

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



TESIS

**ANALISIS TECNICO ECONOMICO PARA LA
EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA
VETA CARIDAD-UNIDAD HUANCAPETI, CIA MINERA
LINCUNA S.A.C**

PRESENTADO POR:

Bach. JOSE GABRIEL DE LA SOTA JARA

PARA OPTAR: TITULO DE INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – PERU

2016

DEDICATORIA

A mis padres Juan y Mercedes, mi
esposa Jacqueline y mis hijos
Por haberme apoyado en todo
momento, por sus consejos, por las
motivaciones constantes que me ha
permitido ser una persona de bien,
pero más que nada, por su amor.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar agradezco a mi alma mater la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga por haberme formado académicamente, también a mis docentes de la Escuela de Minas y por último a la Compañía Minera HUANCAPETI por darme la oportunidad de laborar y a toda la persona que confiaron en mí.

PROLOGO

La Minería es una actividad muy importante para todo profesional en ingeniería de minas donde puede plasmar sus experiencias y trabajos de innovación, debido a que existe una gran diferencia entre lo teórico y lo práctico que se realiza netamente en el campo, donde se pone en práctica todos los conocimientos teóricos logrados. Todo esto se forma en un trabajo de investigación, con la finalidad de obtener resultados que se ajusten a la realidad, para esto se tiene que superar una serie de dificultades, y así evitar que alguna de estas interfiera de manera abrupta con el desarrollo de la investigación.

El objetivo fundamental del trabajo es ampliar conocimientos sobre **la Aplicación de Taladros Largos en la Veta Caridad**, que consiste en efectuar la programación de capacidad de mina, cuya actividad es orientada al futuro, con el propósito de proyectarse para una producción sostenida, cabe resaltar que la intención de culminar dicha obra, es de presentar como trabajo de innovación para Optar el Título Profesional en Ingeniería de Minas, además que servirá como aporte a los interesados en el tema.

Los inconvenientes, en la elaboración del trabajo fue el tiempo que nos tomó en la recolección de datos, sin embargo esto fue superable gracias al apoyo incondicional de los ingenieros y trabajadores, que con sus valiosas sugerencias hicieron posible la realización de la presente obra.

RESUMEN

La Compañía Minera LINCUNA S.A.C. es una empresa minera formada por capitales peruanos creada en el 2006 con sede en la ciudad de Lima y ha elaborado el Proyecto Huancapetí para el desarrollo de la operación minera entre los distritos de Aija y Recuay del Departamento de Ancash.

Para una producción escalonada de 2500 TMD cuya aporte se tendrá de las unidades Hércules, Coturcan y Caridad entre otras, se tiene que priorizar las preparaciones e infraestructura minera en las zonas de producción, cuyo objetivo es de incrementar el valor de la mina con el desarrollo del plan de exploración y con miras a un incremento de una producción continua a 5000 TMD, invirtiendo en la modernización de los equipos de producción y ampliación de los procesos, mejorando los procesos actuales desde la exploración hasta el producto final, con la finalidad de obtener una mejora en la productividad.

En la actualidad la explotación de los minerales se realiza en la zona Hércules, Coturcan y Caridad cuyas labores mineras se encuentran distribuidas en varios sectores, inicialmente las tres zonas entraron en una etapa de rehabilitación donde se encontraron laboreos antiguos (desarrollos y preparaciones), existiendo chimeneas que comunican a superficie desde los niveles existentes y que por lo general conforman parte del sistema de ventilación, en algunos casos forman parte de los tajeos preparados y/o trabajos inclinados.

INTRODUCCIÓN

La complejidad que involucra la explotación de una mina demanda una constante evaluación de resultados, motivo por el cual el Plan de Minado de un yacimiento es de vital importancia, pues las proyecciones que se realizan nos permiten tomar decisiones más adecuadas en el momento oportuno, ya que en el proceso productivo no solo encontraremos mineral, sino será necesario también extraer desmonte, por lo que la combinación de datos técnicos y económicos nos ayuden a realizar una planificación óptima y sea esta la base y pilar de la gestión de cualquier negocio minero(1).

El presente trabajo fue desarrollado en la Minera Huancapeti; que desde su inicio de explotación (año 2006), la producción ha ido incrementándose paulatinamente hasta convertirse en un área gravitante en la producción. Actualmente el aporte de mineral es de 75,000 toneladas mensuales, el cual para el año 2016 el Plan de Minado contempla mantener la ley de cabeza debido a que el año 2015 se ha tenido leyes por debajo de lo planeado.

Para el cumplimiento de este propósito es necesario conocer algunos parámetros: recursos disponibles (mano de obra, equipos y materiales), utilización efectiva de los recursos, ventilación, diseño de labores mineras teniendo en cuenta el aspecto geomecánico, entre otros. Hoy en días las fases unitarias mineras han evolucionado en cada una de sus etapas, como por ejemplo en la explotación subterránea se utilizan equipos y/o maquinarias de última generación, teniendo como objetivo el principio de costo beneficio, de esta manera, la compañía minera Huancapeti actualmente viene implementando en la mina el sistema trackless, desarrollando y preparando.

ÍNDICE

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
PROLOGO	
RESUMEN	
INTRODUCCIÓN	
CAPITULO I GENERALIDADES	
1.1 Ubicacion y Accesibilidad.....	01
1.2 Fisiografía.....	03
1.3 Clima y vegetación.....	04
1.4 Antecedentes	05
1.5 Objetivo del trabajo.....	06
1.6 Método de trabajo.....	06
1.7 Organización de la empresa.....	07
1.8 Aspectos de investigación.....	09
1.8.1 Planteamiento del problema.....	09
1.8.2 Formulación del problema.....	09
1.8.2.1 Problema principal.....	09
1.8.2.2 Problema secundario.....	09
1.8.3 Objetivos.....	09
1.8.3.1 Objetivos generales.....	09
1.8.3.2 Objetivos específicos.....	10
1.8.4 Justificación e Importancia.....	10
1.8.4.1 Justificación.....	10
1.8.4.2 Importancia.....	10
1.8.5 Hipótesis.....	10
1.8.5.1 Hipótesis principal.....	10
1.8.5.2 Hipótesis secundario.....	11
1.8.6 Variables e indicadores.....	11
1.8.6.1 Variables independientes.....	11
1.8.6.2 Variables dependientes.....	11

CAPITULO II MARCO TEÓRICO

2.1.	Geomorfología.....	12
2.2.	Geología Regional	13
	2.2.1. Estratigrafía.....	14
2.3.	Geología Local.....	15
2.4.	Geología Estructural.....	17
	2.4.1. Estructuras Mineralizadas.....	17
2.5.	Depósitos Minerales.....	18
2.6.	Mineralización	19
	2.6.1. Mineralización en Vetas	19
	2.6.2. Cuerpos de Mineral	19
2.7.	Zoneamiento Mineralogico.....	20
2.8.	Controles de Mineralizacion.....	21
	2.8.1. Controles Litologicos.....	21
	2.8.2. Controles Estructurales.....	22
	2.8.3. Controles Mineralogico.....	22
	2.8.4. Cambios Litológicos en Profundidad	22
	2.8.5. Profundización de la Mineralización	22
2.9.	Reservas.....	23
2.10.	Mineral Potencial.....	24

CAPITULO III MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.	Geomecánica aplicada.....	25
	3.1.1. Mapeo Geomecanico.....	25
	3.1.2. Ensayos de Laboratorio de Mecánica de Rocas.....	25
	3.1.3. Caracterización Geomecánica	26
	3.1.4. Estimación de los Parámetros de Resistencia.....	39
	3.1.4.1. Resistencia de la Roca Intacta.....	39
	3.1.4.2. Resistencia de las Discontinuidades.....	42
	3.1.4.3. Resistencia de la Masa Rocosa.....	43
	3.1.5. Evaluación de los Métodos de Explotación	44
	3.1.5.1 Métodos de Explotación Aplicada a la Mina Huancapeti.....	45
	3.1.5.1.1. Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.....	46

3.1.5.1.1.1. Análisis del Método.....	46
3.1.5.1.1.2. La problemática del relleno detrítico....	48
3.1.5.1.1.3. Lineamiento del Método.....	49
3.1.5.1.1.4. Análisis de Pareto Ciclo de Minado...	51
3.1.5.2. Selección de los Métodos de Explotación.....	53
3.1.5.2.1. Contexto actual de los Métodos.....	53
3.1.5.2.2. Condiciones Naturales de las Estructuras Mineralizadas	54
3.1.5.2.3. Zona Caridad.....	55
3.1.6. Dimensionamiento Geomecánico.....	60
3.1.6.1 Métodos de Cálculo.....	60
3.1.6.2 Factores de Seguridad.....	62
3.1.6.3 Condiciones para el Análisis de Estabilidad.....	63
3.1.6.3.1. Caso Diseño Subterráneo Mina Caridad	63
3.1.6.4. Dimensionamiento de Tajos usando el Método Grafico de Estabilidad.....	64
3.1.6.4.1. Determinación del Número de Estabilidad "N"	64
3.1.6.4.2. Cálculo de Radio Hidráulico "S"	68

CAPITULO IV MINERIA

4.1. Zonas de Producción.....	73
4.2. De minado Clasificación del Método.....	74
4.2.1. Método de Minado.....	74
4.3. Detalles de las Fases de Minado.....	75
4.3.1. Perforación.....	76
4.3.2. Voladura.....	76
4.3.3. Sostenimiento.....	76
4.3.3.1. Pernos de Varilla Cementados o con Resina....	77
4.3.3.2. Split Set.....	79
4.3.3.3. Mallas Electro soldadas.....	81
4.3.3.4. Concreto Lanzado (Shotcrete).....	82
4.3.3.5. Cimbras Metálicas.....	84
4.3.3.6. Sostenimiento con Madera.....	86
4.3.4. Limpieza.....	88

4.4.	Malla de Perforación	88
4.4.1.	Labores con Jumbo	89
4.4.2.	Labores con Maquina Jackles.....	92
4.5.	Etapas de Minado.....	93
4.5.1.	Exploración.....	93
4.5.2.	Desarrollo.....	93
4.5.2.1.	Rampa Principal.....	93
4.5.2.2.	Rampa Auxiliar	96
4.5.2.3.	Labores Horizontales (By Pass).....	97
4.5.3.	Labores Verticales	98
4.5.3.1.	Preparación	98
4.5.3.2.	Labores Horizontales	99
4.5.3.3.	Labores Verticales	100
4.5.4.	Explotación.....	100
4.6.	Método de Explotación Propuesta.....	101
4.6.1.	Preparación.....	101
4.6.1.1.	Propuesta de Construcción de la Rampa en la Caja Techo de Sección 3.50 X3.50 m. Para la Explotación de Blocks.....	101
4.6.1.2.	Construcción de By Pass de 3.0 x3.0 Metros de Sección.....	106
4.6.2.	Explotación.....	109
4.6.3.	Limpieza.....	112
4.6.4.	Relleno.....	112
5.6.5	Sostenimiento.....	112
5.6.6	Costos.....	113

CAPITULO V EVALUACION TECNICO ECONOMICA

5.1.	Valor Del Mineral.....	115
5.2.	Valor de la producción.....	118
5.3.	Vida de la mina.....	118
5.4.	Depreciación.....	118
5.5.	Costo de operación y producción.....	119
5.6.	Inversiones.....	120
5.7.	Cronograma de actividades.....	120

5.8.	Financiamiento.....	121
5.9.	Estados financieros.....	121
5.10.	Periodo de retorno.....	123
5.11.	Análisis de sensibilidad.....	124

CAPITULO VI RESULTADOS Y DISCUSIONES

6.1.	Resultados.....	127
6.1.1.	En relación con los aspectos técnicos.....	127
6.1.2.	En relación a los aspectos económicos.....	128
6.2.	Discusiones.....	128

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	130
-------------------------------------	-----

CONCLUSIONES.....	130
-------------------	-----

RECOMENDACIONES.....	132
----------------------	-----

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	133
---------------------------------	-----

ANEXOS

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESO.

Políticamente la Unidad Minera Huancapeti, Compañía Minera Lincuna S.A.C se ubica en los límites de las provincias de Recuay y Aija, en el Departamento de Ancash. (Ver figura N° 01)

La zona de estudio, tiene la siguiente ubicación:

Distritos : Ticapampa y Aija

Provincias : Recuay, Aija

Departamento: Ancash

El campamento de Hércules tiene las siguientes coordenadas:

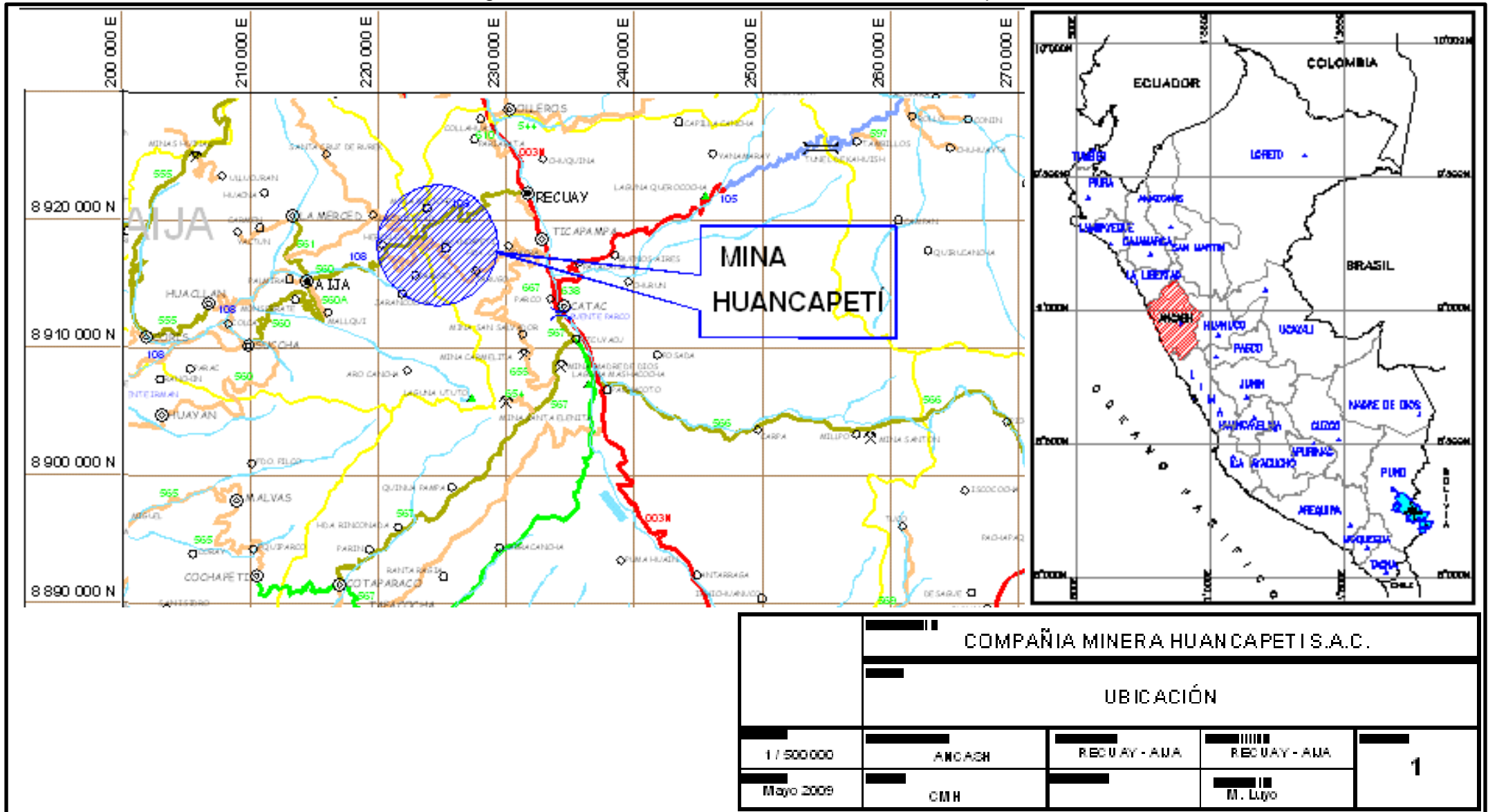
Coordenadas Geográficas	Coordenadas UTM
-------------------------	-----------------

Longitud Oeste : 77° 33´	Este : 878,200
--------------------------	----------------

Latitud Sur : 90° 46´	Norte : 8´918,800
-----------------------	-------------------

Altitud : 3,970 - 4,600 m.s.n.m.	
----------------------------------	--

Figura. N° 01: Plano de ubicación de la Mina Huancapeti.



Fuente: Departamento de Geología y Explotaciones.

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

Tabla N° 01: Accesos a la Unidad Minera Huancapeti.

VIA DE ACCESO	ITINERARIO		CARACTERÍSTICAS
	LOCALIDAD	DISTANCIA (Km)	
1	Lima – Pativilca	203	Panam. Norte – Asfaltada
2	Pativilca – Recuay	173	Carretera Asfaltada
3	Recuay – Mina	40	Carretera Afirmada

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

Tabla N° 02; Accesos a la Unidad Minera Huancapeti.

VIA DE ACCESO	ITINERARIO		CARACTERÍSTICAS
	LOCALIDAD	DISTANCIA (Km)	
1	Huaraz – Recuay	30	Carretera Asfaltada
2	Recuay – Mina	40	Carretera Afirmada

1.2. FISOGRAFIA.

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).

1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN.

1.3.1. Clima.

En esta parte de la cordillera de los andes se tiene dos estaciones bien marcadas. Una lluviosa entre los meses de diciembre a abril 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 °C a 5 °C en las noches y 7 °C a 14 °C en el día. Los meses de Junio a Octubre se caracterizan por presentar un periodo de sequía con precipitaciones pluviales muy esporádicas con temperaturas durante el día de 5 °C y 16 °C y en las noches de 0 °C a 1°C. Esto se pone en evidencia en altitudes superiores a los 4500 m.s.n.m. estas temperaturas bajas son muy conocidas por los lugareños como “heladas”. Durante los meses de Junio – Agosto se acentúan las corrientes de aire (vientos) con velocidades de 20 a 40 km/hora. Las características climáticas del área corresponde a “tundra seca de alta montaña” definido por el “Instituto Nacional de Recursos Naturales” (INRENA).

1.3.2. Vegetación.

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.

1.4. ANTECEDENTES.

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 continuó 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 TMD, 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.

Finalmente adquiere dichas propiedades la Cia. Minera Huancapeti S.A.C, que trabaja desde el año 2006 en las zonas (Minas) “Hércules, Coturcan y Caridad” mediante la aplicación de los métodos de explotación “Corte & Relleno Ascendente con sus variables propias de la configuración del yacimiento (Hércules y Coturcan) y el método de explotación por sub niveles en Caridad, con una producción total mensual de 75,000 TMS.

1.5. OBJETIVO DEL TRABAJO.

a) Objetivos Generales:

- Lograr una producción de 30,000 TM/mes en la unidad Caridad
- Servir de modelo la evaluación técnico económico en la explotación de yacimientos de similares características.

b) Objetivos específicos:

- Aplicar el método de subniveles con taladros largos en la Mina Caridad, usando el relleno hidráulico.
- Servir al suscrito como tema para la obtención del título Profesional de Ingeniero de Minas

1.6. METODO DE TRABAJO.

Para el desarrollo del presente trabajo se ha realizado trabajos de campo y gabinete consistente en lo siguiente:

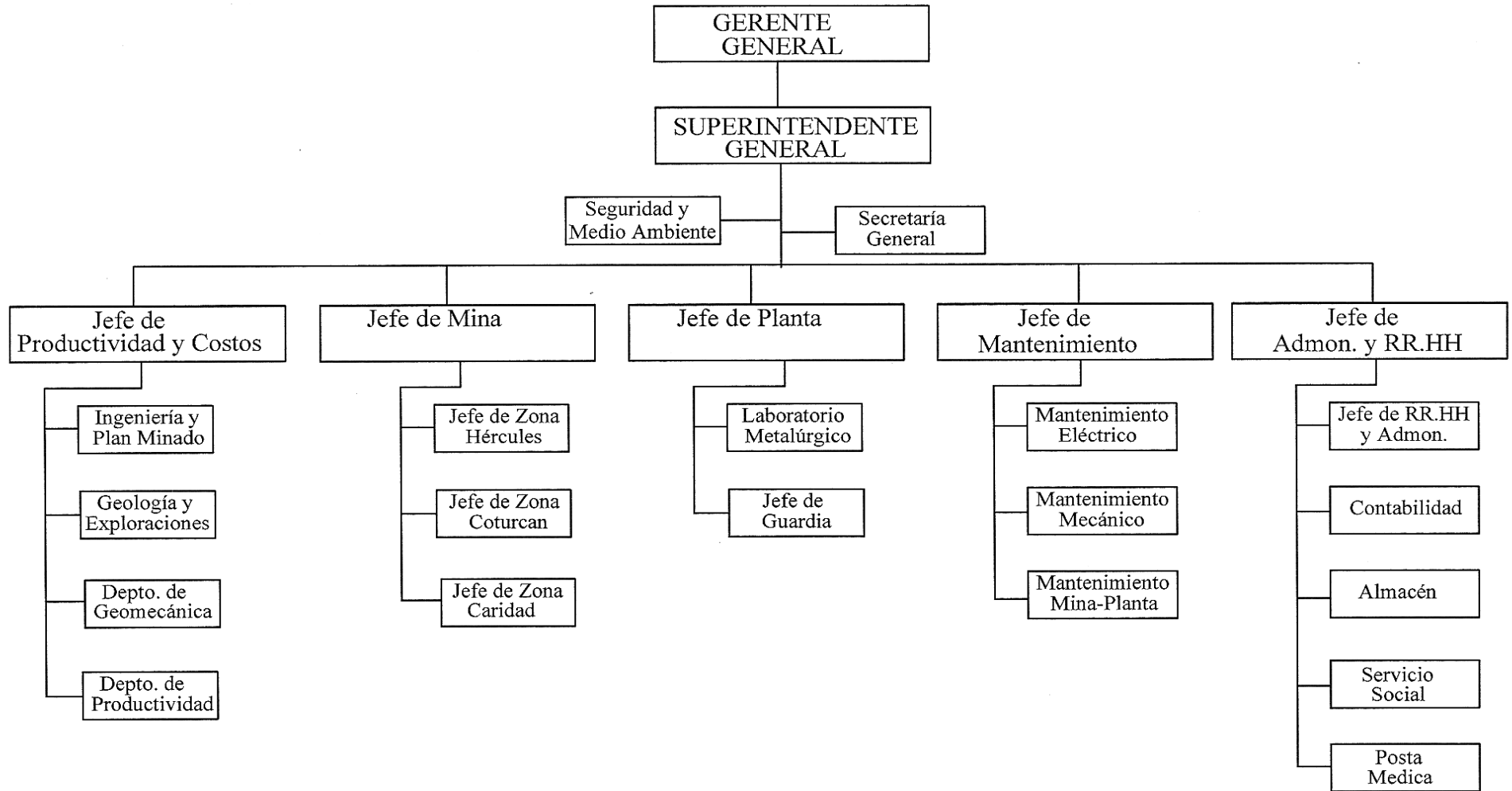
a.- Trabajo de campo: Mapeo geológico y geotécnico en la veta Caridad donde se explota mediante taladros largos.

b.- Trabajo de gabinete: Análisis de datos, confección de planos, evaluación de resultados y redacción del trabajo profesional.

1.7. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.

La Mina Huancapeti, viene aplicando una organización lineal, donde está claramente definida las jerarquías, responsabilidades y obligaciones, el cual viene dando buenos resultados y por lo tanto se continuará con este tipo de organización.

Esquema N° 01: Organigrama de la Mina Huancapeti



1.8. ASPECTOS DE INVESTIGACION.

1.8.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

La Mina Huancapeti produce actualmente 2500 TMD y tiene proyectado mantener sus leyes durante el año 2016, para lo cual se necesita un mineral regulador del blending mediante la aplicación un método de explotación de alto rendimiento a bajo costo y adecuado a las características geomecánicas del macizo rocoso y la veta caridad tiene estas condiciones.

1.8.2 FORMULACION DEL PROBLEMA.

1.8.2.1. PROBLEMA PRINCIPAL.

- ¿De qué modo influye el análisis técnico- económico para explotar por taladros largos la veta caridad en la unidad Huancapeti, Compañía Minera Lincuna S.A.C?

1.8.2.2. PROBLEMA SECUNDARIO.

- ¿Cómo influyen los aspectos técnicos-económicos para explotar por taladros largos en la veta Caridad?
- ¿En qué medida influye la aplicación de taladros largos en los costos de producción?

1.8.3. OBJETIVOS.

1.8.3.1. OBJETIVOS GENERALES.

- Conocer la importancia del análisis técnico-económico para explotar por taladros largos la veta Caridad en la unidad Huancapeti Compañía Minera Lincuna S.A.C.

1.8.3.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS.

- Determinar la influencia de los aspectos técnicos-económicos para explotar por taladros largos en la veta Caridad.
- Evaluar la influencia de la aplicación de taladros largos en los costos de producción.

1.8.4. JUSTIFICACION E IMPORTANCIA.

1.8.4.1. JUSTIFICACION.

- Se justifica por la elección del método de explotación desde el planeamiento de minado de acuerdo a un plan mensual, trimestral, semestral y anual, es donde se tiene un enfoque por procesos para establecer los beneficios económicos y técnicos que favorecen a los inversionistas.

1.8.4.2. IMPORTANCIA.

- Es importante desde el punto de vista técnico-económico porque al plantear este método de minado mejora la productividad y reduce los costos operativos en el proceso de las actividades mineras.

1.8.5. HIPOTESIS.

1.8.5.1. HIPOTESIS PRINCIPAL.

- El análisis técnico-económico tiene importancia para explotar por taladros largos en la veta Caridad en la unidad Huancapeti Compañía Minera Lincuna S.A.C.

1.8.5.2. HIPOTESIS SECUNDARIO.

- Los aspectos técnicos-económicos influyen en la explotación por taladros largos en la veta Caridad.
- La aplicación de taladros largos influyen en los costos de producción.

1.8.6. VARIABLES E INDICADORES.

1.8.6.1. VARIABLES INDEPENDIENTES:

- Análisis técnicos-económicos de la unidad Huancapeti

INDICADORES:

➤ TECNICOS:

- Estándares Operacionales (PETS)

➤ ECONOMICOS:

- VAN(und)
- TIR (%)

1.8.6.2. VARIABLES DEPENDIENTES:

- Explotación por taladros largos en la veta Caridad.

INDICADORES:

- Longitud de taladros (pies)
- Factor de potencia (kg/tn)

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. 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”.

2.2. GEOLOGIA REGIONAL.

La geología regional en este sector está definido por la “Cordillera de los Andes”, en los alrededores de Áija afloran rocas sedimentarias del Jurásico – Cretáceo (formaciones Chimú, Santa, Carhuaz). El batolito de la costa, Cretáceo superior, intruye a las secuencias anteriores, los Volcánicos Calipuy forman una secuencias volcánica muy extensa y potente, constituidas por rocas piroclásticas, derrames lávicos y sedimentos continentales, esta secuencia esta plegada, es del Cretáceo superior - Terciario inferior.

Localmente hay volcánicos provenientes de centros volcánicos del terciario medio a superior, que están agrupados dentro del Calipuy, pequeños stocks del Mioceno – Plioceno y de composición acida (ver Anexo N°01).

2.2.1. ESTRATIGRAFIA.

En la zona de la Mina Huancapeti afloran las siguientes unidades litoestratigráficas cuya descripción del más antiguo al reciente es el siguiente:

VOLCÁNICOS CALIPUY (P-ca)

Es una secuencia constituida por lavas andesíticas, piroclásticos gruesos, tufos, basaltos, riolitas y dacitas que cubre toda el área comprendida entre Recuay y Aija y donde se emplaza el yacimiento de Huancapeti.

CUATERNARIO:

Depósitos fluvioglaciares (Qp-fgl):

Está constituida por sedimentos finos de origen glacial que han sido arrastrados por corrientes hídricas dominantes como los glaciares y corrientes de agua.

Depósitos morrénicos (Qh-mo):

Son depósitos constituidos por arenas brechosas, arenas gravosas y forman las morrenas laterales y frontales y de fondo. Estos depósitos ocupan la parte alta.

Depósitos aluviales (Qh-al):

Están constituidos por materiales arrastrados por los ríos y depositados a lo largo de su trayecto formando lechos, terrazas y llanuras de inundación. En general los materiales que constituyen estos depósitos son cantos rodados, cascajos, arenas y arcillas.

