	83°						8	81
D	73	42						9	77
								10	74
								11	70
								12	66
								13	63
								14	59
								15	56
								16	52
								17	49
								18	46
								19	43
								20	41

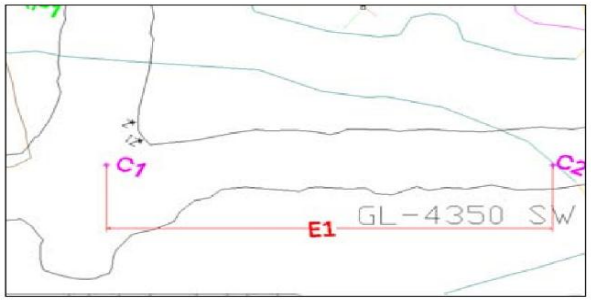
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)

CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO					VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	11
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	13
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	10
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	4
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-5
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							

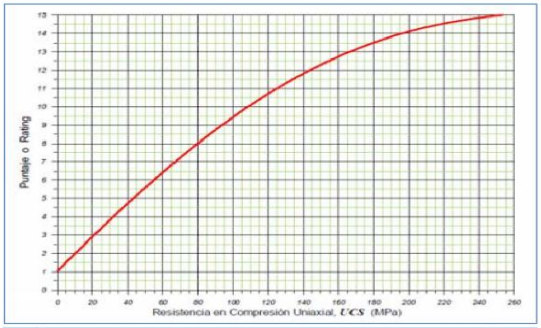
CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	53
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

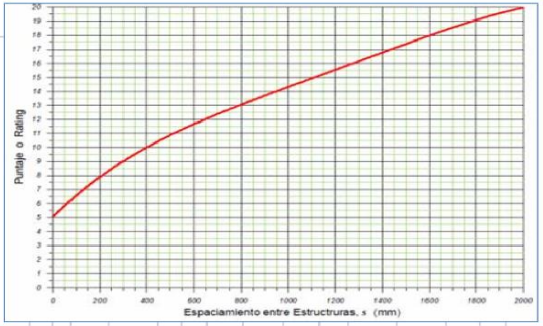
GRAFICA



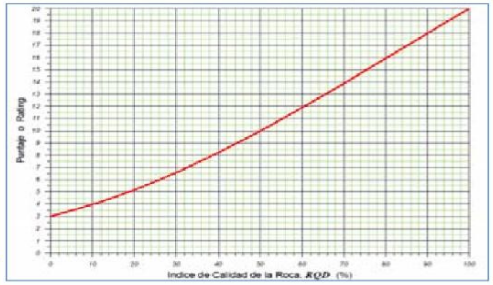
ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA





GSI	MF/R	Q



MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

2º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : **COTURCAN ALTO-CARIDAD**
NIVEL : **NV 8**
LABOR : **GL 4350SW-CAJA TECHO**

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

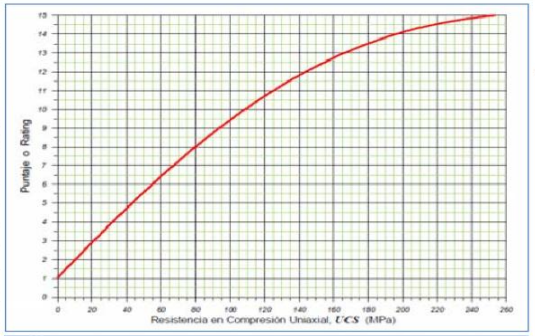
Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TRAMO DESDE	TRAMO HASTA	Juntas (ml)	RQD (%)
2	228°		C2	C2+40m	2	98
TIPO DE ROCA				FREC. FRACTURA	3	96
A %	B %	C %		DISC. / mt.	4	94
					5	91

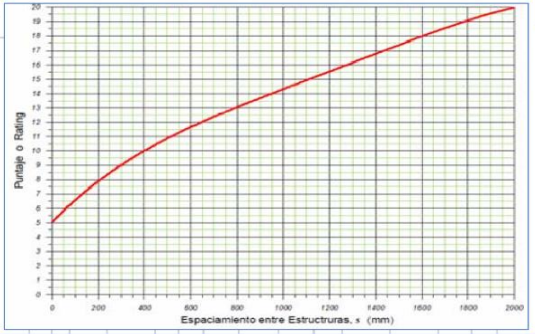
TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.			
D	222°	78°						6	88	
D	75°	73°						7	84	
D	316°	88°						8	81	
D	309°	82°						9	77	
D	111°	55°						10	74	
D	208°	75°						11	70	
D	110	70						12	66	
								13	63	
								14	59	
								15	56	
								16	52	
								17	49	
								18	46	
								19	43	
								20	41	

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

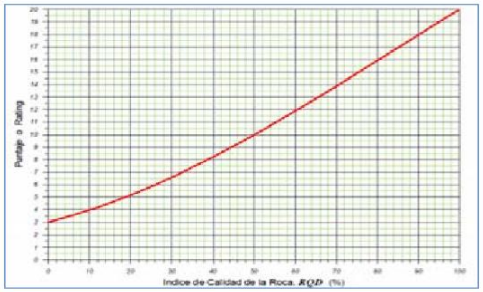
PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO					VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	11
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	15
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	10
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	4
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-5
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	55
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

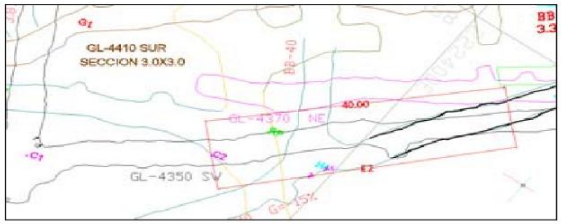




GSI	MF/R	Q



GRAFICA



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA

MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

3º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : **COTURCAN ALTO-CARIDAD**
NIVEL : **NV 8**
LABOR : **GL 4350SW-CAJA TECHO**

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TRAMO DESDE	TRAMO HASTA	Juntas (ml)	RQD (%)
3	228°		C2+40m	C2+50m	2	98
TIPO DE ROCA				FREC. FRACTURA	3	96
A %	B %	C %		DISC. / ml.	4	94
					5	91

TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.			
								6	88	
								7	84	
								8	81	
								9	77	
								10	74	
								11	70	
								12	66	
								13	63	
								14	59	
								15	56	
								16	52	
								17	49	
								18	46	
								19	43	
								20	41	

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)

CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO					VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	11
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	9
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	10
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	3
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	4
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-5

VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =

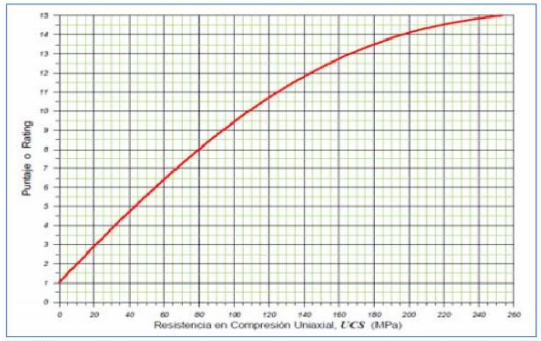
CLASE DE MACIZO ROCOSO

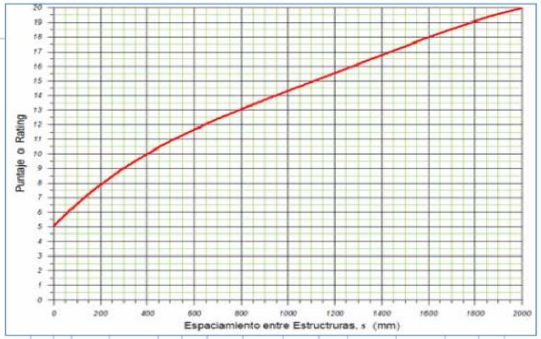
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	**47**
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

GRAFICA

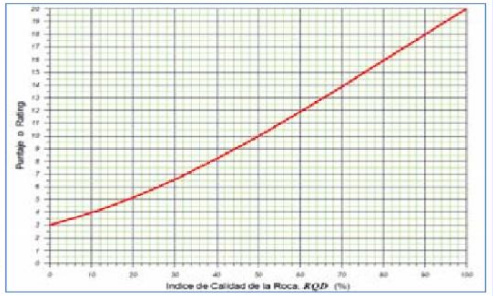
ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA





GSI	MF/R	Q



MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

4º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : **COTURCAN ALTO-CARIDAD**
NIVEL : **NV 8**
LABOR : **GL 4350SW-CAJA PISO**

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

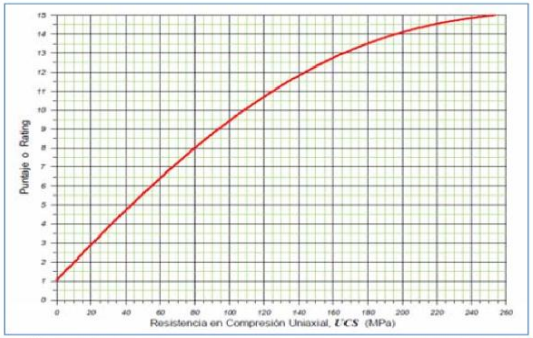
Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TRAMO DESDE	TRAMO HASTA	Juntas (ml)	RQD (%)
1	228°		C1	C2	2	98
TIPO DE ROCA				FREC. FRACTURA	3	96
A %	B %	C %		DISC. / ml.	4	94
					5	91

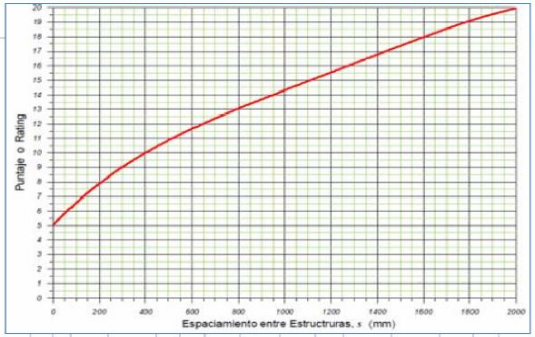
TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.		
D	203°	74°						6	88
D	209°	70°						7	84
D	78°	62°						8	81
D	85°	68°						9	77
D	322°	77°						10	74
D	317°	81°						11	70
D	324	74						12	66
D	328	78						13	63
D	343	82						14	59
								15	56
								16	52
								17	49
								18	46
								19	43
								20	41

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

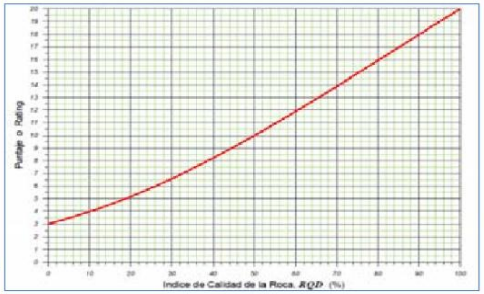
PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO				VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	11
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	13
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	10
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	4
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-5
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	**53**
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

