



**UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"**



**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS:

**GEOMECÁNICA APLICADA A LA EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS
DE LA VETA CARIDAD, UNIDAD HUANCAPETÍ - COMPAÑÍA MINERA**

LINCUNA - 2019

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

PRESENTADO POR:

Bach. TRUJILLO BRIOSO, Eder Raúl

ASESOR:

Ing. DOMÍNGUEZ FLOREZ, Antonio Mariano

HUARAZ - PERÚ

2021

FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA LA PUBLICACIÓN DE TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, CONDUCENTES A OPTAR TÍTULOS PROFESIONALES Y GRADOS ACADÉMICOS EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

1. Datos del autor:

Apellidos y Nombres: TRUJILLO BRIOSO EDER RAUL

Código de alumno: 102.08.02.396 Teléfono: 980611519

E-mail: ederraultrujillobrioso@gmail.com D.N.I. n°: 46466123

(En caso haya más autores, llenar un formulario por autor)

2. Tipo de trabajo de investigación:

- Tesis
- Trabajo Académico
- Tesinas (presentadas antes de la publicación de la Nueva Ley Universitaria 30220 – 2014)
- Trabajo de Suficiencia Profesional
- Trabajo de Investigación

3. Título Profesional o Grado obtenido:

INGENIERO DE MINAS

4. Título del trabajo de investigación:

"GEOMECANICA APLICADA EN LA EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS DE LA VETA CARIDAD - UNIDAD HUANCAPETI - COMPAÑIA MINERA LINCUNA S.A.C. - 2019"

5. Facultad de: Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia

6. Escuela, Carrera o Programa: INGENIERÍA DE MINAS

7. Asesor:

Apellidos y nombres DOMINGUEZ FLORES ANTONIO MARIANO D.N.I n°: 31637904

E-mail: amarianodf@hotmail.com ID ORCID: _____

8. Estilo de Citas: APA

9. Tipo de acceso al Documento:

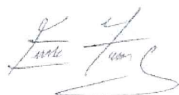
- Acceso público* al contenido completo. Acceso
- restringido** al contenido completo

Si el autor eligió el tipo de acceso abierto o público, otorga a la Universidad Santiago Antúnez de Mayolo una licencia no exclusiva, para que se pueda hacer arreglos de forma en la obra y difundirlo en el Repositorio Institucional, respetando siempre los Derechos de Autor y Propiedad Intelectual de acuerdo y en el Marco de la Ley 822.

En caso de que el autor elija la segunda opción, es necesario y obligatorio que indique el sustento correspondiente:

10. Originalidad del archivo digital

Por el presente dejo constancia que el archivo digital que entrego a la Universidad, como parte del proceso conducente a obtener el título profesional o grado académico, es la versión final del trabajo de investigación sustentado y aprobado por el Jurado.



Firma del autor

11. Otorgamiento de una licencia *CREATIVE COMMONS*

Para las investigaciones que son de acceso abierto se les otorgó una licencia *Creative Commons*, con la finalidad de que cualquier usuario pueda acceder a la obra, bajo los términos que dicha licencia implica.



El autor, por medio de este documento, autoriza a la Universidad, publicar su trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional, al cual se podrá acceder, preservar y difundir de forma libre y gratuita, de manera íntegra a todo el documento.

Según el inciso 12.2, del artículo 12º del Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales - RENATI "Las universidades, instituciones y escuelas de educación superior tienen como obligación registrar todos los trabajos de investigación y proyectos, incluyendo los metadatos en sus repositorios institucionales precisando si son de acceso abierto o restringido, los cuales serán posteriormente recolectados por el Recolector Digital RENATI, a través del Repositorio ALICIA".

12. Para ser llenado por la Dirección del Repositorio Institucional

Fecha de recepción del documento por el Repositorio Institucional:

Huaraz, 23/04/2021

Firma: _____



Varillas William Eduardo
 Asistente en Informática y Sistemas
 - UNASAM -

***Acceso abierto:** uso lícito que confiere un titular de derechos de propiedad intelectual a cualquier persona, para que pueda acceder de manera inmediata y gratuita a una obra, datos procesados o estadísticas de monitoreo, sin necesidad de registro, suscripción, ni pago, estando autorizada a leerla, descargarla, reproducirla, distribuirla, imprimirla, buscarla y enlazar textos completos (Reglamento de la Ley No 30035).

**** Acceso restringido:** el documento no se visualizará en el Repositorio.



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

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



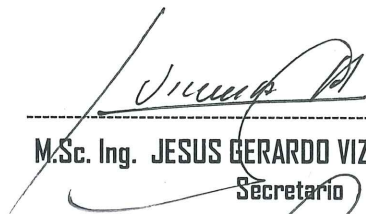
ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PRESENCIAL

En la ciudad de Huaraz, siendo las Diez horas con cero minutos de la mañana (10.00 a.m) del día Veintiuno de Abril del Dos mil Veintiuno (21/04/2021), se reunieron los miembros del jurado calificador nominados según Resolución Nro. 032-2021-FIMGM/CF, de fecha 03 de Marzo del 2021, integrado por los siguientes Docentes: **M.Sc. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI, como Presidente; M.Sc. Ing. JESUS GERARDO VIZCARRA ARANA, como Secretario y el Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA, como Vocal;** para la sustentación de la tesis Titulada: **"GEOMECANICA APLICADA EN LA EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS DE LA VETA CARIDAD – UNIDAD HUANCAPETI – COMPAÑÍA MINERA LINCUNA S.A.C. - 2019"** presentado por el **Bachiller EDER RAUL TRUJILLO BRIOSO**, para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, en concordancia con el Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo", se procedió con el acto de sustentación bajo las siguientes consideraciones, el Presidente del Jurado calificador, invitó a los docentes, alumnos y público en general a participar en este acto; luego invitó al Secretario del Jurado calificador a dar lectura de la Resolución N° 032-2021-FIMGM/CF de fecha 03 de Marzo del 2021. Acto seguido invitó al sustentante a la defensa de su tesis por un lapso de veinte minutos (20), concluida con la misma, se procedió con el rol de preguntas de parte de los miembros del Jurado Calificador, finalmente se invitó al público en general a hacer abandono del Auditorium de la FIMGM por un lapso de diez (10) minutos con el propósito de deliberar la nota del sustentante, **ACORDANDO: APROBAR CON EL CALIFICATIVO (*)de: DIECISEIS (16)** Siendo las Diez horas y cuarentaicinco minutos (10:45 a.m) del mismo día, se dio por concluida el acto de sustentación.

En consecuencia, queda en condición de ser calificado **APTO** por el Consejo de Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia y por el Consejo Universitario de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo" y recibir el Título de **INGENIERO DE MINAS** de conformidad con la Ley Universitaria y el Estatuto de la UNASAM.



M.Sc. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI
Presidente



M.Sc. Ing. JESUS GERARDO VIZCARRA ARANA
Secretario



Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA
Vocal



Ing. ANTONIO MARIANO DOMINGUEZ FLORES
Asesor

(*) De acuerdo con el Artículo 84º Reglamento de Grados y Títulos de la UNASAM, están deben ser calificadas con términos de: **APROBADO CON EXCELENCIA (19-20), APROBADO CON DISTINCIÓN (17-18), APROBADO (14-16), DESAPROBADO (00-13).**



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS,
GEOLOGÍA Y METALURGIA



ACTA DE CONFORMIDAD DE TESIS

Los Miembros del Jurado, luego de evaluar la tesis titulada: **"GEOMECANICA APLICADA EN LA EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS DE LA VETA CARIDAD - UNIDAD HUANCAPETI - COMPAÑIA MINERA LINCUNA S.A.C. - 2019"** presentado por el Bachiller **EDER RAUL TRUJILLO BRIOSO** y sustentada el día 21 de Abril del 2021, por Resolución de Consejo de Facultad N° 032-2021-FIMGM-/CF, la declaramos CONFORME.

En consecuencia queda en condiciones de ser publicada.

Huaraz, 21 de Abril del 2021



M.Sc. Ing. **LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI**
Presidente



M.Sc. Ing. **JESUS GERARDO VIZCARRA ARANA**
Secretario



Dr. Ing. **JUAN ROGER QUINONES POMA**
Vocal



Ing. **ANTONIO MARIANO DOMINGUEZ FLORES**
Asesor

DEDICATORIA

A mis padres, a mi esposa. Por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, para lograr la meta trazada de ser Ingeniero de Minas.

AGRADECIMIENTO

Agradecer a mi alma mater la Facultad de Ingeniería de Minas Geología y Metalurgia de la Universidad Nacional “Santiago Antúnez de Mayolo” por haberme permitido estudiar en sus aulas académicamente, también a mis docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería 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.

RESUMEN

La presente investigación titulada “Geomecánica aplicada a la explotación por taladros largos de la veta Caridad, Unidad Huancapeti – Compañía Minera Lincuna – 2019”, tuvo como objetivo general, determinar la incidencia de la geomecánica aplicada en la explotación por taladros largos de la Veta Caridad - Unidad Huancapeti – Compañía Minera Lincuna S.A.C. – 2019. Fue una investigación de tipo aplicada, de diseño no experimental – transversal; la población de estudio estuvo conformada por toda la Veta Caridad – Unidad Huancapeti; para la recolección de datos se hizo uso de las técnicas del análisis documental y la observación de campo. Concluyéndose que, la geomecánica aplicada incide significativamente en la explotación por taladros largos de la veta Caridad – Unidad Huancapetí; ya que contribuye al adecuado dimensionamiento de la excavación subterránea para ser ejecutado mediante taladros largos, presentando el esquema y secuencia de minado en el cual se detalla toda la fase de explotación; con perforaciones a lo largo del block de taladros de 51mm. de diámetro y longitud de 12.5 m, verticales tanto hacia abajo como hacia arriba; con un Burden de 1.60m y un espaciamiento de 1.90m.

Palabras Clave: Geomecánica, Taladros largos, Explotación en minería.