2.3. GEOLOGÍA LOCAL.

Se presentan rocas volcánicas e intrusivas de edades que van del Mioceno al Plioceno. En la zona de Hércules las rocas volcánicas provenientes del centro volcánico Hércules están constituidas por lavas andesíticas, andesitas brechoides y brechas andesíticas, taponadas por el pórfido Tarugo. Además hay intrusiones que rodean a estos volcánicos como la dacita Hércules, el pórfido dacítico Huancapetí, Panizo y el Pórfido riolítico Pincullo, todos ellos intruyendo a los volcánicos Hércules. En los alrededores de este centro volcánico se encuentran los pórfidos Collaracra, Jinchis, Pucavado y andesitas Tuctu.

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 Pincuylo. Alrededor del centro volcánico se emplazaron otros pequeños stocks como la Dacita Hércules (comúnmente conocida como Tufo Hércules), en el cerro Pucara, de donde salen diques al norte y al sur; el Pórfido Huancapeti emplazado casi en el borde de

la fractura circular, el Pórfido Bellota Maguiña, al oeste de la confluencia de las quebradas Hércules y Carán; el Pórfido Señor de Burgos y el Pórfido Olga, los tres últimos de composición similar al de Tarugo.

Los impulsos magmáticos dentro del centro volcánico determinaron el modelo del fracturamiento principal, que son fracturas del rumbo N 30° W, principalmente en los contactos del dique Dacítico (tufo), que fueron afectadas por el fallamiento principal tipo Tarugo, Wilson, con el cual se asocian un sistema de fracturas conjugado tipo Huancapeti. Fracturas tensionales tipo Nebraska, Carpa, Félix II, San Arturo, Santa Deda, Lorena, etc. Están fuera del centro volcánico y tienen un modelo groseramente radial.

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

b) Stock Collaracra

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

2.4. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

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

2.4.1. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

La mineralización polimetálica de Ag, Pb y Zn, ocurre en vetas dispuestas en sistemas principales de fracturamiento: El de Hércules de dirección NO-SE y el de Tarugo de dirección NE-SW. Las estructuras del sistema Hércules tienen longitudes entre 1 a 4 Km, un ancho promedio de 3.50m, con algunas zonas locales que llegan a 16.0 m, y están emplazadas en los contactos de la dacita Hércules, como las vetas Hércules A y Coturcán.

Las vetas del sistema Tarugo tienen longitudes de 1 a 2 km, con ancho promedio de 1.50m. Dentro del volcánico Hércules se encuentran las 7 vetas Tarugo, Huancapetí, Carpa, Nebraska; y dentro de los volcánicos Calipuy se ubican las estructuras Tuctu, Florida, Collaracra, Hurán, etc. Nuevos estudios geológicos indican

también la posibilidad de mineralización aurífera asociada a las vetas polimetálicas antes mencionadas. Se indica que en las vetas de Hércules y Coturcán la anomalía de oro llega hasta 3.7g/tn y está relacionado a diques de brechas hidrotermales. Además, otra mineralización aurífera, asociada también a minerales polimetálicos, se ubica en 19 cuerpos de brechas intrusivas y 10 stock works en rocas volcánicas, intrusivos hipoabisales y subvolcánicos.

2.5. DEPOSITOS MINERALES.

Los depósitos minerales son de origen hidrotermal del tipo de vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas en rocas volcánicas e intrusivas. La mineralización es principalmente plata – plomo – zinc – cobre, con galena argentífera (SPb), esfalerita (SZn), calcopirita (S_2CuFe), jamesonita ($Sb_5S_{14}Pb_4Fe$), tetraedrita ($Sb_{14}S_{13}(CuF_2ZnAg)_{12}$). La ganga por cuarzo, sílice, pirita, arsenopirita, calcita.

Hay dos sistemas principales de afloramientos en vetas.

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

- 1 Cuarzo lechoso.
- 2 Marmatita.
- 3 Pirita.
- 4 Cuarzo gris.
- 5 Esfalerita.

- 6 Galena.
- 7 Argentita.
- 8 Limonita.

2.6. MINERALIZACIÓN.

La mineralización es discontinua y errática; hay dos tipos:

- a) Mineralización en veta.
- b) Mineralización en cuerpos.

2.6.1. MINERALIZACIÓN EN VETAS

Los clavos de mineral están restringidos a vetas individuales, algunas veces en formas de columnas como en Manto 2. En las vetas del sistema Hércules, los clavos de mineral tienen anchos que no sobrepasan los 2.50m, con longitudes entre 40m y 200m, separados por zonas estériles. Hay más de un clavo de mineral pero también hay uno solo conocido, como en Florida, Jesús, Wilson.

2.6.2. CUERPOS DE MINERAL.

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

Estas estructuras tienen una mineralización concentrada en la veta respectiva y diseminación entre ellas generalmente de menor ley,

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

2.7. ZONEAMIENTO MINERALÓGICO.

1. La mineralización en Hércules es polimetálica, plata, plomo, zinc, con un zoneamiento dentro de ella; plata en la parte superior, plomo en el centro y zinc en la parte inferior.
2. Dentro de la mineralización polimetálica hay concentraciones aisladas de valores altos de plata, rodeada por otras de menor ley.
3. La disminución de los valores de plata en profundidad o lateralmente y un incremento de estas direcciones de plomo o zinc no significa el fin de la plata
4. en profundidad. Hay repeticiones o alternancias de franjas de valores altos y bajos de plata sobre el nivel 6, con tendencia a repetirse en profundidad.

5. Estas conclusiones y observaciones se repiten también en la mina Coturcán.
6. En Coturcán hay una zona argentífera al sur de la Falla Sur, cerca del contacto con el pórfido Tarugo, y rodeada por la mineralización polimetálica (8.0 Onz.Ag, 0.5 % Pb). No es conocida en Hércules, hay posibilidades de encontrarla al sur de los trabajos de esta mina.
7. La zona argentífera podría encontrarse también en ambos lados de la falla Hércules, en las vetas Hércules y Coturcán, por debajo de la mineralización polimetálica, dependiendo del sentido de las soluciones o flujos mineralizantes, los cuales parecen estar subverticales.
8. No hay tendencia de un agotamiento mineralógico en profundidad tanto en cocientes metálicos, valores absolutos o por observación directa.

2.8. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.

2.8.1. CONTROLES LITOLÓGICOS.

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

2.8.2. CONTROLES ESTRUCTURALES.

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

2.8.3. CONTROL MINERALÓGICO.

No hay mucha influencia. Arsenopirita y turmalina son favorables en Hércules y Coturcán, en Caridad y Collaracra la presencia de arsenopirita.

2.8.4. CAMBIOS LITOLÓGICOS EN PROFUNDIDAD.

Las rocas sedimentarias Cretáceas habrán de encontrarse por debajo de Hércules, principalmente al norte y al oeste de la quebrada del mismo nombre, probablemente en la cota 3600. En la zona central de Hércules la actividad ígnea es mayor, las rocas sedimentarias pueden estar ausentes. El Pórfido Collaracra tiene una extensión reducida en profundidad.

2.8.5. PROFUNDIZACIÓN DE LA MINERALIZACIÓN.

La relación de la mineralización con un centro volcánico, la gran longitud de los afloramientos favorecen la continuidad y profundización de Hércules – Coturcán, al menos mientras persista

el tipo de roca relacionado al Centro Volcánico. Los niveles más profundos con mineralización conocida son: El Triunfo (3990), Juana de Arco (3800) en Collaracra y el Frontón 4 Norte (4010) en Hércules.

La mineralización polimetálica presenta alternancias en el incremento de plata, plomo y zinc, no hay indicios de un agotamiento mineralógico en profundidad y de forma rápida, más bien hay buenos indicios para encontrar una zona argentífera por debajo de la polimetálica, con lo cual las posibilidades de persistencia de la mineralización en profundidad son buenas.

2.9. RESERVAS.

Las reservas del mineral cubicadas en la Mina Huancapetí realizadas al 31 de diciembre del 2015 dan el resultado que se muestra en la siguiente tabla:

Tabla N° 03: Resumen de Reservas Minerales Veta Caridad al 31 de julio de 2016

VETA	CATEGORIA	POTENCIA Mts.	TONELAJE TMS	L E Y E S			
				gr./TM Au	Oz/TM Ag	%Pb	%Zn
Caridad	Probado	3.70	119,457	1.79	3.45	2.15	2.59
Caridad	Probable	3.30	97,643	1.75	3.32	2.11	2.54
	Promedio	3.50		1.77	3.39	2.13	2.57
	Total:		217,100				

Fuente: Departamento de Geología y Exploraciones.

2.10. MINERAL POTENCIAL.

El Distrito Minero de Ticapampa cubre un área aproximada de 16,400 hectáreas en donde falta aún por reconocer la extensión lateral de las vetas principales en explotación Hércules, Collaracra, Coturcan, Caridad y el resto de estructuras mineralizadas que se muestran en el mapa geológico. En general tienen una gran longitud de afloramientos y con posible mineralización económica conocida hasta los niveles inferiores 3,750 (En la mina Collaracra) y 3,800 (en la mina Bellota). En informes anteriores (BISA 1984, Arenas, 1981) se reporta un potencial estimado de 12.8Mt de mineral polimetálico Ag-Pb-Zn, distribuido en las diferentes minas trabajadas durante aquel época.

CAPITULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1. GEOMECANICA APLICADA.

3.1.1. MAPEO GEOMECÁNICO.

Esta evaluación ha sido realizada íntegramente en el área circundante a las zona Caridad” con la finalidad de caracterizar la masa rocosa a través de un índice numérico cuantitativo que permita discretizar la masa rocosa en sub-unidades geomecánicas “Dominios geomecánicos”. El Mapeo geomecánico ha sido realizado usando el método “Celdas de detalle”, realizándose en total 58 “Estaciones geomecánicas”. en la zona “Caridad es necesario precisar que una “Celda de detalle” constituye una “Estación geomecánica” tipificada correlativamente con la denominación “EG+ código de zona”.

3.1.2. ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS.

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

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

3.1.3. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA.

a.- Aspectos litológicos.

Los dominios litos–estructurales” conceptuados en los trabajos de investigación geomecánica de campo, evidencian a nivel local (zona Caridad) la presencia de un tipo de litología predominante constituida por niveles intercalados de flujos de lava, tufos, brechas y piroclastos” de composición típicamente andesítica y en sectores de composición dacítica pertenecientes al “Grupo Calipuy”.

b.- Distribución de discontinuidades.

Para establecer las características de la distribución parcial de las discontinuidades estructurales (diaclasas) durante el “tipo de discontinuidad, la orientación (Dirección de Buzamiento //

Buzamiento) de las discontinuidades. Los datos orientaciones se han procesado estadísticamente empleando la técnica de proyecciones tereográfica equiangular, utilizando como herramienta el software “DIPS”, versión 5.103 de Rocscience Inc.2004”. Los resultados del análisis estereográfico de discontinuidades estructurales (diaclasas).

En la tabla N° 4, se aprecian resultados de la distribución espacial promedio de los principales sistemas de diaclasas presentes en cada “Dominio lito-estructural” (caja techo, estructura mineralizada y caja piso) de las zonas de interés.

Tabla N° 04: Principales sistemas de diaclasas.

ZONA	DOMINIO ESTRUCTURAL	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL*		
		Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
HERCULES	Caja techo	091/33	268/74	149/80
	Estructura mineralizada	092/33	260/65	346/79
	Caja piso	095/30	060/80	344/86
COTURCAN	Caja techo	085/24	266/81	188/79
	Estructura mineralizada	096/31	360/81	088/87
	Caja piso	119/30	314/60	034/81
CARIDAD	Caja techo	190/70	325/72	082/56
	Estructura mineralizada	135/75	334/69	214/71
	Caja piso	139/73	299/77	180/63

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

Fuente: Departamento de Geomecánica.

En la tabla N° 5, sea precian resultados de las distribuciones parcial promedio de sistemas de fallas presentes en cada uno de los dominios “lito-estructural” conceptuados en el Estudio.

Tabla N° 5: Principales sistemas de fallas.

ZONA	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL*	
	F1	F2
HERCULES	165/77	341/79
COTURCAN	150/81	338/67
CARIDAD	135/75-60	346/63

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

Fuente: Departamento de Geomecánica.

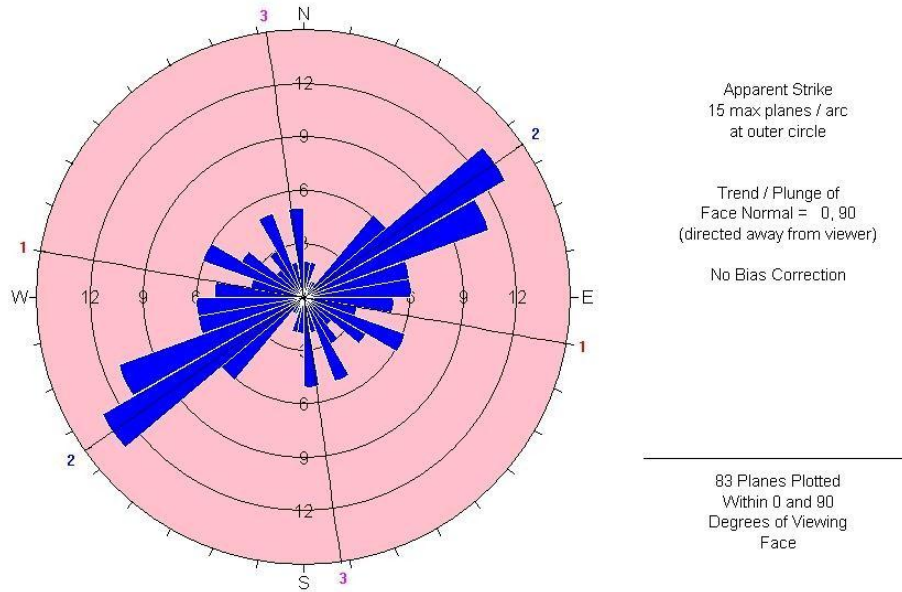
En la tabla N° 5, se han tipificado tres zonas “Hércules, Coturcan, Caridad” en las cuales se han establecido los dominios “lito-estructurales” definidos por suposiciones parciales respecto a la estructura mineralizada como “Caja piso, Estructura mineralizada y Caja techo”. Cada dominio “lito-estructural” se caracteriza por presentar un arreglo estructural propio, que en el Estudio se denominan “sistemas:1,2,3” jerarquizados por su grado de influencia e importancia en la estabilidad estructuralmente controlada.

En la tabla N° 5, se aprecian los resultados del proceso estadístico de datos orientacionales de las fallas cartografiadas durante los trabajos de campo en toda la zona de interés, encontrándose dos sistemas de falla principales tipificados como sistema de fallas “F1 y F2” en las zonas (Hércules, Coturcan) respectivamente. Estas estructuras se muestran en los planos de zonificación geomecánica de planta, en cada uno de los niveles evaluados en las zonas de interés.

En la figura N°5, se muestran los diagramas de rosetas de las “diaclasas y fallas”, en los dominios lito-estructurales conceptuados solamente para la zona de Caridad. Estas rosetas, representan datos de las discontinuidades estructurales presentes en cada dominio lito-estructural de interés (Caja techo, Estructura mineralizada, Caja piso).

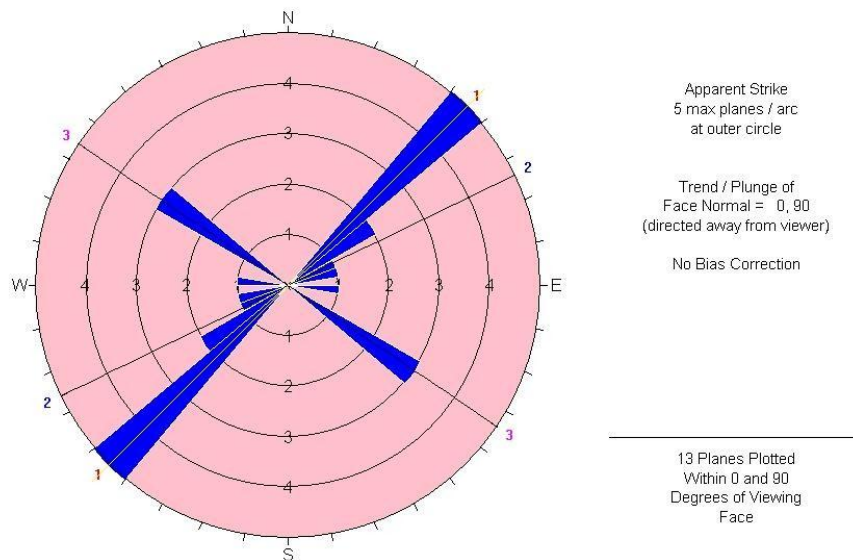
Zona Caridad.

Figura N° 02: Diagrama de rosetas – caja Techo Caridad.



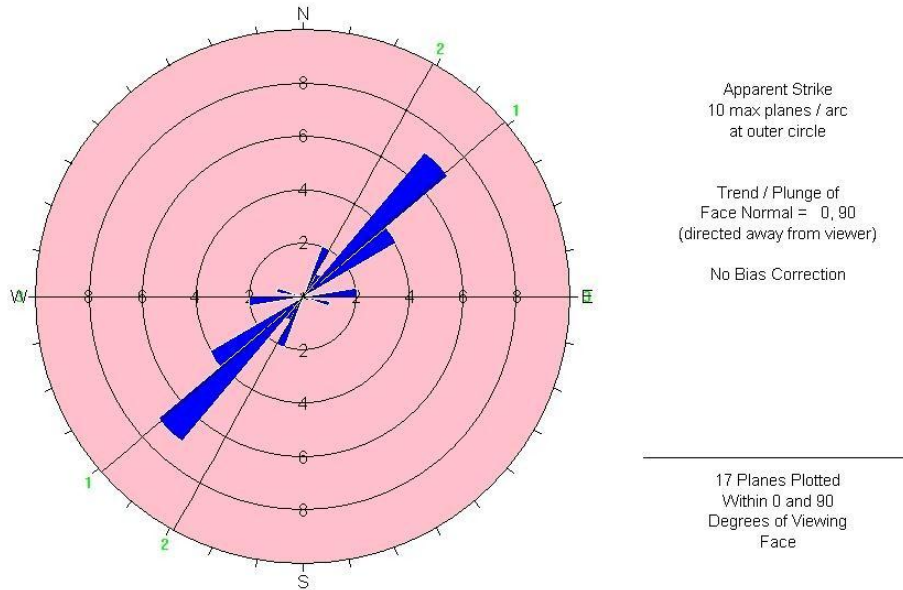
Fuente: Departamento de Geomecánica.

Figura N° 03: Diagrama de rosetas– estructura mineralizada Caridad.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Figura N° 04: Diagrama de rosetas–caja piso Caridad

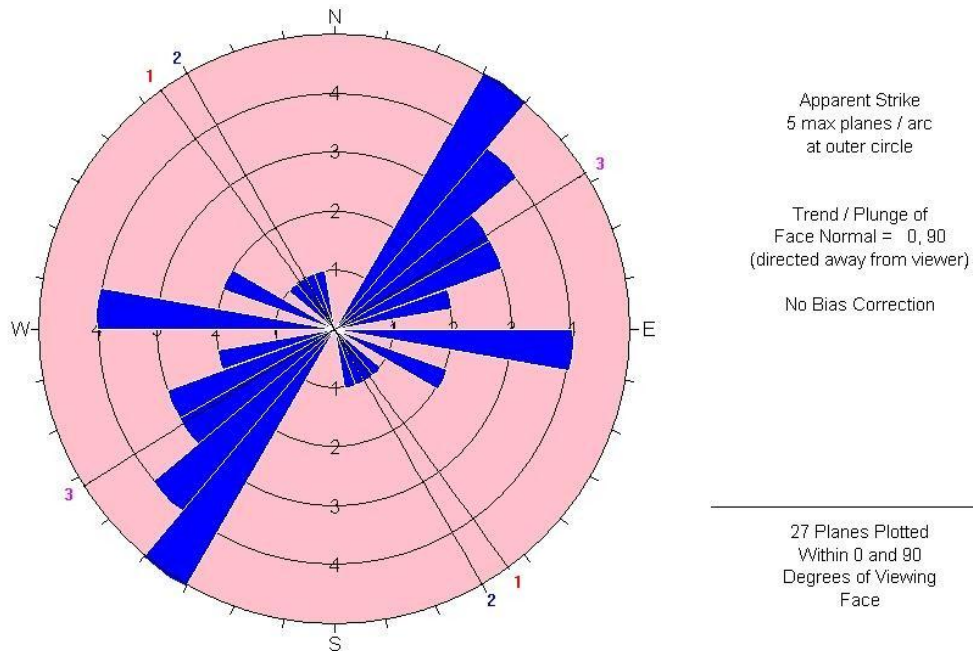


Fuente: Departamento de Geomecánica.

De modo similar al análisis estereográfico de las diaclasas, se ha realizado el proceso, análisis e interpretación de las fallas identificadas y registradas en los trabajos de campo con la finalidad de conceptualizar los sistemas principales de fallas que permitan bosquejar de modo conceptual la dirección de los esfuerzos utilizando el criterio de las fallas con jugadas. En la figura N° 5, se muestra los diagramas de rosetas de las fallas cartografiadas en la mina Caridad.

Sistemas de fallas principales.

Figura N° 05: Diagrama de rosetas–fallas Caridad.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

c.- Aspectos estructurales.

En este acápite se exponen a modo resumido muy las características más relevantes de los aspectos estructurales, cartografiados durante los trabajos de “mapeo geológico-geomecánico” de afloramientos rocosos en superficie y excavaciones subterráneas. En el contexto geomecánico de la Mina Caridad, las características estructurales promedias de las fallas (estructuras mayores) y diaclasas (estructuras menores) se describen de la siguiente manera.

d.- Fallas.

En la Mina Caridad, las fallas presentan un menor daño a la masa rocosa es ligeramente más favorable, la masa rocosa en esta zona presenta menor grado de fracturamiento y mayor compacidad (grado de consolidación-empaquetamiento), donde la influencia de la alteración hidrotermal hacia las cajas es menor, excepto hacia el contacto “falla-caja piso, donde se expone un halo de alteración variable entre los “0.5-5.0metros”;hacia el contacto “estructura mineralizada-caja techo” la alteración tiene un alcance menor a 1.0 metros en la parte superior donde se ubican los “tajos 42-50”.Sin embargo en el nivel de base (Galería450N-S), se aprecia una mayor alteración fuerte, generada por los procesos de meteorización asociados al tiempo de exposición de las labores.

e.- Discontinuidades (diaclasas).

La características geomecánicas de las discontinuidades observada en los dominios lito-estructurales “caja piso, estructura mineralizada y caja techo” en la veta Caridad” presentan espaciamientos en las cajas que varían entre los “20-60 centímetros a 60-300 centímetros” puntualmente en ciertos sectores también se aprecian espaciamientos entre los “6-20 centímetros”, la persistencia es variable entre “1-3 metros,3-10 metros,10-20 metros y >20metros”,el grado de apertura en las cajas varía desde “angostas, muy angostas a cerradas” y en la estructura mineralizada varía desde “abiertas, angostas a muy angostas”, la rugosidad de las paredes de las discontinuidades varía desde “rugosas en las cajas”, “rugosas a ligeramente rugosas” en la

estructura mineralizada con ciertas ondulaciones”, en cuanto al relleno de las discontinuidades en las cajas se aprecian limpias y no se aprecia relleno, en la estructura mineralizada se aprecian rellenos “duro<5mm,duro>5mm” en ocasiones las cajas exponen superficies de discontinuidad con rellenos arcillosos y carbonatos producto de la disolución de minerales por el agua de infiltración; el grado de alteración se aprecia con mayor intensidad hacia el contacto falla caja piso con la estructura mineralizada y en la proximidad a las fallas.

f.- Clasificación de la masa rocosa.

El proceso de clasificación geomecánica de la masa rocosa para los propósitos de este estudio ha implicado “analizar e interpretar” la información desarrollada en la etapa de “Investigación geomecánica”, el cual fue obtenido durante los trabajos de campo usando el sistema de “Clasificación geomecánica RMR89de Bieniawski, Modificado por Romana, 2000”.

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

Como se refirió líneas arriba el criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa en este estudio es el “Sistema de clasificación geomecánica “RMR89 de Bieniawski, modificado por Romana, 2000” cuyo rango de valoración se aprecia en la “tabla N° 6”. El objetivo de emplear este criterio de valoración la masa rocosa es discretizar (sub-dividir) en rangos más ajustados y evitar errores de “sobre-estimación y sub-estimación” de la calidad de masa rocosa (tener un mejor control en el diseño del sostenimiento).

Tabla N° 06: Criterio para clasificación de la masa rocosa, según el sistema de valoración “RMR89 De Bieniawski, modificado por Romana, 2000”

TIPO DE ROCA	RANGO DE VALORACIÓN "RMR"	CLASIFICACIÓN "RMR" DE LA MASA ROCOSA
I-A	91-100	Muy Buena A
I-B	81-90	Muy Buena B
II-A	71-80	Buena A
II-B	61-70	Buena B
III-A	51-60	Regular A
III-B	41-50	Regular B
IV-A	31-40	Mala A
IV-B	21-30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

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

Fuente: Departamento de Geomecánica.

En la tabla N°7, se presenta el resumen de la “Clasificación geomecánica” de las masas rocosas que conforman los distintos “Dominios geomecánicos” utilizando el “Sistema de clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski; modificado por Romana, 2000”.

Tabla N° 07: Clasificación geomecánica RMR89.

MINA	CALIDAD DE LA MASA		DESCRIPCIÓN DE LA CONDICIÓN LITO-ESTRUCTURAL DE LA MASA ROCOSA	CALIDAD DE MASA ROCOSA			
	LITOLÓGIA	DOMINIO		RMR	GSI	CLASIFICACIÓN	
HERCULES	Lavaf-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto con la "falla caja techo" de la estructura mineralizada. El dominio se muestra muy fracturado en sectores puntuales hacia el contacto caja techo de la estructura mineralizada.	72	67	Buena A	
		Techo 2		65	60	Buena B	
		Techo 3		45	40	Regular B	
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos de "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos como se puede apreciar en el ensamble mineralógico variado y las alteraciones que son mas intenzas hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo (principalmente al piso de la veta hércules). El alcance la alteración disminuye conforme se dista de los contactos con las fallas "piso y techo" de la estructura mineralizada.	65	60	Buena B	
		Estructura 2		55	50	Regular A	
		Estructura 3		50	45	Regular B	
		Estructura 4		35	30	Mala A	
		Estructura 5		20	15	Muy Mala	
	Lavaf-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla caja piso" de la estructura mineralizada". Estas alteraciones disminuyen conforme distan del contacto falla hacia las cajas.	70	65	Buena B	
		Piso 2		60	55	Regular A	
		Piso 3		40	35	Mala A	
	Falla	Falla piso	Dominio lito-estructural se expone completamente alterado mineralógica y estructuralmente. Se emplaza en el contacto "falla caja piso-estructura mineralizada" y se presenta a lo largo del contacto piso con la estructura mineralizada en toda su extensión.	10	5	Muy Mala	
	COTURCAN	Lavaf-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea-grisácea, con clastos angulosos a subredondeados de texturas porfíricas, además de clastos angulosos de tobas. Hacia el "contacto falla-caja techo de la estructura mineralizada" disminuye la calidad de masa rocosa e incrementa el grado de fracturamiento.	80	75	Buena A
Techo 2			65		60	Buena B	
Techo 3			50		45	Regular B	
Brecha mineralizada		Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos por "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos por el ensamble mineralógico variado y las alteraciones fuertes hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo de la estructura Coturcan. El alcance la alteración disminuye conforme se dista del contacto "falla techo y piso de la estructura mineralizada".	75	70	Buena A	
		Estructura 2		60	55	Regular A	
		Estructura 3		50	45	Regular B	
		Estructura 4		40	35	Mala A	
Lavaf-tufos volcánicos		Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla piso" de la estructura mineralizada. El grado de fracturamiento de la masa rocosa incrementa hacia el contacto falla piso de la estructura mineralizada.	70	65	Buena B	
		Piso 2		60	55	Regular A	
		Piso 3		50	45	Regular B	
Falla		Falla	Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada.	15	10	Muy Mala	
CARIDAD		Lavaf-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos "andesíticos y dacíticos" bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea a grisácea, con clastos angulosos a subredondeados de texturas porfíricas, además de clastos angulosos de tobas. Se expone en toda la extensión del contacto "falla-caja techo de la estructura mineralizada" disminuyendo la calidad de masa rocosa e incrementando el grado de fracturamiento.	80	75	Buena A
			Techo 2		65	60	Buena B
	Techo 3		55		50	Regular A	
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por el emplazamiento de flujos mineralizantes constituidos por "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Con marcada presencia de alteraciones en su estructura mineralizada, visiblemente asociado a procesos hidrotermales especialmente hacia el contacto "falla" con las rocas de la caja piso, donde tambien se incrementa el grado de fracturamiento.	75	70	Buena A	
		Estructura 2		65	60	Buena B	
		Estructura 3		50	45	Regular B	
		Estructura 4		40	35	Mala A	
	Lavaf-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea-grisácea, con clastos angulosos a subredondeados andesíticos de texturas porfíricas, además de clastos angulosos de tobas.	70	65	Buena B	
		Piso 2		60	55	Regular A	
		Piso 3		45	40	Regular B	
	Falla	Falla	Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada.	10	5	Muy Mala	

Nota: ** Estimaciones realizadas según criterios empíricos como resultados de apreciaciones cualitativas durante los trabajos de mapeo geomecánico.