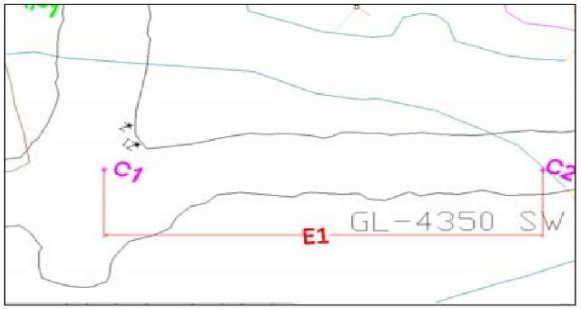




GSI	MF/R	Q



GRAFICA



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA

MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

5º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : **COTURCAN ALTO-CARIDAD**
NIVEL : **NV 8**
LABOR : **GL 4350SW-CAJA PISO**

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TRAMO DESDE	TRAMO HASTA	Juntas (ml)	RQD (%)
2	228°		C2	C2+40m	2	98
TIPO DE ROCA				FREC. FRACTURA	3	96
A %	B %	C %		DISC. / ml.	4	94
					5	91

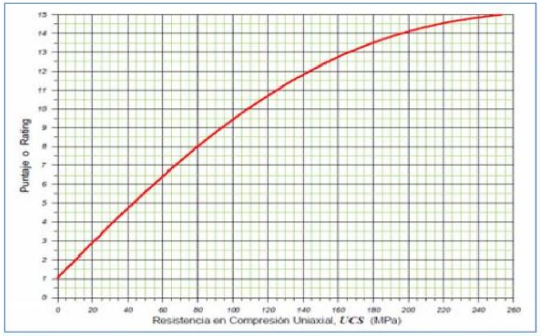
TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.		
D	213°	84°						6	88
D	227°	76°						7	84
D	99°	52°						8	81
D	87°	77°						9	77
D	317°	87°						10	74
D	306°	83°						11	70
D	172	77						12	66
D	319	76						13	63
								14	59
								15	56
								16	52
								17	49
								18	46
								19	43
								20	41

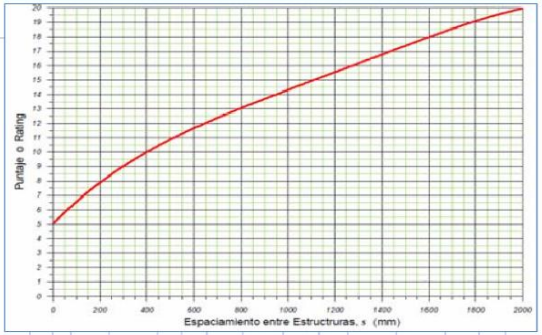
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)

CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO					VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	11
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	13
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	8
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	4
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-5
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	51
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	





GSI	MF/R	Q

GRAFICA

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA

MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

6º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : **COTURCAN ALTO-CARIDAD**
NIVEL : **NV 8**
LABOR : **GL 4350SW-CAJA PISO**

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TRAMO DESDE	TRAMO HASTA	Juntas (ml)	RQD (%)
3	228°		C2+40m	C2+50m	2	98
TIPO DE ROCA				FREC. FRACTURA	3	96
A %	B %	C %		DISC. / ml.	4	94
					5	91

TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.		
								6	88
								7	84
								8	81
								9	77
								10	74
								11	70
								12	66
								13	63
								14	59
								15	56
								16	52
								17	49
								18	46
								19	43
								20	41

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

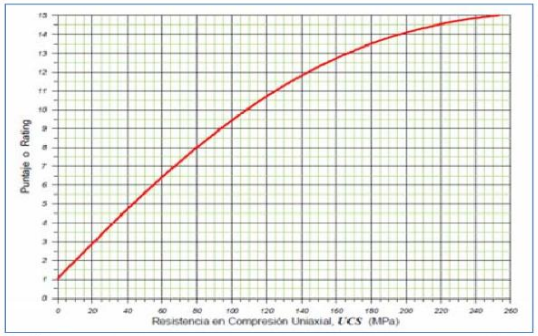
PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO					VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	11
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	10
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	8
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	3
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	4
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-5
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							

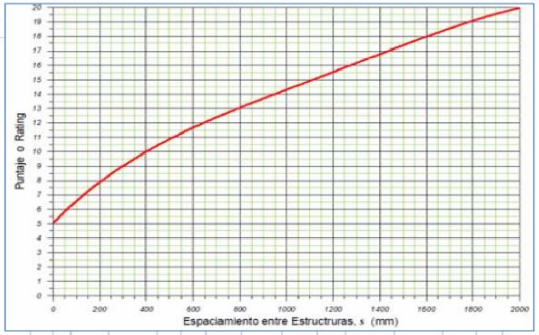
CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	**46**
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

GRAFICA

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA





GSI	MF/R	Q

MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

7º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : **COTURCAN ALTO-CARIDAD**
NIVEL : **NV 8**
LABOR : **GL 4350SW-ESTRUCTURA**

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

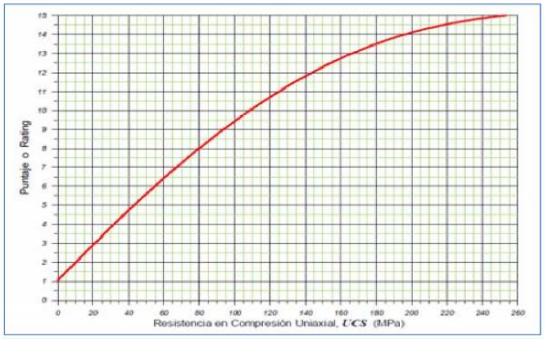
Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA (RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ)	BUZAMIENTO	TRAMO DESDE	TRAMO HASTA	Juntas (ml)	RQD (%)
1	228°		C1	C2	2	98
TIPO DE ROCA				FREC. FRACTURA	3	96
A %	B %	C %		DISC. / ml.	4	94
					5	91

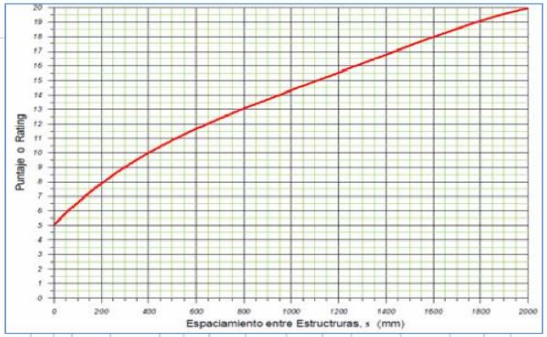
TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.		
D	203°	62°						6	88
D	310°	75°						7	84
D	315°	71°						8	81
								9	77
								10	74
								11	70
								12	66
								13	63
								14	59
								15	56
								16	52
								17	49
								18	46
								19	43
								20	41

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO				VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	7
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	10
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	9
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	7
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-10
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							

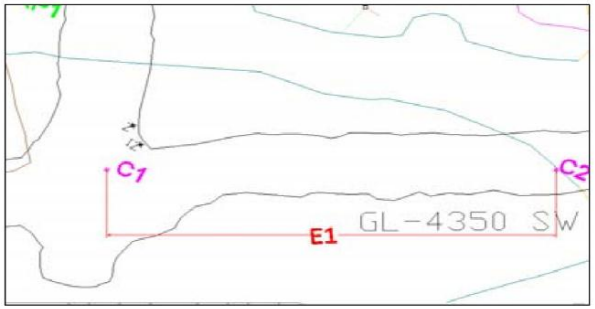
CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	**40**
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	





GSI	IF/R-P	Q

GRAFICA



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA

MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

8º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : **COTURCAN ALTO-CARIDAD**
NIVEL : **NV 8**
LABOR : **GL 4350SW-ESTRUCTURA**

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA: RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TRAMO: DESDE	HASTA
2	228°		C2	C2+40m

TIPO DE ROCA						FREC. FRACTURA
A	%	B	%	C	%	DISC. / mt.

TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.
Mi	213°	81°					
Mi	227°	70°					
Mi	309°	78°					
Mi	117	56°					

Juntas (mt)	RQD (%)
2	98
3	96
4	94
5	91
6	88
7	84
8	81
9	77
10	74
11	70
12	66
13	63
14	59
15	56
16	52
17	49
18	46
19	43
20	41

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

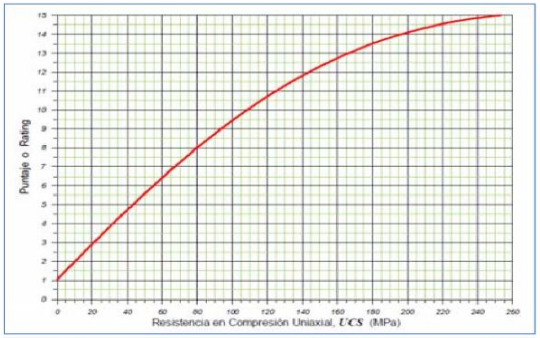
PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO					VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	7
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	10
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	9
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	7
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-10
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							

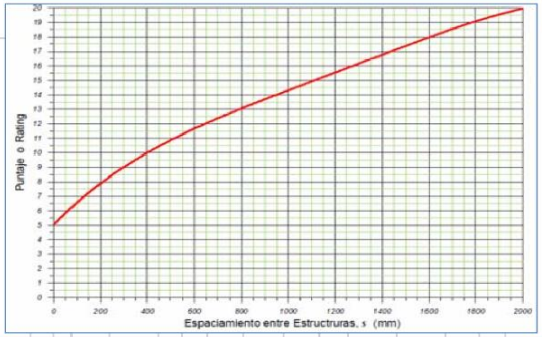
CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	**40**
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

GRAFICA

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA





GSI	IF/R-P	Q

MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

9º Estación, Data Mapeo Geomecánico por Celdas – Mina Caridad

COMPAÑIA MINERA LINCUNA

LUGAR : **COTURCAN ALTO-CARIDAD**
NIVEL : **NV 8**
LABOR : **GL 4350SW-ESTRUCTURA**

HOJA Nro :
POR:
FECHA:

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TRAMO DESDE	TRAMO HASTA	Juntas (ml)	RQD (%)
3	228°		C2+40m	C2+45m	2	98
TIPO DE ROCA				FREC. FRACTURA	3	96
A %	B %	C %		DISC. / ml.	4	94
					5	91

TIPO ESTRUC.	ORIENTACION RUMBO, DIR BUZ	ORIENTACION BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO	RELLENO ESPESOR	PERSIST.	OBSERVAC.		
								6	88
								7	84
								8	81
								9	77
								10	74
								11	70
								12	66
								13	63
								14	59
								15	56
								16	52
								17	49
								18	46
								19	43
								20	41

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)

CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)

PARAMETRO		RANGO DE VALORES / VALOR ESTIMADO					VALOR
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	7
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	8
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	8
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	3
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	1
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	2
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	7
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-10
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							