ABSTRACT

The present research entitled "Geomechanics applied to the exploitation by long drills of the Caridad vein, Huancapetí Unit - Lincuna Mining Company - 2019", had as general objective, to determine the incidence of geomechanics applied in the exploitation by long drills of the Caridad vein - Huancapetí Unit - Lincuna Mining Company S.A.C. - 2019. It was an applied research of non-experimental - transversal design; the study population consisted of the entire Caridad Vein - Huancapetí Unit; for data collection, the techniques of documentary analysis and field observation were used. It was concluded that, the geomechanics applied has a significant impact on the exploitation by long drill holes of the Caridad vein - Huancapetí Unit; since it contributes to the adequate dimensioning of the subway excavation to be executed by means of long drill holes, presenting the mining scheme and sequence in which the whole exploitation phase is detailed; with drillings along the block of drill holes of 51mm. of diameter and length of 12.5 m, vertical downwards and upwards; with a Burden of 1.60m and a spacing of 1.90m.

Key words: Geomechanics, Long drill holes, Mining exploitation.

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.

La presente tesis fue desarrollada 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 2019 el Plan de Minado contempla mantener la ley de cabeza debido a que el año 2018 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 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.

La presente tesis se encuentra estructurada por los siguientes capítulos:

En el Capítulo I, se indican las Generalidades del trabajo de investigación.

En el Capítulo II, el Marco Teórico, donde se sustentan las bases teóricas que respaldan la investigación, así como los estudios previos realizados en función de las variables investigadas.

En el capítulo III, se define la metodología de la investigación, formulación del problema general y específicos, objetivos, justificación, hipótesis, variables, diseño de investigación, población y muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos y la forma de tratamiento de las variables.

En el capítulo IV, se muestran los resultados de acuerdo a los objetivos de la investigación. Finalmente, las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

ÍNDICE

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
RESUMEN.....	v
ABSTRACT.....	vi
INTRODUCCIÓN	7
CAPÍTULO I GENERALIDADES	11
1.1. Entorno Físico	11
1.1.1. Ubicación y Acceso	11
1.1.2. Fisiografía	12
1.1.3. Otros	12
1.2. Entorno Geológico.....	14
1.2.1. Geomorfología.....	14
1.2.2. Geología Regional	14
1.2.3. Geología Local.....	16
1.2.4. Geología Estructural	18
1.2.5. Geología Económica.....	18
1.2.6. Mineralización	19
1.2.7. Zoneamiento mineralógico	21
1.2.8. Controles de mineralización	22
1.2.9. Reservas	22
CAPÍTULO II FUNDAMENTACIÓN	24
1.1. MARCO TEÓRICO	24
1.1.1. Antecedentes de la Investigación.....	24
1.1.2. Definición de términos	29

1.1.3. Fundamentación.....	31
CAPÍTULO III METODOLOGÍA	70
3.1. El Problema	70
3.1.1. Planteamiento y Formulación del problema	70
3.1.2. Objetivos.....	70
3.1.3. Justificación de la investigación	71
3.1.4. Limitaciones	71
3.1.5. Alcances de la investigación.....	72
3.2. Hipótesis	72
3.3. Variables.....	72
3.4. Metodología.....	73
3.4.1. Tipo de investigación.....	73
3.4.2. Diseño de Investigación.....	73
3.4.3. Población y muestra.....	73
3.4.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	74
3.4.5. Forma de tratamiento de los datos	74
CAPITULO IV RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	76
4.1. Aspectos técnicos	76
4.2. Discusión de resultados	76
CONCLUSIONES	78
RECOMENDACIONES	79
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	80
ANEXOS	81

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. Entorno Físico

1.1.1. 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 01).

La zona de estudio, tiene la siguiente ubicación:

Tabla 1
Ubicación de la zona de estudio.

DISTRITO	PROVINCIA	REGIÓN
Ticapampa y Aija	Recuay y Aija	Ancash

El campamento de la Compañía Minera Huancapeti S.A.C. tiene las siguientes coordenadas (ver figura 01).

Tabla 2
Coordenadas de la zona de estudio.

COORDENADAS GEOGRAFICAS	COORDENAS UTM
Longitud Oeste 7° 33´	Este 878,200
Longitud Sur 90° 46´	Norte 8´918,800
ALTITUD 3,970 - 4,600 m.s.n.m.	

La vía de acceso que da al centro de operaciones desde la ciudad de Lima es el siguiente (ver Tabla 3):

Tabla 3
Vías de acceso a la zona de estudio.

VÍAS 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 (ver Tabla 4):

Tabla 4
Vías de acceso a la zona de estudio desde la ciudad de Huaraz.

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

1.1.2. Fisiografía

La cordillera Negra corresponde a un segmento de la Cordillera Occidental de los Andes del Perú. Presenta superficies de erosión a diferentes niveles, expuestos entre los 3400 y 4900 m.s.n.m. Regionalmente presentan relieves con topografías variadas tales como colinas, antiguos circos glaciales, superficies onduladas, quebradas y escarpas. En general, las líneas de cumbres presentan rumbo andino (NW-SE).

1.1.3. Otros

a) 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 corresponden a “tundra seca de alta montaña” definido por el “Instituto Nacional de Recursos Naturales” (INRENA).

b) 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.

1.2. Entorno Geológico

1.2.1. 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 interacción de los agentes meteóricos”.

La unidad geomorfológica predominante en esta región es la “Cordillera de los Andes”, donde el agente geológico responsable del modelado actual es la acción de los glaciares. Esta unidad geomorfológica presenta una de las elevaciones más altas dentro del territorio peruano alcanzando alturas hasta los 6768 (Huascarán) m.s.n.m. Las morfologías más características en el área de estudio corresponden a los depósitos de morrenas laterales asociados a antiguas lenguas glaciales y también la morfología típica de valle en “U”, con afloramientos rocosos escarpados en los sectores altos, morfologías agrestes y superficies un tanto suavizadas en sectores más bajos. En general la zona de interés se caracteriza por presentar un típico modelado glaciar con valles de sección transversal en forma de “U”, tapizados por “Depósitos morrénicos, Fluvio – aluviales y Suelos residuales”.

1.2.2. Geología Regional

La geología regional en este sector está definida por la “Cordillera de los Andes”, en los alrededores de Aija afloran rocas sedimentarias del Jurásico – Cretáceo (formaciones Chimú, Santa, Carhuaz). El batolito de la costa,

Cretáceo superior, intruye a las secuencias anteriores, los Volcánicos Calipuy forman unas secuencias volcánicas 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 02).

Estratigrafía

En la zona de la Mina Huancapeti afloran las siguientes unidades lito estratigráficas 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.

1.2.3. Geología Local

Rocas ígneas, desatacan dos grupos:

- *Rocas ígneas intrusivas*, 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.
- *Rocas ígneas volcánicas*, 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. 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.

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

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

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

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

- *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.

1.2.4. Geología Estructural

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

1.2.5. Geología Económica

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.

Origen y tipo de yacimiento

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

- **Minerales de mena**, es principalmente la plata – plomo – zinc – cobre, con la argentita (Ag_2S), galena argentífera (SPb), esfalerita (SZn), calcopirita (S_2CuFe), jamesonita ($Sb_5S_{14}Pb_4Fe$) y tetraedrita.
- **Minerales de ganga**, conformados por los siguientes minerales; cuarzo, sílice, pirita, arsenopirita, calcita.

1.2.6. Mineralización

La mineralización es discontinua y errática; hay dos tipos:

- Mineralización en veta.
- Mineralización en cuerpos.

a) Mineralización en vetas

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

b) Cuerpos de mineral

Estos se han formado por la proximidad de dos vetas, como aquellos entre las vetas “Hércules A” y “Manto 2” o por la presencia de un ramal de vetas como Manto 2A, por la unión de dos vetas principales como Hércules A y Manto 2 en su extremo sur, por la intersección con una falla como en 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 tienen anchos de 3m a 5m, están asociados casi invariablemente a la mineralización de las vetas. Los

cuerpos controlados por las fallas son los más persistentes y más anchos hasta de 30m, en el frontón 2 sur.

1.2.7. Zoneamiento mineralógico

- 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.
- Dentro de la mineralización polimetálica hay concentraciones aisladas de valores altos de plata, rodeada por otras de menor ley.
- La disminución de los valores de plata en profundidad o lateralmente y un incremento de estas direcciones de plomo o zinc no significa el fin de la plata en profundidad. Hay repeticiones o alternancias de franjas de valores altos y bajos de plata sobre el nivel 6, con tendencia a repetirse en profundidad.
- 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.
- 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 sub verticales.

- No hay tendencia de un agotamiento mineralógico en profundidad tanto en cocientes metálicos, valores absolutos o por observación directa.

1.2.8. Controles de mineralización

a) Controles litológicos

Las vetas Collaracra, Huancapetí, 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.

b) Controles estructurales

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

1.2.9. Reservas

Las reservas del mineral cubicadas en la Mina Huancapetí realizadas al 31 de diciembre del 2018 dan el resultado que se muestra en la siguiente tabla: (ver Tabla 5).

Tabla 5

Reservas de mineral cubicadas en la mina Huancapetí.