Fuente: Departamento de Geomecánica.

Esta clasificación geomecánica "RMR89 de Bieniawski modificada por Romana el 2000" que presenta la masa rocosa en los distintos "Dominios geomecánicos" encontrados "tabla N° 07", en resumen se definen de la siguiente manera:

Zona Caridad.

Caja techo (RMR:85-50).-Este dominio se constituye litológicamente por “flujos lávicos intercalados con niveles piroclásticos” de composición andesítica con texturas porfíricas (sobre todo los niveles piroclásticos), de tonalidades que van desde “violáceas a grisáceas”. Estructuralmente se tipifica como un material fracturado (RQD: 50-75), en sectores muy puntuales sobre todo hacia el contacto falla-caja techo se muestra muy fracturado (RQD:40-50); una resistencia a la compresión simple variable entre los “115-60 Mpa”; las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre los “0.6-0.2 metros y puntualmente 0.2-0.06 metros”, una persistencia variable entre los “>20 metros,20-10 metros, eventualmente 3-10 metros”, aperturas entre las paredes opuestas de las discontinuidades son variables en las diaclasas va entre los “1.0-0.1mm,<0.1mm,a cerradas”; las superficies de las discontinuidades estructurales se muestran “rugosas, ligeramente rugosas sobre todo disminuyendo siempre hacia el contacto falla-caja techo”; en cuanto al material presente entre las discontinuidades, éstas se encuentran limpias, en ocasiones presentan rellenos duros (cuarzo, sulfuros) y suaves (óxidos y carbonatos); las paredes de las discontinuidades se muestran “sanas a ligeramente alteradas hacia el contacto falla-caja techo); superficialmente se muestran “secas a parcialmente húmedas” y eventualmente presentan “goteo en zonas muy

puntuales”. La “falla caja techo” presenta una apertura mayor a 5mm, con rellenos blandos, húmedos, con espesores “>5milímetros”, muestra superficies “ligeramente lisas”, superficialmente se aprecian “húmedas”, de baja resistencia a los esfuerzos de corte.

Estructura mineralizada (RMR: 80-35).-Este dominio se constituye litológicamente por una asociación de minerales constituidos por “sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo” emplazados en una matriz volcánica. Estructuralmente se tipifican como un material fracturado (RQD50-75) y en sectores muy fracturado (RQD:40-50); presentan una resistencia a la compresión simple variable entre los “150-40Mpa”. Las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre “0.2-0.6 metros, y en menor grado 0.06-0.20 metros”, una persistencia variable entre los “10-20 metros, 3-10 metros, en menor proporción 1-3 metros”; las aperturas entre las paredes de las discontinuidades varían entre los “>5mm, 1-5mm, 0.1-1.0mm < 1.0mm”; las superficies de las discontinuidades varían desde “muy rugosas, rugosas, ligeramente rugosas hacia los contactos piso-techo”; en cuanto al material presente entre las paredes de las discontinuidades, éstas se encuentran rellenas con material duro (cuarzo, sílice, sulfuros primarios); muestra superficies “ligeramente alteradas a alteradas”; superficialmente se muestran “húmedas” y en sectores muy puntuales se observa la presencia de “mojado-goteo leve” presumiblemente asociado a la infiltración de

aguas superficiales.

Caja piso (RMR: 75-40).- Este dominio se constituye litológicamente por “flujos lávicos intercalados con niveles piroclásticos” de composición andesítica contexturas porfiríticas (sobre todo los niveles piroclásticos), de tonalidades que van desde “violáceas a grisáceas”, bien consolidadas. Estructuralmente se tipifica como un material fracturado (RQD: 50-75) y en sectores muy puntual es sobre todo hacia el contacto falla-caja piso, se muestra muy fracturado (RQD:35-45); presenta una resistencia a la compresión simple variable entre los “115-40MPa”, en el contacto “falla-caja piso” la resistencia es “<25-30MPa”. Las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre los “0.6-0.2 metros y en menor grado espaciamientos entre 0.2-0.06 metros”; una persistencia variable entre los “>20 metros, 20-10 metros, 3-10 metros, puntualmente 1-3 metros”; las aperturas entre las paredes opuestas de las discontinuidades son variables en las diaclasas van entre los “1.0-0.1 mm, <0.1 mm”; las superficies de discontinuidades van desde “rugosas, ligeramente rugosas”; en cuanto al material presente entre las paredes de las discontinuidades éstas se muestran “limpias y puntualmente exponen rellenos suaves de espesor “<5 mm” (óxidos, carbonatos); las paredes de las discontinuidades se exponen “sanas a ligeramente alteradas y puntualmente alteradas hacia el contacto falla-caja piso”; superficialmente se muestran “secas a húmedas,

puntualmente exponen zonas de goteo especialmente hacia el contacto falla-caja piso presumiblemente asociados a filtraciones de la gua de lluvias. La falla caja piso presenta una apertura “>5mm hasta 1.50 metros” rellenas con “material de tipo brechoide, intercalados con óxidos, cuarzo, carbonatos y silicificación”, moderadamente alteradas; superficialmente se aprecian “húmeda, con presencia de goteo en sectores muy puntuales”; desde el punto de vista geomecánico este dominio se tipifica como el sector más complicado en esta zona.

3.1.4. ESTIMACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE RESISTENCIA.

3.1.4.1. RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA.

Para estimarla resistencia de la roca, se realizaron una serie de ensayos en campo (resistencia a compresión simple usando el martillo de rebote, la picota de geólogo) y ensayos de Mecánica de Rocas en Laboratorio (propiedades físicas, compresión simple, compresión triaxial, constantes elásticas).

Tabla N° 08: Resultados de ensayos de resistencia de la roca estimados en campo.

CODIGO DE MUESTRAS	UBICACIÓN	TIPO DE ENSAYO	NORMA	PARÁMETRO EVALUADO	RESULTADOS
HT	Caja techo Hércules	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm ³)	2.88
				Porosidad (%)	1.43
				Absorción (%)	0.49
		Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	53.5
		Corte directo	D-5607-95	Angulo de fricción interna (°)	32.35
Cohesión (Mpa)	0.085				
Compresión triaxial	ASTM-D-4767	Angulo de fricción interna (°)	55.1		
		Cohesión (Mpa)	8.6		
				mi	26.97
CT	Caja techo Coturcan	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm ³)	2.71
				Porosidad (%)	0.38
				Absorción (%)	0.14
Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	90.4		
Corte directo	D-5607-95	Angulo de fricción interna (°)	37.94		
		Cohesión (Mpa)	0.071		
MH	Estructura mineralizada Hércules	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm ³)	2.72
				Porosidad (%)	1.56
				Absorción (%)	0.57
		Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	86.4
Tracción indirecta		Resistencia a la tracción (Mpa)	10.376		
Constantes elásticas	ASTM-D-4767	Módulo de elasticidad (Mpa)	11850		
		Resistencia a la compresión (Mpa)	152.7		
		Módulo de Poisson	0.2		
MC	Estructura mineralizada Coturcan	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm ³)	3.31
				Porosidad (%)	2.53
				Absorción (%)	0.77
		Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	80.1
		Tracción indirecta		Resistencia a la tracción (Mpa)	11.1
Constantes elásticas	ASTM-D-4767	Módulo de elasticidad (Mpa)	10010		
		Resistencia a la compresión (Mpa)	121.7		
		Módulo de Poisson	0.31		
MCD	Estructura mineralizada Caridad	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm ³)	2.78
				Porosidad (%)	1.45
				Absorción (%)	0.52
Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	288.5		

Nota: La descripción de las muestras es el siguiente HT: Caja techo Hércules, CT: Caja techo Coturcan, HM: Mineral de Hércules, MC: Mineral Coturcan, MCD: Mineral de caridad-tajo 50.

Fuente: Departamento de Geomecánica.

Tabla N° 09: Resultados de ensayos de resistencia de la roca estimados en laboratorio.

MINA	DOMINIO LITO-ESTRUCTURAL		PESO ESPECÍFICO (KN/m3)*	RESISTENCIA COMPRESIÓN SIMPLE EN ROCA (Mpa)	
	LITOLOGÍA	DOMINIO		σ_c (Picota de Geólogo)*	σ_c (Martillo de Schmidt)
HERCULES	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	2.8-3.0	>100	115
		Techo 2	2.8	50-100	85
		Techo 3	2.5-2.7	50-100	60
	Brecha mineralizada	Estructura 1	2.8-3.0	50-100	125
		Estructura 2	2.8	50-100	95
		Estructura 3	2.7	50-100	65
		Estructura 4	2.4-2.7	25-50	45
		Estructura 5	1.9-2.1	1.0-5	5
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	2.7-2.8	50-100	100
		Piso 2	2.5-2.7	50-100	70
		Piso 3	2.5	25-50	40
	Falla piso	Falla	1.7	< 1.0	1
	COTURCAN	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	2.8	50-100
Techo 2			2.7	50-100	95
Techo 3			2.5-2.7	50-100	70
Brecha mineralizada		Estructura 1	3.0-3.5	50-100	120
		Estructura 2	2.8	50-100	90
		Estructura 3	2.5-2.8	50-100	75
		Estructura 4	2.5	25-50	50
Lavas-tufos volcánicos		Piso 1	2.8	50-100	110
		Piso 2	2.5-2.7	50-100	75
		Piso 3	2.5	50-100	55
Falla piso	Falla	1.7	1.0-5	5	
CARIDAD	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	2.8	50-100	115
		Techo 2	2.5-2.8	50-100	80
		Techo 3	2.5-2.8	50-100	60
	Brecha mineralizada	Estructura 1	2.8-3.0	50-100	150
		Estructura 2	2.7-2.9	50-100	85
		Estructura 3	2.7	50-100	65
		Estructura 4	2.5	25-50	40
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	2.7-2.9	50-100	115
		Piso 2	2.7	50-100	70
		Piso 3	2.5-2.7	25-50	45
	Falla piso	Falla	1.7	1.0-5	5

*Nota: *Estimaciones realizadas según criterios empíricos como resultados de apreciaciones cualitativas y estimaciones directas durante los trabajos de mapeo geomecánico.*

Fuente: Departamento de Geomecánica.

3.1.4.2. RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES.

La resistencia en las paredes de las discontinuidades, se ha estimado a través de los ensayos de campo “ensayo de resistencia compresión simple en las paredes de las discontinuidades.

El resumen de los resultados de las estimaciones de campo y laboratorio para evaluar la resistencia de las discontinuidades se muestran en las “tablas: 8-10”.

Tabla N°10: Resultados de ensayos de resistencia de las discontinuidades estimados en campo.

MINA	DOMINIO LITO-ESTRUCTURAL		RESISTENCIA COMPRESIÓN SIMPLE EN LAS PAREDES DE DISCONTINUIDAD (Mpa)	COEFICIENTE DE RUGOSIDAD DE JUNTAS
	LITOLOGÍA	DOMINIO	JCS (Martillo de Schmidt)	JRC(rugómetro)
HERCULES	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	80	13
		Techo 2	60	11
		Techo 3	50	9
	Brecha mineralizada	Estructura 1	90	15
		Estructura 2	70	13
		Estructura 3	50	11
		Estructura 4	35	9
		Estructura 5	5	3
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	70	13
		Piso 2	50	11
Piso 3		30	9	
Falla piso	Falla	1	3	
COTURCAN	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	95	15
		Techo 2	70	13
		Techo 3	50	11
	Brecha mineralizada	Estructura 1	90	17
		Estructura 2	65	15
		Estructura 3	60	13
		Estructura 4	45	11
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	80	15
		Piso 2	55	13
		Piso 3	40	9
Falla piso	Falla	5	5	
CARIDAD	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	85	15
		Techo 2	60	13
		Techo 3	45	9
	Brecha mineralizada	Estructura 1	100	17
		Estructura 2	65	13
		Estructura 3	50	11
		Estructura 4	35	9
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	85	15
		Piso 2	55	13
		Piso 3	40	11
Falla piso	Falla	5	5	

*Nota: * Estimaciones realizadas según criterios empíricos como resultados de apreciaciones cualitativas y estimaciones directas durante los trabajos de mapeo geomecánico.*

Fuente: Departamento de Geomecánica.

3.1.4.3. RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA.

Para la estimación de los parámetros de resistencia a nivel de la Masa Rocosa, en el estudio se han utilizado los criterios de “Serafín-Pereira; 1983” y “Hoek-Brown; 2002”, los cuales toman como datos de entrada los resultados de la “Caracterización geomecánica” mostrados en las “tablas 05, 07, 08, 10”. Estos criterios son empíricos, pero resultan prácticos en la estimación de los parámetros a nivel de la masa rocosa, supliendo en alguna forma el error que se genera al “asumir y extrapolar directamente los resultados de ensayos de Mecánica de Rocas realizados en condiciones de Laboratorio, sobre muestras de roca intacta” como parámetros de la masa rocosa, procedimiento que no considera el efecto de escalamiento.

La tabla N° 9, muestra el resumen de los parámetros “estimados” a nivel de la masa rocosa, utilizando los criterios de “Criterio de H & B; 2002” y “Serafín-Pereira; 1983” basados en parámetros obtenidos de la “Clasificación geomecánica, ensayos realizados en “campo y laboratorio” según sugieren las normas de la “Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas” (4).

Tabla N° 11: Parámetros de resistencia de la masa rocosa.

DOMINIO	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA			PARAMETROS GEOMECÁNICOS DE LA MASA ROCA*										
	Litología	RMR	GSI	Peso específico (KN/m ³)	σ_{ci} (Mpa)	mi	mb	s	a	E(Mpa)	ν	Φ (°)	C (Mpa)	
HERCULES	Lavas-tufos volcánicos	72	67	3	84.3	27	8.31	0.0256	0.500	21652	0.22	46	4.73	
		65	60	2.8	85.0	25	5.99	0.0117	0.500	14052	0.23	48	2.60	
		45	40	2.6	60.0	18	2.11	0.0013	0.500	4405	0.28	40	0.20	
	Brecha mineralizada	65	60	2.8	105.7	25	5.99	0.0117	0.500	14175	0.22	48	4.20	
		55	50	2.8	95.0	23	3.86	0.0039	0.500	8158	0.25	45	1.50	
		50	45	2.7	65.0	22	3.09	0.0022	0.500	5871	0.26	43	0.40	
		35	30	2.5	45.0	12	0.99	0.0004	0.500	2450	0.30	34	0.80	
		20	15	2.0	5.0	25	1.20	0.0000	0.575	881	0.34	33	0.70	
	Lavas-tufos volcánicos	70	65	2.8	100.0	23	6.59	0.0205	0.500	19022	0.22	49	3.80	
		60	55	2.6	70.0	18	3.61	0.0067	0.500	10355	0.24	44	0.90	
		40	35	2.5	40.0	16	1.57	0.0007	0.500	3182	0.29	38	0.60	
	Falla piso	10	5	1.7	1.0	6	0.20	0.0000	0.625	468	0.38	16	0.30	
	COTURCAN	Lavas-tufos volcánicos	80	75	2.8	110.2	26	10.65	0.0622	0.500	34568	0.21	45	4.34
			65	60	2.7	95.0	23	5.51	0.0117	0.500	14262	0.23	47	2.80
			50	45	2.6	70.0	19	2.66	0.0022	0.500	5927	0.26	41	0.00
Brecha mineralizada		75	70	3.3	100.1	27	9.25	0.0357	0.500	22629	0.25	51	6.50	
		60	55	2.8	90.0	23	4.61	0.0067	0.500	10699	0.24	46	1.90	
		50	45	2.7	75.0	19	2.66	0.0022	0.500	5982	0.26	42	0.30	
		40	35	2.5	50.0	17	1.67	0.0007	0.500	3267	0.29	38	0.50	
Lavas-tufos volcánicos		70	65	2.8	110.0	25	7.16	0.0205	0.500	19239	0.22	49	4.50	
		60	55	2.6	75.0	22	4.41	0.0067	0.500	10445	0.24	46	1.40	
		50	45	2.5	55.0	20	2.81	0.0022	0.500	5751	0.26	43	0.20	
Falla piso		15	10	1.7	5.0	9	0.36	0.0000	0.600	667	0.36	21	0.50	
CARIDAD		Lavas-tufos volcánicos	80	75	2.8	115.0	26	10.65	0.0622	0.500	34032	0.21	52	7.50
			65	60	2.7	80.0	24	5.75	0.0117	0.500	13942	0.23	48	2.30
			55	50	2.7	60.0	23	3.86	0.0039	0.500	7681	0.25	45	0.60
		Brecha mineralizada	75	70	2.8	219.3	26	8.91	0.0357	0.500	26550	0.21	51	8.30
	65		60	2.8	85.0	24	5.75	0.0117	0.500	14052	0.23	48	2.50	
	50		45	2.7	65.0	21	2.95	0.0022	0.500	5871	0.26	43	0.30	
	40		35	2.5	40.0	19	1.86	0.0007	0.500	3182	0.29	39	0.50	
	Lavas-tufos volcánicos	70	65	2.8	115.0	26	7.45	0.0205	0.500	19344	0.22	50	4.90	
		60	55	2.7	70.0	23	4.61	0.0067	0.500	10355	0.24	46	1.30	
		45	40	2.6	45.0	21	2.46	0.0013	0.500	4254	0.28	41	0.20	
	Falla piso	10	5	1.7	5.0	9	0.30	0.0000	0.625	506	0.38	19	0.50	

*Nota: * Estimaciones realizadas como resultados de la aplicación de los criterios de "H&B 2002, S&Pereyra 1983, Karsulovic, 1999", resultados de los ensayos en campo y los ensayos de mecánica de rocas realizados en el laboratorio de la Pontificia Universidad Católica del Perú.*

Fuente: Departamento de Geomecánica

3.1.5. EVALUACION DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACION.

En este capítulo se evalúan conceptualmente los métodos aplicables para la explotación de las estructuras mineralizadas desde el punto

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

3.1.5.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN APLICADOS EN LA MINA HUANCAPETI.

Inicialmente esta Mina fue explotada mediante la aplicación del método “Cámaras & Pilares” como se puede apreciar en los niveles superiores de las zonas “Hércules, Coturcan y Caridad” e información histórica de la Mina. Actualmente la empresa minera desarrolla la explotación subterránea mediante la aplicación del método “Corte & Relleno Ascendente Mecanizado con sus variantes de perforación en Breasting y Realce en las zonas Hércules-Coturcan” y la aplicación del método “Corte& Almacenamiento Provisional en la zona Caridad”. Los aspectos generales de los métodos aplicados actualmente en la Mina Huancapeti se resumen en líneas abajo (5).

3.1.5.1.1. MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO.

Este método se viene empleando en las zonas “Hércules y Coturcan” con sus variantes de perforación en “Realce y Breasting”, eventualmente también se aplica el sistema mixto “Corte & Relleno– Cámaras & Pilares”. La particularidad del método así conceptualizado en esta Mina considera la aplicación del material estéril (desmante) como “RELLENO DETRITICO”. Este desmante 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 desmante será distribuido a los “Tajos” usando equipos “LHD” según requerimientos de relleno.

3.1.5.1.1.1. ANÁLISIS DEL MÉTODO.

a) El sostenimiento.- El sostenimiento en los tajos actualmente se realiza mediante la aplicación “Pernos Split-set, Pernos Split-set con malla”. Según auscultaciones visuales la masa rocosas sufre severos daños en su estructura como resultado del proceso de voladura, esto probablemente asociado al “tipo de explosivos y accesorios de voladura” y carencia del control de calidad. Esta situación de daño al macizo rocoso con lleva a sobre dimensionar el sostenimiento, elevando los costos, incrementa la dilución y genera

condiciones sub-estándares denominado (masas rocosas disturbadas, sobre-excavadas).

b) Limpieza del mineral.- La limpieza de mineral desde los tajos se realiza usando equipos "LHD". Las distancias de acarreo (desde los tajos a las cámaras de carguío y/o desde los tajos a los volquetes directamente) variable entre los 100 a 350 metros, la capacidad de los equipos varía desde 3.0-4.2-6.0 yard³.

c) Preparación para el relleno.- La preparación para el relleno, es sencilla consiste simplemente en el marcado de nivel de relleno.

En los tajos se realiza mediante "equipos LHD". Las distancias de acarreo entre los puntos de acumulación de desmonte y los tajos varían entre los "100-350 metros". La capacidad de los equipos varía desde "3.0-4.2-6.0 yard³". El relleno se constituye una componente fundamental del método de minado y no disponer del "RELLENO DE TRÍTICO" en tiempo y volumen genera condiciones sub-estándares de minado (alturas de excavación que van desde los 4.0-7.0 metros, anchos que van desde 4.0-12.0 metros donde el uso de barretillas es limitado por su alcance y la carencia de iluminación), genera inestabilidad de las paredes del tajo (descompresiones-relajación), además significa a una restricción total para continuar con el ciclo de minado (paraliza las operaciones en el tajo, generando rotación del personal con la consecuente disipación de recursos y baja productividad hombre-guardia).

d) Perforación.- La perforación en los tajos se realiza mediante el uso de máquinas perforadoras neumáticas tipo “Jacklegs” y equipos de perforación electro-hidráulica “Jumbos y Simbas”. La longitud de perforación es variable con máquinas neumáticas “5-8 piés” y con equipos electro-hidráulicos “8-12pies” dependiendo de la variante de perforación en “Realce y Breasting”.

e) Voladura.-El “carguío y voladura” en la mayoría de los tajos del método “Corte & Relleno Ascendente”, se realiza usan dos sistemas mixtos.

3.1.5.1.1.2. LA PROBLEMÁTICA DEL RELLENO DETRÍTICO.

La carencia del relleno detrítico en “Volumen y Tiempo” para cubrir las necesidades de producción en 2500 TMD se asocia a dos factores principales, los cuales se describen líneas abajo.

a) Fuentes de generación del relleno detrítico.-El relleno detrítico se genera en los frentes de avance en estéril “chimeneas, rampas, cámaras, cruceros, etc. Un análisis básico y elemental para ver el requerimiento de relleno en los tajos es “metros de avances tonelaje de mineral programado”. Según apreciaciones visuales existe mayor “Desmonte del requerido como Relleno en los Tajos” (explicado por el crecimiento del Botadero Bocamina Hércules).

b) Diseño y construcción de cámaras subterráneas para desmonte.-El no disponer del “diseño y construcción” de las cámaras para acumulación del desmonte generado en los frentes de

avance con capacidad suficiente para almacenar todo el desmonte. La dinámica del minado conlleva a la necesidad de evacuar a superficie el desmonte (Botadero) no disponiendo de este material cuando se requiere oportunamente en los tajos.

3.1.5.1.1.3. LINEAMIENTOS DEL MÉTODO.

Los lineamientos del método “Corte & Relleno Ascendente”, deducidos del análisis e interpretación de información recabada en campo conlleva establecer los siguientes considerandos:

a) Ancho de minado.- Es variable dado el carácter sinuoso de las estructuras mineralizadas, están asociados mucho a la potencia de las estructuras mineralizadas, al método y al equipo de limpieza.

b) Altura de corte.- Es variable dependiendo de la variante de perforación “Breastingy Realce”, la máquina y/o el equipo de perforación; sin embargo existen otras componentes como “calidad de roca, herramientas-accesorios para el desate de rocas, instalación de pantallas eléctricas para iluminación entre otros”. Además es necesario acotar que las dimensiones de las excavaciones en los tajos están condicionadas a la “calidad de masa rocosa y el dimensionamiento del sostenimiento”.

c) Las alturas de las labores.-En los tajos después de culminada la limpieza del mineral son “Minado en Breasting: Altura máxima 3.5 metros, Minado en Realce hasta 75°: Altura máxima hasta 4.5 metros”. Esto en la práctica debería ser un estándar de minado

para esta Mina según el método actual. Alturas mayor escalas indicadas no son controlables mediante desatado manual (barretilla).

d) Los resultados de la perforación-voladura.- A nivel de perfiles de excavación muestran daños significativos a la masa rocosa (degradación del RMR, sobre rotura, incremento de los requerimientos de sostenimiento, etc.), presumiblemente asociados a un elevado factor de potencia, tipo de explosivo.

e) El rendimiento de equipos.- Para “limpieza de mineral-relleno en los tajos”, está asociado al estado de las vías, la longitud de los tajos, la distancia de ubicación de las fuentes de relleno hacia los tajos, la visibilidad en los tajos (calidad de ventilación). Es necesario en este contexto establecer en las distancias óptimas de acarreo en cada uno de los equipos LHD en base a un estudio de tiempos y movimientos.

f) El valor del mineral.-Explotado mediante “Corte & Relleno Ascendente”, en cierto modo es controlado dentro de lo permisible dado a que es un “método selectivo” donde la dilución promedio se aproximada 12-28%, en los escenarios promedio de voladura.

g) El costo de minado y la recuperación.- Debido a la particularidad del relleno detrítico es de esperarse que el costo sea alto. Por otro lado la recuperación del método de minado es bajo considerando la configuración de “puentes y pilares” entre el minado de un frontón (galería) y otro. En la coyuntura actual los márgenes

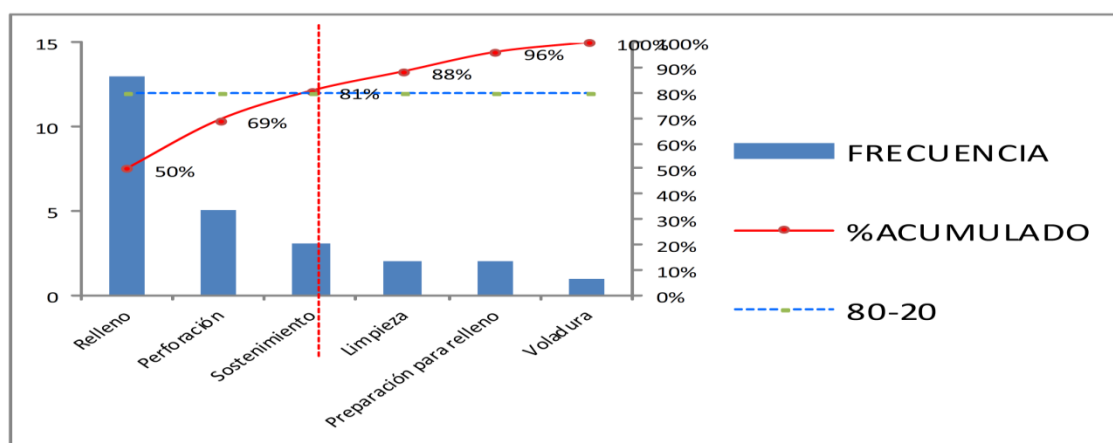
de utilidad “valor del mineral roto-costo de operación” son sin duda considerable (aceptable).

3.1.5.1.1.4. ANÁLISIS DE PARETO CICLO DE MINADO.

El “análisis e interpretación del ciclo de minado” y los costos asociados, al método de explotación “Corte & Relleno Ascendente” en la Mina Huancapeti, nos permitirá identificar las restricciones del método actual y establecer directrices que permitan mejorar el minado actual. Para aplicación del Diagrama de Pareto, en el análisis del ciclo de minado del método “corte & relleno ascendente” aplicado en la Veta Caridad, permite determinar cuáles son las mayores restricciones “que es lo que hace el método sea de baja productividad”, el diagrama se muestra en la siguiente tabla.

Tabla N° 12: Diagrama de Pareto al Ciclo de Minado.