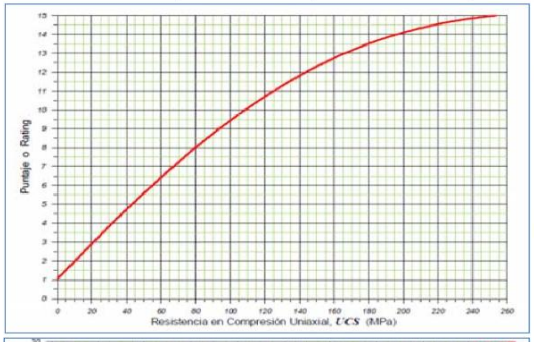
CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	33
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

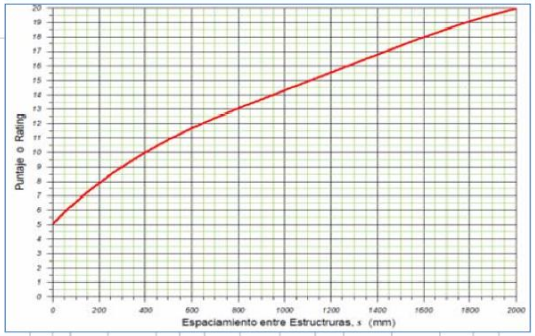
GSI	IF/R-P	Q

GRAFICA

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA



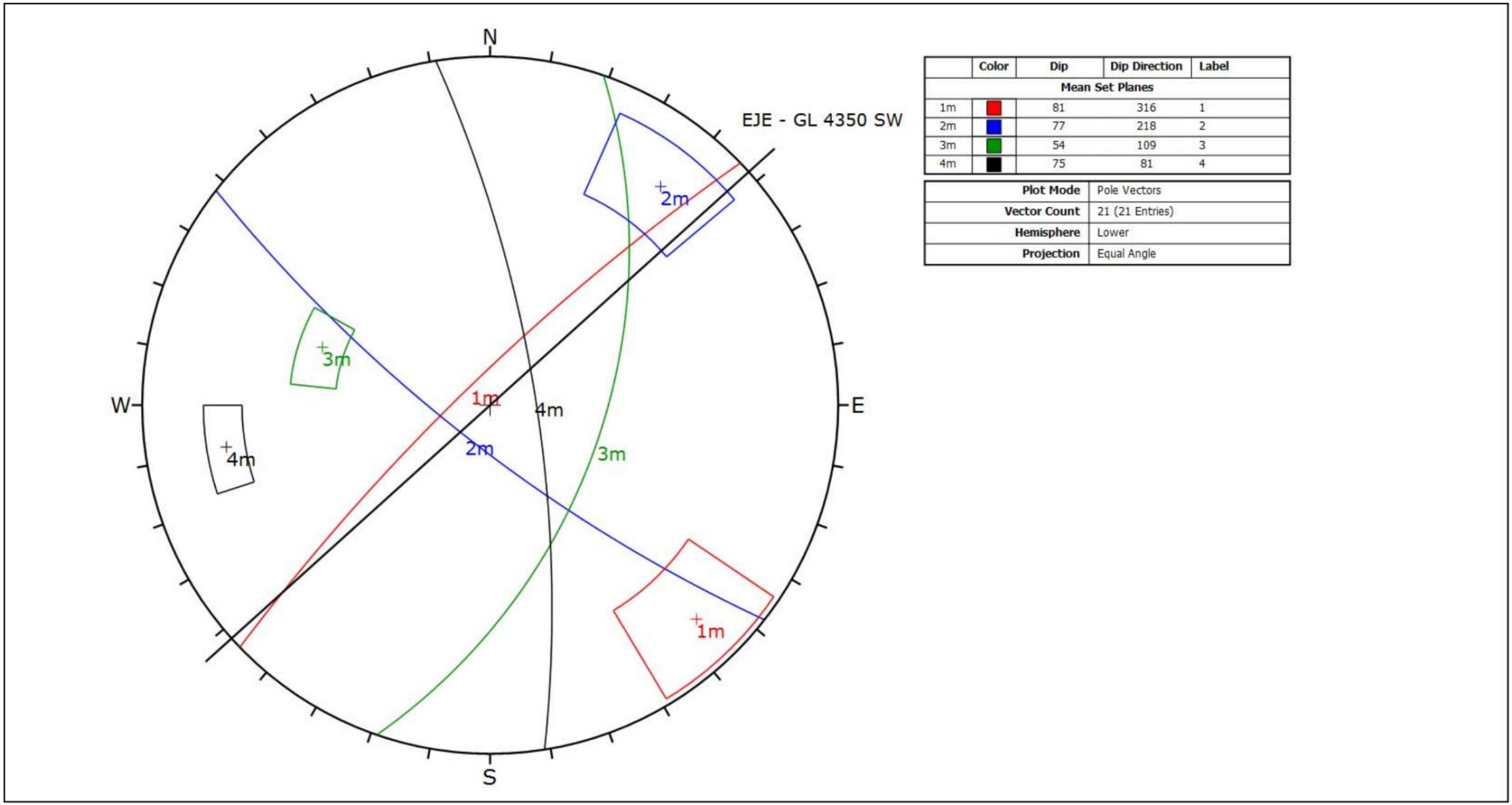


MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

ANEXO Nº 19

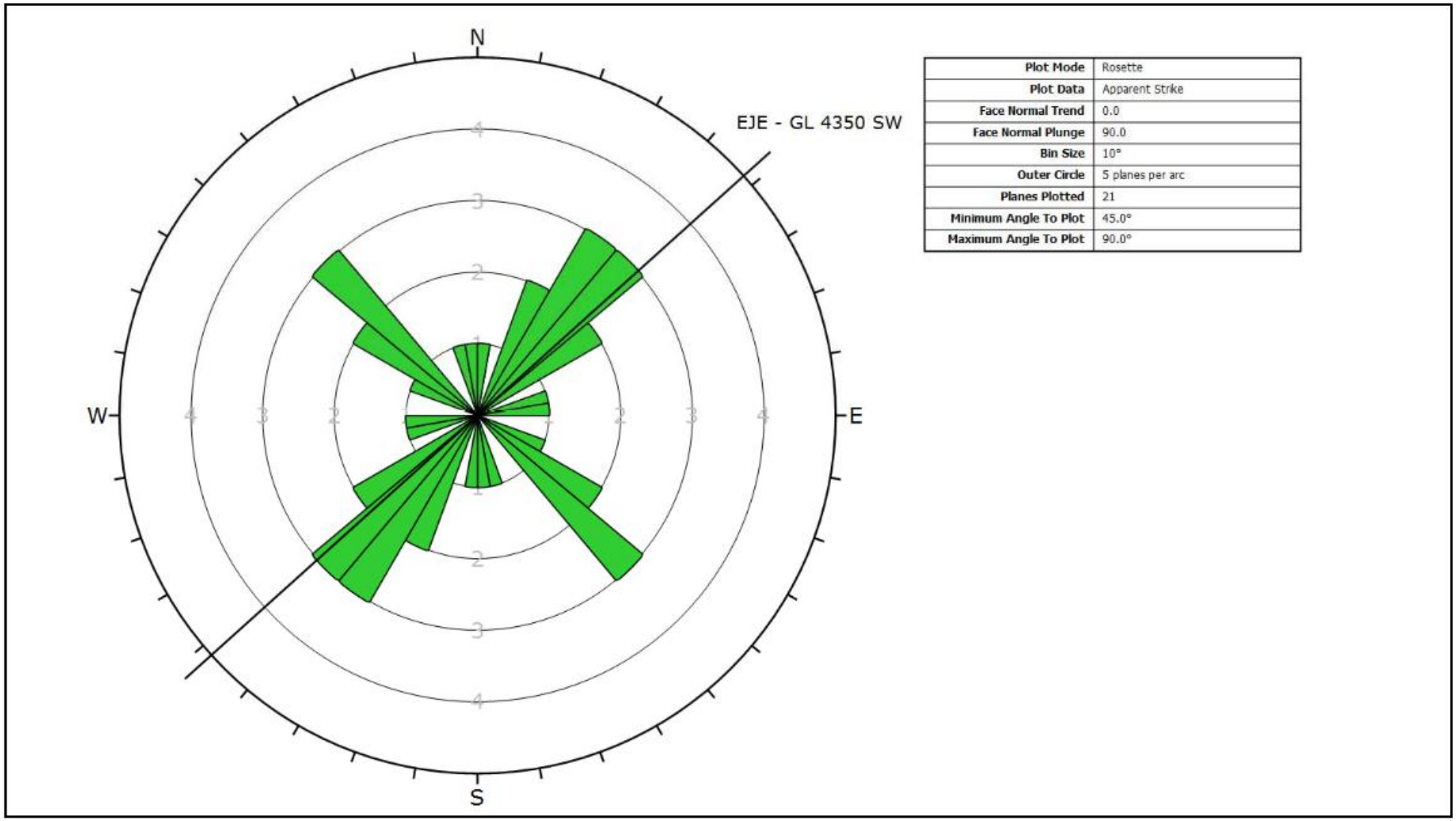
Diagrama Estereográfico de Planos de los Sistemas Principales de Estructuras de la Gl 4350 SW de la Mina Caridad



	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m		81	316	1
2m		77	218	2
3m		54	109	3
4m		75	81	4

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	21 (21 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