VETA	CATEGORÍA	POTENCIA Mts.	TONELAJE TMS	LEYES			
				gr./T M 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

CAPÍTULO II

FUNDAMENTACIÓN

1.1. MARCO TEÓRICO

1.1.1. Antecedentes de la Investigación

Mendoza (2019) en su investigación titulada “Análisis geomecánico de taladros largos en tipos de roca de mala calidad aplicables en la mina de animón – Perú”, tuvo como objetivo demostrar la aplicabilidad del método de minado por Taladros Largos en la Unidad Minera Animón, lo que conlleva el estudio de las condiciones de estabilidad de las excavaciones, contribuyendo a la mejora de los estándares de seguridad y eficiencia en la operación. Para cumplir con el objetivo mencionado, fue necesario realizar trabajos de campo, laboratorio y gabinete, en una primera etapa, el estudio estuvo orientado a la toma de datos geomecánicos, la información obtenida mediante el mapeo geomecánico y la evaluación diaria de los frentes en avance y explotación, logrando generar la caracterización que a su vez condujo a la zonificación geomecánica del macizo rocoso, adicionalmente, se evaluó la presencia de factores influyentes, (presencia de agua) los mismos que podrían llegar a alterar las condiciones de estabilidad de las labores mineras; es decir, se evalúan los factores principales del control de estabilidad y se logra estimar los parámetros geomecánicos básicos para en una segunda etapa integrar la información obtenida y realizar el dimensionamiento de caserones para la veta Karina I. Finalmente, en base a los resultados obtenidos con el dimensionamiento de caserones para

proyecto de taladros largos en la veta Karina I, se dan las conclusiones y recomendaciones del caso sobre las mejoras que se podrían introducir.

Suárez (2019) en su investigación titulada “Evaluación del método de explotación por subniveles con taladros largos para optimizar la producción en la Compañía Minera Chaluane S.A.C.” indica que El cambio acelerado en las operaciones de minado por nuevos procesos, está jugando un papel trascendental en la minería moderna; la optimización y el control de procesos cada vez se incrementan en la búsqueda de operaciones unitarias limitantes o críticas; el análisis de estas situaciones u obstáculos nos debe servir para mejorar la gestión en las operaciones en mina Chaluane. Dentro de los procesos de optimización se requerirá, no solo de variar algunos parámetros, sino realizar una adecuada gestión operativa, es por este motivo, que planteamos en la presente tesis de investigación cuantitativa la variación del método de explotación corte y relleno ascendente tradicional al método de taladros largos por subniveles para poder controlar, con mayor eficiencia todos los procesos, sin que estos lleguen a ser costosos, y que los resultados sean siempre sean satisfactorios; lo que hará de la empresa, más competitiva y con mayor posibilidad de éxito. El método de explotación de taladros largos nos permite disparar tajeos de grandes volúmenes, para ello se elaboran planos de perforación de acuerdo a las características geomecánicas, indicando el número de taladros correspondientes, inclinación y longitud de taladros. La presente tesis se realizó con la finalidad de encontrar las deficiencias en el área de perforación y el porqué de las demoras operativas en el nuevo método empleado. La recopilación de

información se realizó con el apoyo de todo el personal de la guardia, para explicar los problemas más comunes que existe sobre todo en la perforación, como son desviación de taladros, corrección de taladros y repaso de taladros, que se presentaban en el nuevo método empleado. Finalmente se da a conocer el análisis, resultados del método de minado por taladros largos, así como también la reducción de costos y la optimización de producción del tajo lo que nos daría un nuevo tiempo de vida del cuerpo a explotar.

Colonio (2015) en su investigación titulada “Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.”, La investigación se inició con la siguiente interrogante: ¿Cómo optimizar la producción de mineral, bajo las mismas condiciones geoeconómicas, en Mina Recuperada?, siendo el objetivo: Optimizar la producción de mineral mediante la aplicación de un método de explotación, bajo las mismas condiciones geoeconómicas. Teniendo como hipótesis Se optimiza la producción de mineral, bajo las mismas condiciones geoeconómicas, mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos, en mina Recuperada. En cuanto al tipo de investigación es: Aplicada, descriptiva, y valorativa. La población de estudio está constituida por todos los métodos productivos; la muestra es el Tajeo 775 de la falla Socorro, siendo su elección dirigida e intencionada. Se concluye: Se optimiza la producción de mineral, bajo las mismas condiciones geoeconómicas, mediante la aplicación del método de

explotación tajeo por subniveles taladros largos ya que posee características geométricas y geomecánicas favorables.

González y Velásquez (2012) en su investigación titulada “Explotación de un cuerpo mineralizado por subniveles con taladros largos en la unidad de producción Uchucchagua”, involucra criterios técnicos y económicos orientados a la selección del método óptimo para la explotación del cuerpo Magaly como una alternativa de solución al planteamiento del problema; donde el objetivo general es demostrar el incremento de Producción de Mineral durante el mes, aplicando la explotación por Subniveles con Taladros Largos en cuerpos en la Unidad de Producción Uchucchagua. Este trabajo de investigación demuestra que se incrementa la producción de mineral mensual aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos de 13 metros de profundidad por taladro en el cuerpo Magaly- Tajea 775. La U.P. Uchucchagua se ve enfrentada a un problema de producción, lo ejecutado mensualmente no satisface las TCS proyectadas de producción mensual. Surge entonces la necesidad de elaborar un proyecto de aplicación de un método de minado, que permita alcanzar las producciones trazadas. Bajo esta premisa, y teniendo en cuenta las condiciones geológicas, geométricas, y geomecánicas del cuerpo Magaly y la roca encajonante, es que seleccionara el método aplicable para la explotación del cuerpo mineralizado. Posteriormente se evaluará las condiciones económicas, en base a las siguientes consideraciones (dilución, recuperación de reservas geológicas, valor del mineral y costo de producción), empleando el criterio del Valor Presente Neto, cuyo análisis

finalmente permite seleccionar el método óptimo para explotar el cuerpo mineralizado Magaly- Mina Socorro.

Villalta (2018) en su investigación titulada “Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la Unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.”, se ha planteado la aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia; donde el objetivo del trabajo de investigación es determinar las características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral, para la aplicación del método de taladros largos; siendo la metodología de estudio el proceso de análisis del macizo rocoso mediante las muestras tomadas en veta Virginia, teniendo 04 familias en la roca filita Excélsior, RMR corregido de 54, Tipo de roca III, de calidad regular o media en Nivel 920 - 1020, subnivel 308 - 2, el RMR de caja techo y piso es 47 y el RMR de mena es 41 evaluados en siete sub niveles, la geometría del depósito mineral es tipo irregular, el ancho de la veta es de 3,02 m y el ancho de minado 3,08 a 4,00 m con potencias de 2,85 m hasta 3,00 m, buzamiento máximo de 75° SE y buzamiento mínimo de 59° SE, en una dirección de excavación de N42° E; y finalmente se ha obtenido los siguientes resultados: Resistencia compresiva uniaxial RCU de filita silisificada 62,15 MPa, la RCU de filita cloritizada, 61,41 MPa, la RCU con esclerómetro 72,06 MPa y la RCU de mena 94,19 MPa; con la aplicación del método de Taladros Largos hay diferencia significativa en el costo de operación entre el Corte y Relleno Ascendente (Realce) y la productividad anual se incrementó en 700 000 TM/año adicionales producidas en la Mina San Cristóbal.

1.1.2. Definición de términos

- **Abra:** Ensenada o abertura que presenta el litoral entre dos montañas o colinas, y también la que forma la desembocadura de un río.
- **Abertura:** Resquebrajamiento del terreno por la erosión o temblores, vacío que se forma en las rocas por acción de las aguas.
- **Acco:** Quechuismo peruano para designar la arena.
- **Acicular:** Son agregados cristalinos o concreciones que toman este nombre porque se hallan en finas agujas como el rutilo.
- **Afloramiento:** Minerales o rocas que se encuentra en la superficie plenamente visible.
- **Aglomeración:** Agrupar, cohesionar partículas minerales con adición o no de compuestos denominados aglomerantes (cal, cemento, arcilla, entre otros.).
- **Aglomerado:** Brecha volcánico compuesto totalmente de fragmentos de rocas volcánicas.
- **Agua de drenaje de la mina:** Aguas freáticas que se bombean a la superficie de las minas. Generalmente, el agua drenada requiere tratamiento hasta alcanzar un tenor neutro antes de liberarla al ambiente natural.
- **Alta calidad:** Mineral rico. Se refiere a la minería selectiva del mejor mineral existente en un depósito.
- **Alteración:** Cualquier cambio físico o químico que las rocas y minerales sufren después de su formación. Cambio más gradual y localizado que la metamorfosis.

- **Aluvión:** Depósitos frescos de sedimento asentado es el fondo de un río, áreas de inundación, lago o en la base de las laderas de una montaña.
- **Amorfo:** Término aplicado a las rocas y minerales sin estructura cristalina definida. Ej.: cuarzo amorfo.
- **Anclajes de roca:** Acto de apoyar aperturas con pernos de acero anclados en hoyos perforados especialmente con este fin.
- **Anfo:** Acrónimo de (ammonium nitrate and fuel oil) nitrato de amonio y óleo combustible, mezcla. Utilizada en muchas minas como agente detonador.
- **Anomalía:** Cualquier desvío de una formación geológica regular capaz de indicar la presencia de mineralización en una capa rocosa subyacente. En geofísica y geoquímica área donde la propiedad que está siendo medida es significativamente mayor o menor que el área más amplia circundante.
- **Anticlinal:** Arco o pliegue de las capas de roca con forma de cresta de ola, contrariamente al sinclinal, que es semejante al seno de una ola
- **Ápice:** Punto más alto de un borde terminal de un filón situado en la superficie o el punto más próximo a la superficie.
- **Arcilla:** Material finamente granulado que se compone de silicatos de aluminio hidratados.
- **Apilar:** Formar pila o montón de los minerales.
- **Average:** Término inglés que se utiliza en el comercio internacional para indicar el promedio o término medio que se toma como regla o patrón general.

- **Basalto:** Roca volcánica extrusiva compuesta básicamente de plagio clásicos, piroxénicos y cantidades muy pequeñas de olivino.
- **Batolito:** Masa muy extensa y profunda de roca ígnea, con la parte superior en forma de bóveda, cristalizada bajo de la superficie, pudiendo quedar expuesta debido a la erosión de las rocas que la cubren. Las masas pequeñas de rocas ígneas son protuberancias de roca ígnea o masa de roca ígnea intrusiva.
- **Banco:** Un banco puede ser comparado a un escalón en el terreno.