ACTIVIDADES	FRECUENCIA	%ACUMULADO	80-20
Relleno	13	50%	80%
Perforación	5	69%	80%
Sostenimiento	3	81%	80%
Limpieza	2	88%	80%
Preparación para relleno	2	96%	80%
Voladura	1	100%	80%



Fuente: Departamento de Productividad.

De la tabla N° 12, podemos deducir que las restricciones (actividades problemas son “Relleno– Perforación–Sostenimiento” y en menor grado limpieza. En la práctica estas restricciones constituyen el “cuello de botella en la operación minera” y por lo tanto son causas de la baja productividad del método actual.

En base al diagrama de Pareto mostrado en la tabla N° 12, se obtiene los siguientes postulados:

En el ciclo del minado, las actividades de “relleno, perforación y sostenimiento” representan el 80% del tiempo total del ciclo de minado en un corte. Por lo tanto constituyen una restricción mayor para la velocidad del minado. Es necesario precisar que la actividad más crítica es el RELLENO, ya que solo ésta representa el 50% del tiempo empleado en un corte de minado.

El costo de las operaciones unitarias “relleno, perforación sostenimiento” representa el 80% del costo de operación por corte. Por lo tanto constituyen una restricción mayor a la rentabilidad del método de minado de explotación.

Del análisis de Pareto, se tiene que las restricciones del método actual son: “relleno, perforación, sostenimiento”. Estas constituyen el cuello de botella de toda la operación minera. Elevar estas restricciones al minado actual implica tomar decisiones bajo dos escenarios:

- Mejorar el método de explotación actual (reingeniería total del método de explotación).

- Aplicar otros métodos compatibles con las “Características geológicas y geomecánicas que presentan las estructuras mineralizadas y su entorno físico en las zonas Hércules, Coturcan” y Caridad en contraste con los planes estratégicos de la empresa (crecimiento sostenido).

3.1.5.2. SELECCIÓN DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.

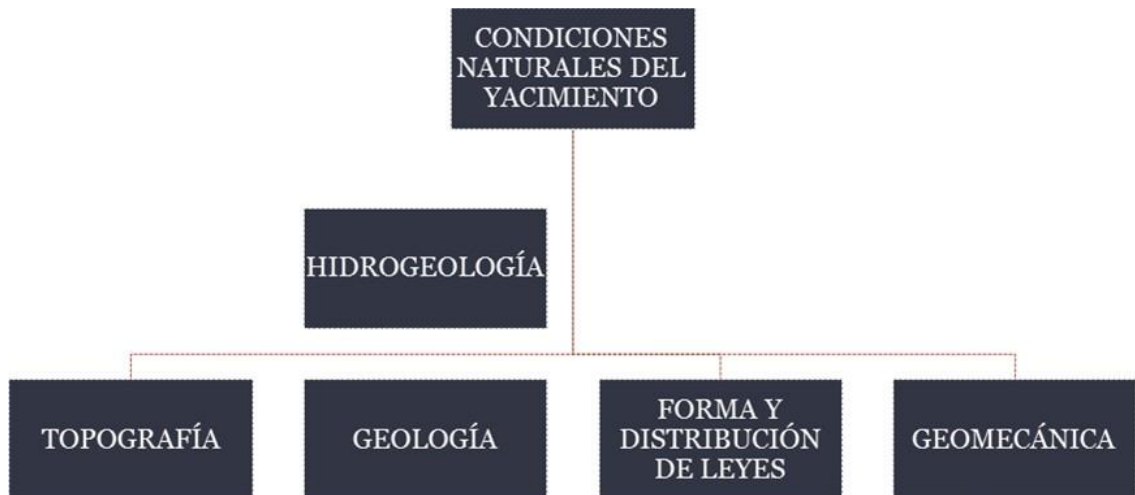
3.1.5.2.1. CONTEXTO ACTUAL DE LOS MÉTODOS.

Las estructuras mineralizadas en las zonas “Hércules y Coturcan”, son las estructuras más trabajadas y exploradas en la Mina Huancapeti, por los recursos minerales “probado, probable y prospectivo” registrados. Las estructuras mineralizadas en la Mina Huancapeti, cuyo comportamiento “lito-estructural, distribución espacial paragénesis–zoneamiento” y características naturales como “la forma, la distribución de leyes, la topografía, las condiciones hidrogeológicas y condiciones geomecánicas” que exponen las estructuras mineralizadas y su entorno físico en los niveles evaluados constituyen una base de información confiable para propósitos de evaluar los métodos de explotación factibles desde el punto de vista “Geomecánico” para el minado de las “Estructuras Mineralizadas en las zonas Hércules, Coturcan y Caridad” (5).

3.1.5.2.2. CONDICIONES NATURALES DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

Con la finalidad de tipificarlas “Estructuras Mineralizadas” para los propósitos de este informe se realizará en una valoración cualitativa de las condiciones naturales (topografía, forma-distribución de leyes, características geológicas, condiciones geomecánicas e hidrogeológicas) que presentan las estructuras mineralizadas y su entorno físico.

Esquema N° 02: Factores considerados para la selección preliminar de los métodos de explotación en las estructuras mineralizadas de la Mina Huancapeti.



Usando el esquema N° 2 y considerando información previa obtenida en los capítulos 3-4 de éste estudio (evaluación geológica y evaluación geomecánica) se tiene que las “estructuras mineralizadas

y su entorno físico” se caracterizan por presentarlas siguientes condiciones naturales:

3.1.5.2.3. ZONA CARIDAD.

a) Topografía.-La mineralización en el nivel más profundo “4460m.s.n.m” en la zona Caridad, presenta un encampane moderado variable entre los “250-300 metros de altura”, según interpretaciones geológicas la mineralización profundiza más allá del nivel actual (4460), esta condición nos permite tipificarlo como un yacimiento de profundidad intermedia (100-600 metros).

b) Mineralización.- La estructuras mineralizada en esta zona (Caridad) se caracteriza como “relleno de fracturas por soluciones hidrotermales”; se infiere que las fracturas pre-existentes han servido de “paleo canales y receptores de las soluciones hidrotermales”, la extensión de la mineralización en un plano horizontal muestra un alcance sobre los 300 metros (nivel 0). La mineralización económica está presente en clavos irregulares en “longitud, profundidad y potencia” separados entre sí por zonas de empobrecimiento (estructura del tipo Rosario). En cuanto a temperaturas de formación el yacimiento ha sido clasificado como un yacimiento “Mesotermal a Epitermal” de “Plomo y Zinc” con contenidos de Plata y Cobre. El ensamble mineralógico constituido por “ menas y gangas” presenta:

Los minerales de mena, que se aprecian macroscópicamente son: esfalerita (esf), galena (gn), galena argentífera (gn.arg), cobre gris de la variedad freibergita (fb) y tetraedrita (td), calcopirita(cpy).

Los minerales de ganga, se constituyen de cuarzo (qz), pirita (py), rodocrosita(rdc), rodonita(rdn), estibina(stb).

c) Forma y distribución de valores.-En cuanto a la “forma de la estructura mineralizada y la distribución de contenidos metálicos” según el modelo conceptual deducido de las evaluaciones, se puede precisar que la estructura mineralizada en la zona “Caridad” presenta un buzamiento variable entre los “65-80°”, con una distribución de leyes moderada de alcances “variables en horizontal y vertical”. A escala del modelo geológico se puede inferir que se tratan de geometrías “tabulares a irregulares” para efectos del diseño. La potencia de la mineralización variable entre los “0.60-3.50 metros”, los contactos al “piso y techo de la estructura mineralizada” se muestran bien definidos por fallas paralelas al rumbo de las estructuras.

d) Condiciones hidrogeológicas.-Según auscultaciones de campo, respecto a las condiciones hidrogeológicas que presentan la “estructura mineralizada y su entorno físico” se tiene que el sector de interés se caracteriza por la presencia de masas rocosas fracturadas con marcada exposición de una permeabilidad inducida por el grado de fracturamiento producto de la tectónica del lugar. Estas masas

rocosas se tipifican como “seca a parcialmente húmedas”, sin presencia de un nivel freático a la cota evaluada 4460m.s.n.m.

e) Condiciones geomecánicas.- Las condiciones geomecánicas que exponen la estructura mineralizada y su entorno físico se caracterizan por presentar en promedio las siguientes características:

- Cajas “techo y piso” de la estructura mineralizada, caracterizadas por presentar masas rocosas de calidad geomecánica variable, tipificadas según el sistema de valoración geomecánica RMR89 como “Buena-Regular” (RMR89:65-61,60-41), con una resistencia a la compresión uniaxial variable desde “alta-media”, se constituyen principalmente por volcánicas (de composición andesítica). En cuanto al grado de fracturamiento en promedio se muestran fracturadas (RQD: 50-70) a muy fracturas (RQD: 35-50). Las condiciones de resistencia al esfuerzo de corte en las paredes de las discontinuidades es “moderada-baja sobre todo en el contacto falla piso-estructura mineralizada”. Respecto al grado de alteración se trata de masas rocosas van desde “ligeramente alteradas-moderadamente alteradas”. Las condiciones de agua subterránea presentes en las superficies de las discontinuidades se caracterizan como “secas-parcialmente húmedas, en algunos sectores también se aprecian condiciones húmedas, muy puntualmente zonas de goteo leve” asociadas a la presencia de fallas.

- La estructura mineralizada, se caracteriza por presentar masas rocosas de calidad geomecánica variable tipificadas según el sistema de valoración geomecánica RMR89 como “Buena-Regular” (RMR_g:65-61,60-41,40-21), con una resistencia a la compresión uniaxial variable desde “alta-media”, se constituyen por rocas fracturadas (RQD:50-70) a muy fracturadas (RQD:35-50) hacia el contacto “falla piso-estructura mineralizada”; las condiciones de resistencia al esfuerzo de corte en las paredes de las discontinuidades van desde “alta a moderada”. En cuanto al grado de alteración se muestran “ligeramente alteradas-moderadamente alteradas sobre todo hacia el contacto falla piso-estructura mineralizada”. Las condiciones de agua subterránea presente en las superficies de las discontinuidades se caracterizan como “secas a parcialmente húmedas, en sectores también se aprecian condiciones húmedas, muy puntualmente zonas de goteo ligero asociados a la presencia de fallas sobre todo hacia el contacto falla piso-estructura mineralizada”.

En base a las condiciones naturales descritas, que exponen las estructuras mineralizadas y su entorno físico en las zonas “Hércules, Coturcan y Caridad” en los siguientes acápite se procede a agrupar sectores con características similares en cuanto a “potencia, buzamiento, calidad de masa rocosa, forma y distribución de contenidos metálicos con la finalidad de identificar patrones cuyas características posteriormente serán valoradas cuantitativamente

para seleccionar los probables métodos de explotación aplicables desde el punto de vista Geomecánico. Este proceso de selección y jerarquización de los métodos aplicables basados en la valoración cuantitativa de las condiciones naturales que exponen las estructuras mineralizadas y su entorno físico (cajas) se realiza mediante la aplicación del algoritmo “UBC Mining Method Selector”, desarrollado por “Miller-TaitL, PakalnisR. And Poulin R; 1995”, cuyo desarrollo y resultados se muestra en los siguientes acápite.

Tabla N° 13: Métodos de Zona Caridad Grupo I

MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	VALORACIÓN DE LA GEOMETRIA Y DIST. DE VALORES DEL MINERAL					CARACTERÍSTICAS GEOMECAICAS RELEVANTES						VALORACIÓN FINAL DEL MÉTODO
	FORMA	BUZAMIENTO	POTENCIA	DIST. LEYES	PROFUNDIDAD	RMR			RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN			
						MINERAL	TECHO	PISO	MINERAL	TECHO	PISO	
Sublevel Stopping	1	4	1	4	4	4	4	2	4	5	3	36
Shrinkage Stopping	2	4	4	2	3	3	4	2	4	4	3	35
Cut and Fill	4	4	4	3	3	3	3	2	3	2	3	34

Fuente: Departamento de Geomecánica.

Tabla N° 14: Métodos de Zona Caridad Grupo II

MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	VALORACIÓN DE LA GEOMETRIA Y DIST. DE VALORES DEL MINERAL					CARACTERÍSTICAS GEOMECAICAS RELEVANTES						VALORACIÓN FINAL DEL MÉTODO
	FORMA	BUZAMIENTO	POTENCIA	DIST. LEYES	PROFUNDIDAD	RMR			RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN			
						MINERAL	TECHO	PISO	MINERAL	TECHO	PISO	
Sublevel Stopping	1	4	-10	4	4	4	4	2	4	5	3	25
Shrinkage Stopping	2	4	4	2	3	3	4	2	3	4	3	34
Cut and Fill	4	4	3	3	3	2	3	2	3	2	3	32

Fuente; Departamento de geomeánica.

Tabla N° 15: Métodos de explotación–Zona Caridad Grupo III.

MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	VALORACIÓN DE LA GEOMETRIA Y DIST. DE VALORES DEL MINERAL					CARACTERÍSTICAS GEOMECAICAS RELEVANTES						VALORACIÓN FINAL DEL MÉTODO
	FORMA	BUZAMIENTO	POTENCIA	DIST. LEYES	PROFUNDIDAD	RMR			RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN			
						MINERAL	TECHO	PISO	MINERAL	TECHO	PISO	
Sublevel Stopping	1	4	1	4	4	4	3	0	4	4	1	30
Shrinkage Stopping	2	4	4	2	3	3	2	0	3	3	2	28
Cut and Fill	4	4	4	3	3	2	4	3	3	4	3	37

Fuente: Departamento de Geomecánica.

En las tablas N°13-15, se muestran resultados del proceso de selección de los métodos para la explotación en las zonas “Hércules, Coturcan y Caridad. Es necesario precisar que la selección del método óptimo para la explotación en cada una de las estructuras mineralizadas, será el resultado de la evaluación económica de los métodos preliminarmente seleccionados. Esta evaluación se realizará sobre la base de criterios económicos como “recuperación de reservas, porcentaje de dilución, valor del mineral, costo de explotación, valor del dinero en el tiempo VAN-TIR, análisis de sensibilidad”.

Para los alcances del Estudio, habiendo seleccionado preliminarmente los métodos de explotación; en el siguiente acápite se procede a realizar el dimensionamiento geomecánico de las unidades de explotación (tajos, pilares, puentes, accesos).

3.1.6. DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO.

3.1.6.1. MÉTODOS DE CÁLCULO.

Para el dimensionamiento geomecánico de las excavaciones subterráneas (Tajos, Pilares y Puentes) se emplean los “métodos empíricos” (Dimensionamiento de Tajos, según Método Gráfico de Estabilidad de Mathews modificado por “Potvin&Milne,1992”, Dimensionamiento de Pilares, según el modelo de “Obert&Duvall,1967”, Dimensionamiento de Puentes “Sill Pillars”, según el modelo de “Carter,1992”) y finalmente como una

herramienta de comprobación numérica y validación de las aproximaciones empíricas se emplea el “Método Numérico” con la ayuda de ordenadores computacionales usando el programa de elementos finitos “Phase2”.

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

- Información gráfica “topografía superficial y subterránea” proporcionada por personal de la empresa minera para los fines del Estudio.
- Información numérica “Modelo geomecánico conceptual” de la Mina Huancapeti obtenida del “proceso, análisis e interpretación” de los datos recopilados en los trabajos de “Investigación geológica-geomecánica de Campo y Laboratorio”.

El dimensionamiento de “Tajos” se realizará mediante la aplicación del “Método Gráfico de Estabilidad de Mathews” el cual consiste en determinar dos parámetros fundamentales que controlan la estabilidad de los Tajos “Número de estabilidad “N” y “Radio hidráulico “S”; la metodología se basa en el cálculo del número de estabilidad “N”, con el cual se ingresa al ábaco “Gráfico de estabilidad” determinando el valor del “Radio hidráulico ,S” en distintos escenarios de diseño (diseño de tajos sin sostenimiento y diseño de tajos con sostenimiento), según la configuración de los métodos de explotación.

El dimensionamiento de “Pilares y Puentes” se realizará utilizando los modelos desarrollados por “Obert & Duvall, 1967” y “Carter, 1992” respectivamente. Estos análisis se realizarán sobre la base del dimensionamiento geomecánico de los Tajos.

3.1.6.2. FACTORES DE SEGURIDAD.

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

Tabla 16: Factores de seguridad–Diseño subterráneo Mina Huancapeti.

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

Fuente: Departamento de Geomecánica

Los valores mostrados en la tabla N° 16, son valores mínimos referenciales del “Factor de seguridad” obtenidos en los análisis de estabilidad considerados en la práctica ingenieril y con aceptación en el medio local.

3.1.6.3. CONDICIONES PARA EL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD.

3.1.6.3.1. CASO: DISEÑO SUBTERRÁNEO MINA CARIDAD.

Para el “Análisis de estabilidad de los tajos subterráneos” en las zonas “Hércules, Coturcan y Caridad”, se han considerado las secciones geomecánicas promedio del modelo geomecánico conceptual.

Las secciones geomecánicas consideradas para los análisis de estabilidad son: Zona Hércules, Zona Coturcan y Zona Caridad.

Estas son “secciones geomecánicas” son representativas desde el punto de vista “topográfico-geológico-geomecánico” para el análisis de la estabilidad; en estas se analizarán las condiciones proyectadas del diseño de la explotación. Las propiedades de los materiales que conforman el modelo geomecánico” son los valores de la tabla °N11, lo mismos que servirán como parámetros de ingreso (INPUTS) para los análisis de estabilidad que se realizarán en los siguientes acápites. Estos análisis se efectuarán iterativamente, tendiendo a determinar los parámetros adecuados desde el punto de vista de la “MAXIMIZAR EL APROVECHAMIENTO DE LOS RECURSOS GEOLÓGICOS” y el “Establecimiento de condiciones de estabilidad que garanticen operaciones eficientes”.

3.1.6.4. DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS USANDO EL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD.

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

El procedimiento de diseño con la aplicación del “M.G.E.”, se fundamenta en la determinación del número de estabilidad “N” y el radio hidráulico de la superficie del Tajo “S”. En este estudio se emplea el M.G.E, para el Dimensionamiento de Tajos en las Zonas Hércules-Coturcan-Caridad.

3.1.6.4.1. DETERMINACIÓN DEL NÚMERO DE ESTABILIDAD “N”.

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

$$N = Q' * A * B * C \dots\dots\dots 01$$

Donde:

N: número de estabilidad

Q': es el índice de calidad tunelera Q modificado, determinado como resultado del "Mapeo geomecánico de la masa rocosa", el procedimiento de estimación del Q' es similar a la clasificación NGI (Barton et al., 1974) estándar con la única diferencia que el valor de Q' se realiza considerando el factor de los esfuerzos activos $jw/SRF=1.0$. Es necesario precisar que esta técnica es aplicable solo en condiciones secas de masa rocosa, donde la influencia del agua no afecta significativamente la estabilidad local y global de la Mina.

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

B: FACTOR DE AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES: Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las superficies expuestas del Tajo, cuanto menor es el ángulo que forma la discontinuidad crítica con respecto a la superficie expuesta del Tajo será una condición más desfavorable para la estabilidad del

Tajo y viceversa; en resumen la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de los Tajos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares. Este factor está en función de la diferencia aritmética entre la orientación del sistema de discontinuidad crítica (dominante) y la cara expuesta del Tajo.

C: FACTOR DE AJUSTE PARA DESLIZAMIENTO Y CAIDA DE BLOQUES: Es un número que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas que forma el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del Tajo (caja techo, estructura mineralizada y caja piso). Para el cálculo de este factor se parte del postulado que las fallas pueden ocurrir desde el techo del Tajo a modo de desprendimiento de cuñas, desde las paredes del Tajo a modo de relajamientos y deslizamientos de cuñas.

Los resultados obtenidos de la estimación del número de estabilidad "N" para los distintos dominios geomecánicos que intervienen en el diseño minero en cada una de las zonas de explotación considerando la valoración de "Calidad de la masa rocosa Q' modificada" y los factores de ajuste "A,B,C" determinados en función a "la resistencia de la roca, la magnitud de esfuerzos y la distribución espacial de los sistemas de discontinuidades estructurales" se muestran en la tabla N°18.

Tabla 17: Número de estabilidad “N”, Según zonas de explotación.

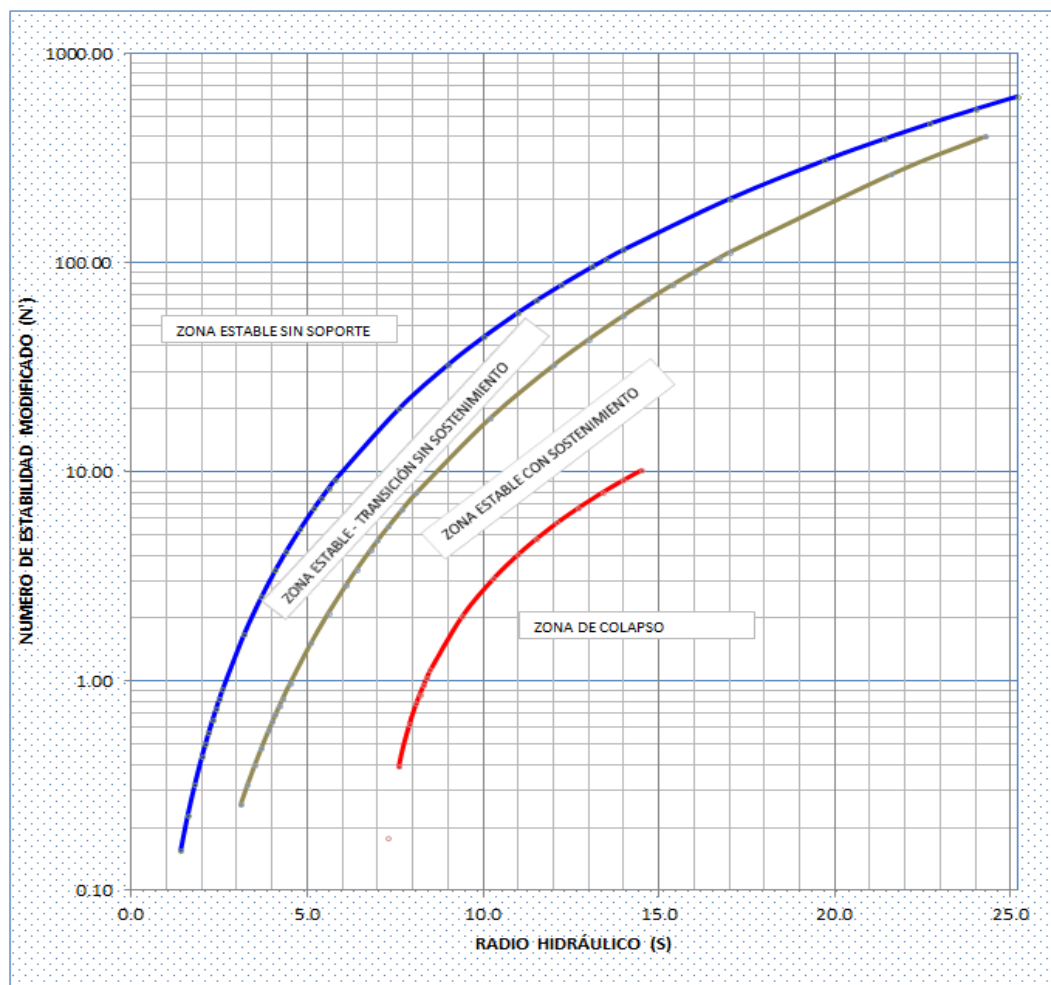
ESTIMACIÓN DEL NUMERO DE ESTABILIDAD N'										
ZONA	LITOLOGIA	RMR	Q'	σ_{ci}	σ_{max}	A	B	C	N'	
HERCULES	CAJA TECHO	72	12.9	84	10.5	0.9	0.2	6.7	15.2	
		65	5.9	85	10.5	0.9	0.2	6.7	7.0	
		45	0.6	60	10.5	0.6	0.2	6.7	0.5	
	ESTRUCTURA HÉRCULES	65	5.9	106	10.5	1.0	0.2	6.7	7.9	
		55	1.9	95	10.5	1.0	0.2	6.7	2.6	
		50	1.1	65	10.5	0.6	0.2	6.7	1.0	
		35	0.2	45	10.5	0.4	0.2	6.7	0.1	
		20	0.04	5	10.5	0.1	0.2	6.7	0.01	
	CAJA PISO	70	10.3	100	10.5	1.1	0.2	6.7	14.7	
		60	3.4	70	10.5	0.7	0.2	6.7	3.2	
		40	0.4	40	10.5	0.4	0.2	6.7	0.2	
	FALLA PISO	10	0.01	1	10.5	0.1	0.2	6.7	0.002	
	COTURCAN	CAJA TECHO	80	31.3	110	10.9	1.0	0.2	7.3	46.0
65			5.9	95	10.9	1.0	0.2	7.3	8.4	
50			1.1	70	10.9	0.7	0.2	7.3	1.1	
ESTRUCTURA COTURCAN		75	18.0	100	10.9	1.0	0.2	7.3	27.0	
		60	3.4	90	10.9	0.9	0.2	7.3	4.5	
		50	1.1	75	10.9	0.7	0.2	7.3	1.2	
		40	0.4	50	10.9	0.4	0.2	7.3	0.2	
CAJA PISO		70	10.3	110	10.9	1.0	0.2	7.3	15.1	
		60	3.4	75	10.9	0.7	0.2	7.3	3.7	
		50	1.1	55	10.9	0.5	0.2	7.3	0.8	
FALLA PISO		15	0.02	5	10.9	0.1	0.2	7.3	0.003	
CARIDAD		CAJA TECHO	80	31.3	115	10.3	1.0	0.2	4.9	30.5
			65	5.9	80	10.3	0.8	0.2	4.9	4.9
	55		1.9	60	10.3	0.6	0.2	4.9	1.1	
	ESTRUCTURA HUANCAPETI	75	18.0	219	10.3	1.0	0.2	4.9	17.5	
		65	5.9	85	10.3	0.9	0.2	4.9	5.2	
		50	1.1	65	10.3	0.7	0.2	4.9	0.7	
		40	0.4	40	10.3	0.4	0.2	4.9	0.1	
	CAJA PISO	70	10.3	115	10.3	1.0	0.2	4.9	10.1	
		60	3.4	70	10.3	0.7	0.2	4.9	2.4	
		45	0.6	45	10.3	0.4	0.2	4.9	0.3	
	FALLA PISO	10	0.01	5	10.3	0.1	0.2	4.9	0.001	

Fuente: Departamento de Geomecánica.

3.1.6.4.2. CÁLCULO DEL RADIO HIDRÁULICO “S”.

Para estimar el radio hidráulico de los Tajos, se ingresa al ábaco de nominado “Gráfico de Estabilidad” (Figura N° 6), según el escenario de diseño (métodos con auto-sostenimiento, métodos con sostenimiento) se obtiene el valor del Radio Hidráulico de la superficie del Tajo, el cual representa una relación a dimensional entre “el área y el perímetro de la superficie expuesta del Tajo”, se representa mediante la ecuación:

Figura N° 06: Gráfico de estabilidad



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Para los números de estabilidad “ N_i ”, mostrados en la tabla N° 17 e ingresando con estos valores sobre el ábaco mostrado en la figura N° 6, se obtienen los valores de radio hidráulico “ S_i ”. Posteriormente con estos valores de radio hidráulico mediante la ecuación 02 y haciendo constante uno de los parámetros del radio hidráulico (ancho, altura y/o longitud del Tajo) se reitera de modo sucesivo hasta encontrar la dimensión incógnita (ancho, altura y/o longitud del Tajo) según el escenario de diseño proyectado (auto-soporte y/o sostenimiento). Los resultados de la estimación del radio hidráulico “ S ” considerando los distintos “Dominios geomecánicos” que involucra el diseño de explotación en las zonas “Hércules, Coturcan y Caridad”, se muestran en la tabla 18.

Tabla N° 18: Radio hidráulico “S”.