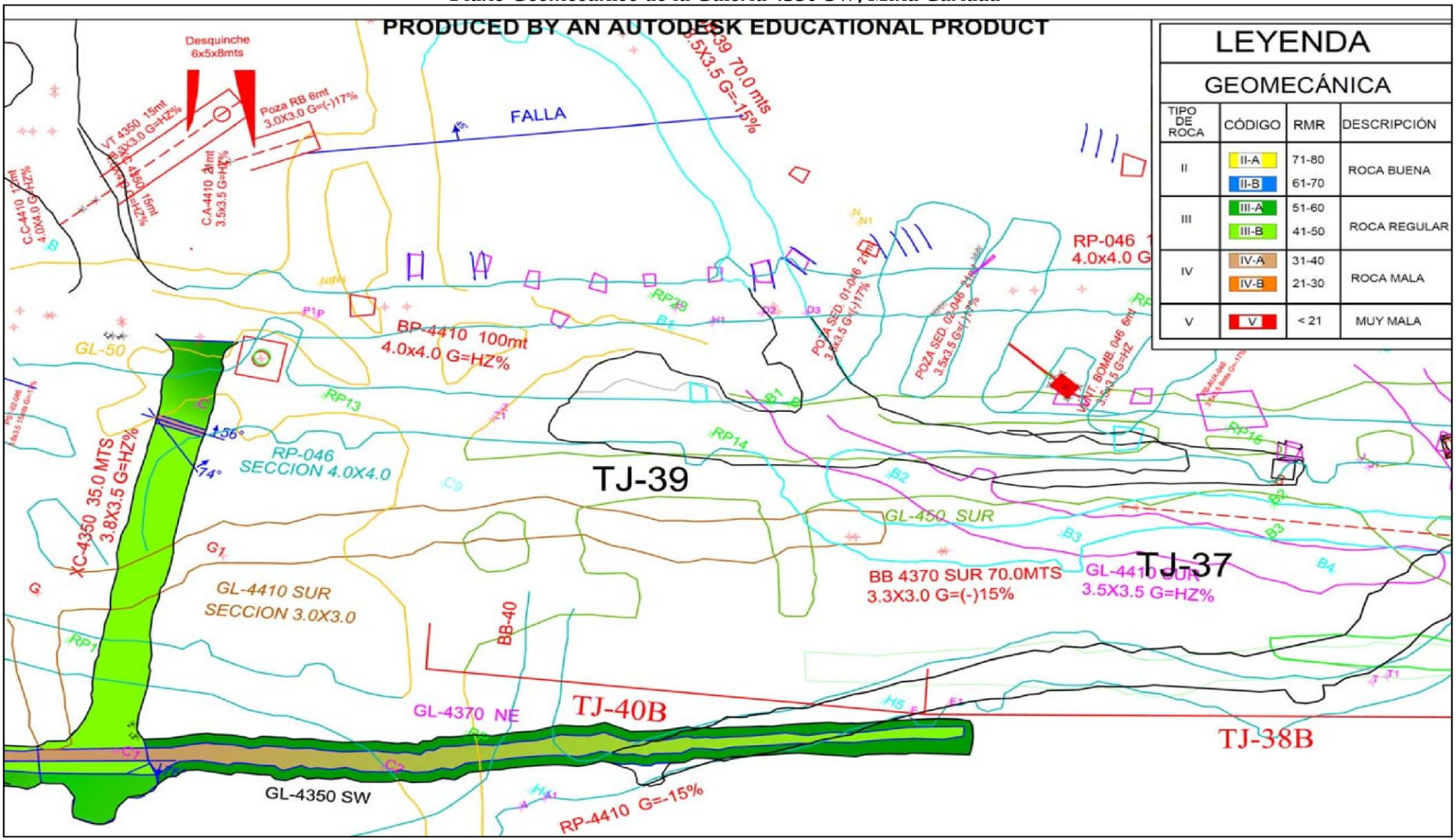
Diagrama de Rosetas de los Sistemas Principales de Estructuras. Orientación de los Sistemas Principales de la Zona con Respecto a la Orientación de la Gl 4350 SW de la Mina Caridad



Plot Mode	Rosette
Plot Data	Apparent Strike
Face Normal Trend	0.0
Face Normal Plunge	90.0
Bin Size	10°
Outer Circle	5 planes per arc
Planes Plotted	21
Minimum Angle To Plot	45.0°
Maximum Angle To Plot	90.0°

ANEXO Nº 020

Plano Geomecánico de la Galería 4350 SW, Mina Caridad



ANEXO Nª 021

Ensayos de Laboratorio – Propiedades Elásticas

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

PUCP

ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D7012. Los resultados son los siguientes:

Ubicación	*Muestra*	*Profundidad*	*Litología*	*Diámetro (cm)*	*Longitud (cm)*	*Módulo de Elasticidad (GPa)*	*Constante de Poisson (v)*	*Resistencia última (MPa)*
Caja Techo	*1*	*142.80 – 143.20*	*Volcánico*	*6.33*	*13.57*	*16.5*	*0.23*	*93.48*
Caja Techo	*8*	*100.00 – 100.70*	*Volcánico*	*6.32*	*13.69*	*13.5*	*0.29*	*107.53*
Caja Techo	*15*	*123.20 – 123.60*	*Volcánico*	*6.30*	*13.64*	*11.5*	*0.27*	*156.03*
Caja Techo	*3*	*100.50 – 100.90*	*Volcánico Brechado*	*6.31*	*13.68*	*15.1*	*0.15*	*106.62*
Caja Techo	*9*	*95.80 – 96.20*	*Volcánico Brechado*	*6.32*	*13.50*	*13.1*	*0.25*	*118.78*
Mineral (Testigo)	*4*	*166.05 – 166.30*	*Mineral*	*6.32*	*13.63*	*13.1*	*0.25*	*12.50*
Caja Piso	*5*	*163.65 – 164.00*	*Volcánico*	*6.33*	*13.73*	*15.6*	*0.25*	*181.36*
Caja Piso	*10*	*172.30 – 172.50*	*Volcánico*	*6.31*	*13.66*	*15.0*	*N.D.*	*106.62*
Caja Piso	*11*	*180.45 – 181.50*	*Volcánico*	*6.31*	*13.75*	*7.24*	*0.28*	*156.79*
Caja Piso	*14*	*149.95 – 150.40*	*Intrusivo*	*6.32*	*13.67*	*9.56*	*0.30*	*61.89*

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL IRREGULAR

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales irregulares), obteniéndose los siguientes resultados:

Ubicación	*Muestra*	*Litología*	*Sub-muestra*	*Distancia entre conos D (mm)*	*Ancho W (mm)*	*Carga P (kN)*	*De (mm)*	*$Is_{(50)}$ (MPa)*
Mineral (Bloque)	*19*	*Mineral*	*A*	*39.10*	*66.00*	*8.18*	*57.32*	*2.65*
			B	*38.10*	*67.40*	*8.91*	*57.18*	*2.90*
			C	*34.50*	*67.60*	*10.17*	*54.49*	*3.56*
			D	*39.40*	*54.80*	*16.31*	*52.43*	*6.06*
			E	*34.40*	*52.30*	*10.14*	*47.86*	*4.34*
Mineral (Bloque)	*20*	*Mineral*	*A*	*35.00*	*59.80*	*22.30*	*51.62*	*8.49*
			B	*36.70*	*67.20*	*21.51*	*56.04*	*7.21*
			C	*36.10*	*66.30*	*21.79*	*55.20*	*7.48*
			D	*39.60*	*56.40*	*7.08*	*53.33*	*2.56*
			E	*39.00*	*52.00*	*22.22*	*50.81*	*8.67*

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

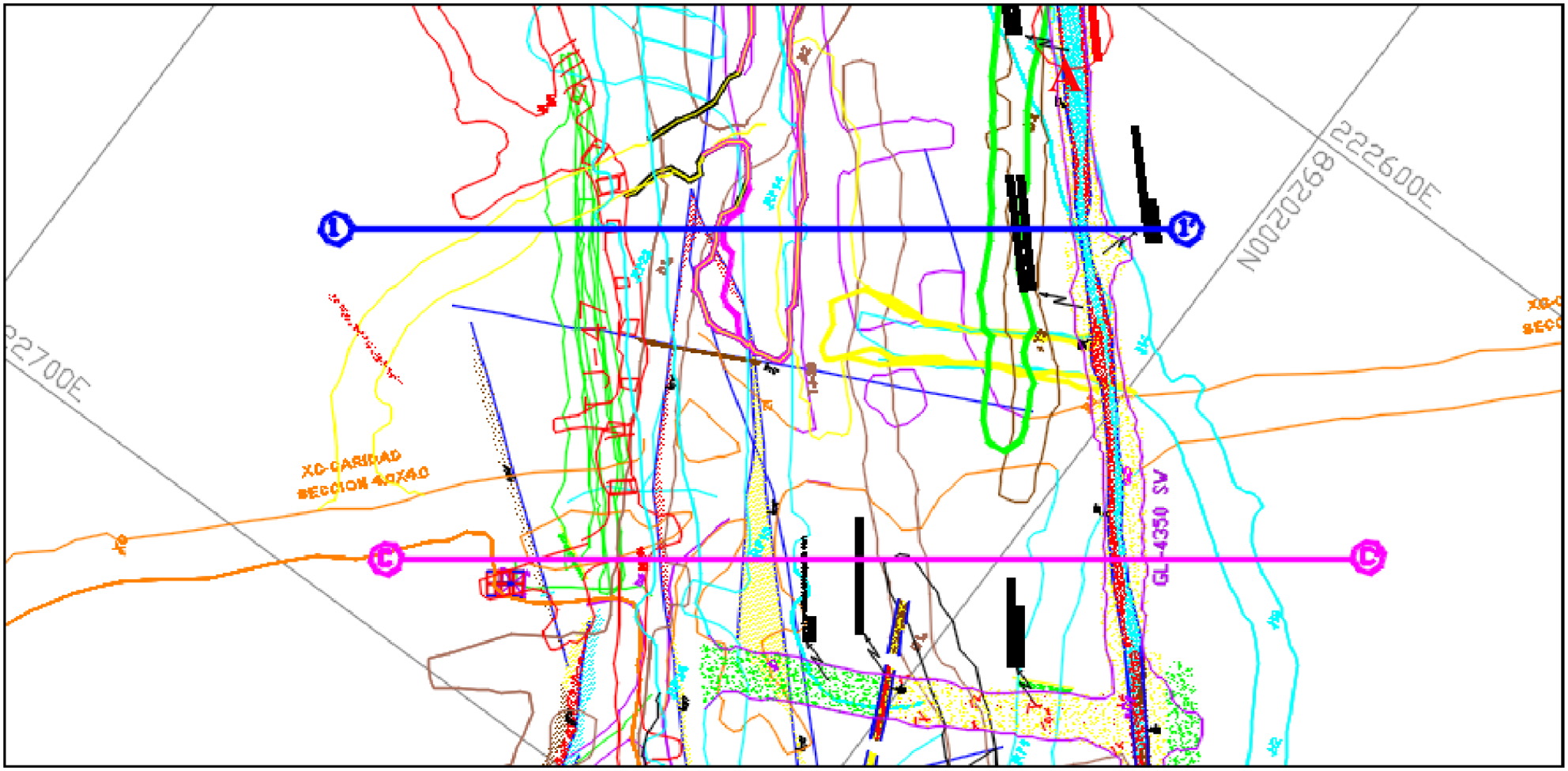
PUCP

ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL AXIAL (continuación)

Ubicación	*Muestra*	*Profundidad*	*Litología*	*Sub-muestra*	*Distancia entre conos D (mm)*	*Ancho W (mm)*	*Carga P (kN)*	*De (mm)*	*$Is_{(50)}$ (MPa)*
Caja Piso	*14*	*149.95 - 150.40*	*Intrusivo*	*A*	*35.10*	*63.20*	*25.24*	*53.15*	*9.18*
				B	*34.80*	*63.20*	*20.20*	*52.92*	*7.40*
				C	*34.90*	*63.20*	*21.52*	*52.99*	*7.87*
				D	*34.10*	*63.20*	*17.61*	*52.38*	*6.55*
				E	*32.00*	*63.20*	*29.47*	*50.74*	*11.52*