1.1.3. Fundamentación

1. Geomecánica aplicada

1.1. Mapeo Geomecánico

Esta evaluación ha sido realizada íntegramente en el área circundante a la zona “Caridad” con la finalidad de caracterizar la masa rocosa a través de un índice numérico cuantitativo que permita discretizar la masa rocosa en subunidades 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”.

1.2. Ensayos de laboratorio

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.

1.3. Caracterización del macizo rocoso

1.3.1. Aspectos litológicos.

Los dominios lito 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”.

1.3.2. 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 estereográfica equiangular, utilizando como herramienta el software “DIPS”. (Ver tabla 6).

Tabla 6
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 5, se aprecian resultados de las distribuciones parcial promedio de sistemas de fallas presentes en cada uno de los dominios “lito-estructural” conceptuados en el Estudio. (Ver tabla 5).

Tabla 7
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 7, 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,

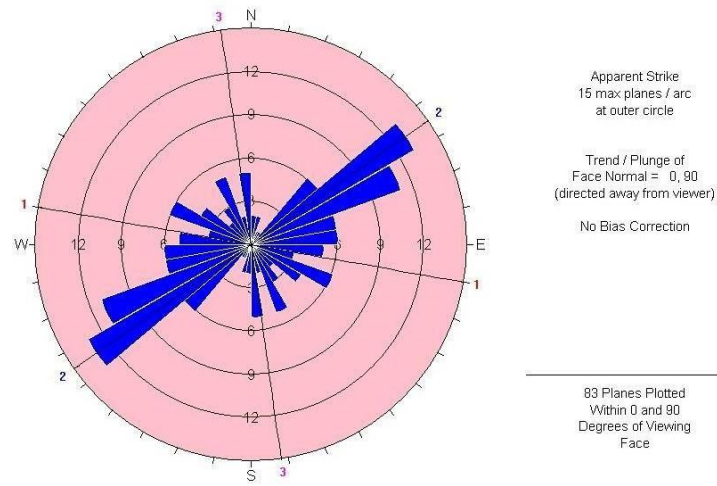
Estructura mineralizada y Caja techo”. Cada dominio “lito-estructural” se caracteriza por presentar un arreglo estructural propio, que en el Estudio se denominan “sistemas:1,2,3” jerarquizados por su grado de influencia e importancia en la estabilidad estructuralmente controlada.

En la tabla 7, se aprecian los resultados del proceso estadístico de datos orientaciones 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 1, se muestran los diagramas de rosetas de las “diacclasas 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).

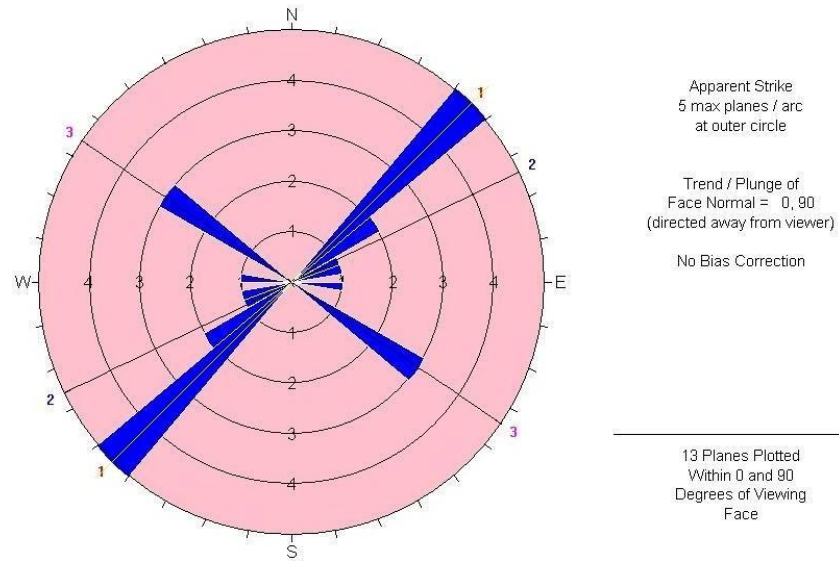
Zona Caridad. (Ver figura 1, 2 y 3).

Figura 1
 Diagrama de recetas – caja techo Caridad.



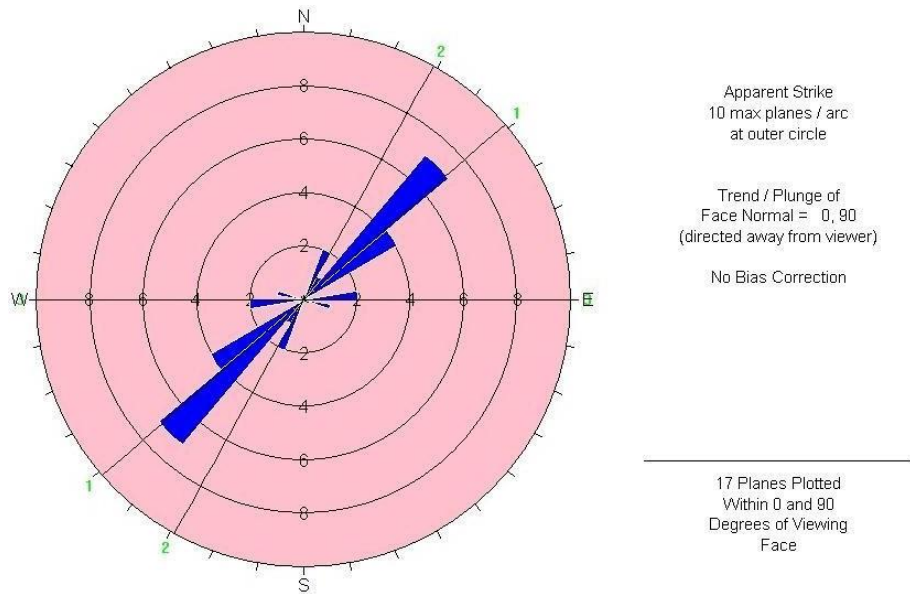
Fuente: Departamento de Geomecánica.

Figura 2
 Diagrama de rosetas – estructura mineralizada Caridad.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Figura 3
Diagrama de rosetas – caja piso Caridad.

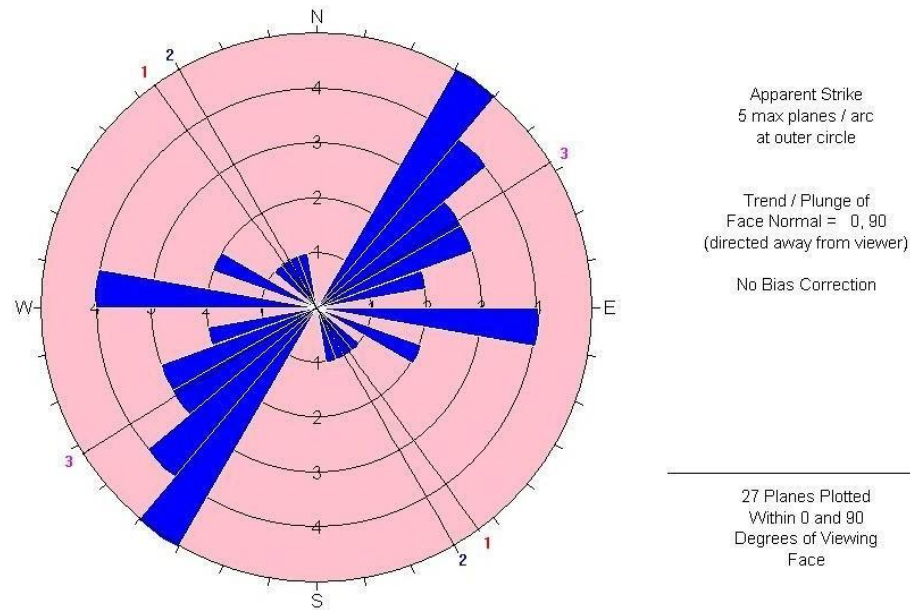


Fuente: Departamento de Geomecánica.

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 conceptuarlos 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 4, se muestra los diagramas de rosetas de las fallas cartografiadas en la mina Caridad.

Sistemas de fallas principales. (ver figura 4).

Figura 4
 Diagrama de rosetas – fallas caridad.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

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.

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-empaqueamiento), 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 “0.5-5.0 metros”; 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 (Galería 450N-S), se aprecia una mayor alteración fuerte, generada por los procesos de meteorización asociados al tiempo de exposición de las labores.

Discontinuidades (diaclasas)

Las 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 >20 metros”, el grado de apertura en las cajas varía desde “angostas, muy angostas a cerradas” y en la estructura mineralizada varía desde “abiertas, angostas a muy angostas”, la rugosidad de las paredes de 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 falla.

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 RMR89 de Bieniawski.

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 (subdividir) en rangos más ajustados y evitar errores de “sobre- estimación y subestimación” de la calidad de masa rocosa (tener un mejor control en el diseño del sostenimiento). (ver tabla 8).