ZONA	LITOLOGIA	RMR	Q'	NÚMERO DE ESTABILIDAD (N')	RADIO HIDRÁULICO (S)	
					LIMITE DEL AUTOSOPORTE	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO
HERCULES	CAJA TECHO	72	12.9	15.3	6.5	9.7
		65	5.9	7.11	4.9	7.9
		45	0.6	0.51	1.7	3.8
	ESTRUCTURA HÉRCULES	65	5.9	7.93	5.1	8.1
		55	1.9	2.65	3.4	6.0
		50	1.1	0.98	2.3	4.5
		35	0.2	0.12	0.9	2.5
		20	0.0	0.01	0.0	1.0
	CAJA PISO	70	10.3	14.89	6.5	9.7
		60	3.4	3.26	3.6	6.3
		40	0.4	0.18	1.1	2.8
	FALLA PISO	10	0.0	0.00	0.1	0.8
COTURCAN	CAJA TECHO	80	31.3	45.97	9.8	13.2
		65	5.9	8.83	5.3	8.3
		50	1.1	1.17	2.4	4.7
	ESTRUCTURA COTURCAN	75	18.0	28.42	8.2	11.6
		60	3.4	4.77	4.2	7.0
		50	1.1	1.27	2.5	4.9
	CAJA PISO	40	0.4	0.26	1.3	3.1
		70	10.3	15.13	6.5	9.7
		60	3.4	3.87	3.9	6.6
		50	1.1	0.88	2.2	4.4
		15	0.0	0.00	0.1	0.9
	CARIDAD	CAJA TECHO	80	31.3	30.53	8.4
65			5.9	4.82	4.2	7.0
55			1.9	1.13	2.4	4.7
ESTRUCTURA HUANCAPETI		75	18.0	17.52	6.9	10.1
		65	5.9	5.17	4.3	7.2
		50	1.1	0.71	2.0	4.1
		40	0.4	0.13	0.9	2.5
CAJA PISO		70	10.3	10.05	5.6	8.7
		60	3.4	2.37	3.2	5.8
		45	0.6	0.26	1.3	3.1
FALLA PISO		10	0.0	0.00	0.2	0.7

Fuente: Departamento de Geomecánica.

Los resultados mostrados en la tabla N° 18, son los valores del radio hidráulico “S”, obtenidos según el escenario de diseño proyectado en la Mina Huancapeti. Para propósitos del dimensionamiento geomecánico según información proporcionada y secciones típicas del modelo geomecánico (CC'-HH'-LL'), se tiene que la geometría de las estructuras mineralizadas en las zonas “Hércules–Coturcan” son aproximadamente “Tabulares” y además presentan bajo ángulo de buzamiento “echado<35°”. Por lo tanto desde el punto de vista de la estabilidad las unidades lito-estructurales “Caja techo y Estructura mineralizada” serán de mayor interés para el “Dimensionamiento Geomecánico” empleando la técnica del “Método Gráfico de Estabilidad”. De manera similar ocurre en la zona caridad con la diferencia que el buzamiento de la estructura mineralizada es superior a 65°.

Los resultados del dimensionamiento geomecánico usando M.G.E., según la metodología descrita en el acápite 3.4.2, para los datos de las tablas 18-19, considerando como escenarios de diseño “Auto-soporte y sostenimiento” se muestran en la tabla N°19.

Tabla N° 19: Dimensiones de tajos, según M.G.E.

ZONA CARIDAD	NUMERO DE ESTABILIDAD (N)	RADIO HIDRAULICO (S)	DIMENSIONES MAXIMAS TAJOS - DISEÑO SIN AUTOSOSTENIMIENTO			DIMENSIONES MAXIMAS TAJO - DISEÑO CON SOSTENIMIENTO		
			ANCHO	ALTURA	LONGITUD	ANCHO	ALTURA	LONGITUD
Techo	7.10	4.80	10	8 (8.20)	49 (50)			
Mineral	0.97	2.20						
Techo	0.50	3.70				10	10(10.03)	25(26.1)
Mineral	0.11	2.40						

Fuente: Departamento de Geomecánica.

Los resultados mostrados en la tabla N°19, corresponden a las dimensiones de los “tajos sin la aplicación del sostenimiento y tajos con la aplicación del sostenimiento”. De modo de ejemplo se puede indicar acotar que para la Zona Caridad considerando un ancho medio de la estructura mineralizada (transversal al rumbo) equivalente a 10 metros, considerando el radio hidráulico “S=2.20” de la Estructura Mineralizada y reemplazando datos en la ecuación 02, se estima que la “altura de tajo será aproximadamente equivalente a 8 metros”; para esta altura de tajo (8 metros) y considerando el radio hidráulico “S=4.9” de la caja techo reemplazamos los valores en la ecuación 02 estimando la longitud del Tajo equivalente a 50 metros en el rumbo de la estructura mineralizada. De manera similar se estimarán las dimensiones máximas de los Tajos en los otros dominios geomecánicos.

CAPITULO IV

MINERIA

4.1. ZONAS DE PRODUCCION.

La producción de la minera se encuentra centralizada en la zona Hércules en los niveles inferiores del 6, y superiores hasta el nivel 4, zona Coturcan del Nivel 370 al nivel 105 como inferiores hasta el Frontón 8, y la zona de Caridad del nivel 6 al nivel 5 desde el Crucero Caridad; las labores mineras se encuentran distribuidas en varios sectores, sin embargo algunas de las bocaminas antiguas se encuentran cerradas en proceso de rehabilitación.

En la zona de Caridad se rehabilito recientemente cuyo aporte de mineral es alto, teniendo una proyección a futuro de mecanizarlo.

Para una producción escalonada de 1,600 TMD, 2,500 TMD y 5,000 TMD cuya aporte se tendrá de las unidades Hércules, Coturcan y

Caridad entre otros, se tiene que priorizar las preparaciones e infraestructura minera en las zonas de producción.

4.2. DE MINADO CLASIFICACIÓN DEL MÉTODO.

4.2.1. MÉTODO DE MINADO.

El método de explotación seleccionado en cuerpos a través de un análisis Económico y de Seguridad para cada una de las etapas de producción escalonada es el de Cámaras y Pilares con variante del corte y relleno ascendente, y en vetas el corte y relleno propiamente dicha.

Además de las diferencias económicas a favor del corte y relleno ascendente, la distribución geológica irregular del mineral en los ejes horizontal y vertical hace inapropiado utilizar cualquier método que requiera la perforación de taladros largos, salvo en la zona de caridad.

La estructura mineralizada no tiene un comportamiento continuo a lo largo de sus ejes longitudinal y vertical, debido a esta sinuosidad es que se debe emplear un método de minado que nos permita realizar la perforación en Breasting para evitar la sobre dilución.

Además se tiene como principal exigencia ambiental la colocación y almacenamiento de desmonte y relaves.

En este sentido el método de cámaras y pilares con su variante de corte y relleno ascendente tiene la ventaja de utilizar tanto el desmonte y el relave que se originan de la explotación como

elemento de sostenimiento para estabilizar las labores y contribuye a un ambiente de trabajo seguro, nos permite una perforación en breasting y la estructura mineralizada tiene el buzamiento y la potencia propicia para utilizar este Método.

4.3. DETALLES DE LAS FASES DE MINADO.

La empresa Minera Huancapeti S.A.C. explota minerales polimetálicos mediante métodos de minado subterráneo, el mineral es transportado a superficie por medio de camiones de 25-30 toneladas de capacidad hacia la Planta de Beneficio de minerales en la que se obtiene los concentrados para su comercialización y el relave generado se conduce a un depósito de relaves.

La operación actual consiste en producir un promedio de 2,500 TMD de mineral que es enviado para su procesamiento a la planta de beneficio.

Actualmente el método predominante es el corte y relleno ascendente con perforación en breasting, y en cuerpos con cámaras y pilares principalmente en la zona de Hércules.

Las operaciones mineras se ejecutan de modo progresivo y sistemático en conformidad con el Plan de Producción y fundamentalmente comprenden las operaciones básicas de explotación como perforación, voladura, sostenimiento, carguío, acarreo y transporte de mineral y/o desmonte al depósito de desmontes y relleno (5).

4.3.1. PERFORACIÓN.

Es la acción de generar un hueco u orientación dentro de un macizo rocoso, el diámetro del hueco estará dado por la longitud máxima del filo cortante, el principio de la perforación es la de percusión, rotación y barrido, cuya combinación de estas produce trituración progresiva de la roca.

La perforación se efectúa con Máquinas Jackleg, Stoper y con los Jumbos DD-210 “Quásar”, DL-230 “Taladros Largos” (Sandvick) y Boomer 282 (Atlas Copco) con perforaciones horizontales y verticales. (Ver Anexo N° 02), (6).

4.3.2. VOLADURA.

Los explosivos utilizados en los frentes y tajos son las Emulsiones E-1000, E-3000 y E-5000, Anfo, Faneles no eléctricos de periodo corto y largo, pentacord 5P y como iniciador cármex con mecha rápida. (Ver Anexo N° 03), (8).

4.3.3. SOSTENIMIENTO.

En la Minera Huancapeti el sostenimiento usado está dado por los pernos de roca (de varillas de fierro corrugado o barras helicoidales ancladas con cemento o resina, Split set), mallas, concreto lanzado (shotcrete) simple y con refuerzo de fibras de acero, cimbras de acero, madera (puntales, paquetes, cuadros y conjuntos de

cuadros), relleno y algunas otras técnicas de estabilización de la masa rocosa. Todos estos elementos son utilizados para minimizar las inestabilidades de la roca alrededor de las aberturas mineras.

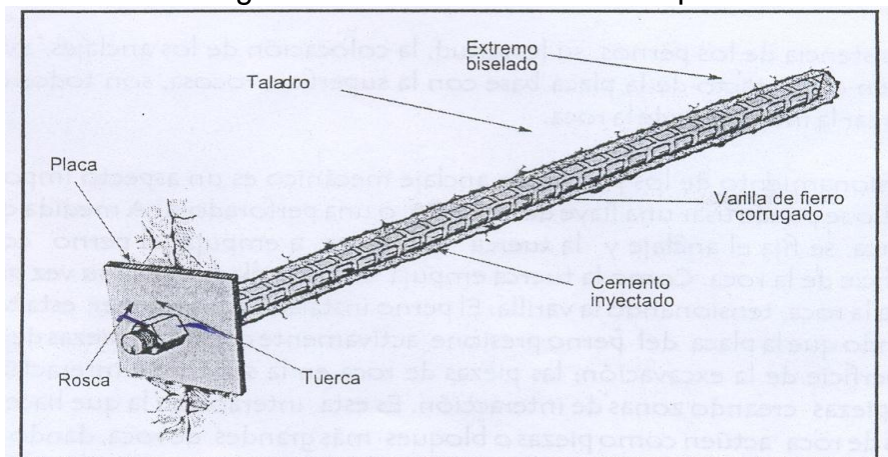
Los elementos de sostenimiento usado en la Minera Huancapeti S.A.C, se detallan a continuación

4.3.3.1. PERNOS DE VARILLA CEMENTADOS O CON RESINA.

Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación.

Las varillas de fierro corrugado, generalmente son de 20mm de diámetro y la barra helicoidal de 22mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12'). La capacidad de anclaje de las varillas de fierro corrugado es de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.

Figura N° 07: Sostenimiento con perno.



Fuente: Aceros Arequipa. Lote 3206.

- Cuando se usa cemento en cartuchos, se requiere varios días de curado antes que el perno trabaje a carga completa, pero apropiadamente instalados son competentes y durables, con alta resistencia en condiciones de roca dura. El diámetro requerido por los taladros es de 32 a 36 mm.
- Cuando se usa resina, sea esta de fraguado rápido (menos de 30 seg. de fraguado, el perno trabaja a carga completa en más o menos 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua. La resina viene en cartuchos con el catalizador separado de la resina y por efecto de la rotación del perno al momento de introducir al taladro, estos se mezclan generando el fraguado. Este sistema proporciona una alta capacidad de carga en condiciones de roca dura, resistente a la corrosión y a las vibraciones del terreno y brinda la acción de refuerzo inmediato después de su instalación, aunque su costo es mayor que los pernos cementados. El diámetro del taladro es crucial para el mezclado de la resina, para varilla de 20mm el diámetro máximo debe ser 32mm.

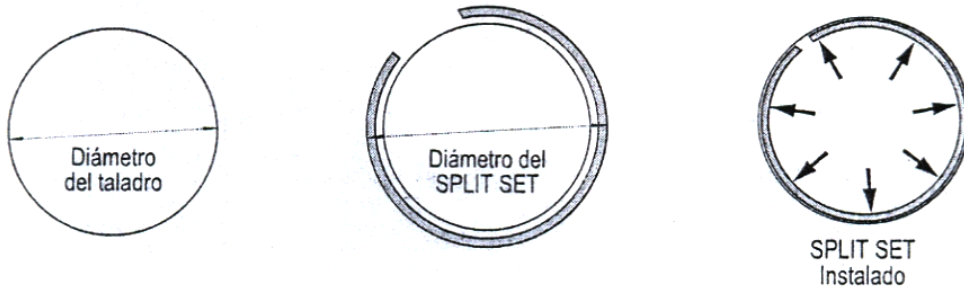
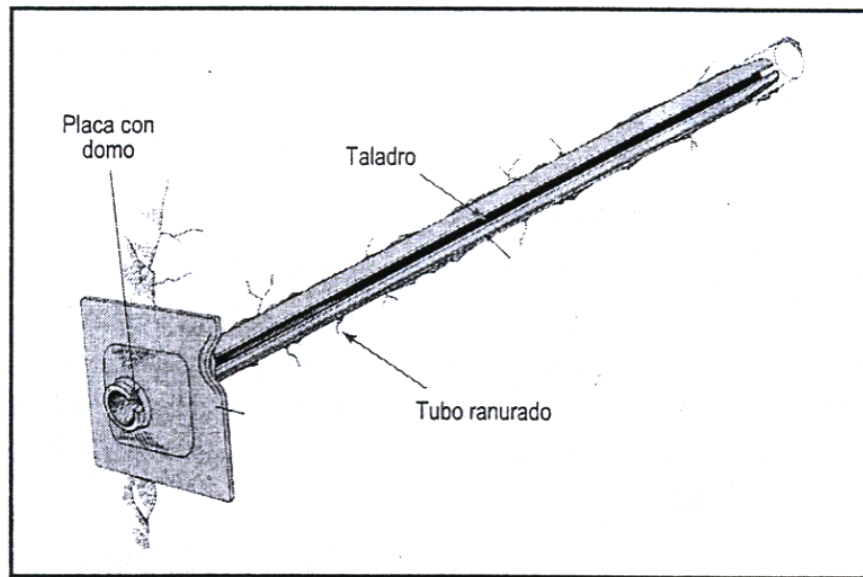
- También se pueden instalar las varillas combinando la resina de fraguado rápido con el cemento (en cartuchos o inyectado). En este caso, la resina va al fondo del taladro y el resto es llenado con cartuchos de cemento. Una de las razones para emplear este sistema es disminuir los costos.

4.3.3.2. SPLIT SET.

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

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

Figura N° 08: Sostenimiento con Split Set.



Fuente: Aceros Arequipa. Lote 3206.

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

- Los split sets son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.
- Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jackleg. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.
- El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de split sets, puede ser dificultosa la correcta instalación. Los split sets son relativamente costosos. (Ver anexo N° 04)

4.3.3.3. MALLAS ELECTRO SOLDADAS.

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

Estas Mallas se fabrican, según el diseño exacto que requiera su proyecto.

Figura N° 09: Sostenimiento con malla electro soldada.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

4.3.3.4. CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE).

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

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

En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los

materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla.

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

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

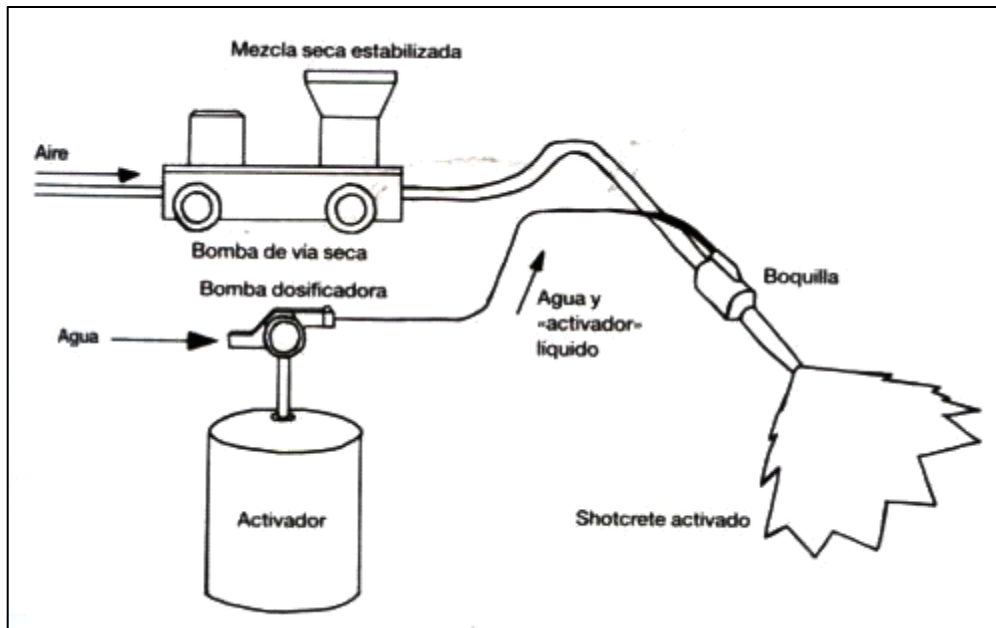
- Cemento 20%
- Para mezcla seca 320 - 460 Kg/m³ (menos para shotcrete grueso y más para el fino)
- Agregados y gruesos 15% al 20%
- Agregados finos 60% al 65%
- Relación agua cemento (mezcla seca): 0.30 - 0.50
- Relación agua cemento (mezcla húmeda): 0.40 - 0.55

En mezclas húmedas el contenido de agua usualmente produce un slump de más de 50 mm.

Cuando los slumps son mayores de 150 - 175 mm, se pierde la cohesión y los agregados gruesos tienden a separarse. El slump recomendado es de 38 a 75 mm.

Con las relaciones agua-cemento indicadas, se logran resistencias de 204-489 kg/cm² a 20 días. En mezclas secas se pueden lograr resistencias de hasta 704 kg/cm².

Figura N° 10: Concreto lanzado (Shotcrete)



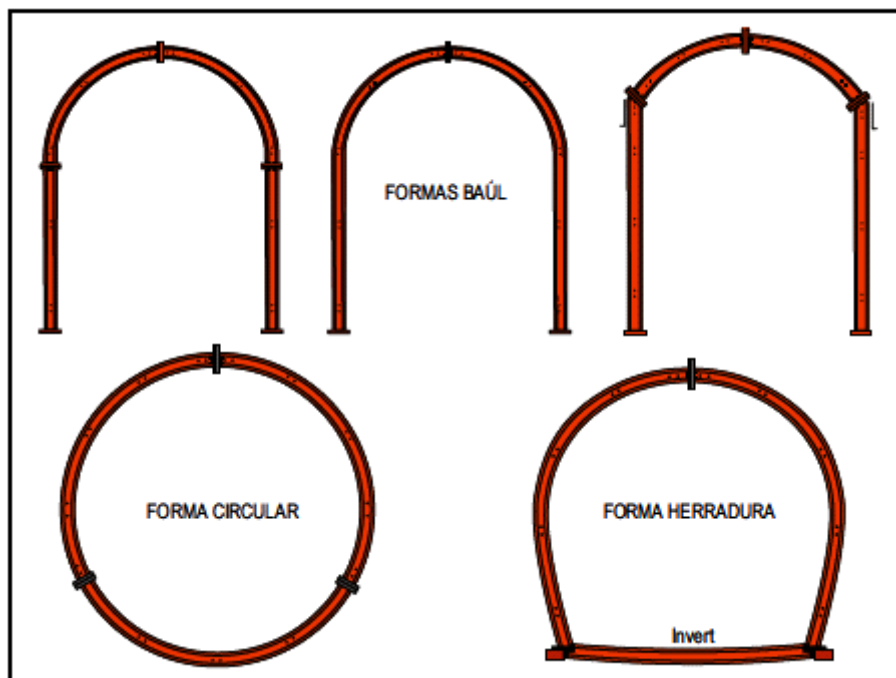
Fuente: Departamento de Geomecánica.

4.3.3.5. CIMBRAS METÁLICAS.

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

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

Figura N° 11: Sostenimiento con cimbras metálicas.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

4.3.3.6. SOSTENIMIENTO CON MADERA.

El sostenimiento con madera es proteger la excavación contra la caída de rocas, debido a la separación de la roca de los contornos de la misma o a lo largo de planos de debilidad, causados por la intemperización y fracturamiento del terreno debido a la voladura y otros factores. La madera es el material más barato que puede utilizarse. En la mayoría de casos es satisfactorio; desde el punto de vista de su resistencia, pero su corta duración es la característica desfavorable.

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

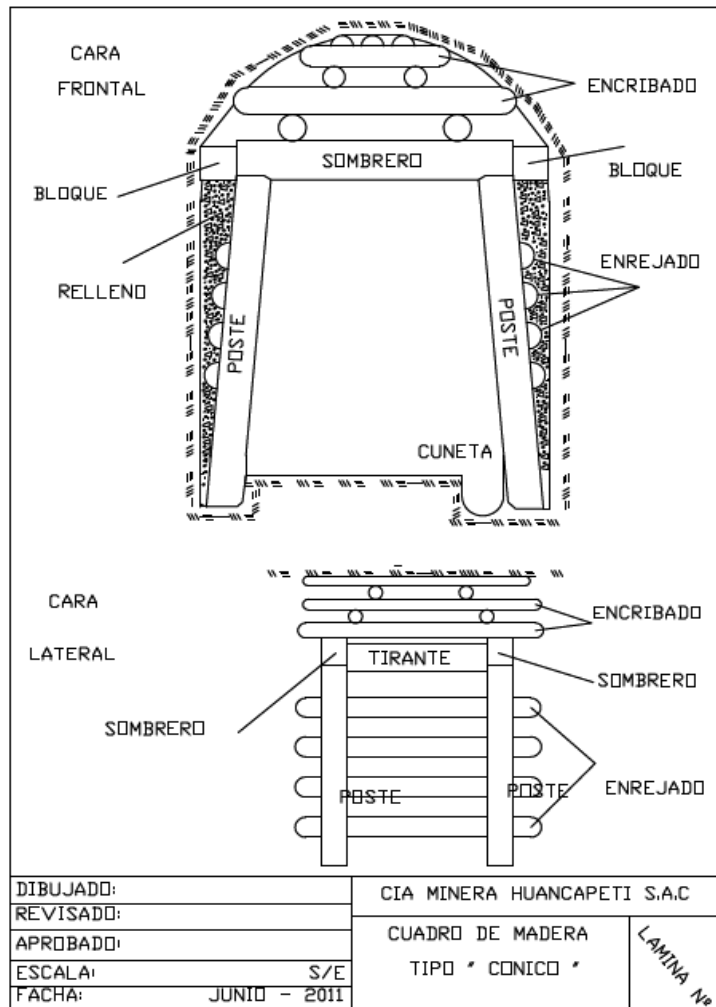
- La madera seca; dura más.
- La madera descortezada, dura más que aquella que conserve la corteza.
- La madera “curada” (tratada con productos químicos para evitar su descomposición) dura más que la que no ha sido tratada.
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.

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

TIPOS DE SOSTENIMIENTO CON MADERA

- Puntales
- Paquetes de madera (wood packs)
- Cuadros rectos.
- Cuadros cónicos.
- Cuadros cojos.

Figura N° 12: Plano de Cuadros.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

4.3.4. LIMPIEZA.

La limpieza de los frentes y tajos se utilizan scoops wagner de 3.5 yd³ y 2.2 yd³, scoop tram toro 6.0 yd³ y 4.2 yd³, scoop tram caterpillar 6.0 yd³ y 4.2 yd³. Estos equipos son los que realizan la limpieza de las labores. (Ver anexo N° 05)

4.4.- MALLA DE PERFORACIÓN.

La malla de perforación las labores de avance se diseñó solo para tipo de roca II, que es el único tipo de roca existe en las labores de desarrollo (6),(7).

Tabla N° 20: Consideraciones Generales

Eficiencias		Clasificación del RMR (oscila entre 0 y 100)			
		Clase	Calidad de roca	RMR	RQD
Efic. Perf.	90%	I	muy buena	81 - 100	90 - 100
Efic. Vold.	90%	II	buena	61 - 80	75 - 90
Pe	3	III	regular	41 - 60	50 - 75
		IV	mala	21 - 40	25 - 50
		V	muy mala	0 - 20	0 - 25

Fuente: Departamento de Productividad.

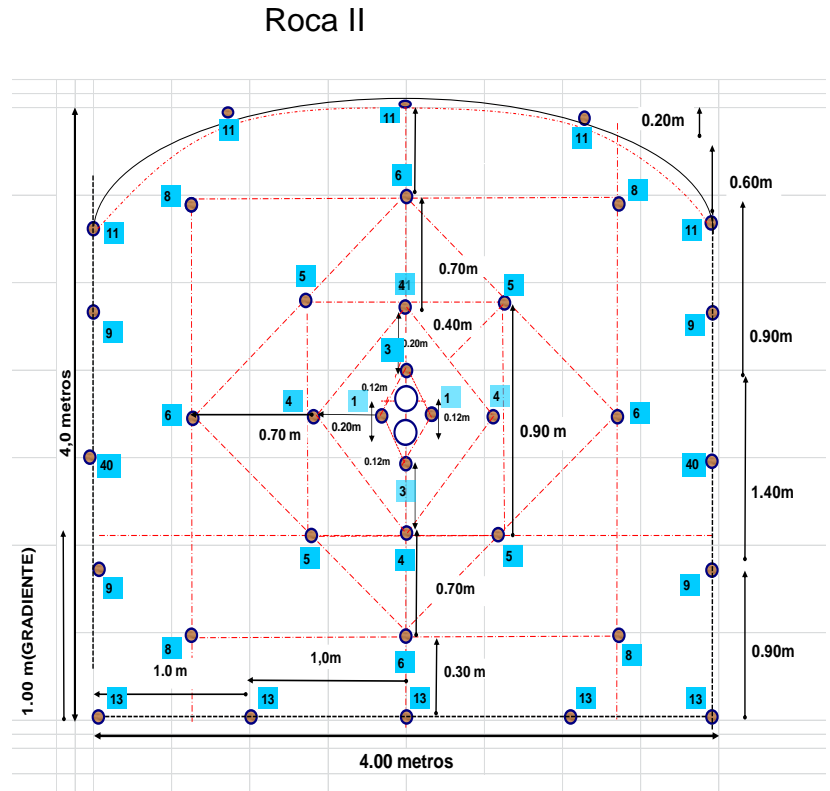
4.4.1. LABORES CON JUMBO.

SECCIÓN 4.00 X 4.00 m

Figura N° 13: Diseño de malla de perforación Sección 4.00 x 4.00 m Tipo

ESTANDARES. GA, RP, 4.00 X 4.00mt	
Calidad de Roca	Buena
Sección de la labor	4 X 4
Personal/Disparo (Directo)	3
Logitud Barreno (Pies)	12
Longitud Taladro (Pies)	10,8
Avanc./ Disparo (mt)	2,96
Taladros Perforados	38
Taladros Cargados	36
Taladros Recorte	0
Taladros Rimados	2
Aceite Perf. -2 Maq. (Gal)	0,6
Time Perf. Compresora (Hrs.)	2,5
Tiempo Limp. Scoop (Hrs.)	3,5
Scoop gal./hr.	3,5
Compres. gal./hr.	0
Pintura Gal	0,1

EXPLOSIVOS	
Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	35
Emulnor 3000 1" X 7" (Und)	0
Emulnor 5000 1" X 7" (Und)	0
Emulnor 5000 1 1/4x8 (Und)	0
Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	86
Anfo (Kg)	75
Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	36
Mininel 2.8 mts L.P (Und)	0
Carmex 8 pies (Und)	2
Carmex 10 pies (Und)	0
Pentacord 5P (mt)	35
Mecha rapida (mt)	0,5



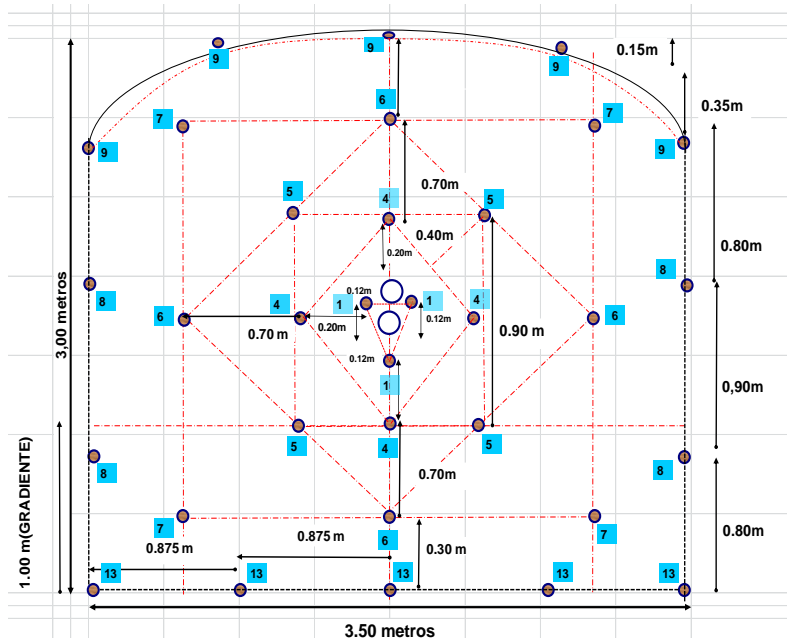
Tipo Taladro	Nº. Tal.	Cartucho / Taladro	Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	Anfo (Kg)	Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	Carmex 8 pies (Und)	Pentacord 5P (mt)	Mecha rapida (mt)
Arranque	4	1		4		4			
1 ayuda	4	1		4		4			
2 ayuda	4	1		4		4			
Tal P reducción	8	1		8		8			
Cuadradores	6	1		6		6			
Alzas - Coronas	5	7	35			5			
Arastres	5	12		60		5			
Alivios/Rimado	2								
TOTAL	38	24	35	86	75	36	2	35	0,5
			0,0947	0,266					
			FC Kg./mt	34,15					

Fuente: Departamento de productividad.