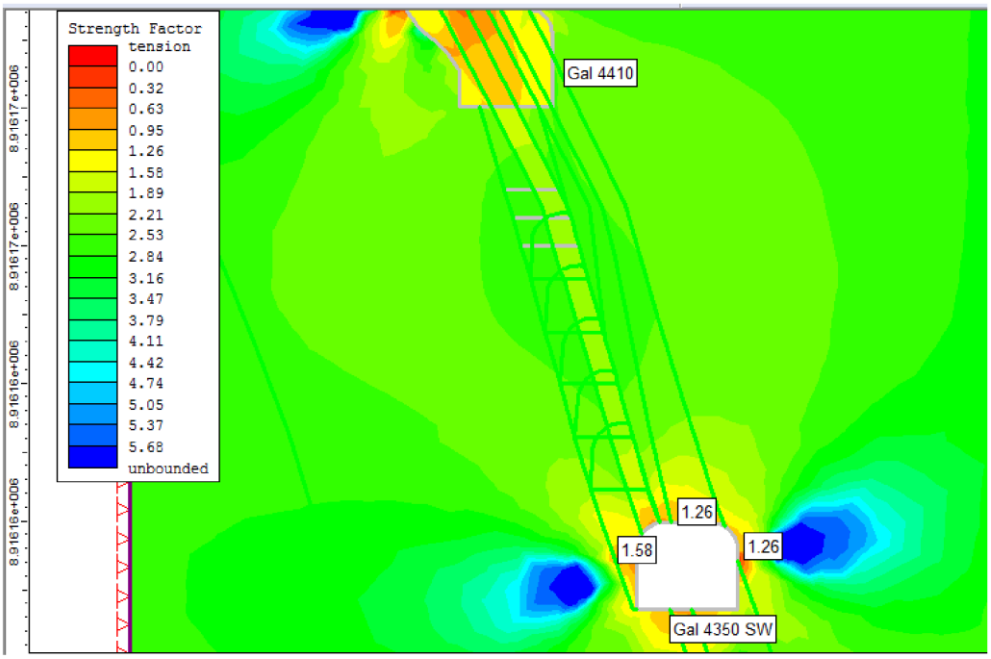
ANEXO Nª 22

Análisis de Esfuerzos y Deformaciones Mediante el Software Phase²

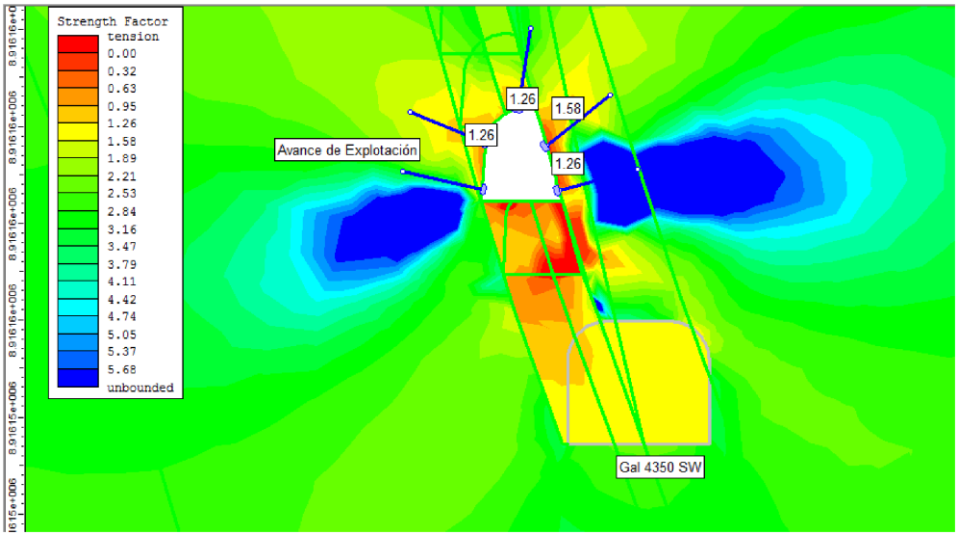


Vista Transversal de la Galería SW. Sección 1-1` y C-C`, Mina Caridad

Sección Transversal 1 – 1`

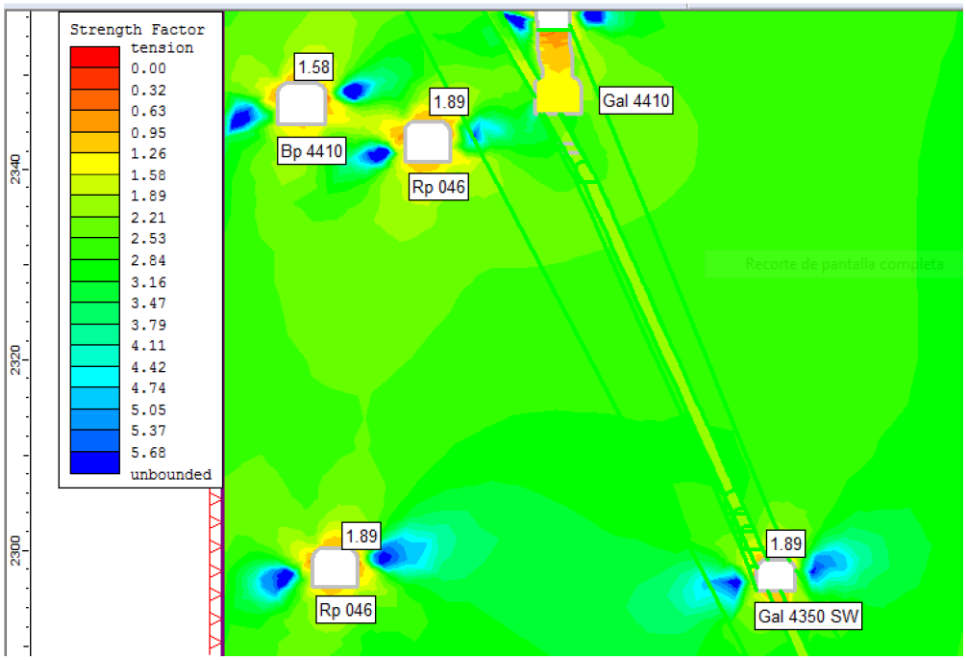


Isovalores de Factores de Seguridad (F.S) iniciado la excavación en la Gal 4350 SW en Mina Caridad. Se aprecia valores superiores a la unidad en el contorno de la excavacion, se mantiene la estabilidad del mismo.

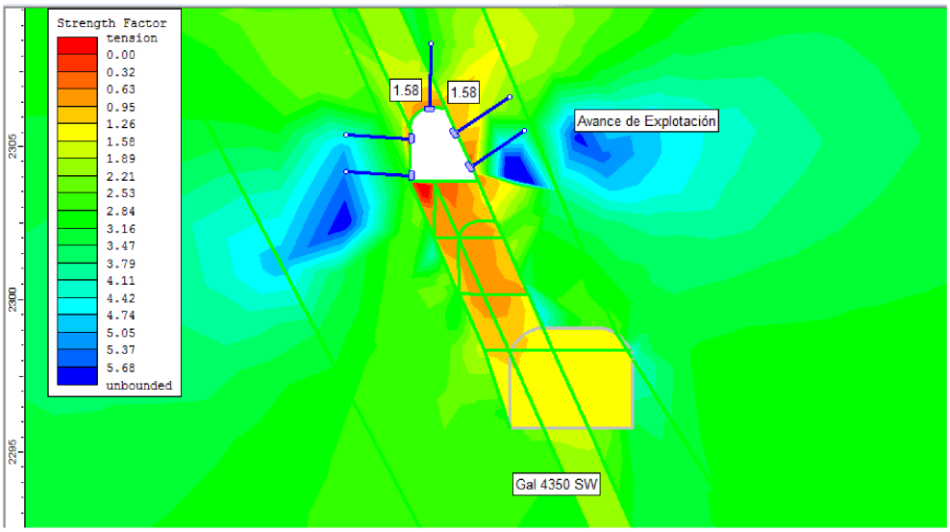


Isovalores de Factores de Seguridad (F.S) en el avance de la explotación en la Gal 4350 SW en Mina Caridad. Se observa la instalación de pernos de fricción en la cual se aprecia valores superiores a la unidad en el contorno de la excavación, se mantiene la estabilidad del mismo.

Sección Transversl C – C`



Isovalores de Factores de Seguridad (F.S) iniciado la excavación en la Gal 4350 SW en Mina Caridad. Se aprecia valores superiores a la unidad en el contorno de la excavación, se mantiene la estabilidad del mismo.



Isovalores de Factores de Seguridad (F.S) en el avance de la explotación en la Gal 4350 SW en Mina Caridad. Se observa la instalación de pernos de fricción en la cual se aprecia valores superiores a la unidad en el contorno de la excavación, se mantiene la estabilidad del mismo.

Phase2 Analysis Information

Gal 4350 SW

Project Summary

b. File Name: Seccion 1-1', Sección C-C'

c. Last saved with Phase2 version: 8.005

d. Project Title: Gal 4350 SW

Material Properties

Material: DETRITICO

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Unit weight	0.025 MN/m3
Elastic type	isotropic
Young's modulus	50 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	31 degrees
Peak cohesion	0.01 MPa
Material type	Elastic
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: CAJA TECHO, CAJA PISO GAL 4350 SW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Unit weight	0.027 MN/m3
Elastic type	isotropic
Young's modulus	9533.28 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	131 MPa
mb parameter	2.861
s parameter	0.0029
a parameter	0.505
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: MINERAL - GAL 4350 SW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Unit weight	0.03 MN/m3
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3854.4 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	58 MPa
mb parameter	1.294
s parameter	0.0008
a parameter	0.511
Piezo to use	None
Ru value	0

ANEXO Nª 23

Parámetros Mecánicos de la Masa Rocosa (Rock Data)

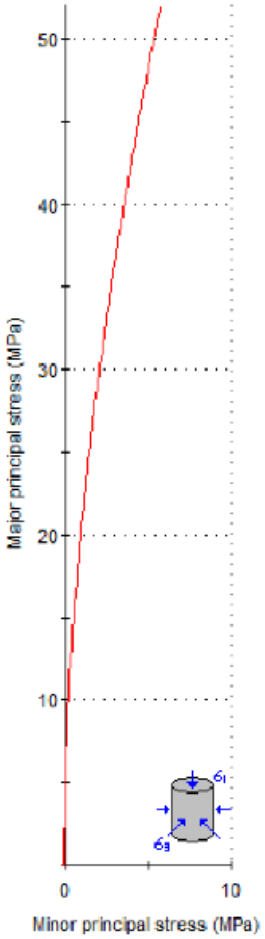
Est. 4 Intrusivo alterado

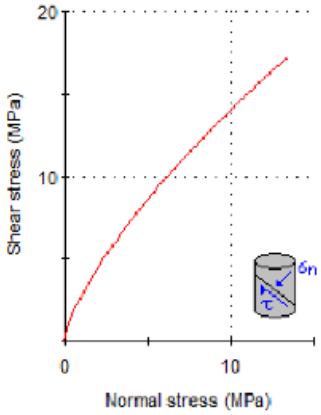
Hoek-Brown Classification
intact uniaxial compressive strength = 131 MPa
GSI = 51 mi = 20 Disturbance factor = 0.2