Tabla 8

Criterio para clasificación de la masa rocosa, según el sistema de valoración “RMR 89 de Bieniawski”

Rock Mass Rating Bieniawski	Clases	Subclase		Tipo
	I	81 - 100	IA IB	91 - 100 81 - 90
II	61 - 80	IIA IIB	71 - 80 61 - 70	Buena
III	41 - 60	IIIA IIIB	51 - 60 41 - 50	Regular
IV	21 - 40	IVA IVB	31 - 40 21 - 30	Mala
V	0 - 20	VA VB	11 - 20 0 - 10	Muy Mala

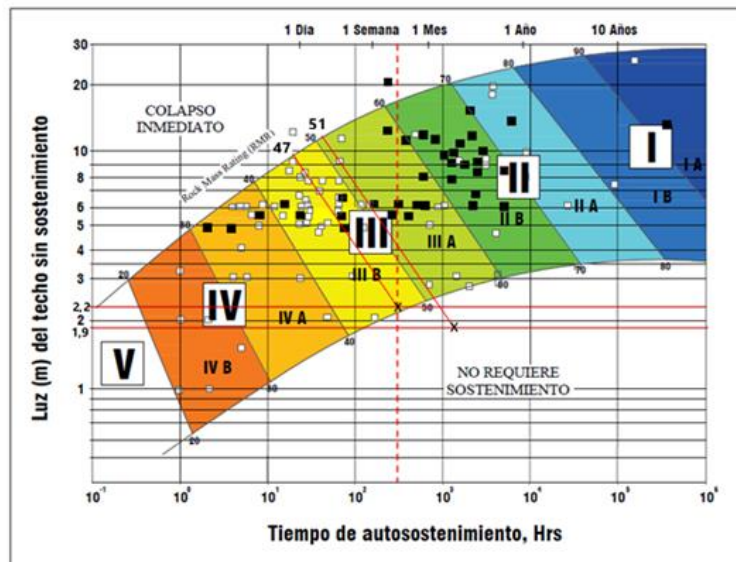
RMR	RMR _b + F ₀	50	IIIA Regular
------------	-----------------------------------	----	-----------------

Fuente: Departamento de Geomecánica.

En la tabla 9, se presenta el resumen de la “Clasificación geomecánica” de las masas rocosas que está constituida por el tiempo de autoaporte de la zona de Caridad. (ver tabla 9).

Tabla 9

Criterio para clasificación de la masa rocosa, según el sistema de valoración “RMR 89 de Bieniawski”



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 8”, 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 porfiríticas (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 y <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.

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: (ver tabla 10).

Tabla 10

Criterio para clasificación de la masa rocosa, según el sistema de valoración “RMR 89 de Bieniawski”

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	
CARDAD	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.

1.4. Métodos de explotación

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.

1.4.1. Métodos de explotación – Mina Huancapetí (Antes)

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 Huancapetí se resumen en líneas abajo.

Método corte y relleno ascendente mecanizado

Este método se viene empleando en las zonas “Hércules y Conturcan” 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 (desmonte) como “relleno detrítico”. Este desmonte es obtenido en los frentes de avance que se desarrollan en distintos niveles y rampas de profundización, los cuales son estratégicamente acopiados en cámaras cercanas a los “Tajos”, desde estas cámaras el desmonte será distribuido a los “Tajos” usando equipos “LHD” según requerimientos de relleno.

Fases del ciclo de minado

- **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 rocosa 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 subestándares denominado (masas rocosas disturbadas, sobre-excavadas).
- **Limpieza de 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.

- **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 detrítico” en tiempo y volumen genera condiciones subestándares 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).

- **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”.

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

Aspectos del método

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

- **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.
- **Altura de corte:** Es variable dependiendo de la variante de perforación “Breasting y 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”.
- **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

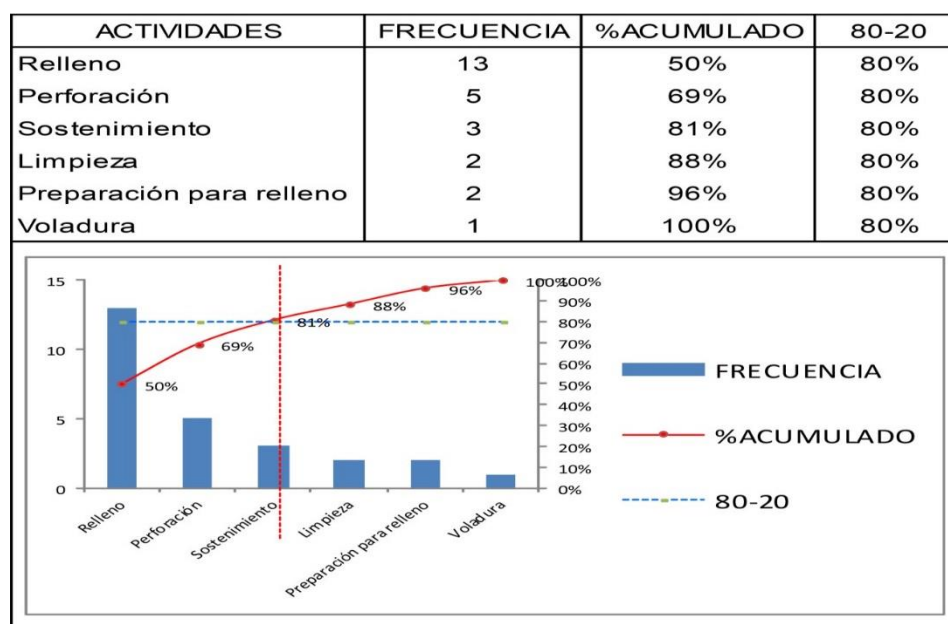
según el método actual. Alturas mayor escalas indicadas no son controlables mediante desatado manual (barretilla).

- **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.
- **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.
- **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.
- **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).

Análisis de Pareto al 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 Huancapetí, 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. (ver tabla 11).

Tabla 11
Diagrama de Pareto al ciclo de minado.



Fuente: Departamento de productividad.

De la tabla 11, 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 11, 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).

Selección de métodos de explotación

Las estructuras mineralizadas en las zonas “Hércules y Coturcan”, son las estructuras más trabajadas y exploradas en la Mina Huancapetí, por los recursos minerales “probado, probable y prospectivo” registrados. Las estructuras mineralizadas en la Mina Huancapetí, 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 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 preexistentes 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), rodrocrosita(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- 3.50metros”,

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 marca da 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 son “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.

2. Minería

2.1. Zonas de producción

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 cuyo aporte se tendrá de las unidades Hércules, Costuran y Caridad entre otros, se tiene que priorizar las preparaciones e infraestructura minera en las zonas de producción.

2.2. Clasificación del método

2.2.1. 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.

2.2.2. 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.

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.

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.

Sostenimiento

En la Minera Huancapetí 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.

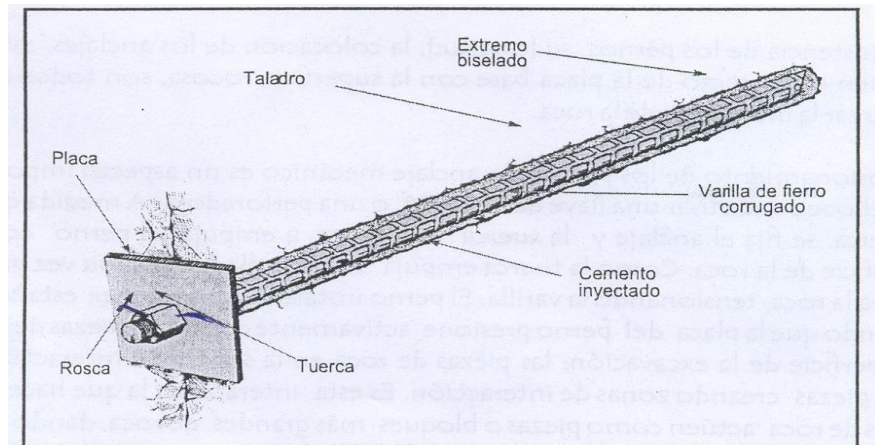
Los elementos de sostenimiento usado en la Minera Huancapetí S.A.C, se detallan a continuación

- *Pernos de varilla cementados 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. (ver figura 5).

Figura 5
Sostenimiento con perno.



Fuente: Aceros Arequipa.

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 36mm.

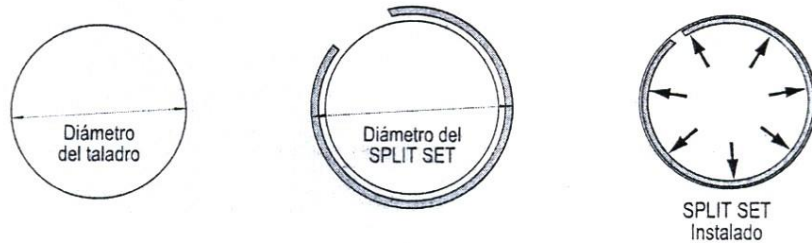
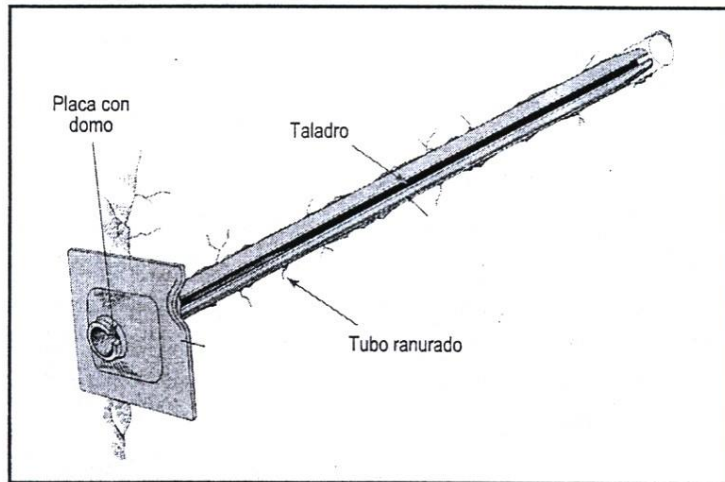
Cuando se usa resina, sea esta de fraguado rápido (menos de 30 seg. de fraguado, el perno trabaja a carga completa en más o menos 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua. La resina viene en cartuchos con el catalizador separado de la resina y por 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.

Asimismo, 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.

- *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. (ver figura 6).

Figura 6
Sostenimiento con perno.



Fuente: Aceros Arequipa.

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:

- i. 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.

- ii. Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jackleg.
 - iii. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.
 - iv. 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.
- *Mallas electrosoldadas:* 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. (ver figura 7).

Figura 7
Sostenimiento con perno.



Fuente: Departamento de geomecánica.

