

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

TESIS



**“ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA EL DISEÑO Y
CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE VERTICAL EN LA UNIDAD
ECONÓMICA ADMINISTRATIVA HUANCAPETÍ S.A.C. –
2016”**

PRESENTADO POR:

Bach. RUBEN ÑAUPARI MOLINA

PARA OPTAR EL TÍTULO DE

INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – ENERO

2018

ASESOR:

ING. EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO

DEDICATORIA:

A mis padres: Juan y Amadea, quiénes me orientan a diario para ser una mejor persona y un profesional Ético y Competitivo; que con su apoyo me dan fuerzas para llevar bien mi vida y ejercer esta carrera de Ingeniería de Minas.

AGRADECIMIENTO:

Quiero hacer llegar mi sincero agradecimiento a la COMPAÑÍA MINERA HUANCAPETÍ S.A.C. Representada por el GERENTE DE OPERACIONES Ing. MOISÉS LUYO ARMAS; Gerente de Operaciones, Ing. Honécker Barzola Pérez; Jefe de Mina quiénes me dieron la oportunidad de trabajar en la empresa.

También agradezco en forma general a todos los catedráticos de la Escuela de Ingeniería de Minas de nuestra universidad (UNSCH), quienes me impartieron la base fundamental en la formación profesional de Ingeniería de Minas y otros, por impartirme sus conocimientos y experiencias sin ninguna restricción, en especial al ing. Grover Rubina Salazar, que por su ayuda, apoyo y comprensión me alentaron a lograr esta hermosa realidad.

Rubén Ñaupari M.

INTRODUCCIÓN

La Empresa Minera Huancapetí S.A.C. tiene su U.E.A Hércules, ubicado en el distrito de Ticapampa, provincia de Recuay, departamento de Áncash explota mineral polimetálico de Ag, Pb y Zn mediante métodos subterráneos.

Las reservas existentes en los niveles superiores se vienen agotando y deben ser reemplazados por las reservas cubicadas en profundidad para cuya extracción la empresa ha decidido construir un pique vertical de 200 metros que llega hasta el límite del yacimiento y como ventajas tiene rapidez, bajo costo de operación, no contamina el ambiente de trabajo y mejora la ventilación de la mina, por lo tanto es provechoso para la empresa al disminuir el costo total de operativo.

Por otro lado para la construcción del tipo de pique vertical propuesto en el Perú se cuenta con tecnología.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo realizar el diseño y construcción del sistema de extracción de mineral y desmonte para profundizar la mina Hércules. Este sistema se basará principalmente en realizar un pique vertical para transportar todo el material, sea desmonte o mineral desde el nivel 4300 hasta el nivel 4100, por donde se evacuará todo este material mediante volquetes hacia superficie, todo esto de acuerdo al plan anual de minado.

El desarrollo de este trabajo expone, en primer lugar, los aspectos que debe tener una investigación como el planteamiento del problema el marco teórico la hipótesis, objetivos, variables y el método.

Dentro del proyecto de construcción se ha realizado la evaluación geomecánica de la zona del pique, luego el diseño de los componentes de izaje el cálculo de la capacidad del motor del winche eléctrico cable, poleas etc. A continuación se detalla el proceso constructivo del pique.

Luego se realiza una evaluación económica del proyecto de construcción del pique, en donde se consideran a las inversiones y costos de producción, con el fin de obtener indicadores económicos que contemplen la evaluación integral del proyecto de profundización.

Finalmente se tiene el análisis y discusión desde el punto de vista técnico, económico y de seguridad.