Hoek-Brown Criterion
mb = 2.861 s = 0.0029 a = 0.505

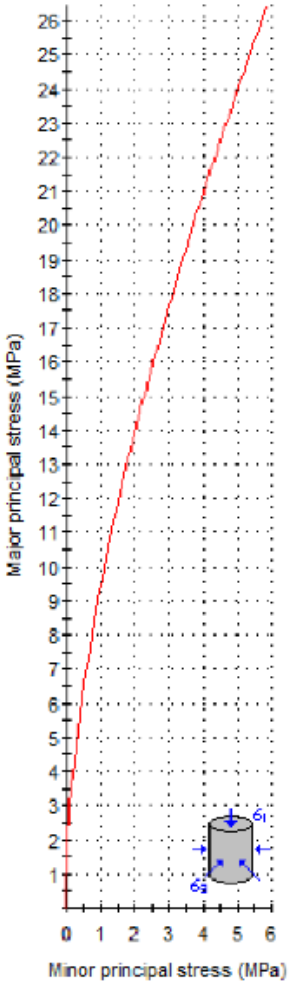
Mohr-Coulomb Fit
cohesion = 2.396 MPa friction angle = 49.54 deg

Rock Mass Parameters
tensile strength = -0.134 MPa
uniaxial compressive strength = 6.871 MPa
global strength = 29.435 MPa
modulus of deformation = 9533.28 MPa





Parámetros Mecánicos de la Masa Rocosa (Rock Data)



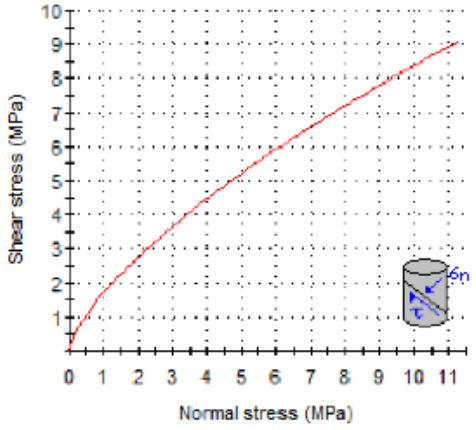
Analysis of Rock/Soil Strength using RocData

Hoek-Brown Classification
intact uniaxial compressive strength = 58 MPa
GSI = 40 mi = 14 Disturbance factor = 0.2

Hoek-Brown Criterion
mb = 1.294 s = 0.0008 a = 0.511

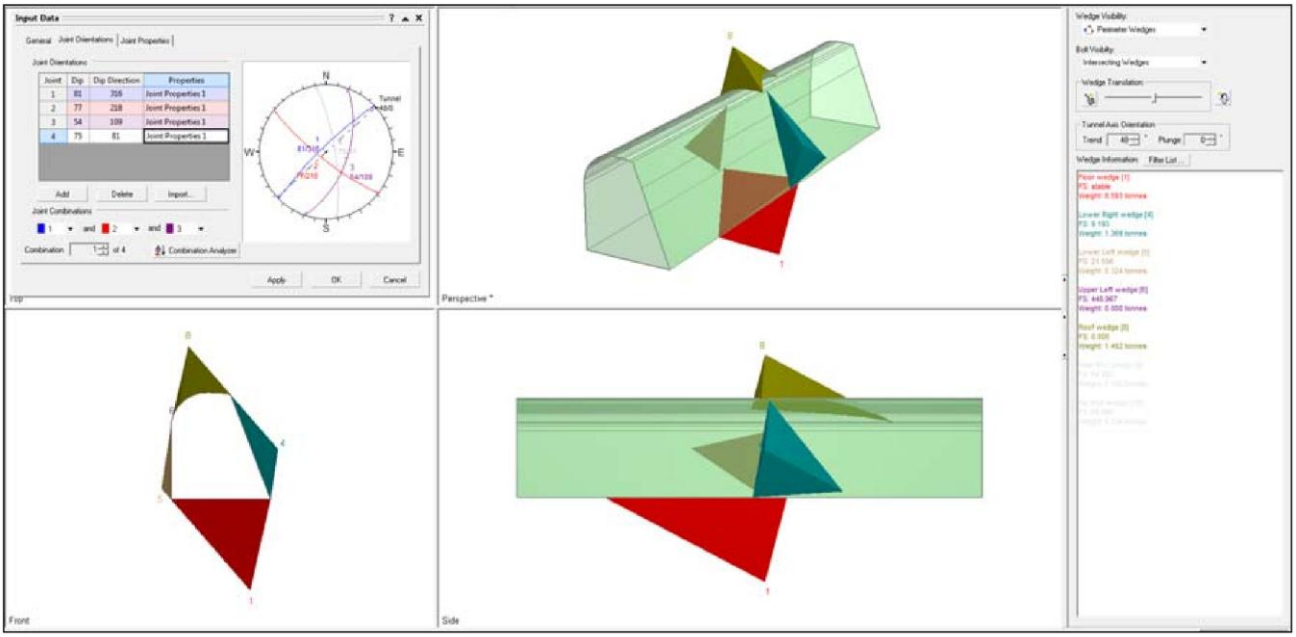
Mohr-Coulomb Fit
cohesion = 1.380 MPa friction angle = 35.80 deg

Rock Mass Parameters
tensile strength = -0.035 MPa
uniaxial compressive strength = 1.504 MPa
global strength = 8.462 MPa
modulus of deformation = 3854.40 MPa

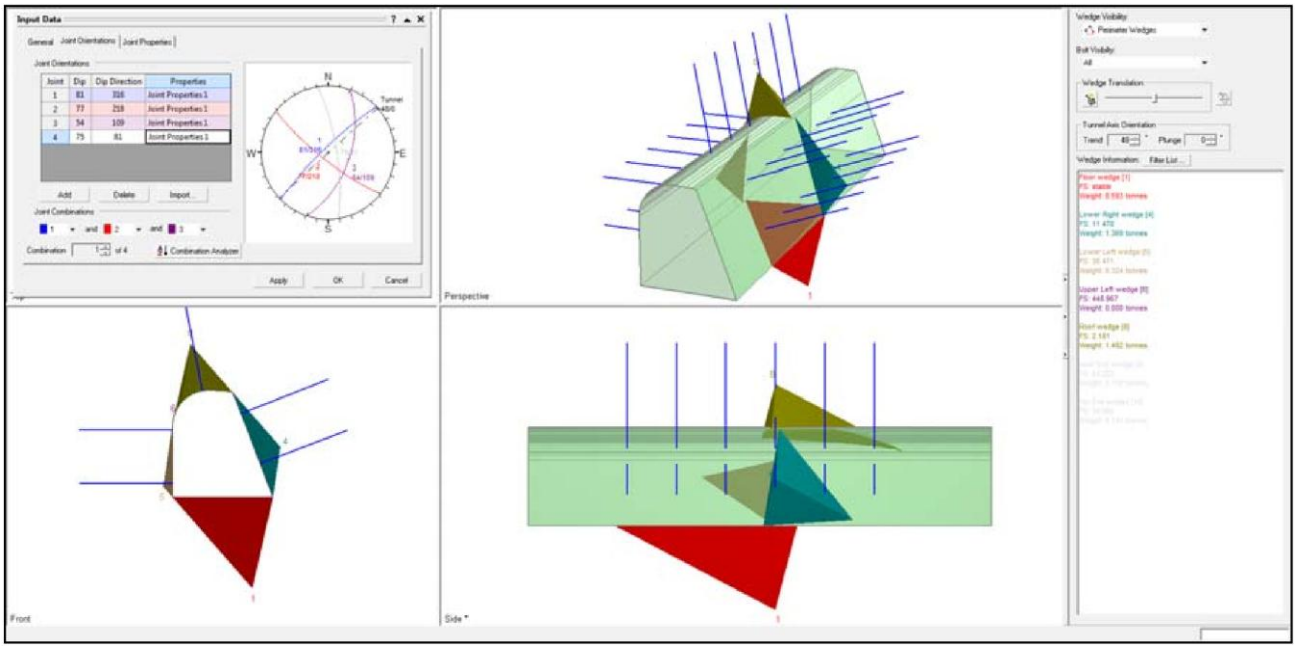


ANEXO Nª 24

Análisis de Estabilidad Estructuralmente Controlada Mediante el Software UNWEDGE



Formación de cuñas en el techo y hastiales, Galería 4350 SW – Mina Caridad



Estabilización de cuñas en el techo y hastiales utilizando Split set de 7 pies. Gl 4350 SW en la Mina Caridad

ANEXO Nº 25

Elementos de Sostenimiento

Foto Nº 013, Equipo de Arranque en Acción

Foto Nº 014, Tonelaje alcanzado del Split Set 7 piest

Foto Nº 015, Instalación correcta del Perno Hydrabolt

Foto Nº 016 Resultados de las pruebas de Pull Test realizados en la Compañía Minera Lincuna solo sufre daño de la rotura de la Pestaña del perno.

ANEXO Nº 26

Foto Nº 017, Labor Avanzada con Shotcrete

Foto Nº 018, Malla Electrosoldada previa al ensayo de punzonamiento con pirámide

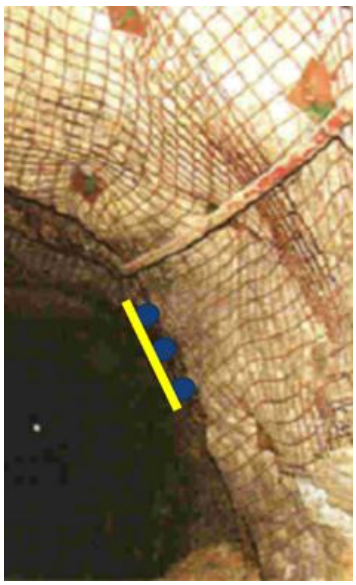
Foto. Nº 19 Malla Electrosoldada después de terminado el ensayo de punzonamiento con pirámide

ANEXO Nº 27

Foto.Nº 20 Malla Electrosoldada antes y después del ensayo de punzonamiento con planchuela.

Foto Nº 21 Zona de ruptura de Alambre tanto del ensayo con Pirámide y con planchuela.