- *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 prehumedecidos, 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

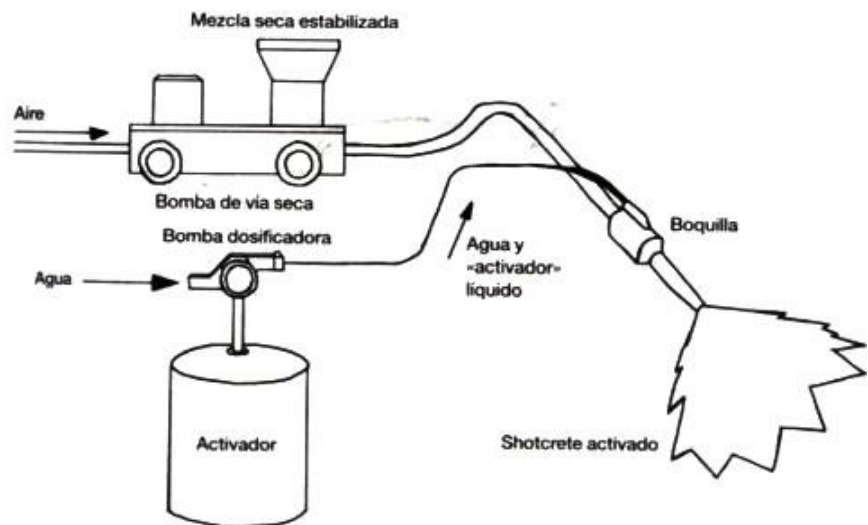
desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa. La práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son:

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

En mezclas húmedas el contenido de agua usualmente produce un slump de más de 50mm. 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 75mm.

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. (ver figura 8).

Figura 8
Concreto lanzado (*Shotcrete*).



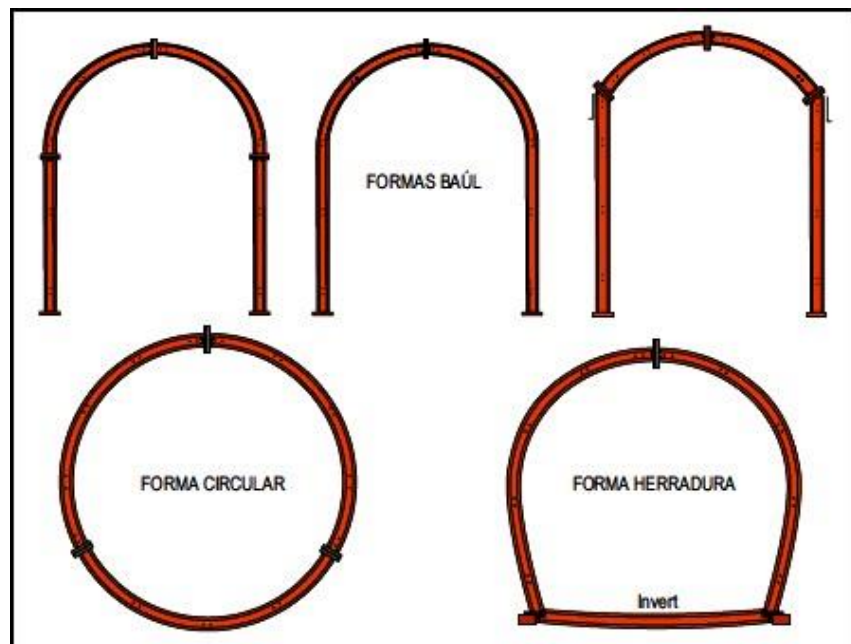
Fuente: Departamento de geomecánica.

- *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. (ver figura 9).

Figura 9
Sostenimiento con cimbras metálicas.



Fuente: Departamento de geomecánica.

- *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:

- i. La madera seca; dura más.
- ii. La madera descortezada, dura más que aquella que conserve la corteza.
- iii. La madera “curada” (tratada con productos químicos para evitar su descomposición) dura más que la que no ha sido tratada.
- iv. La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.
- v. Puede estimarse que la madera tiene una vida que fluctúa entre uno o tres años.

2.3. Método de explotación propuesto

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:

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 nuestro caso será de 3.60 x 2.40 m.

Explotación

A partir del primer subnivel se perfora a todo lo largo del block taladros de 51mm. 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 malla de perforación

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) Calculo del Burden

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

Donde:

B: Burden en pies.

Kb: Constante de roca.

Tabla 12

Determinación de la constante Kb.

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

Fuente: Elaboración propia.

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:

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

b) Espaciamiento

El espaciamiento se calcula con la siguiente fórmula: $E = B \times Ke$.

Donde Ke, es una constante (ver tabla N°13).

Tabla 13
Determinación de la constante Kb.

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) Calculo del taco

La longitud del taco está dada por la siguiente fórmula: $T = K_t \times B$.

La constante K_t 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.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. El Problema

3.1.1. Planteamiento y Formulación del problema

Problema general

¿La geomecánica aplicada incide en la explotación por taladros largos de la Veta Caridad - Unidad Huancapeti – Compañía Minera Lincuna S.A.C. – 2019?

Problemas específicos

- ¿Cómo incide la Calidad del Macizo Rocoso en la explotación de taladros largos de la Veta Caridad – Unidad Huancapeti?
- ¿Será adecuado los procedimientos para determinar la Calidad del Macizo Rocoso a través del RMR?

3.1.2. Objetivos

Objetivo General

Determinar la incidencia de la geomecánica aplicada en la explotación por taladros largos de la Veta Caridad - Unidad Huancapeti – Compañía Minera Lincuna S.A.C. – 2019.

Objetivos Específicos

1. Determinar la calidad del macizo rocoso en la explotación de taladros largos de la Veta Caridad – Unidad Huancapeti.

2. Determinar los procedimientos para determinar la Calidad del Macizo Rocosó a través del RMR.

3.1.3. Justificación de la investigación

El presente trabajo de investigación es de suma importancia, por cuanto se determinará la aplicación de la geomecánica al método de explotación método de explotación corte y relleno ascendente con taladros largos verticales en la Veta Caridad. Las características geomecánicas y operativos tienen a su vez factores que analizados expresaran deficiencias en el Nivel en estudio, por los que deben ser considerados y como estos interactúan juntos, y así presentar propuestas para solucionar el problema y mejorar el método de explotación.

Con el presente trabajo de investigación a través de la aplicación de la geomecánica se puede tener mayor conocimiento en la selección del método de explotación, en este caso con la aplicación de taladros largos. En cuanto a la utilidad metodológica, es de vital importancia porque se crea un instrumento, para aplicar el método de explotación de corte y relleno ascendente con taladros largos y determinar la estabilidad de labores mineras subterráneas, a través de la aplicación de la geomecánica como ciencia teórica – práctica.

3.1.4. Limitaciones

En el trabajo de investigación se ha notado una serie de limitaciones que a continuación se da mención: Acceso a la información técnica por parte de la Compañía Minera Lincuna, falta de bibliografía técnica relacionado a la

investigación, criterios técnicos de los profesionales involucrados en esta materia.

3.1.5. Alcances de la investigación

El presente trabajo de investigación tendrá un alcance teórico – práctico, para todos aquellos estudiantes de pregrado de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia, para profesionales de la rama de ingeniería y de suma importancia para el conocimiento de la aplicación de la geomecánica al método de explotación corte y relleno ascendente con taladros largos verticales en la Veta Caridad.

3.2. Hipótesis

Hipótesis general

La geomecánica aplicada incide significativamente en la explotación por taladros largos de la Veta Caridad - Unidad Huancapeti – Compañía Minera Lincuna S.A.C. – 2019.

Hipótesis específicas

- La Calidad del Macizo Rocosó incide significativamente en la explotación de taladros largos de la Veta Caridad – Unidad Huancapeti.
- Los procedimientos serían adecuados para determinar la Calidad del Macizo Rocosó a través del RMR.

3.3. Variables

3.3.1. Variable Independiente

Geomecánica aplicada.

3.3.2. Variable dependiente

Explotación por taladros largos de la Veta Caridad – Unidad Huancapeti.

3.4. Metodología

3.4.1. Tipo de investigación

La presente investigación fue de tipo aplicada, ya que, tuvo por objetivo resolver un determinado problema o planteamiento específico, enfocándose en la búsqueda y consolidación del conocimiento para su aplicación y, por ende, para el enriquecimiento científico.

3.4.2. Diseño de Investigación

El diseño corresponde a una investigación no experimental – transversal, ya que, en principio trasciende los niveles exploratorios y descriptivos, porque correlaciona y explica la geomecánica aplicada en la explotación por taladros largos de la Veta Caridad, para garantizar la estabilidad de la operación minera de la Unidad Huancapeti – Compañía Minera Lincuna S.A.C. – 2019.

3.4.3. Población y muestra

Población

La población de estudio para la presente investigación estuvo conformada por toda la Veta Caridad – Unidad Huancapeti.

Muestra

Para el presente estudio se consideró como muestra los datos del levantamiento litológico – estructural del macizo – Veta Caridad – Unidad Huancapeti.

3.4.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Técnicas

Se utilizó la técnica de “Análisis documental y Observación de campo” y los trabajos comprendieron trabajos de campo, pruebas de laboratorio y labores de gabinete para obtener todos los datos necesarios de los parámetros del macizo rocoso, siguiendo por lo general a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas – ISRM (International Society for Rock Mechanics).

Instrumentos

Se tomó en cuenta lo siguiente: Para el análisis de los datos estadísticos el programa conocido del Excel, en el caso de los datos de campo del levantamiento litológico estructural para caracterizar el macizo rocoso, trabajo de gabinete como el Roclab, Dips, entre otros, los instrumentos necesarios utilizados por los especialistas en geomecánica.

3.4.5. Forma de tratamiento de los datos

Para procesar los datos se usarán las siguientes técnicas:

- **Mediante la consistencia:** Esto consiste en depurar los datos innecesarios.