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INTRODUCCIÓN

RESUMEN

CAPÍTULO I: ASPECTOS DE LA INVESTIGACIÓN	1
1.1 PLANTEAMIENTO, JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL TEMA A ESTUDIARSE	1
1.1.1. Antecedentes	1
1.1.2. Planteamiento del problema	1
1.1.3. Formulación del problema.....	2
1.1.3.1. Problema principal.....	2
1.1.3.2. Problema secundario.....	2
1.1.4. Justificación	2
1.1.5. Importancia	2
1.1.6. Limitaciones	3
1.2. MARCO TEÓRICO	3
1.3. HIPÓTESIS	3
1.3.1. Hipótesis general	3
1.3.2. Hipótesis específico	3
1.4. OBJETIVOS	3
1.4.1. Objetivos general	3
1.4.2. Objetivos específicos	4
1.5. VARIABLE E INDICADORES	4
1.5.1. Variables Dependientes	4
1.5.2. Variables Independientes.....	4
1.6. MÉTODO DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN	4
1.5.1. Tipo de Investigación	5
1.5.2. Nivel de Investigación	5
1.7. CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN	5

CAPÍTULO II: ASPECTOS GENERALES	6
2.1. UBICACIÓN Y ACCESO	6
2.2. CLIMA Y VEGETACIÓN	8
2.3. FISIOGRAFÍA	9
2.4. ANTECEDENTES HISTÓRICOS	9
2.5. RECURSOS	10
2.7. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA	11
CAPÍTULO III: GEOLOGÍA Y GEOMECÁNICA	12
3.1. GEOLOGÍA REGIONAL	12
3.1.1. Estratigrafía	13
3.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	14
3.3. GEOLOGÍA LOCAL	15
3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA	16
3.4.1. Génesis y paragénesis	16
3.4.2. Tipo de yacimiento	17
3.4.3. Mineralización	18
3.4.4. Zoneamiento mineralógico	20
3.4.5. Controles de mineralización	21
3.4.6. Estructuras mineralizadas	21
3.4.7. Reservas minerales	23
CAPÍTULO IV: PROYECTO DE CONTRUCCIÓN MEDIANTE PIQUE	
VERTICAL DEL NIVEL 4300 AL NIVEL 4100	25
4.1. UBICACIÓN	25
4.2. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA ZONA DEL PIQUE	
VERTICAL	26
4.2.1. Propiedades físicas	27
4.2.2. Propiedades mecánicas	27
4.2.2. Evaluación geomecánica mediante RMR Y GSI	27
4.2.2.1. Sistema de Bieniawski (RMR)	27
4.2.2.2. Clasificación del GSI (Geological Strength Index)	29
4.2.3. Determinación de esfuerzos existentes en el área del pique	31

4.2.2. Resultados de la evaluación geomecánica	32
4.3. DISEÑO DE LOS COMPONENTES DE IZAJE.....	33
4.3.1. Diseño del cable	33
4.3.2. Skip	37
4.3.3. Cálculo del HP del motor para el winche	37
4.4. CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE VERTICAL	43
4.4.1. Proceso de construcción.....	44
4.4.2. Técnicas de Construcción.....	45
4.4.3. Perforación y Voladura.....	49
4.4.4. Sostenimiento	52
4.4.5. Estación de carga	53
4.4.6. Estación de descarga	53
4.4.7. Excavación del ore pass y waste pass.....	53
4.5. SISTEMAS Y NORMAS DE SEGURIDAD DE LOS WINCHES DE IZAJE	54
4.6. VENTILACIÓN	57
4.6.1. Demanda de aire	58
4.6.2. Necesidad de aire a diferentes altitudes	59
4.6.3. Sistema de ventilación requerida	62
4.6.4. Instalación de ventilación	63
4.7. BOMBEO	64
4.8. COSTOS UNITARIOS DE CONSTRUCCIÓN	65
 CAPÍTULO V: EVALUACIÓN ECONÓMICA FINANCIERA	67
5.1. VALOR DEL MINERAL	67
5.2. VALOR DE PRODUCCIÓN.....	70
5.3. VIDA DE LA MINA	70
5.4. DEPRECIACIÓN.....	70
5.5. COSTO DE OPERACIÓN Y PRODUCCIÓN	71
5.6. INVERSIONES.....	71
5.7. CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES.....	73
5.8. TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN PERT - CPM.....	73
5.9. FINANCIAMIENTO	76

5.10. ESTADOS FINANCIEROS.....	76
5.11. VALOR ACTUAL NETO (VAN)	77
5.12. PERÍODO DE RETORNO.....	77
CAPÍTULO VI: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	78
6.1. PRESENTACIÓN DE RESULTADOS.....	78
6.1.1. En relación con los aspectos técnicos	78
6.1.2. En relación a los aspectos económicos	78
6.1.3. Con relación a la seguridad	79
6.2. DISCUSIONES	79
VII. CONCLUSIONES	80
VIII. RECOMENDACIONES.....	82
IX. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	83
X. ANEXOS.....	84

CAPÍTULO I

ASPECTOS DE INVESTIGACIÓN

1.1- PLANTEAMIENTO, JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL TEMA A ESTUDIARSE.