SECCIÓN 3.5 X 3.5 m.

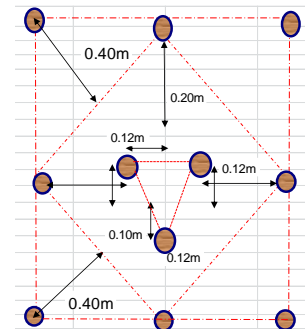
Figura N° 14: Diseño de malla de perforación Sección 3.50 x 3.50 m Tipo Roca II

ESTANDARES. GA, RP, 3.50 X 3.50mt	
Calidad de Roca	Buena
Sección de la labor	3.50 X 3.50
Personal/Disparo (Directo)	3
Logitud Barreno (Pies)	12
Longitud Taladro (Pies)	10,8
Avanc./ Disparo (mt)	2,96
Taladros Perforados	35
Taladros Cargados	33
Taladros Recorte	0
Taladros Rimados	2
Aceite Perf. -2 Maq. (Gal)	0,5
Time Perf. Compresora (Hrs.)	1,5
Tiempo Limp. Scoop (Hrs.)	3
Scoop gal./hr.	4
Compres. gal./hr.	0
Pintura Gal	0,1



EXPLOSIVOS	
Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	35
Emulnor 3000 1" X7" (Und)	0
Emulnor 5000 1" X7" (Und)	
Emulnor 5000 1 1/4x8 (Und)	0
Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	83
Anfo (Kg)	65
Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	33
Mininel 2.8 mts L.P (Und)	0
Carmex 8 pies (Und)	2
Carmex 10 pies (Und)	0
Pentacord 5P (mt)	35
Mecha rapida (mt)	0,5

Detalle del Arranque



Tipo Taladro	Nº- Tal.	Cartucho / Taladro	Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	Anfo (Kg)	Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	Carmex 8 pies (Und)	Pentacord 5P (mt)	Mecha rapida (mt)
Arranque	3	1		3		3			
1 ayuda	4	1		4		4			
2 ayuda	4	1		4		4			
Tal Produccion	8	1		8		8			
Cuadradores	4	1		4		4			
Alzas - Coronas	5	7	35			5			
Arrastres	5	12		60		5			
Alivios/Rimado	2								
TOTAL	35	24	35	83	65	33	2	35	0,5
			0,0947	0,266					
			FC Kg./mt	30,51					

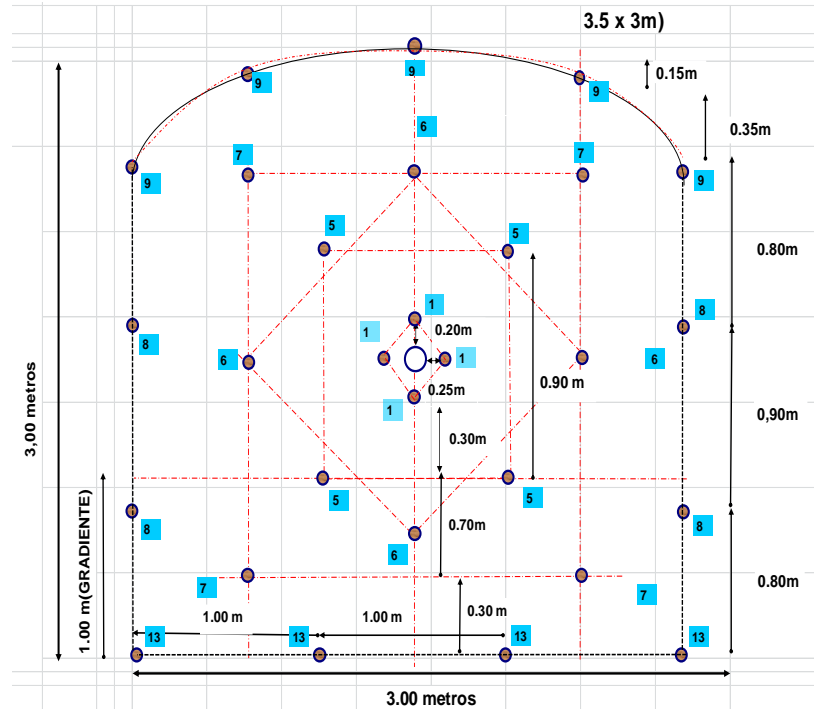
Fuente: Departamento de Productividad.

SECCIÓN 3.0 X 3.0 m.

Figura N° 15: Diseño de malla de perforación Sección 3.00 x 3.00 m Tipo Roca II

ESTANDARES. GA, RP, 3.00 X 3.00mt		
Calidad de Roca		Buena
Sección de la labor	3 X	3
Personal/Disparo (Directo)		3
Logitud Barreno (Pies)		12
Longitud Taladro (Pies)		10,8
Avanc./ Disparo (mt)		2,96
Taladros Perforados		31
Taladros Cargados		29
Taladros Recorte		0
Taladros Rimados		1
Aceite Perf. -2 Maq. (Gal)		0,5
Time Perf. Compresora (Hrs.)		1,5
Tiempo Limp. Scoop (Hrs.)		3
Scoop gal./hr.		4
Compres. gal./hr.		0
Pintura Gal		0,1

EXPLOSIVOS	
Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	35
Emulnor 3000 1" X 7" (Und)	0
Emulnor 5000 1" X 7" (Und)	0
Emulnor 5000 1 1/4x8 (Und)	0
Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	68
Anfo (Kg)	60
Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	29
Mininel 2.8 mts L.P (Und)	0
Carmex 8 pies (Und)	2
Carmex 10 pies (Und)	0
Pentacord 5P (mt)	30
Mecha rapida (mt)	0,5



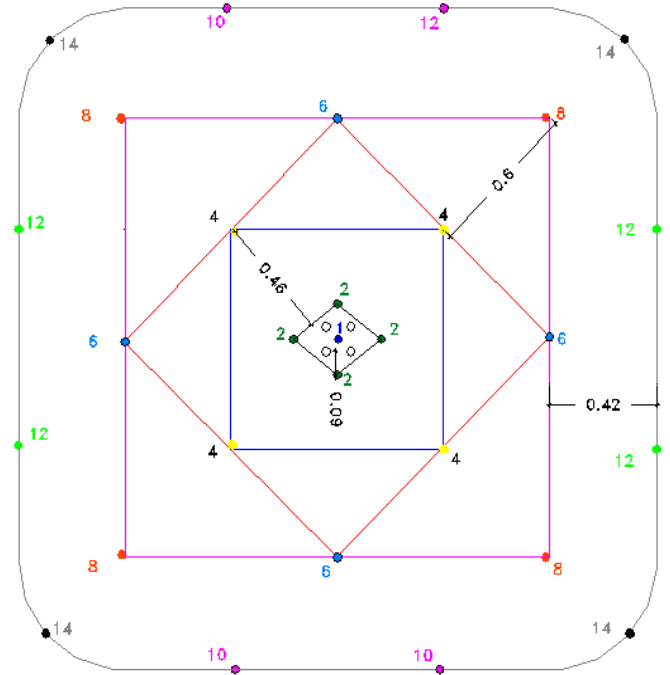
Tipo Taladro	Nº- Tal.	Cartucho / Taladro	Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	Anfo (Kg)	Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	Carmex 8 pies (Und)	Pentacord 5P (mt)	Mecha rapida (mt)
Arranque	4	1		4		4			
1 ayuda	4	1		4		4			
2 ayuda	4	1		4		4			
Tal Produccion	4	1		4		4			
Cuadradores	4	1		4		4			
Alzas - Coronas	5	7	35			5			
Arrastres	4	12		48		4			
Alivios/Rimado	1								
TOTAL	30	24	35	68	60	29	2	30	0,5
			0,0947	0,266					
			FC Kg./mt	27,48					

Fuente: Departamento de Productividad.

4.4.2. LABORES CON MAQUINA JACKLEG.

Figura N° 16: Sección 2.50 X 2.50 m. Chimeneas Alimak

DESCRIPCION		
SECCION	2,5	2,5
Longitud de Taladro	8 pies	
Eficiencia Perforacion	90%	
Longitud de Perforacion	2,18 m	
Eficiencia Disparo	90%	
Avance / disparo	1,96 m	
Volumen	12,25 m3	
Toneladas	33,07 ton	
Factor de Carga	19,22	Kg / M
Factor de Potencia	1,14	Kg / Tn



	N° exsanel	N° Tal	N° Cart. /Tal.	Peso/Cart.		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL
				0,096 Total Cart. 3000 1 x 7	0,095 Total Cart. 1000 1 x 7	
- Taladro de alivio		4	0			
1 Arranque	1	1	14	14		1,35
2 Ayudas 1	2	4	14	56		5,38
3 Ayudas 2	4	4	14	56		5,38
4 Medios	6	4	14	56		5,38
5 Hombros	8	4	14	56		5,38
6 Hastiales laterales	10	4	13		52	4,92
7 Hastiales piso-techo	12	4	13		52	4,92
8 Esquinas	14	4	13		52	4,92
Total		29	109	238	156	37,66

Fuente: Departamento de Productividad

4.5. ETAPAS DE MINADO.

4.5.1. EXPLORACIÓN:

Están proyectados a la búsqueda de mineral para el logro de un mayor potencial, orientado a la profundización y hacia el lado sur en la Mina Hércules, Coturcán y Caridad, de todos modos se insistirá con metrajes menores hacia el norte y hacia los niveles superiores, sobre todo en Coturcan que es donde se tiene mayor presencia de plata. Se resalta que se hará exploraciones en otras unidades que nos debe llevar hacia la gran minería que es la razón de nuestra visión.

Estas labores se realizarán mediante Perforaciones Diamantinas con metrajes de +/- 500 a 1000 mts/mes, Labores Horizontales de sección 3.0x3.0 mts con 100 mts/mes y Labores Verticales de sección 1.5x1.5 mts < ó = 25 mts/mes.

4.5.2. DESARROLLO.

Las labores horizontales y verticales de acuerdo a las necesidades, cuyo metraje son de 1,000 mts/mes.

4.5.2.1. Rampa Principal.

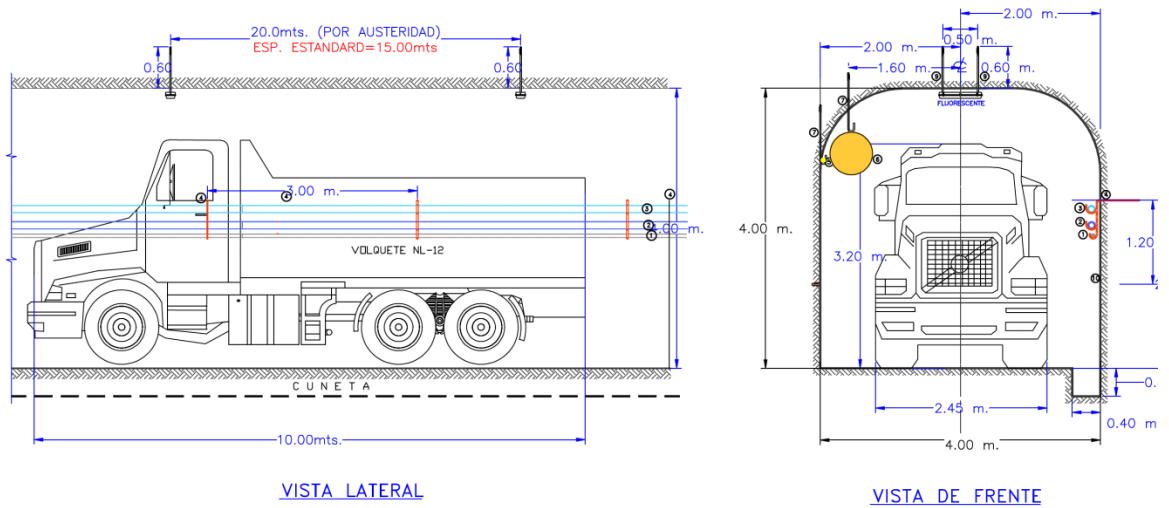
La rampa principal de extracción, se desarrollará de acuerdo a la geometría de la estructura mineralizada teniendo en cuenta el rumbo, buzamiento y profundidad de la mineralización.

La distancia mínima de la estructura a la rampa es igual a 30 metros, como se establece proporcionado por el estudio geomecánico.

La estructura mineralizada tiene un buzamiento promedio de 80°, donde presenta una continuidad longitudinal de 500 metros y un emplazamiento vertical de 200 m desde el nivel inferior hasta el superior. Para el, transporte, tránsito, ingreso de aire fresco, entre otros, se construye la Rampa Principal paralela al paquete mineralizado a lo largo del eje central, a continuación se detallan sus principales características:

- Construida en la caja Techo.
- A 30 m de la estructura mineralizada.
- Sección transversal: 4.0 x 4.0 m.
- Desarrollada paralela al buzamiento de la estructura.
- Con brazos extensos tales que cubran la estructura a lo largo de su longitud para desarrollar máximas velocidades, mejor visibilidad, y un mejor control del tráfico de los equipos.
- Con esto se logra optimizar el tiempo en la extracción del mineral.

Figura N° 17: Detalle de sección transversal y longitudinal de la Rampa Principal



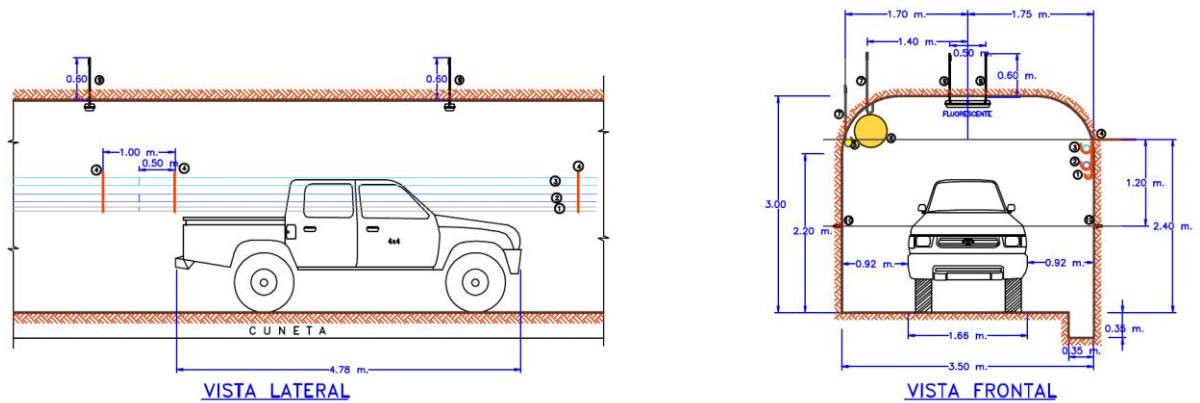
LEYENDA	
1	Tubería de Agua 2"φ - Blanco
2	Tubería de R/H 4"φ - Azul
3	Tubería de Aire 4"φ - Celeste
4	Alcayatas de Fe corrugado 3/4"φ cada 3 metros.
5	Cable de Energía Eléctrica Aislado
6	Manga de ventilación 24" φ
7	Soporte Tipo "J" de 3/4" cada 5 metros.
9	Soporte para iluminación de 3/4" c/cabeza expansiva
10	Taco de madera c/alcayatas de 3/4" de aluminio (GRADIENTE)

Fuente: Departamento de Productividad.

4.5.2.2. Rampa Auxiliar.

Las rampas auxiliares se construyen para acceder a las zonas mineralizadas de los tajos, donde se encuentran alejados del alcance de la rampa principal, cuya sección transversal es de 3.5 x 3.0 m, se construye en la Caja Techo, y en algunos casos nos sirve como brazo de batido.

Figura N° 18: Detalle de sección transversal y longitudinal de la Rampa Auxiliar



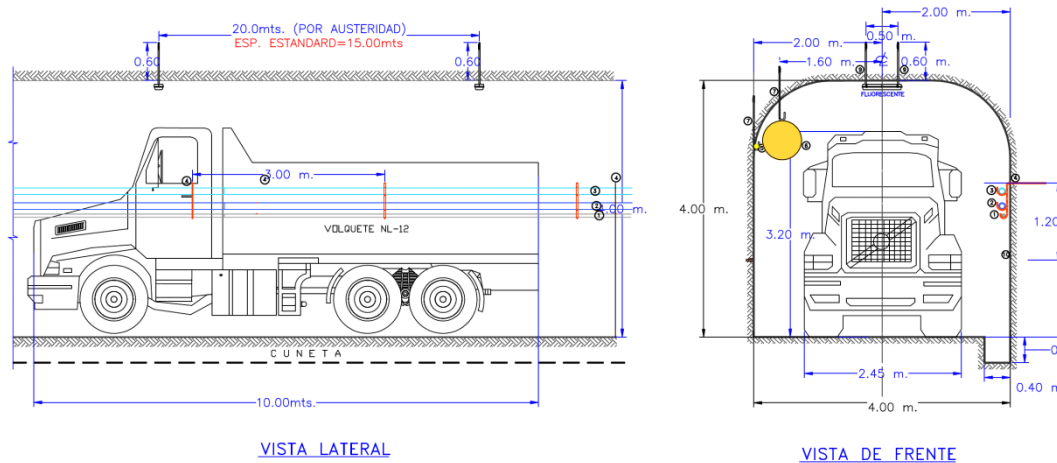
LEYENDA	
1	Tubería de Agua 2"Ø - Blanco
2	Tubería de R/H 4"Ø - Azul
3	Tubería de Aire 4"Ø - Celeste
4	Alcayatas de Fe corrugado 3/4"Ø cada 3 metros.
5	Cable de Energía Eléctrica Aislado
6	Manga de ventilación 24" Ø
7	Soporte Tipo "J" de 3/4" cada 5 metros.
9	Soporte para iluminación de 3/4" c/cabeza expansiva
10	Taco de madera c/alcayatas de 3/4" de aluminio (GRADIENTE)

Fuente: Departamento de Productividad.

4.5.2.3. Labores Horizontales (By Pass).

Son labores Paralelas a las estructuras alejadas a una distancia de 30 m. donde nos permite desarrollar sobre estéril en toda la longitud de la estructura, la cota de los By Pass Principales viene dado por la altura necesaria de cada 4 frontones, cuya pendiente es mínima (0.1% – 0.3%). Se realiza en la Caja Techo, con sección transversal de 4.0 x 4.0 m para tránsito de volquetes, equipos, personal, etc.

Figura N° 19: Detalle de sección transversal y longitudinal del By Pass



LEYENDA	
1	Tubería de Agua 2"Ø – Blanco
2	Tubería de R/H 4"Ø – Azul
3	Tubería de Aire 4"Ø – Celeste
4	Alcayatas de Fe corrugado 3/4"Ø cada 3 metros.
5	Cable de Energía Eléctrica Aislado
6	Manga de ventilación 24" Ø
7	Soporte Tipo "J" de 3/4" cada 5 metros.
9	Soporte para iluminación de 3/4" c/cabeza expansiva
10	Taco de madera c/alcayatas de 3/4" de aluminio (GRADIENTE)

Fuente: Departamento de Productividad.

4.5.3. LABORES VERTICALES.

Son labores que nos servirán para ventilación, servicios y/o camino, etc. tales como la Raise Borer y las Chimeneas Alimak, estas deben tener una sección de 1.50 a 2.00 mts de diámetro y 2.50 x 2.50 mts respectivamente.

- **Chimeneas de ventilación principal.**

Las chimeneas de ventilación estarán ubicadas en la caja techo a 50 metros de la estructura mineralizada, del mismo modo están distanciadas a 200 metros en los extremos de la rampa principal. Teniendo una sección de 1.5 a 2.0 m. de diámetro y 2.50 x 2.50 m. para Raise Borer o Chimeneas Alimak respectivamente y en conjunto con la rampa será parte del sistema de ventilación de la mina.

Las chimeneas tienen inicio en superficie y llegan hasta el nivel inferior.

La interconexión de las chimeneas de ventilación con los Frontones principales se desarrollará de acuerdo a las labores de preparación y desarrollo del cuerpo mineralizado.

4.5.3.1. PREPARACIÓN

Son labores secundarias verticales u horizontales de secciones pequeñas que son exclusivamente para acceso a los blocks cubicados, de ventilación o para la extracción de mineral. Son los llamados chimeneas y frontones. La sección de las chimeneas son

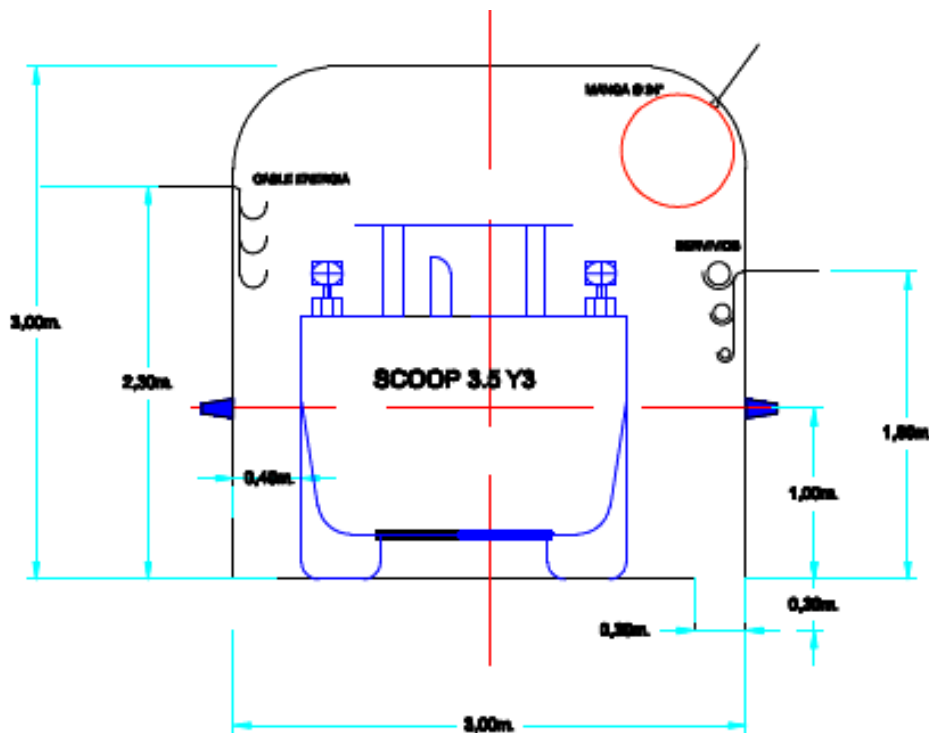
de 1.5 x 1.5 m, con longitudes $< o = a$ 25 m. en el caso de los frontones (Galerías) serán de secciones 3.0 x 3.0 m.

Los metrajes en cuanto a preparaciones son de 1000 m/mes.

4.5.3.2. Labores Horizontales (Galería o Frontones)

Son labores que se llevan sobre estructura de sección 3.0 x 3.0 m a modo de preparación de los blocks cubcados para su explotación respectiva, cada galería o frontón se realiza cada 50 m. en vertical.

Figura N° 20: Detalle de sección transversal de Galerías o Frontones



ESPECIFICACIONES:

- 1) Los huecos para la manga de ventilación 0.30 x 0.30 profun. Anclaje \varnothing 3/5"
- 2) Los huecos para la tubería de servicios 0.30 x 1.00 profun. Anclaje \varnothing 3/4"
- 3) Los huecos para los cables eléctricos 0.30 x 0.30 profun. Anclaje \varnothing 1/2"
- 4) El control de la gradiente de la labor es a 1.00 m. del piso
- 5) Refugios 0.80 m. Ancho, Alto, profundidad (1.00, 1.00, 1.20) Lado opuesto de cuneta
- 6) Gradiente máxima +/- 10

Fuente: Departamento de Productividad.

4.5.3.3. Labores Verticales.

Chimenea de Ventilación en Tajos

Las chimeneas de ventilación en tajos estarán ubicadas en la parte mineralizada construidas según el buzamiento de la estructura a una distancia de 50 m, según la longitud de cada tajo. Tienen una sección de 1.5 x 1.5 m. y una longitud \leq a 25 m. y la inclinación de cada chimenea varía según la estructura mineralizada en cada tajo y debe cumplir con las siguientes especificaciones técnicas:

- Puntales de madera cada 1.00 m.
- Sogas colgadas en la longitud de la labor para acceso.
- Tuberías de aire comprimido, una para operación y la otra para ventilación.

4.5.4. EXPLOTACIÓN.

Es la rotura misma del mineral por el método de explotación elegido, en nuestro caso el método de explotación aplicado en cuerpos y vetas mayores a los 2 mts se aplican Cámaras y Pilares de 7.0 x 3.0 m. combinado con el Corte y Relleno Ascendente usando relleno detrítico, Cuando el mineral sea de alta ley y el terreno competente se armara pilares de madera, y en vetas de 2 mts es el Corte y Relleno propiamente dicha.

En estructuras mineralizadas cuyo buzamiento es 80° se aplica el método del sub niveles Mecanizado, caso particular la Zona Caridad.

4.6. METODO DE EXPLOTACION PROPUESTA.

El método de explotación que se propone aplicar en la veta Caridad dado las características geomecánicas, es corte y relleno ascendente con taladros largos verticales que tiene mayor rendimiento y bajo costo. El ciclo de minado es como sigue:

4.6.1. PREPARACIÓN:

En el nivel de explotación se construirá un By Pass de 3.0 x 3.0 m. de sección, distanciado a 12 m. de la veta, de donde se ejecutará ventanas (Draw Points) y así constituye el nivel de extracción, de donde se levantará una rampa positiva tipo zigzag también de 3.5 x 3.5 m. de sección para dar acceso al tajo y ubicado fuera de veta.

Ingresando de la rampa se correrá subniveles en el block de 3.0 m. x 3.0 m. de sección y separados cada 50 m en vertical.

Una vez concluido la ejecución de los subniveles, a mitad del block se levanta el slot de acuerdo a la potencia de la veta, para nuestra caso será de 3.60 x 2.40 m. (ver lámina N°2).

4.6.1.1. PROPUESTA DE CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA EN LA CAJA TECHO DE SECCIÓN 3.50 X 3.50 M PARA LA EXPLOTACION DE BLOCKS.