- **Clasificación de la información:** Esta técnica es como su propio nombre menciona que es la clasificación de toda la información obtenida, ya sea bibliográfica, del internet, folletos, revistas con la finalidad de dar jerarquía a la información.
- **Tabulación de datos:** Se hará mediante el uso del programa Excel ya que este nos facilita para obtener los resultados con mayor rapidez.

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Aspectos técnicos

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 ha sido hallada 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.

4.2. Discusión de resultados

El método de subniveles empleando 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

1. De acuerdo al objetivo general, la geomecánica aplicada incide significativamente en la explotación por taladros largos de la veta Caridad – Unidad Huancapetí; ya que contribuye al adecuado dimensionamiento de la excavación subterránea para ser ejecutado mediante taladros largos, presentando el esquema y secuencia de minado en el cual se detalla toda la fase de explotación; con perforaciones a lo largo del block de taladros de 51mm. de diámetro y longitud de 12.5 m, verticales tanto hacia abajo como hacia arriba; con un Burden de 1.60m y un espaciamiento de 1.90m.
2. De acuerdo al primer objetivo específico, se determinó la calidad del Macizo rocoso mediante la evaluación geomecánica realizada en el nivel 4460 de la Veta Caridad hallándose que las cajas tienen un RMR comprendido entre 65 a 80 significando una calidad de roca buena y para el mineral con RMR de 40 a 75 representado una calidad regular a buena y 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.
3. De acuerdo al segundo objetivo específico, se determinaron los procedimientos para determinar la calidad de macizo rocoso, del mismo modo, en razón de las características geomecánicas y técnicas se proponen explotar mediante subniveles realizando perforaciones verticales tanto hacia abajo y hacia arriba, en razón de que el sistema estructural presente sistemas principales y una estratificación que facilita dicha explotación; con lo que se conseguirá una mayor producción y bajo costo, además se mejorará la velocidad del ciclo de minado.

RECOMENDACIONES

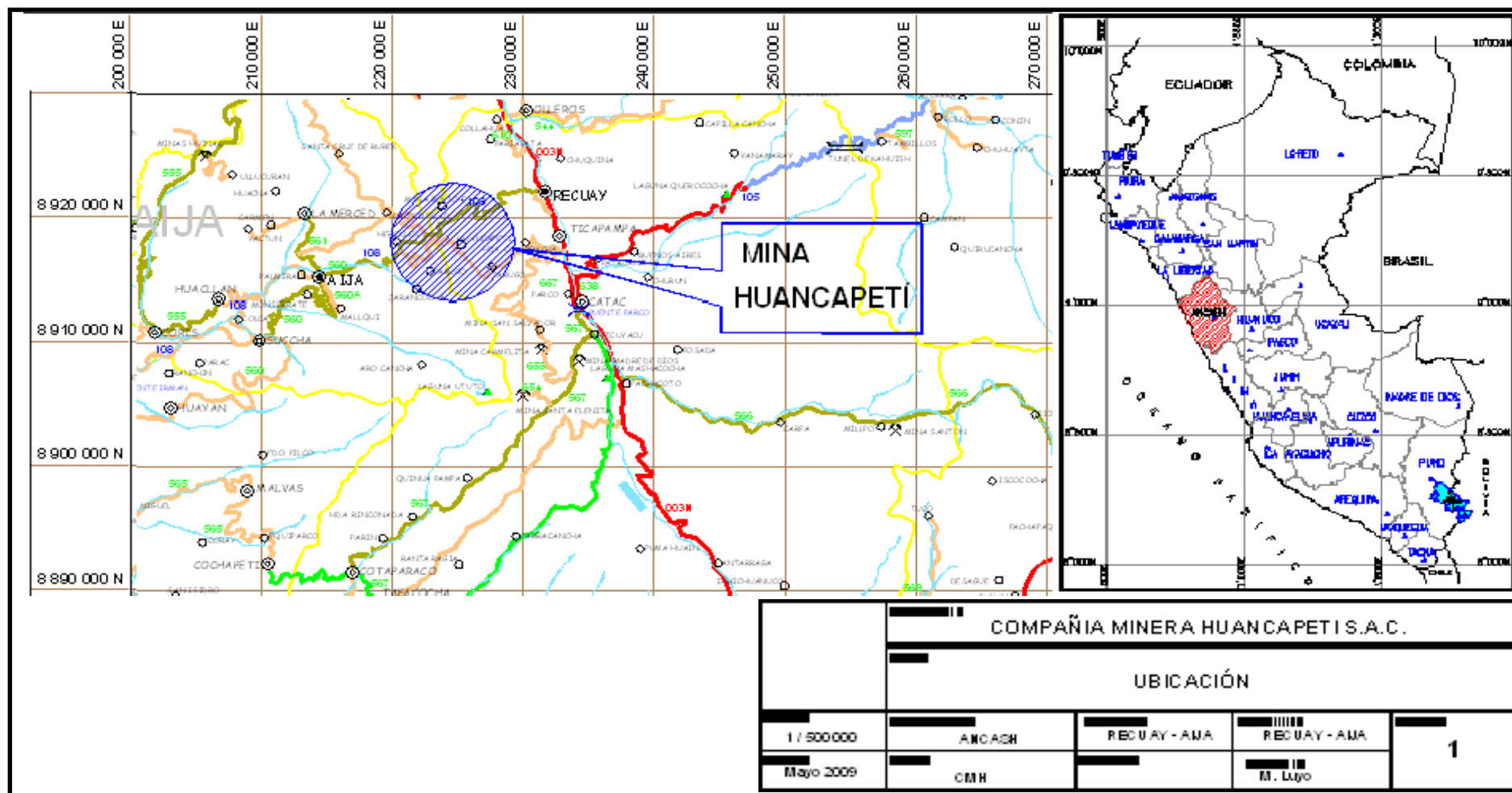
1. A fin de lograr un mayor control en estabilidad tanto de las cajas y techo del tajeo deberá realizar el control geomecánico después de cada corte y según esto el espaciamiento de los Split set variar de 1.50 m. a 2.50 m.
2. En el diseño de la malla de perforación tener en cuenta las características 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, para disminuir los costos de relleno, debe cambiarse el relleno detrítico con relleno hidráulico, para lo cual se dispone de tuberías.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Colonio, E. (2015). *Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* Huancayo: Universidad del Centro del Perú.
- Gonzales, M., & Velasquez, J. (2012). *Explotación de un cuerpo mineralizado por subniveles con taladros largos en la unidad de producción Uchucchagua.* Huancavelica
- INGEMMET., (2020) “*Las rocas y sus nombres*”, Lima - Perú.
- ISRM - *Society International For Rock Mechanic´s Sociedad Internacional de mecánica de Rocas.*
- Lira, R., (2015). *Optimización en Perforación y Voladura de Taladros Largos en la Unidad Minera Iscaycruz, Lima – Perú.*
- Lunardi, P., (2012). *Diseño y Construcción de Túneles con el Sistema de Análisis de la Deformación Controlada en Rocas y Suelos.* Milán - Italia.
- Martínez, J.; Corominas, J.; Soler, A.; Polvored, R. y Navarro, J. (2015). *Propuesta de mejora de la Sensibilidad del Ensayo Slake Durability Test para la Caracterización de Taludes Excavados en Rocas Arcillosas,* Barcelona - España.
- Mendoza, S. (2019). *Análisis geomecánico de taladros largos en tipos de roca de mala calidad aplicables en la mina de animón – Perú.* Arequipa: Uniersidad San Agustin.
- Moreno, Tallón. (2018). *Las Clasificaciones Geomecánicas de las rocas aplicadas a las obras subterráneas.* Madrid - España.
- Suarez, R. (2019). *Evaluación del método de explotación por subniveles con taladros largos para optimizar la producción en la Compañía Minera Chalhuane S.A.C.* Huancayo
- Villalta, R. (2018). *Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta virginia de la Unidad San Cristobal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.* Puno: Univerisdad Nacional del Altiplano.

ANEXOS

Anexo 01: Plano de Ubicación de la mina Huancapetí.