Foto Nº 22 Instalación de la Malla Electrosoldada



ANEXO Nº 28

Costo de Sostenimiento con Pernos Helicohidales

Instalación de Pernos Helicoidales de 8´

						TC	3.388
PARTIDA Nº							
CODIGO DE PRECIO							
DESCRIPCIÓN	SOSTENIMIENTO			Longitud de perforacion	**pies**	8.00	
				Eficiencia perforacion	%	0.95	
Tipo de Roca	:OCA REGULAF TIPO III B			Longitud real perforada	pies	7.60	
Indicador geomecanico	51 - 60	RMR		Carga Cemboll	Unid/Tal	4.00	
Rendimiento por guardia	20	pernos		Carga Resina	Unid/Tal	4.00	
				Pies perforados	pies	152	

MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO Soles S/	BB. SS %	SUBTOTAL Soles S/	INCIDENCIA %	SUBTOTAL US$	TOTAL US $ /Perno
Maestro Perforista	1	57.83	1.04	117.850	1.50	52.18	2.61
Ayudante Perforista	1	52.83	1.04	107.661	1.50	47.67	2.38
Capataz	1	97.83	1.04	199.365	0.15	8.83	0.44
Ing. Guardia	1	202.83	0.60	325.211	0.15	14.40	0.72
							6.15
EPP	Cantidad	Costo /Dia US$	Incidencia Dia/Labores			SUBTOTAL US$	TOTAL US $ /Perno
Maestro Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.17
Ayudante Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.17
Capataz	1	3.14	0.10			0.31	0.02
Ing. Guardia	1	3.10	0.10			0.31	0.02
						9.68	0.37
HERRAMIENTAS		Costo /Dia US$				SUBTOTAL US$	TOTAL US $ /Perno
Costo Herramientas		6.37					0.32
PERFORACION		Precio Unitario US$	Vida Util PP	Cost. Unit. US $ PP	P P SOSTENIMIENTO	SUBTOTAL US$	TOTAL US $ /Perno
Barra Conica 4 pies		63.70	900	0.071	80	5.66	0.28
Barra Conica de 6 pies		89.64	900	0.100	40	3.98	0.20
Barra Conica de 8 pies		95.55	900	0.106	40	4.25	0.21
Broca de 36 mm		24.12	200	0.121	80	9.65	0.48
Broca de 38 mm		24.57	200	0.123	80	9.83	0.49
Maquina perforadora Jackleg Rnp		6028.59	100,000	0.060	152	9.16	0.46
mangueras de aire 1" x 50 m		155.50	42000	0.00	152	0.56	0.03
Manguera de agua de 1/2" x 50 m		80.00	42000	0.00	152	0.29	0.01
Aceite de Perforacion		12.00	600	0.020	152	3.04	0.15
							2.32
MATERIALES					Cant Utilizada	SUBTOTAL US$	TOTAL US $ /Perno
Barra Helicoidal 8 pies		7.91	1.00		20	158.22	7.91
Placa de sujecion para barra Helicoidal		0.00	0.00		0	0	0.00
Tuerca de Fijacion para Barra Helicoidal		0.00	0.00		0	0	0.00
Cemboll de 28 mm		0.11	1.00		80	8.48	0.42
Resina Fragua de 28 mm		0.60	1.00		80	47.84	2.39
							10.73
COSTO DIRECTO						**US$/**	**19.88**
GASTOS GENERALES	15%						2.98
UTILIDADES	10%						2.29
				TOTAL Costo US $ / Perno			**25.15**

Costo de Sostenimiento con Pernos Split Set 5 pies

III. Instalación de Split Set de 5´

						TC	3.388
PARTIDA Nº							
CODIGO DE PRECIO							
DESCRIPCIÓN	SOSTENIMIENTO			Longitud de perforacion	**pies**	6.00	
				Eficiencia perforacion	%	0.95	
Tipo de Roca	ROCA REGULAR TIPO III B			Longitud real perforada	pies	5.70	
Indicador geomecanico	40 - 50	RMR		Pies perforados	pies	171	
Rendimiento por guardia	30	pernos					
MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO Soles S/	BB. SS %	SUBTOTAL Soles S/	INCIDENCIA %	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Maestro Perforista	1	57.83	1.04	117.850	1.50	52.18	1.74
Ayudante Perforista	1	52.83	1.04	107.661	1.50	47.67	1.59
Capataz	1	97.83	1.04	199.365	0.15	8.83	0.29
Ing. Guardia	1	202.83	0.60	325.211	0.15	14.40	0.48
							4.10
EPP	Cantidad	Costo /Dia US $	Incidencia Dia/Labores			SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Maestro Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.11
Ayudante Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.11
Capataz	1	3.14	0.10			0.31	0.01
Ing. Guardia	1	3.10	0.10			0.31	0.01
							0.24
HERRAMIENTAS		Costo /Dia US $				SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Costo Herramientas		6.37					0.21
PERFORACION		Precio Unitario US $	Vida Util PP	Cost. Unit. US $ PP	P P SOSTENIMIENTO	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Barra Conica 4 pies		63.70	900	0.071	120	8.49	0.28
Barra Conica de 6 pies		89.64	900	0.100	60	5.98	0.20
Barra Conica de 8 pies		95.55	900	0.106	0	0.00	0.00
Broca de 36 mm		24.12	200	0.121	120	14.47	0.48
Broca de 38 mm		24.57	200	0.123	60	7.37	0.25
Maquina perforadora Jackleg Rnp		6028.594	100,000	0.060	171	10.31	0.34
Mangueras de aire 1" x 50 m		155.50	42000	0.00	171	0.63	0.02
Manguera de agua de 1/2" x 50 m		80.00	42000	0.00	171	0.33	0.01
Aceite de Perforacion		12.00	600	0.020	171	3.42	0.11
							1.70
MATERIALES					Cant Utilizada	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Split Set de 5 pies		2.600	1.00		30	78	2.60
Placa de sujecion para Split Set		0.00	0.00		0	0	0.00
							2.60
COSTO DIRECTO						**US$/**	8.86
GASTOS GENERALES	15%						1.329
UTILIDADES	10%						1.019
					TOTAL Costo US $ / Perno		**11.21**

Costo de Sostenimiento con Pernos Split Set 7 pies

Instalación de Split Set de 7´

						TC	3.388
PARTIDA Nº							
CODIGO DE PRECIO							
DESCRIPCIÓN	SOSTENIMIENTO			Longitud de p	pies	8.00	
				Eficiencia perf	%	0.95	
Tipo de Roca	ROCA BUENA	TIPO III B		Longitud real	pies	7.60	
Indicador geomecanico	60 - 70	RMR		Pies perforad	pies	190	
Rendimiento por guardia	25	Pernos					

MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO Soles S/	BB. SS %	SUBTOTAL Soles S/	INCIDENCIA %	SUBTOTAL US$	TOTAL US$ /Perno
Maestro Perforista	1	57.83	1.04	117.850	1.50	52.18	2.09
Ayudante Perforista	1	52.83	1.04	107.661	1.50	47.67	1.91
Capataz	1	97.83	1.04	199.365	0.15	8.83	0.35
Ing. Guardia	1	202.83	0.60	325.211	0.15	14.40	0.58
							4.92
EPP	Cantidad	Costo /Dia US$	Incidencia Dia/Labores			SUBTOTAL US$	TOTAL US$ /Perno
Maestro Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.13
Ayudante Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.13
Capataz	1	3.14	0.10			0.31	0.01
Ing. Guardia	1	3.10	0.10			0.31	0.01
							0.29
HERRAMIENTAS		Costo /Dia US$				SUBTOTAL US$	TOTAL US$ /Perno
Costo Herramientas		6.37					0.25
PERFORACION		Precio Unitario US$	Vida Util PP	Cost. Unit. US$ PP	P P SOSTENIMIENTO	SUBTOTAL US$	TOTAL US$ /Perno
Barra Conica 4 pies		63.70	900	0.071	100	7.08	0.28
Barra Conica de 6 pies		89.64	900	0.100	50	4.98	0.20
Barra Conica de 8 pies		95.55	900	0.106	50	5.31	0.21
Broca de 36 mm		24.12	200	0.121	100	12.06	0.48
Broca de 38 mm		24.57	200	0.123	100	12.29	0.49
Maquina perforadora Jackleg Rnp		6028.59	100,000	0.060	190	11.45	0.46
Mangueras de aire 1" x 50 m		155.50	42000	0.00	190	0.70	0.03
Manguera de agua de 1/2" x 50 m		80.00	42000	0.00	190	0.36	0.01
Aceite de Perforacion		12.00	600	0.020	190	3.80	0.15
							2.32
MATERIALES					Cant Utilizada	SUBTOTAL US$	TOTAL US$ /Perno
Split Set de 7 pies		4.66	1.00		25	116.5	4.66
Placa de sujecion para Split Set		0.00	0.00		0	0	0.00
							4.66
COSTO DIRECTO						**US$/**	**12.45**
GASTOS GENERALES	15%						1.87
UTILIDADES	10%						1.43
					TOTAL Costo US $ / Perno		**15.75**

Costo de Sostenimiento con Pernos Hydrabolt

Instalación de Pernos Hidrabolt 7 Pies

						TC	3.388
PARTIDA Nº							
CODIGO DE PRECIO							
DESCRIPCIÓN	SOSTENIMIENTO		Longitud de perforacion		pies	7.00	
			Eficiencia perforacion		%	0.95	
Tipo de Roca	ROCA REGULAR	TIPO III B	Longitud real perforada		pies	6.65	
Indicador geomecanico	40 - 50	RMR	Pies perforados		pies	119.7	
Rendimiento por guardia	18	Pernos					

MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO Soles S/	BB. SS %	SUBTOTAL Soles S/	INCIDENCIA %	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Maestro Perforista	1	57.83	1.04	117.850	1.50	52.18	2.90
Ayudante Perforista	1	52.83	1.04	107.661	1.50	47.67	2.65
Capataz	1	97.83	1.04	199.365	0.15	8.83	0.49
Ing. Guardia	1	202.83	0.60	325.211	0.15	14.40	0.80
							6.84
EPP	Cantidad	Costo /Dia US $	Incidencia Dia/Labores			SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Maestro Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.19
Ayudante Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.19
Capataz	1	3.14	0.10			0.31	0.02
Ing. Guardia	1	3.10	0.10			0.31	0.02
						7.30	0.41
HERRAMIENTAS						SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Costo Herramientas		6.37					0.35
PERFORACION		Precio Unitario US $	Vida Util PP	Cost. Unit. US $ PP	P P SOSTENIMIENTO	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Barra Conica 4 pies		63.70	900	0.071	72	5.10	0.28
Barra Conica de 6 pies		89.64	900	0.100	36	3.59	0.20
Barra Conica de 8 pies		95.55	900	0.106	36	3.82	0.21
Broca de 36 mm		24.12	200	0.121	72	8.68	0.48
Broca de 38 mm		24.57	200	0.123	72	8.85	0.49
Maquina perforadora Jackleg Rnp		6028.59	100,000	0.060	119.7	7.22	0.40
mangueras de aire 1" x 50 m		155.50	42000	0.00	119.7	0.44	0.02
Manguera de agua de 1/2" x 50 m		80.00	42000	0.00	119.7	0.23	0.01
Aceite de Perforacion		12.00	600	0.020	119.7	2.39	0.13
							2.24
MATERIALES					Cant Utilizada	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Perno Hidrabolt de 7 pies		9.50	1.00		18	171	9.50
Placa de sujecion para Hidrabolt		0.00	0.00		0	0	
							9.50
EQUIPOS		Precio Unitario US $	Vida Util Per Colocados	Cost/Perno US $	Pernos Colocados	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /Perno
Bomba de inyeccion de agua		2500	15000	0.17	18	3.00	0.17
							0.17