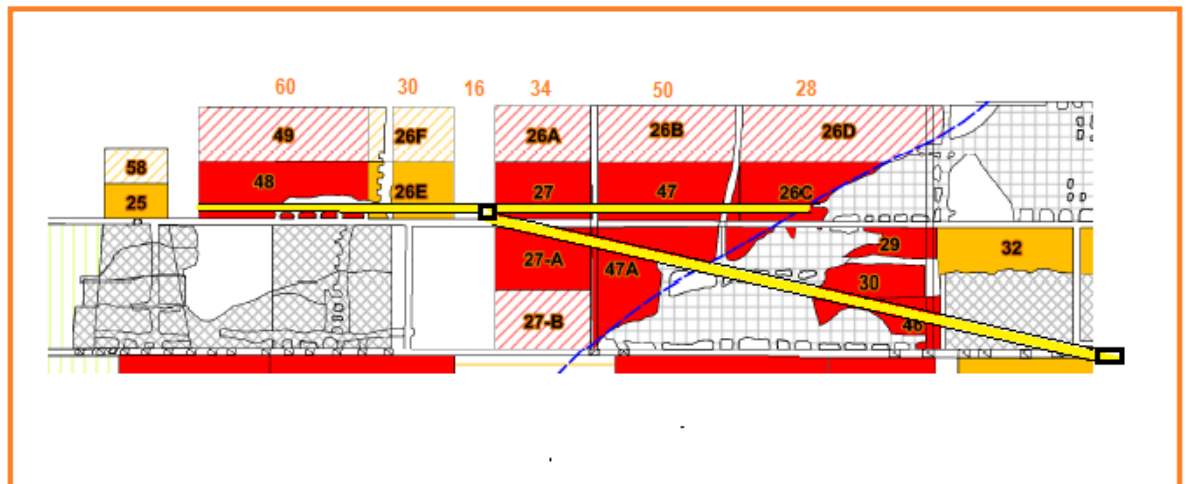
En la parte baja que es el nivel 4460 se tiene blocks de mineral colgados, encima de los cuales continúan otros bloks cubicados como son: 48 – 27 – 47 - 26C y que deben ser recuperados y explotados. Para este propósito se plantea la construcción de una

rampa positiva en la caja techo de 3.50 m. x 3.50 m. de sección con gradiente de 15%:

Si construimos la rampa en la caja techo, con toda la seguridad del caso, más rápido y sin riesgo alguno de colapso o caída de bancos como en el caso anterior.

La construcción de la rampa en estéril, permitiría acceder directamente a la zona del mineral, por encima de la labor antigua y se entraría de frente a preparar el subnivel para la perforación de taladros largos, en cambio en el primer caso al entrar desquinchando se llegaría a una labor antigua, allí se debe de hacer una rampa pequeña para acceder al mineral colgado de una cota de 6 metros.

Figura N° 21: Plano en sección de la Rampa en estéril de la mina Caridad.



Fuente: Departamento de Planeamiento – Topografía.

Como se aprecia el grafico la construcción de una rampa en la caja techo, implicaría iniciarlo a la altura del block 32 para lograr llegar a

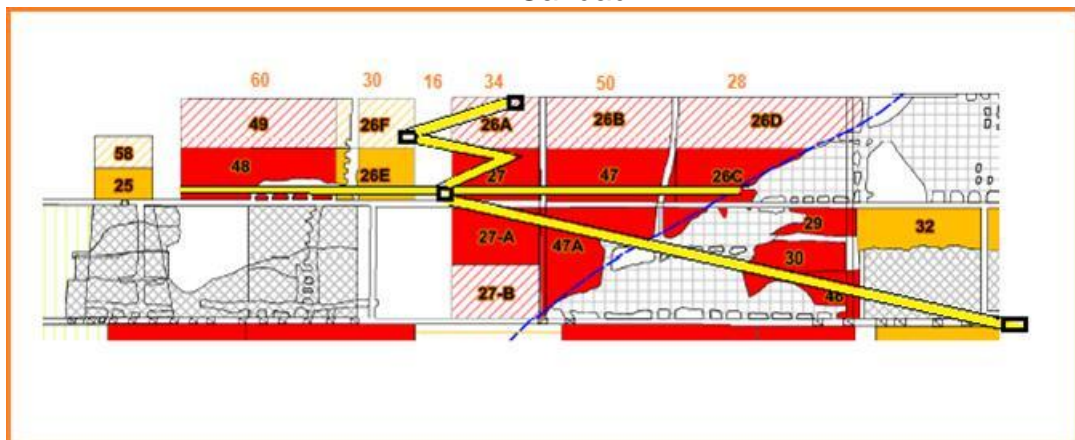
la parte media, entre los blocks 26 F y 26 A, así se tendría dos alas de explotación de 100 metros cada uno, que pueden ciclarse para aportar mineral alternadamente

El primer corte de 10 metros se hace en retirada desde los extremos de cada ala de explotación, pudiendo utilizarse las chimeneas de los tajos inferiores para traspasar el mineral de un nivel a otro, así el mineral se acarrea desde el nivel 4450.

Para realizar el segundo corte se debe de rellenar, realizando el descaje de la caja techo, hasta tener altura de trabajo (3 metros), aun así se debe de levantar una rampa pequeña desde la rampa de acceso para que el equipo se mantenga libre y no cautivo, esta permitirá que el equipo pueda ciclar las alas o realizar algún trabajo preparatorio en las demás labores fuera de estos tajeos.

Los brazos de la rampa menor seria de 25 metros a 15%, subiendo 4.25 m por curvatura, así en dos se estaría a la siguiente altura de corte.

Figura: N° 22: Plano en sección de la rampa a 15% de la mina Caridad



Fuente: Departamento de Planeamiento – Topografía.

Por otro lado se tiene mineral cubicado encima del nivel 4460 cuyas reservas se muestran en el cuadro siguiente:

Tabla N° 21: Reservas minerales veta caridad
al 31 de julio de 2016.

NIVEL	NUMERO DE BLOQUE	BUZAMIENTO	POTENCIA Mts.	TONELAJE TMS	L E Y E S				Equivalente US\$
					gr/TM Au	Oz/TM Ag	% Pb	% Zn	
4500	48	80	3.40	10,474	1.23	3.26	1.99	2.35	97.10
4500	27	80	3.85	7,869	2.51	3.64	2.52	3.58	112.70
4500	47	80	2.96	9,975	2.43	1.67	1.13	1.87	95.30
4500	26C	80	3.72	7,761	1.88	6.03	3.58	2.55	154.30
4500	49	80	3.81	13,845	1.23	3.41	1.97	2.45	99.80
4500	26 ^a	80	3.10	8,276	1.08	3.55	2.56	3.58	112.70
4500	26B	80	3.64	9,675	2.38	1.69	1.19	2.17	94.50
4500	26D	80	3.53	4,454	1.85	6.05	3.44	2.43	149.20
		Promedio:	3.50		1.78	3.40	2.14	2.58	109.85
		Total:		72,329					

Fuente: Departamento de Geología.

Costo de construcción de la rampa:

La construcción de la rampa positiva propuesta tiene el costo unitario siguiente:

Tabla N° 22: Costo de Rampa Positiva de 3.5 x 3.50 m.

Tipo de material: Desmante (Roca tipo II)	N° de taladros perforados 35
Longitud barra : 3.60 m.	N° de taladros disparados:33
Longitud efectiva: 3.20	Metros perforados: 103.60 m.
Eficiencia voladura: 88 %	Volumen roto: 30.34 m ³
	Factor de carga: 3.48 Kg/m ³

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
1.00	MANO DE OBRA					
	Jumbero	H/h	4.00	7.25	29.00	
	Ayudante jumbero	H/h	4.00	5.10	20.40	
	Cargadores	H/h	2.50	4.80	12.00	
	Ayudante de cargador	H/h	2.50	4.50	11.25	
	Operador de scoop	H/h	3.00	7.25	21.75	
	Capatáz	H/h	2.00	8.00	16.00	
	Bodeguero	H/h	3.00	4.00	12.00	
	Leyes sociales (60%)				73.44	195.84
2.00	MATERIALES:					
	Fanel de 4.0 m.	U	33.00	1.81	59.73	
	Carmex	U	2.00	0.63	1.26	
	Conectores	U	2.00	0.14	0.28	
	Pentacord 5P	m.	20.00	0.20	4.00	
	Anfo	Kg	89.10	0.80	71.28	
	Emulnor 5000 (1 1/2 x 8)	Kg	8.78	1.83	16.07	
	Aceros de perforación 45 mm.	m.	112.00	0.80	89.60	
	Aceros de perforación 120 mm.	m.	9.60	0.90	8.64	250.86
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:					
	Implementos de seguridad	% MO	0.08		15.67	
	Herramientas	% MO	0.05		9.79	25.46
4.00	EQUIPOS:					
	Jumbo de 02 brazos	H-m	4.00	120.20	480.80	
	Scoop de 3.50 yd ³	H-m	4.00	97.60	390.40	871.20
	COSTO DIRECTO US\$					1,343.36
	GASTOS GENERALES 36%					483.61
	UTILIDAD 10%					134.34
	COSTO TOTAL US\$					1,961.30
	METROS CUBICOS PRODUCIDOS					28.06
	METROS AVANZADOS					3.20
	COSTO POR METRO DE AVANCE US\$					612.91

Fuente: Departamento de Productividad.

4.6.1.2. CONSTRUCCION DE BY PASS DE 3.0 X 3.0 METROS DE SECCION.

Debido a que la estructura mineralizada está como roca regular a mala se tiene que construir el By Pass de sección 3.00 x 3.00 m. en la caja techo, alejadas a 10 metros de la veta de donde cada 10 m. se construirá ventanas de la misma sección que el By Pass que servirá como puntos de carguío del mineral a explotarse.

Utilizando la siguiente fórmula:

$$N^{\circ} \text{ Taladros} = \frac{R}{C} + KS$$

Donde:

$$R = 4\sqrt{S}$$

S = Sección en m.

C = Espaciamiento

K = factor de roca

Tipo de roca	Roca Dura	Roca de mediana dureza	Roca blanda
C	0.5 – 0.55	0.6 - 0.65	0.7 – 0.75
K	2.0	1.5	1.0

Ancho = 3.00 m.

Alto = 3.00 m.

Area = 8.17 m²

$$R=4(9.48)^{0.5} = 12.31$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = \frac{12.31}{0.65} + 1.5 \times 8.17 = 31$$

Roca de mediana dureza : 31 taladros

Cantidad de carga:

Cebo: Emulnor 5000 = 0.266 Kg x 31 = 7.00 Kg

Columna:

$Qt = \text{Densidad explosivo} \times \text{diámetro taladro}^2 \times 0.507$

$Qt = 0.80 \times 1.77^2 \times 0.507 = 0.72 \text{ Kg/m.}$

Longitud de carga = $2/3 \times 3.20 = 2.13 \text{ m.}$

Carga por taladro = $2.13 \text{ m.} \times 0.72 \text{ Kg/m.} = 1.53 \text{ Kg.}$

Carga total anfo = $1.53 \text{ Kg/m.} \times 31 \text{ taladros} = 47.54 \text{ Kg}$

Total explosivo por taladro = $7.00 \text{ Kg} + 47.54 \text{ Kg} = 54.54 \text{ Kg.}$

Costo de construcción del By Pass:

El costo unitario de construcción del By Pass a realizarse sobre estéril y paralela a la veta resulta de 558.25 \$/m. conforme se muestra en el cuadro siguiente:

Tabla N° 23: Costo de By Pass 3.0 x 3.00 m.

Tipo de material: Desmonte (Roca tipo II)	N° de taladros perforados 33
Longitud barra : 3.60 m.	N° de taladros disparados:31
Longitud efectiva: 3.20	Metros perforados: 105.60 m.
Eficiencia voladura: 88 %	Volumen roto: 26.14 m³
	Factor de carga: 3.56 Kg/m³

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
1.00	MANO DE OBRA					
	Jumbero	H/h	3.50	7.25	25.38	
	Ayudante jumbero	H/h	3.50	5.10	17.85	
	Cargadores	H/h	2.50	4.80	12.00	
	Ayudante de cargador	H/h	2.50	4.50	11.25	
	Operador de scoop	H/h	3.00	7.25	21.75	
	Capatáz	H/h	2.00	8.00	16.00	
	Bodeguero	H/h	3.00	4.00	12.00	
	Leyes sociales (60%)				69.74	185.96
2.00	MATERIALES:					
	Fanel de 4.0 m.	U	35.00	1.81	63.35	
	Carmex	U	2.00	0.63	1.26	
	Conectores	U	2.00	0.14	0.28	
	Pentacord 5P	m.	20.00	0.20	4.00	
	Anfo	Kg	83.70	0.80	66.96	
	Emulnor 5000 (1 1/2 x 8)	Kg	9.31	1.83	17.04	
	Aceros de perforación 45 mm.	m.	112.00	0.80	89.60	
	Aceros de perforación 120 mm.	m.	9.60	0.90	8.64	251.13
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:					
	Implementos de seguridad	% MO	0.08		14.88	
	Herramientas	% MO	0.05		9.30	24.17
4.00	EQUIPOS:					
	Jumbo de 02 brazos	H-m	3.50	120.20	420.70	
	Scoop de 3.50 yd³	H-m	3.50	97.60	341.60	762.30
	COSTO DIRECTO US\$					1,223.56
	GASTOS GENERALES 36%					440.48
	UTILIDAD 10%					122.36
	COSTO TOTAL US\$					1,786.40
	METROS CUBICOS PRODUCIDOS					26.14
	METROS AVANZADOS					3.20
	COSTO POR METRO DE AVANCE US\$					558.25

Fuente: Departamento de Productividad.

4.6.2. EXPLOTACION

A partir del primer subnivel se perfora a todo lo largo del block taladros de 51 mm. de diámetro y longitud de 12.5 m, verticales tanto hacia abajo como hacia arriba.

A continuación se carga con explosivo solamente el slot, colocando el cebo constituido por emulnor 5000 (2" x 8") de 65 % de potencia y faneles de 13 m. de largo, se dispara y recién a continuación se cargan los demás taladros acumulados que posteriormente se disparan.

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION:

Para el diseño de la malla de perforación se ha utilizado la Teoría de Ash que da buenos resultados según reporte de otras unidades mineras que usan el método de taladros largos:

a.- Cálculo del burden:

$$B = \frac{Kb \times \phi}{12}$$

Donde B : burden en pies.

Kb: constante de roca

Φ : diámetro del taladro, en pulgadas.

Determinación de la Constante Kb				
Clase de explosivo	Densidad gr/cm ³	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0.8 a 0.9	30	25	20
Densidad y potencia media	1.0 a 1.2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1.2 a 1.6	40	35	30

Conforme a la evaluación geomecánica para la a explotarse resulta un RMR de 45 que le cataloga como roca media y el explosivo a utilizarse es el anfo de una densidad de 0.8, por lo que la constante Kb es 25, reemplazando tenemos:

$$B = \frac{25 \times 2 \frac{1}{2}}{12} = 5.21 \text{ pies} = 1.60 \text{ m.}$$

b.- Espaciamiento:

El espaciamiento se calcula con la siguiente fórmula:

$$E = B \times Ke,$$

Donde Ke, es una constante

Determinación de la constante Ke	
Ke = 1	Para iniciación de taladros simultáneos
Ke = 1	Para taladros secuenciados con retardos largos.
Ke =1.2 a 1.6	Para taladros secuenciados con retardos cortos

La voladura a empleará taladros secuenciado con retardos cortos y por lo tanto Ke será 1.2

$$E = 1.60 \times 1.20 = 1.92 \text{ m.} = 1.90 \text{ m.}$$

La malla resulta = 1.60 x 1.90 m.

c.- Cálculo del taco:

La longitud del taco está dada por la siguiente fórmula:

$$T = Kt \times B$$

La constante Kt varía entre 0.7 a 1.60 y asignamos un valor de 0.7

$$T = 0.7 \times 1.60 = 1.12 \text{ m.} = 1.0 \text{ m.}$$

Los diseños presentan taladros pasantes y ciegos. Los taladros pasantes se consideran como dos superficies de carguío, es decir un taco de la misma longitud para cada lado.

d.- Cálculo de la carga explosiva:

Para el cálculo de la carga explosivo se ha utilizado el modelo de Hansen:

$$Qt = 0.28 (H/B+1.5)xB^2 + 0.4 \times Fr (H/B+1.5)xB^3$$

Donde Qt: carga total de explosivo por taladro en Kg.

B: burden en metros.

H : longitud taladro, m.

Fr: Factor de roca en Kg/m³

TIPO DE ROCA	Fr Kg/m ³	Gc MPa	Gt MPa
I	0.24	21	0
II	0.36	42	0.5
III	0.47	105	3.5
IV	0.59	176	8.5

Para el caso de taladros pasantes:

Datos: H = 13.0 m. – 2.0 m. (doble taco) = 11.00

En este caso H es la columna de carga.

$$B = 1.60 \text{ m.}$$

$$Fr = 0.36$$

Explosivo = anfo

$$Qt = 0.28 \frac{(12.5 + 1.5)}{1.60} \times 1.6^2 + 0.40 \times 0.36 \frac{(12.5 + 1.5)}{1.60} \times 1.6^3$$

$$Qt = 6.67 + 5.49 = 12.16 \text{ Kg/taladro}$$

Para el caso de taladros ciegos:

Datos: H = 13.0 m. – 1.0 m. = 12.00 m. (columna de carga)

4.6.3. LIMPIEZA.

El mineral disparado se extraerá a través de las ventanas mediante los scoops de 3.5 Yd³ y 4.2 yd³.

4.6.4. RELLENO.

Se emplea el relleno detrítico en su totalidad, tratando en lo posible que el relleno sea en un 100% seco y con una buena fragmentación, esta fase de minado se da después de haber culminado la explotación a lo largo de toda la longitud del Block es decir en el momento en que se termina de realizar la limpieza del tajo se procede al respectivo rellenado.

El relleno es de tipo mecánico proveniente de las labores de desarrollo, también existen entre niveles en interior mina como chimeneas de servicios donde se realizan la transferencia del relleno que servirá para los tajeos.

4.6.5. SOSTENIMIENTO.

El sostenimiento del tajeo, tanto de las cajas como del mineral se realiza con pernos tipo Split set y shotcrete, dependiendo de la manifestación de los esfuerzos como son la presencia de fracturas y cuñas potenciales de desprendimiento.

4.6.6. COSTOS.

El costo de explotación empleando taladros largos resulta:

Tabla N° 24: Costo de Explotacion de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado con Taladros Largos

	DESCRIPCION	UND	CANTIDAD	PRECIO US \$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
1	MANO DE OBRA:					
	Operador Jumbo	H.H	50.00	2.19	109.50	
	Operador scoop	H.H	90.00	2.19	197.10	
	Ayudante operador jumbo	H.H	50.00	2.00	100.00	
	Ayudante operador scoop	H.H	90.00	2.00	180.00	
	Operarios	H.H	60.00	2.50	150.00	
	Supervisión	H.H	30.00	3.00	90.00	
	Leyes sociales (65%)				537.29	1,363.89
2	EXPLOSIVOS Y MECHAS					
	Emulnor 5000	Kg.	186.00	2.50	465.00	
	Anfo	Kg	2,261.76	0.90	2,035.58	
	Fanel	U	186.00	1.63	303.18	
	Cordón detonante 3P	m.	200.00	1.20	240.00	
	Carmex de 10 pies	U	2.00	0.40	0.80	3,044.56
3	EQUIPOS DE PERFORACION					
	Jumbo	H.M	50.00	90.00	4,500.00	
	Barrenos de 12.5 m.	m.	2,325.00	0.18	418.50	
	Brocas de 51 mm.	m.	2,325.00	0.13	302.25	5,220.75
4	EQUIPO DE LIMPIEZA					
	Scoop diesel de 2.2 yd³	H.M	90.00	40.00	3,600.00	3,600.00
5	EQUIPO DE SEGURIDAD					
	Implementos de seguridad		7.00	1.00	7.00	7.00
6	HERRAMIENTAS					
	Herramientas diversas(5% MO)				68.19	68.19
7	PERNOS DE ROCA					
	Perno split set de 7'	U	133.00	35.00	4,655.00	4,655.00
8	RELLENO					
	Relleno detrítico	m³	4,050.00	10.00	40,500.00	40,500.00
9	ENERGIA ELECTRICA:					
	Energía eléctrica	Kw-h	1,650.00	0.50	825.00	825.00
	COSTO TOTAL:					59,284.40
	VOLUMEN DISPARADO	m³				4,500.00
	COSTO POR M3					13.17

El tonelaje a dispararse es de $4,500 \text{ m}^3 \times 3.0 \text{ TM/m}^3 = 13,500 \text{ TM}$,
por lo que el costo por TM es de $\$59,284.40/13,500 \text{ TM} = 4.39 \text{ \$/TM}$

CAPITULO V

EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA

5.1. VALOR DEL MINERAL.

Para la valorización del mineral se ha tomado como dato las cotizaciones de los metales, el balance metalúrgico (Tabla N° 26) y el contrato de venta de los concentrados de bulk (Au-Ag-Pb) y Zinc.

A).-VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS DE ORO -

PLATA – PLOMO.

COTIZACIONES:

Oro (US \$/Oz) : 1,274.70

Plata (US\$/OZ.) : 17.73

Plomo (US\$/Lb,) : 0.94

LEYES DE CONCENTRADO:

Oro gr/TM : 43.28 = 1.39 Oz/TM

Plata Oz/TM: 70.94

Plomo %: 45.18

PAGOS:

$$\text{Au} = 1.39 \text{ Oz} \times 0.95 \% = 1.32 \times 1,274.7 \text{ \$/Oz} = \$ 1,682.60$$

$$\text{Ag} = 70.94\text{Oz} - 1.0 \text{ Oz} \times 95\% = 66.43 \times 17.73 \text{ \$/Oz} = \$ 1,177.80$$

$$\text{Pb} = 45.18\% \times 95\% = 40.66 \% \times 2,204.6/100 \times 0.94 = \$ 889.46$$

$$\text{Valor Bruto 1 TMNS} = \$ 3,749.86$$

DEDUCCIONES Y PENALIDADES:

Maquila (5.50%:	206.24
-----------------	--------

Merma (4.0%)	149.99
--------------	--------

Flete marítimo y seguros (3.4 %)	127.49
----------------------------------	--------

Total deducciones	483.72
-------------------	--------

Valor neto concentrado (US\$/TM)	3,266.14
----------------------------------	----------

Ratio de concentración	25.97
------------------------	-------

Valor mineral de cabeza (US\$/TM):	125.76
------------------------------------	--------

DISTRIBUCION DE LAS DEDUCCIONES:

$$\text{Au} = \frac{1,682.60 \times 483.72}{3,749.86} = 217.05 = 1,689.10 - 217.05 = 1,465.55$$

$$\text{Ag} = \frac{1,177.8 \times 483.72}{3,749.86} = 151.93 = 1,177.80 - 151.93 = 1,025.87$$

$$\text{Pb} = \frac{889.46 \times 483.72}{3,749.86} = 114.73 = 889.46 - 114.73 = 774.73$$

Valor por:

$$\text{Au} = \frac{1,465.55}{25.97} = \$ 56.43$$

$$\text{Ag} = \frac{1,025.87}{25.97} = \$ 39.50$$

$$\text{Pb} = \frac{774.73}{25.97} = \$ 29.83$$

Valor total de mineral de 1 TM de mineral de cabeza por contenido
de Au-Ag -Pb = \$ 126.76

B).-VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS DE ZINC.

COTIZACIONES

$$\text{Zinc (US\$/Lb)} = 1.08$$

LEYES DE CONCENTRADO

$$\text{Zinc (\%)} = 51.20$$

PAGOS

$$\text{Zn} = 51.20 \% \times 0.85\% = 43.52\% \times 2,204.60 \text{ Lb}$$

$$= 959.44\text{Lbs} \times 1.08 \text{ \$/Lb} = \underline{\$1,036.19}$$

$$\text{Valor Bruto 1 TMNS} = \$ 1,036.19$$

DEDUCCIONES Y PENALIDADES

$$\text{Maquila (4.00\%)} = 41.44$$

$$\text{Merma (2.0\%)} = 20.72$$

$$\text{Flete marítimo y seguros (3.3 \%)} = 34.19$$

$$\text{Total deducciones} = 96.31$$

$$\text{Valor neto concentrado (US\$/TM)} = 939.88$$

$$\text{Ratio de concentración} = 23.31$$

$$\text{Valor mineral de cabeza (US\$/TM)} = 40.32$$

$$\text{Valor total mineral de cabeza} = 126.76 + 40.32 = 167.08 \text{ \$/TM}$$

Tabla N° 26: Balance Metalúrgico

PRODUCTO	PESO TMS	LEYES				CONTENIDOS				DISTRIBUCION %			
		Au Gr/TM	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Gr Au	Oz Ag	TM Pb	TM Zn	AU	Ag	Pb	Zn
Cabeza	100.00	1.77	3.39	2.13	2.57	177.00	339.00	2.13	2.57	100.00	100.00	100.00	100
Conc. Au - Ag - Pb	3.85	43.28	70.94	45.18	0.98	166.63	273.12	1.74	0.04	94.14	80.57	81.66	1.47
Conc. Zn	4.29	1.57	1.62	2.11	51.20	6.74	6.95	0.09	2.20	3.81	2.05	4.25	85.47
Relave	90.66	0.04	0.65	0.33	0.37	3.63	58.93	0.30	0.34	2.05	17.38	14.05	13.05
R.C: Au-Ag-Pb	25.97												
R.C. Zn	23.31												

Fuente: departamento de Planta – Metalurgia.

5.2. VALOR DE LA PRODUCCION.

Producción diaria = 2,500 TM

Producción mensual = 2,500 TM x 30 días = 75,000 TM

Producción anual = 75,000 TM x 12 = 900,000 TM

Valor de la producción = 167.08 \$/TM x 900,000 TM = \$ 1'503,720

5.3. VIDA DE LA MINA.

Las reservas de mineral de la Veta Caridad, cubicadas al 31 de diciembre del 2015 entre probado y probable, ascienden a 217,100 TM. El ritmo actual de producción de 900,000 TM/año, la vida de la mina resulta:

$$\text{Vida Mina} = \frac{217,100\text{TM}}{900,000} = 1.45 \Rightarrow 1.5 \text{ años}$$

5.4. DEPRECIACION.

En el cálculo de la Depreciación se ha empleado el método en Línea Recta, que es como un estándar de comparación para los demás métodos.

El valor de los activos que posee la Mina Huancapeti es de US \$ 10'780,000 y se considera un valor de salvamento del 30 % y siendo la vida de la mina de 1 año, la depreciación anual resulta:

Valor activos = \$ 10'780,000

Valor de salvamento (30%) = \$ 3'234,000

Depreciación = $\frac{\text{Valor activos} - \text{Valor Salvamento}}{\text{Vida mina}}$

Depreciación = $\frac{\$ 10'780,000 - \$3'234,000}{1.5 \text{ año}} = \frac{7'546,000}{1.5} = \$ 5'030,667$

5.5. COSTO DE OPERACIÓN Y PRODUCCION.

Los costos de operación y producción actuales están dados por los rubros siguientes:

US \$/TM

Exploraciones y desarrollos	2.78
Desarrollos	3.45
Explotación	4.39
Costos Directos Mina	16.90
Beneficio	17.70
Costos directos Planta	12.50
Gastos administrativos	9.64
Gastos de ventas	12.80
Gastos financieros	<u>9.84</u>
Total US \$/TM =	90.00

5.6. INVERSIONES.

Para la ejecución del proyecto propuesto de explotación mediante taladros largos se requiere un capital de US \$ 3'820,415 que será para la construcción de labores tendientes al desarrollo y preparación del mineral existente, cuyo detalle se muestra en el cuadro siguiente:

Tabla N° 27 Inversiones.

	UNIDAD	CANTIDAD	C.UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
MINA:					
LABORES:					
Rampa acceso tajeos, 3.5 x 3.5 m.	Mts.	500	613	306,500	
By Pass de 3.0 x 3.0 m.	Mts.	800	558	446,400	
Ventana de 3.0 x 3.0 m.	Mts.	600	558	334,800	
Chimeneas de 1.5 x 1.5 m	Mts.	700	250	175,000	
Construcción de galerías 4.0 x 4.0 m.	Mts.	1,000	680	680,000	
Construcción de subniveles de 3.0 x 3.0	Mts.	800	558	446,400	
Construcción de slot de 3.60 x 2.40 m.	Mts.	500	450	225,000	
Rampa acceso principal 4.0 x 4.0 m.	Mts.	900	720	648,000	3,262,100
EQUIPOS:					
Ventiladoras eléctricas de 60,000 CFM,	U	4	10,000	40,000	
Bombas eléctricas de 40 HP	U	4	5,000	20,000	60,000
SUBTOTAL					3,322,100
Imprevistos 10%					332,210
Escalamiento 5%					166,105
TOTAL INVERSIONES					3,820,415

5.7. CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES.

Para la ejecución del proyecto de explotación mediante el método de corte y relleno con taladros largos, se considera un tiempo total de 12 meses, conforme se indica en la Tabla N° 28.