Anexo 02: Plano Geológico Regional

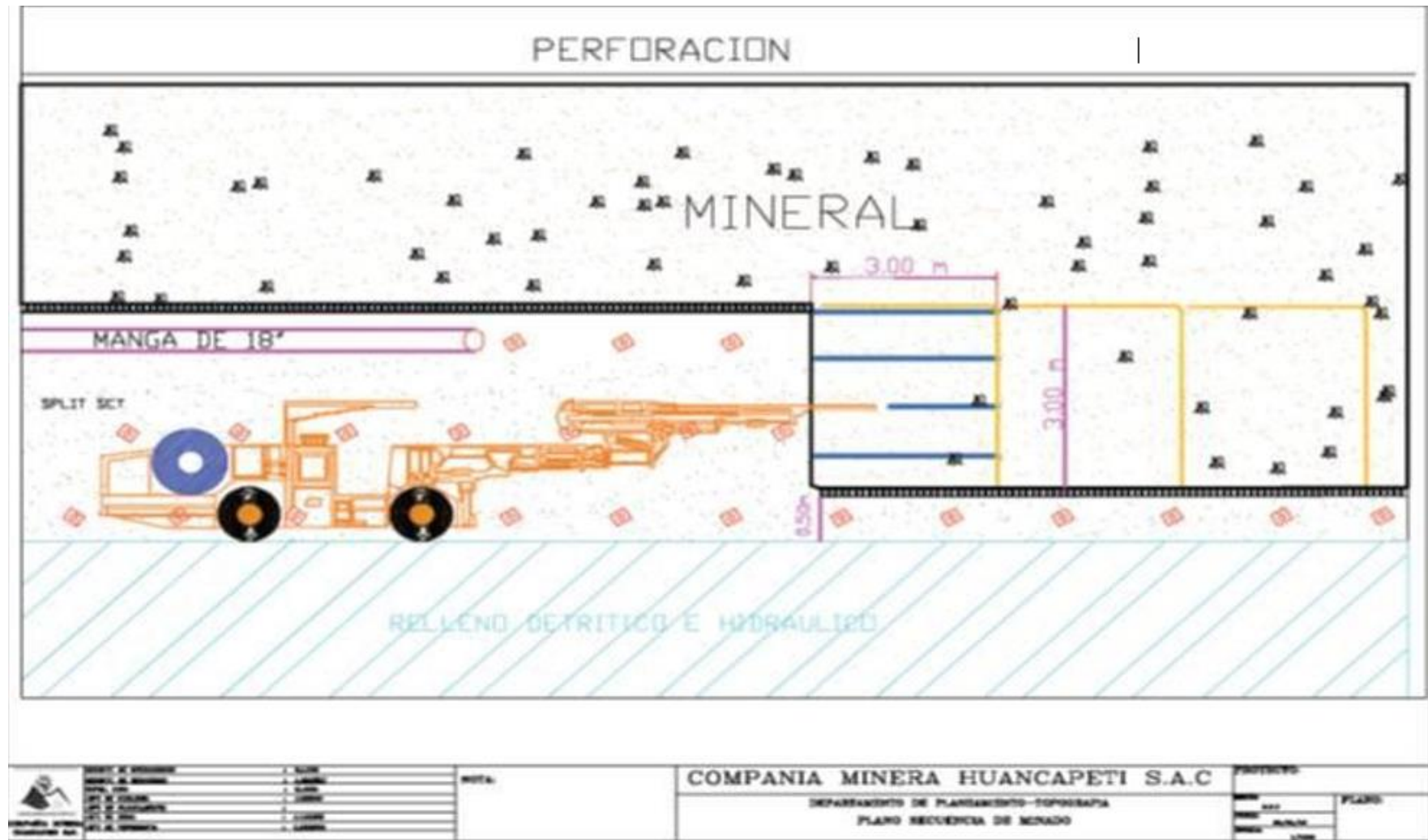


LEYENDA

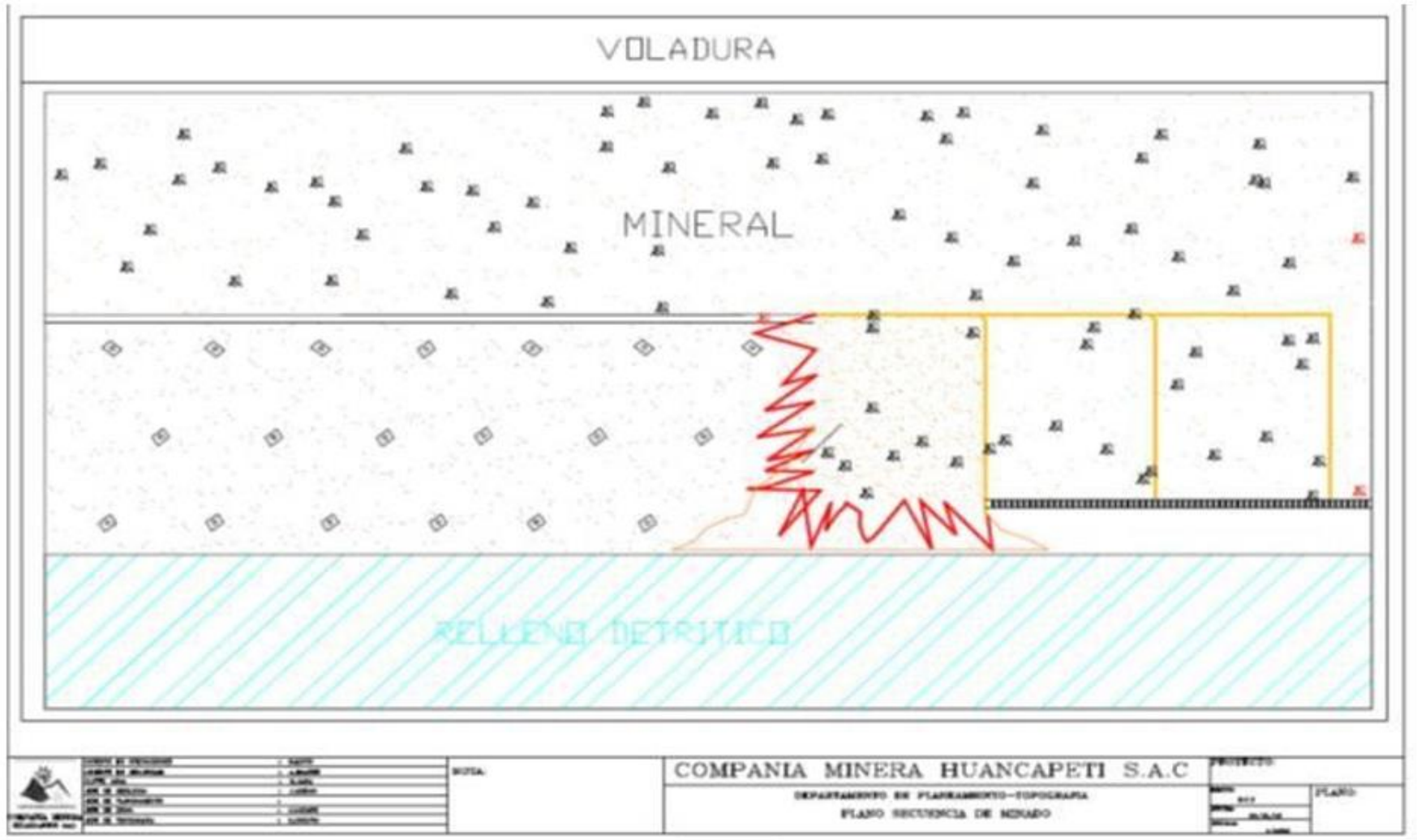
Q-mo	Depósito morrénico
N-Ca1	Grupo Calipuy
N-Ca2	Grupo Calipuy
Ks-gd/To	Riodacita/dacita

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

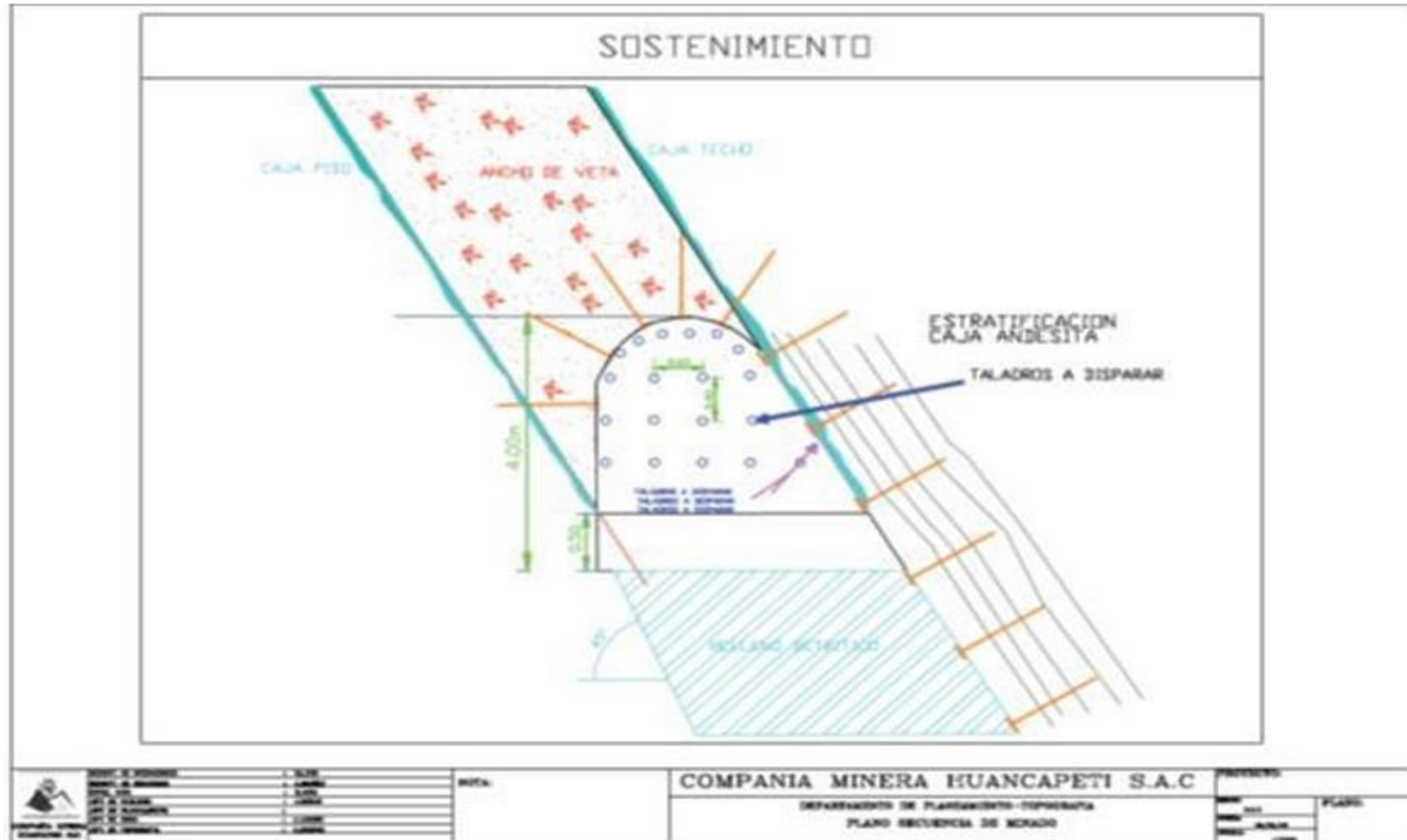
Anexo 03: Plano de perforación horizontal con equipo Boomer 282.



Anexo 04: Plano de voladura



Anexo 05: Plano en sección transversal con su respectivo sostenimiento.



Anexo 06: Plano de limpieza de tajeo.