COSTO DIRECTO		**US$/**	**19.50**
GASTOS GENERALES	15%		2.93
UTILIDADES	10%		2.24
		TOTAL Costo US $ / Perno	**24.67**

Costo de Sostenimiento con Shotcrete

SHOCRETE CON ESPESOR DE 2" ROCA TIPO IV - A
VIA SECA

					TC	3.388
PARTIDA Nº						
CODIGO DE PRECIO			Shocrete con espesor de 2"			
DESCRIPCIÓN	SOSTENIMIENTO					
			CUBOS LANZADOS	8.00	M3	
Tipo de Roca	ROCA REGULAR	TIPO IV A				
Indicador geomecanico	31- 40	RMR	REBOTE	30%		
Rendimiento por guardia	91.86	M2	TRASLADO C/ SCOOP	6.00	yds3	

MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO Soles S/	BB. SS %	SUBTOTAL Soles S/	INCIDENCIA %	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /M2
Maestro shocretero ALIVA - 01 - Lanzador	1	67.83	1.04	138.229	1.50	61.20	0.67
Maestro Livero ALIVA - 01 - Operador	1	54.83	1.04	111.737	1.50	49.47	0.54
Ayudante Shocretero Aliva	2	52.83	1.04	107.661	1.50	95.33	1.04
Bodeguero	1	52.83	1.04	107.661	0.30	9.53	0.10
Capataz	1	97.83	1.04	199.365	0.30	17.65	0.19
Ing. Guardia	1	202.83	0.60	325.211	0.30	28.80	0.31
							2.85

EPP	Cantidad	Costo /Dia US $	Incidencia Dia/Labores			SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /M2
Maestro shocretero ALIVA - 01 - Lanzador	1	4.27	1.00			4.27	0.05
Maestro Livero ALIVA - 01 - Operador	1	4.27	1.00			4.27	0.05
Ayudante Shocretero Aliva	2	4.27	1.00			8.55	0.09
Bodeguero	1	3.10	0.20			0.62	0.007
Capataz	1	3.10	0.20			0.62	0.01
Ing. Guardia	1	3.10	0.20			0.62	0.01
						9.68	0.21

HERRAMIENTAS	Precio Unitario US $				SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /M2
Costo Herramientas Trabajos Shotcrete	7.63				7.63	
						0.08

EQUIPOS	Costo unitario US $	Vida Util Horas	CH + MO + S US $ /Hr	Rend. Via Seca M3/Hr	Uso Hrs	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /M2
Lanzador de Shocrete	45000	10800.00	17.19	6.00	1.33	22.92	0.249
Mezclador	6500	4000	1.63	6.00	1.33	2.17	0.024
Scoop 6.0 Yd3 Movilizacion	126.48				0.50	63.24	0.688
Scoop 6,0 Yd3 Traslado Agregado	126.48				1.00	126.48	1.377
							2.34

MATERIALES	Unidad	Precio Unitario US $	Cantidad Utilizada	INCIDENCIA	Sub total US $	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /M2
Cemento (bolsa de 42.5)	Bolsa	6.494	104.00	1.00	675.32		7.35
Agregados	M3	39.903	10.40	1.00	414.99		4.52
Aditivo	Gl	5.632	46.80	1.00	263.58		2.87
Fibra	Kg	1.45	260.00	1.00	377.00		4.10
Calibradores	Unidad	0.35	119.42	1.00	42.30		0.46
							19.30
COSTO DIRECTO						US$/	24.78
GASTOS GENERALES	15%						3.72
IMPREVISTOS	3%						0.74
UTILIDADES	10%						2.85
				TOTAL COSTO US $ / M2			32.09

DOSIFICACION PARA 1 m3 DE MEZCLA

CEMENTO	10	BOLSAS/M3 DE MEZCLA
AGREGADOS	1	M3/M3 DE MEZCLA
ADITIVO	4.5	GL/M3 DE MEZCLA
FIBRA	25	KG/M3 DE MEZCLA
CALIBRADORES	1	M2

Costo de Sostenimiento con Malla Electrosoldada

Colocaciòn de Malla Electrosoldada

						TC	3.388
PARTIDA Nº							
CODIGO DE PRECIO							
DESCRIPCIÓN	SOSTENIMIENTO						
Tipo de Roca	REGULAR A MTIPO III B						
Indicador geomecanico	40 - 50	RMR		perimetro Arco a sostener	m	8.50	
Longuitud de labor	3.5	mts					
Ancho de labor	3.5	mts					
Rendimiento por guardia malla	40	m2/gdia		Se colocan mallas de 10 m c/u	unid	2	
MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO Soles S/	BB. SS %	SUBTOTAL Soles S/	INCIDENCIA %	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /m2
Maestro Perforista	1	57.83	1.04	117.850	1.50	52.18	1.30
Ayudante Perforista	1	52.83	1.04	107.661	1.50	47.67	1.19
Capataz	1	97.83	1.04	199.365	0.15	8.83	0.22
Ing. Guardia	1	202.83	0.60	325.211	0.15	14.40	0.36
							3.08
EPP	Cantidad	Costo /Dia US $	Incidencia Dia/Labores			SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /m2
Maestro Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.08
Ayudante Perforista	1	3.34	1.00			3.34	0.08
Capataz	1	3.14	0.10			0.31	0.01
Ing. Guardia	1	3.10	0.10			0.31	0.01
						7.30	0.18
HERRAMIENTAS		Costo /Dia US $				SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /m2
Costo Herramientas		4.79					0.12
MATERIALES		Precio Unitario	Vida Util	Cost. Unit.	Cant Utilizada	SUBTOTAL US $	TOTAL US $ /m2
Malla Electrosoldada 4"x 4"		2.17	1.00	2.17	17	36.90	0.92
Soporte de Malla		93.40	2160	0.04	4	0.17	0.004
							0.93
COSTO DIRECTO						US$/	4.31
GASTOS GENERALES		15%					0.51
UTILIDADES		10%					0.34
						TOTAL Costo US $ / Metro Cuadrado	5.15

ANEXO Nº 29

Programa Mensual de Rotura – Mina Caridad

PROGRAMA MENSUAL DE SOSTENIMIENTO FEBRERO - 2018

RESUMEN ROTURA - EXPLOTACION											SOSTENIMIENTO FEBRERO 2018				
ZONA	MINERAL	BLOCK	ESTRUCTURA	NIVEL	COD.	LABOR	ROTURA TMS	TIPO DE ROCA	METODO DE EXPLOTACIÓN	LONG.	SPLIT SET 5' Und	SPLIT SET 7' Und	HYDRABOLT 7´ Und	SHOTCRETE-m2	Malla Electrosoldada (m2)
CARIDAD	PROBABLE	80	HUANCAPETI	Nv 7	TJ	81	2,500	IIIA-IIIB	C&R.A. - Realce	50.00		413			100
	PROBADO	59-7	SAN GERMAN	Nv 7	TJ	5	1,000	IIIA	C&R.A. - Realce	35.00	165				
	PROBADO	49-6 55-6	SAN GERMAN	Nv 6	TJ	55	4,800	IIIA	C&R.A. - Realce	95.00	792				
	PROBADO	49-7A 55-7A	SAN GERMAN	Nv 7	TJ	49A	2,700	IIIA	C&R.A. - Realce	100.00	446				
	PROBADO	49-7	SAN GERMAN	Nv 7	TJ	49	2,400	IIIA	C&R.A. - Realce	50.00	396				
	MEDIDO	14	HUANCAPETI	Nv 8	TJ	14	2,400	IIIB - IVA	C&R.A. - Realce	68.00	396				528
	MEDIDO	31B - 44C	HUANCAPETI	Nv 8	TJ	31	800	IIIB - IVA	C&R.A. - Realce	30.00	132				176
	INFERIDO	41 B	HUANCAPETI	Nv 8	TJ	41	1,100	IIIB - IVA	C&R.A. - Realce	40.00	182			91	194
					TOTAL		17,700			58.50	2508	413	0	91	998

AVANCES FEBRERO 2018 - SOSTENIMIENTO

DATOS DE LABOR											SOSTENIMIENTO AVANCES FEBRERO 2018					
ZONA	CATEGORIA	NIVEL	COD.	LABOR	TIPO DE ROCA	SECCION LABOR			mts	m3	Split Set 5' Und	Split Set 7' Und	Pernos Helicoidales 8' Und	Shotcrete m2	Perno hyadrabolt 7' Und	Malla electrosoldada m2
CARIDAD	Desarrollo	Nv 6	RP	100 (+)	IIIA-IIIB	3.3	x	3.0	40	396			73			
	Desarrollo	Nv 7	RP	100 (-)	IIIA-IIIB	3.3	x	3.0	40	396			73			
	Desarrollo	Nv 7	VE	45-3	IIIA-IIIB	3.0	x	3.0	40	360		141				62
	Desarrollo	Nv 7	RP	350	IIIA-IIIB	3.3	x	3.0	20	198			36			31
	Desarrollo	Nv 8	RP	438	IIIA-IIIB	4.0	x	4.0	50	800			77			110
	Preparación	Nv 8	CM	438-1	IIIA-IIIB	4.0	x	4.0	15	240			23			66
	Preparación	Nv 8	CM	438-2	IIIA-IIIB	3.5	x	3.5	20	245			39			88
	Preparación	Nv 8	CM	438-3	IIIA-IIIB	3.5	x	3.5	10	123			19			44
	Desarrollo	Nv 8	XC	360	IIIA-IIIB	3.3	x	3.0	20	198			39			
	Desarrollo	Nv 9	RP	46	IIIB - IVA	4.0	x	4.0	50	800		193	88	214		
	Preparación	Nv 7	CM	100-1	IIIA-IIIB	3.0	x	3.0	20	180			39			
	Desarrollo	Nv 8	VT	2-046	IIIA-IIIB	3.0	x	3.0	10	90		35	19			
	Preparación	Nv 8	CM	4350-2	IIIA-IIIB	3.0	x	3.0	20	180			39			
	Desarrollo	Nv 9	RP	4320	IIIA-IIIB	3.0	x	3.0	50	450		176	88			
	Exploración	Nv 9	CH	34	IIIA-IIIB	2.0	x	2.0	10	40						
	Exploración	Nv 9	CH	350	IIIA-IIIB	2.0	x	2.0	25	100						
	Desarrollo	Nv 9	CH	438	IIIA-IIIB	2.0	x	2.0	10	40						
	Desarrollo	Nv 9	CM	46-2	IIIA-IIIB	4.0	x	4.0	15	240		58	29			
TOTAL CARIDAD									**465**	**5076**	**0**	**602**	**679**	**214**	**0**	**400**