Tabla N° 28: Cronograma de Actividades

	TRIMESTRE	1	2	3	4	5
N°	ACTIVIDAD					
1	Construcción rampa principal de 3.5 x 3.5 m..	██████████	██████████			
2	Construcción rampa de acceso 3.5 x 3.5 m.		██████████	██████████		
3	Construcción galerías 4.0 x 4.00 m.		██████████	██████████	██████████	
4	Construcción de By Pass de 3.0 x 3.0 m.		██████████	██████████	██████████	
5	Construcción chimeneas simples 1.5 x 1.5 m.		██████████	██████████	██████████	
6	Construcción de subniveles 3.5 x 3.5 m.		██████████	██████████	██████████	
7	Construcción de ventanas de 3.0 x 3.0 m,			██████████	██████████	
8	Construcción de slot de 3.6 x 2.4 m.			██████████	██████████	
9	Explotación tajeos			██████████	██████████	██████████

5.8. FINANCIAMIENTO.

El capital requerido para el proyecto de explotación, será financiado con recursos propios proveniente de la venta de concentrados.

5.9. ESTADOS FINANCIEROS.

A fin de poder realizar la evaluación económica del proyecto de explotación con el método de corte y relleno con taladros largo, se ha elaborado los estados de ganancias y pérdidas como también el flujo de fondos. En la Tabla N° 29, es considerando un costo de explotación de 4.39 \$/TM.

Tabla N° 29: Evaluación Económica del Proyecto

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS							
TRIMESTRE	0	I	II	III	IV	V	TOTAL
Producción TM		48,000	48,000	48,000	48,000	25,100	217,100
Valor de la Producción		8,019,840	8,019,840	8,019,840	8,019,840	4,193,708	32,079,360
Costo de Producción		4,320,000	4,320,000	4,320,000	4,320,000	2,259,000	17,280,000
UTILIDAD BRUTA		3,699,840	3,699,840	3,699,840	3,699,840	1,934,708	14,799,360
Depreciación		1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,135	5,030,667
Utilidad antes de impuestos		2,693,707	2,693,707	2,693,707	2,693,707	928,573	10,774,828
Impuestos (30%)		808,112	808,112	808,112	808,112	278,572	3,232,448
UTILIDAD NETA		1,885,595	1,885,595	1,885,595	1,885,595	650,001	7,542,380
FLUJO DE CAJA							
INGRESOS							
Utilidad neta		1,885,595	1,885,595	1,885,595	1,885,595	650,001	7,542,380
Depreciación		1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,135	4,024,532
Total ingresos		2,891,728	2,891,728	2,891,728	2,891,728	1,656,136	11,566,912
EGRESOS							
Intereses							
Amortizaciones							
Inversiones	3,820,415						
Total egresos		0	0	0	0		
FLUJO NETO	-3,820,415	2,891,728	2,891,728	2,891,728	2,891,728	1,656,136	7,746,497
Tasa	65.63						
TIR		0.60375536	0.36452053	0.22008122	0.13287522	0.08022413	
	-3,820,415	1,745,896	1,054,094	636,415	384,239	132,862	

En la tabla se observa que la tasa interna de retorno es de 65.63% y da un flujo neto de \$7'746,497.

En la Tabla N° 30 se ha considerado un costo de explotación de 12.15 \$/TM que será con el método de explotación anterior es decir empleando taladros inclinados y el flujo resulta:

Tabla N° 30: Evaluación Económica del Proyecto

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS							
TRIMESTRE	0	I	II	III	IV	V	TOTAL
Producción TM		48,000	48,000	48,000	48,000	25,100	217,100
Valor de la Producción		8,019,840	8,019,840	8,019,840	8,019,840	4,193,708	32,079,360
Costo de Producción		4,711,200	4,711,200	4,711,200	4,711,200	2,463,565	18,844,800
UTILIDAD BRUTA		3,308,640	3,308,640	3,308,640	3,308,640	1,730,143	13,234,560
Depreciación		1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,135	5,030,667
Utilidad antes de impuestos		2,302,507	2,302,507	2,302,507	2,302,507	724,008	9,210,028
Impuestos (30%)		690,752	690,752	690,752	690,752	217,202	2,763,008
UTILIDAD NETA		1,611,755	1,611,755	1,611,755	1,611,755	506,806	6,447,020
FLUJO DE CAJA							
INGRESOS							
Utilidad neta		1,611,755	1,611,755	1,611,755	1,611,755	506,806	6,447,020
Depreciación		1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,135	4,024,532
Total ingresos		2,617,888	2,617,888	2,617,888	2,617,888	1,512,941	10,471,552
EGRESOS							
Intereses							
Amortizaciones							
Inversiones	3,820,415						
Total egresos		0	0	0	0		
FLUJO NETO	-3,820,415	2,617,888	2,617,888	2,617,888	2,617,888	1,512,941	6,651,137
Tasa	57.35						
TIR		0.6355259	0.40389317	0.25668457	0.16312969	0.10367314	
	-3,820,415	1,663,736	1,057,347	671,971	427,055	156,851	

En este caso el TIR resulta de 57.35% que es menor en 6.03 \$ y el flujo neto que da es \$ 6'651,137.

El ahorro que se tendrá es $\$7'746,497 - 6'651,137 = \$1'095,360$

5.10. PERIODO DE RETORNO.

Trimestre	Flujo	Flujo Acumulado
1	2'891,728	2'891,728
2	2'891,728	5'783,456

$$\text{Flujo trimestre 2} = \frac{2'891,728}{3} = 963,909 \text{ \$/mes}$$

$$\text{Cantidad que falta cubrir} = 3'820,415 - 2'891,728 = 928,687$$

$$\text{Meses necesarios} = \frac{928,687}{963,909} = 0.96 \text{ meses}$$

El tiempo necesario para recuperar el capital es 3.84 meses que es 4 meses.

5.11. ANALISIS DE SENSIBILIDAD.

Con la finalidad de conocer la rentabilidad del proyecto de explotación propuesta bajo los cambios de la baja de precios de los metales en el mercado mundial y la subida de los costos que podría darse de los materiales, mano de obra, transporte y energía y considerando una tasa mínima de actualización del 30%, se tiene:

Tabla N°31: Análisis de Sensibilidad a los Precios.

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS							
TRIMESTRE	0	I	II	III	IV	V	TOTAL
Producción TM		48,000	48,000	48,000	48,000	25,100	217,100
Valor de la Producción		6,800,640	6,800,640	6,800,640	6,800,640	3,556,168	27,202,560
Costo de Producción		4,711,200	4,711,200	4,711,200	4,711,200	2,463,565	18,844,800
UTILIDAD BRUTA		2,089,440	2,089,440	2,089,440	2,089,440	1,092,603	8,357,760
Depreciación		1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,135	5,030,667
Utilidad antes de impuestos		1,083,307	1,083,307	1,083,307	1,083,307	86,468	4,333,228
Impuestos (30%)		324,992	324,992	324,992	324,992	25,940	1,299,968
UTILIDAD NETA		758,315	758,315	758,315	758,315	60,528	3,033,260
FLUJO DE CAJA							
INGRESOS							
Utilidad neta		758,315	758,315	758,315	758,315	60,528	3,033,260
Depreciación		1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,135	4,024,532
Total ingresos		1,764,448	1,764,448	1,764,448	1,764,448	1,066,663	7,057,792
EGRESOS							
Intereses							
Amortizaciones							
Inversiones	3,820,415						
Total egresos		0	0	0	0		
FLUJO NETO	-3,820,415	1,764,448	1,764,448	1,764,448	1,764,448	1,066,663	3,237,377
Tasa	30						
TIR		0.76923077	0.59171598	0.45516614	0.3501278	0.26932907	
		-3,820,415	1,357,268	1,044,052	803,117	617,782	287,283

El proyecto es rentable hasta una baja del 15.2 % del precio actual del mineral de cabeza que corresponde a 141.68 \$/TM.

Tabla N°32: Análisis de Sensibilidad a los Costos

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS							
TRIMESTRE	0	I	II	III	IV	V	TOTAL
Producción TM		48,000	48,000	48,000	48,000	25,100	217,100
Valor de la Producción		8,019,840	8,019,840	8,019,840	8,019,840	4,193,708	32,079,360
Costo de Producción		5,888,640	5,888,640	5,888,640	5,888,640	3,079,268	23,554,560
UTILIDAD BRUTA		2,131,200	2,131,200	2,131,200	2,131,200	1,114,440	8,524,800
Depreciación		1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,135	5,030,667
Utilidad antes de impuestos		1,125,067	1,125,067	1,125,067	1,125,067	108,305	4,500,268
Impuestos (30%)		337,520	337,520	337,520	337,520	32,492	1,350,080
UTILIDAD NETA		787,547	787,547	787,547	787,547	75,814	3,150,188
FLUJO DE CAJA							
INGRESOS							
Utilidad neta		787,547	787,547	787,547	787,547	75,814	3,150,188
Depreciación		1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,133	1,006,135	4,024,532
Total ingresos		1,793,680	1,793,680	1,793,680	1,793,680	1,081,949	7,174,720
EGRESOS							
Intereses							
Amortizaciones							
Inversiones	3,820,415						
Total egresos		0	0	0	0	0	
FLUJO NETO	-3,820,415	1,793,680	1,793,680	1,793,680	1,793,680	1,081,949	3,354,305
Tasa	30						
TIR		0.76923077	0.59171598	0.45516614	0.3501278	0.26932907	
		-3,820,415	1,379,754	1,061,349	816,422	628,017	291,400

El Proyecto es rentable hasta un aumento de los costos en un 25 % que corresponde a 122.68 US \$/TM

CAPITULO VI

RESULTADOS Y DISCUSIONES

6.1. RESULTADOS.

6.1.1. EN RELACION CON LOS ASPECTOS TECNICOS.

La veta Caridad conforme a la evaluación geomecánica aplicando el sistema RMR de Bieniawski da un valor comprendido entre 50 a 55 que corresponde a regular para la brecha volcánica que es la roca más crítica, existiendo una falla en la caja piso de un valor RMR valor de 10 muy mala. En general corresponde a una roca regular y permite la aplicación de taladros verticales largos.

La resistencia a la compresión simple de la roca han sido hallados solamente por métodos empíricos como son el golpe de picota y martillo Schmidt da valores demasiados altos de 288.5 MPa (2,942.7 Kg/cm²) para la estructura mineralizada, debiéndose la roca ser analizada en algún laboratorio de mecánica de rocas a fin de obtener valores cuantitativos verdaderos.

6.1.2. EN RELACION A LOS ASPECTOS ECONOMICOS.

Las reservas minerales con que cuenta la veta caridad tienen leyes bajas, cuyo valor de acuerdo a la valorización realizada alcanza un valor de 167 US\$/TM y según la tasa de actualización fijada de 30% es rentable alcanza un TIR de 65.63% y es conforme al análisis de sensibilidad a los precios del mineral y costos es todavía rentable a una baja del 22 % y un incremento de costos de 25 %.

La evaluación económica es de mucha importancia a fin de determinar la rentabilidad del proyecto de explotación con taladros largos verticales dado las leyes con que cuenta la reserva y es una solución al problema de costos en razón de que los taladros verticales es de mayor rendimiento.

6.2. DISCUSIONES

El método de subniveles empleado taladros largos, es actualmente el método de explotación de alto rendimiento y bajo costo. En nuestro caso se tendrá los siguientes rendimientos:

- Una franja de 50 m. x 12.50 m. dará un tonelaje de 13,500 TM de mineral.
- El costo de explotación es de 4.39 \$/TM.
- Tanto la perforación como la limpieza se realizará mediante equipos como jumbos y scoops.
- El relleno a utilizarse en esta parte será detrítico.

- Para la aplicación de taladros largos verticales es necesario realizar la inversión de US \$ 3'820,415, sin este capital no sería posible la ejecución del proyecto cuyo financiamiento se propone con recursos propios; sin embargo la empresa puede recurrir a préstamos bancarios.
- Conforme a los cuadros de ganancias y pérdidas y flujo de fondos la explotación es de alto rendimiento económico.
- El relleno detrítico más adelante deberá ser cambiado por el relleno hidráulico por disponerse de este tipo de relleno en la mina que tiene un costo menor al relleno detrítico.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CONCLUSIONES.

1.- El yacimiento de Caridad se emplaza sobre una secuencia de lavas andesíticas, piroclásticos gruesos, tufos, basaltos, riolitas y dacitas.

2.- La mineralización está constituida por galena argentífera, esfalerita, calcopirita, jamesonita, tetraedrita y la ganga por cuarzo, sílice, pirita, arsenopirita, calcita.

3.- La veta Caridad conforme a la cubicación realizada al 31 de diciembre del 2015 tiene una potencia de 3.50 m, 217,100 TM, con leyes de 1.77 gr/TM Au, 3.39 Oz/TM Ag, 2.13 % de Pb, 2.57% de Zn.

4.-Según la evaluación geomecánica realizada en el nivel 4460 de la Veta Caridad las cajas tienen un RMR comprendido entre 65 a 80 le da una calidad de roca buena y para el mineral con RMR de 40 a 75 de calidad regular a buena (ver Tabla N°11).

5.- De acuerdo a la evaluación geomecánica la roca encajonante está entre regular a buena, como también la estructura mineralizada permite diseñar aberturas en los tajeos con un ancho de hasta 10 m. y un alto de 8.0 m.

6.- En razón de las características geomecánicas como también técnicas se propone explotar mediante subniveles realizando perforaciones verticales tanto hacia abajo y hacia arriba con lo que se conseguirá una mayor producción y bajo costo, además se mejorará la velocidad del ciclo de minado.

7.- Para la puesta en ejecución de la explotación con taladros largos se requiere realizar una inversión de US \$ 3'820,415, capital que será financiado por la empresa con recursos propios y se recuperará en 1 año.

8.- De acuerdo a la evaluación económica el proyecto de explotación con taladros largos da una Tasa Interna (TIR) de 65.63% cifra que es superior a la tasa de descuento considerado de 30 %.

9.- De acuerdo al análisis de sensibilidad considerando posibles bajas en las cotizaciones de los metales a explotarse el proyecto y el aumento de precios de los insumos, materiales, mano de obra y otros servicios debido a la inflación el proyecto es rentable en una baja del 22% y un aumento de 25% respectivamente.

RECOMENDACIONES.

1.- A fin de lograr un mayor control en estabilidad tanto de las cajas y techo del tajeo deberá realizar el control geomecánico después de cada corte y según esto el espaciamiento de los Split set variar de 1.50 m. a 2.50 m.

2.- En el diseño de la malla de perforación tener en cuenta las características geomecánicas del mineral y cajas, con el cuál se encontrará el burden y espaciamiento como también la cantidad de carga explosiva adecuada.

3.- En vista de los buenos resultados de aplicar la explotación de corte y relleno con aplicación de taladros largos, se recomienda explotar con este método otras zonas de la veta Caridad que reúnan las características geomecánicas similares.

4.- Para disminuir los costos de relleno, debe cambiarse el relleno detrítico con relleno hidráulico, para lo cual se dispone de tuberías.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. TORRES ALVAREZ G. Reservas minerales año 2015. Informe del Departamento de Geología de Huancapeti.
2. BUSTILLO REVUELTA. Manual de evaluación y diseño de Explotaciones mineras Entorno Gráfico S.L Madrid 1997.
3. COBBINS J. Geología del Cuadrángulo de Huaraz.- Ingemmet Lima 1996.
4. HOEK .E, BROWN. E. Excavaciones subterráneas en roca. Edit. McGraw Hill. Nueva York 1990.
5. LANQUE MOSQUERA E. Explotación Subterránea.- Métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano. Puno 1995.
6. LOPEZ JIMENO C. Manual de Perforación y Voladura de Rocas Instituto Tecnológico de España. Madrid 1998
7. CEDRON LASUS M. Apuntes del Curso de Perforación. PUCP. Sección Minas. Lima 2003.
8. EXSA. Manual Práctico de Voladura. 4ta. Edición. Lima 2005.

ANEXOS

Anexo Nº 01: Plano Geológico Regional

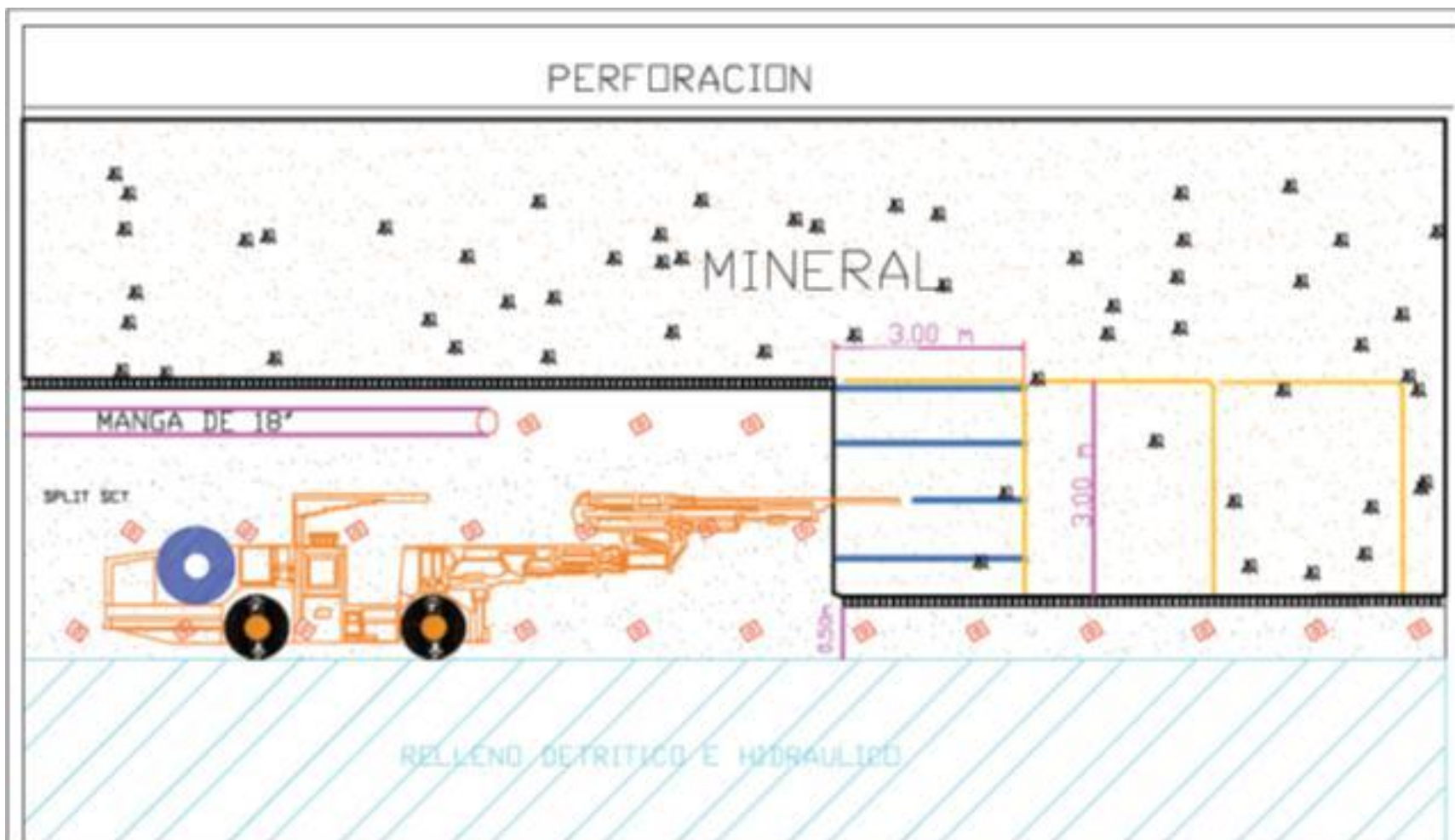


LEYENDA

Q-mo	Depósito morrénico
N-Ca1	Grupo Calipuy
N-Ca2	Grupo Calipuy
Ks-gd/To	Riodacita/dacita

GEOLOGIA REGIONAL ZONA AIJA TICAPAMPA		
GEOLOGIA: Ingemmet	ESCALA: 1/50,000	PLANO
REV:	FECHA: 30/08/16	1

Anexo N° 02: Plano de perforación horizontal con equipo Boomer 282

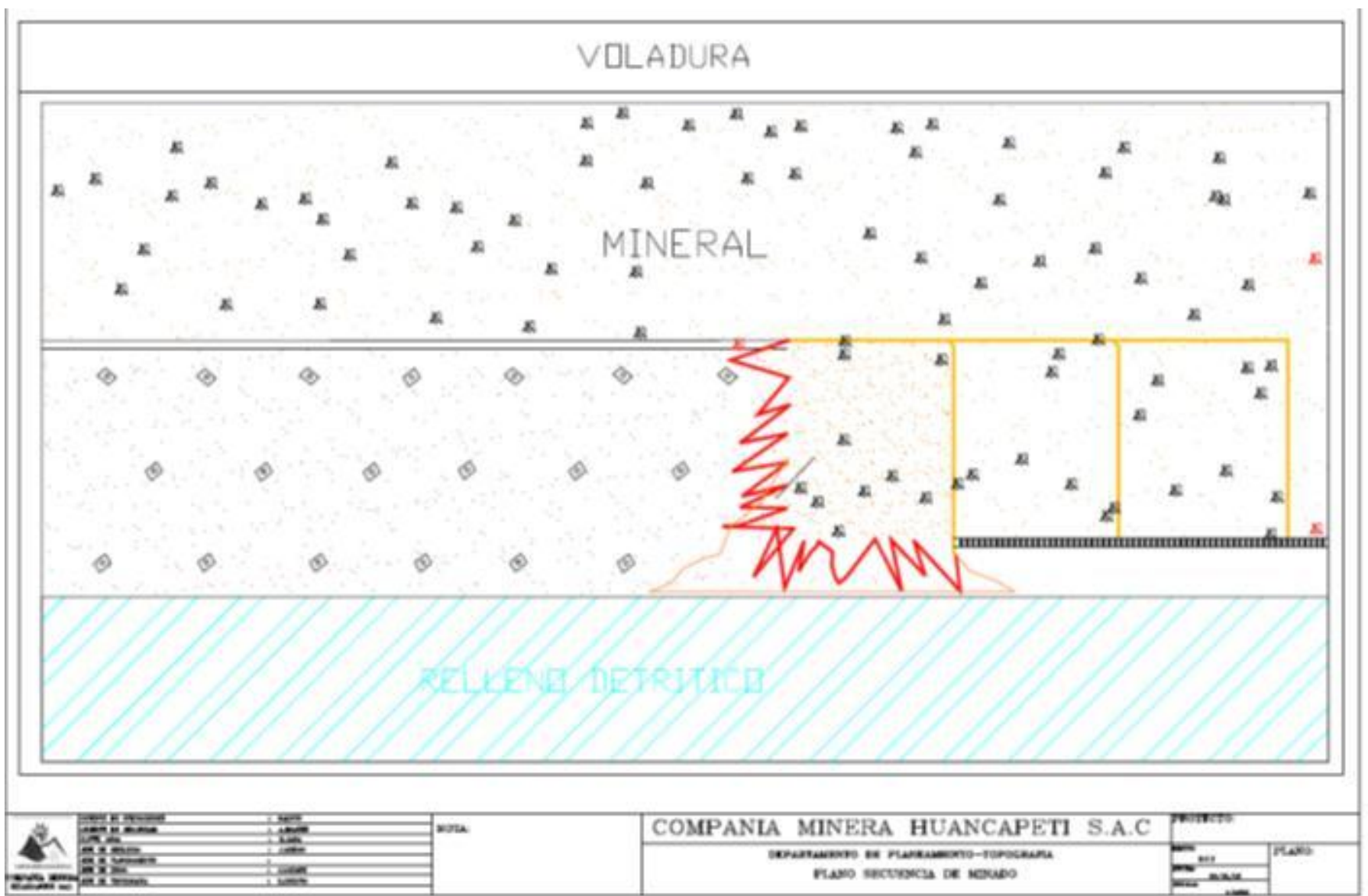


	DIRECTOR GENERAL GERENTE GENERAL GERENTE DE OPERACIONES GERENTE DE INGENIERIA GERENTE DE ADMINISTRACION GERENTE DE FINANZAS GERENTE DE RECURSOS HUMANOS GERENTE DE LEGAL GERENTE DE SEGURIDAD	INGENIERO INGENIERO INGENIERO INGENIERO INGENIERO INGENIERO INGENIERO INGENIERO	NOTA:
---	---	--	-------

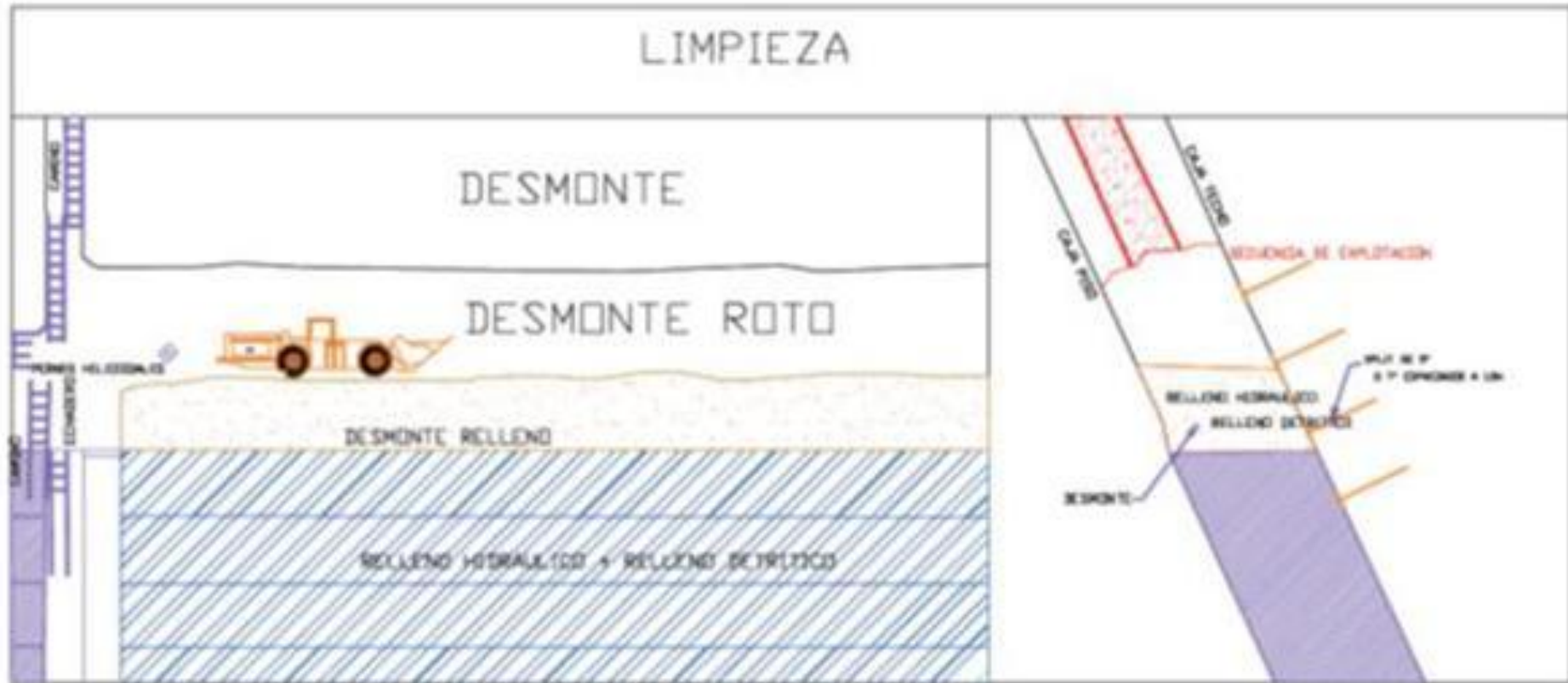
COMPANIA MINERA HUANCAPETI S.A.C
 DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO-TOPOGRAFIA
 PLANO SECUNDERIA DE MINADO

PROYECTO: NOMBRE: N°: LUGAR:	PLANO: N°: LUGAR:
---------------------------------------	-------------------------

Anexo N° 03: Plano de voladura



Anexo N° 05: Plano de limpieza de tajeo



ELABORADO POR	FECHA
REVISADO POR	FECHA
APROBADO POR	FECHA
OTRO	FECHA
OTRO	FECHA
OTRO	FECHA
OTRO	FECHA
OTRO	FECHA
OTRO	FECHA
OTRO	FECHA

NOTA:

COMPANIA MINERA HUANCAPETI S.A.C
 DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO-TOPOGRAFIA
 PLANO SECUENCIA DE MINADO

PROYECTO	
NO. PROYECTO	PLANO
NO. PLAN	
NO. HOJA	
NO. TOTAL	