1.1.1.- ANTECEDENTES.

La construcción del pique obedece a la continuidad del yacimiento y que posee reservas minerales y en caso de la U.E.A. Huancapetí con la exploraciones se ha encontrado mineral debajo del nivel 4300 para cuya explotación y extracción la Gerencia debe tomar la decisión de construir un pique vertical y/o un pique inclinado en base a un análisis técnico económico que garantice la continuidad de su explotación minera a través del tiempo.

1.1.2.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

El problema actual es cómo extraer de profundidad el mineral con la mayor eficiencia, seguridad, productividad y a un bajo costo, la cual permita seguir extrayendo en la continuidad de su producción en la U.E.A. Huancapetí S.A.C.

1.1.3.- FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.1.3.1 PROBLEMA PRINCIPAL

- ¿Cómo y para qué se construirá el pique vertical en la U.E.A. Huancapetí S.A.C.?

1.1.3.2 PROBLEMA SECUNDARIO

- ¿La construcción del pique vertical optimizará la exploración en los niveles 4300 a 4100 en la U.E.A. Huancapetí S.A.C.?
- ¿La construcción del pique vertical optimizará la extracción rápida mediante el izaje de mineral y /o desmonte de los niveles 4200 y 4100 en la U.E.A. Huancapetí S.A.C.?
- ¿La construcción del pique vertical optimizará el transporte del personal, equipos y/o materiales a los niveles 4200 y 4100 desde el nivel principal 4300 con el sistema de izaje en la U.E.A. Huancapetí S.A.C.?

1.1.4.- JUSTIFICACIÓN.

Existe necesidad de extraer mineral debajo del nivel 4300 msnm en la U.E.A. Huancapetí S.A.C., cuál reemplazará a las reservas que vienen explotando en la parte alta y que están agotándose.

1.1.5- IMPORTANCIA.

La determinación del sistema de izaje es importante para la empresa, porque permitirá la profundización de la mina y explotación de otras estructuras mineralizadas, la cual garantizará su continuidad de seguir explotando las reservas de mineral que se tienen en ella, y con un costo menor en comparación a lo se viene explotando actualmente.

1.1.6.- LIMITACIONES.

El presente trabajo de investigación está referido al análisis de las ventajas técnicas y económicas que ofrece el izaje vertical.

1.2.- MARCO TEÓRICO.

La profundización de la mina mediante el izaje vertical está condicionada por las características geomecánicas del macizo rocoso y al campo de los esfuerzos y deformaciones existentes donde se ubicará el pique vertical.

1.3.- HIPÓTESIS.

1.3.1.- HIPÓTESIS GENERAL.

Un buen estudio técnico económico optimizará la construcción del pique vertical de la U.E.A. Huancapetí S.A.C.

1.3.2.- HIPÓTESIS ESPECÍFICO.

- a. Establecer el diseño óptimo en la construcción del pique vertical incrementará su rendimiento en el izaje de mineral de la U.E.A. Huancapetí S.A.C.
- b. Al conocer los años de servicio y los costos de mantenimiento del pique vertical se determinará su rendimiento en el izaje de mineral en la U.E.A. Huancapetí S.A.C.

1.4.- OBJETIVOS.

1.4.1.-OBJETIVO GENERAL.

Determinar el estudio técnico económico para el buen diseño y construcción del pique vertical en la U.E.A Huancapetí S.A.C.

1.4.2.- OBJETIVOS ESPECÍFICOS:

- c. Establecer el diseño óptimo en la construcción del pique vertical para mejorar el rendimiento durante el izaje de mineral de la U.E.A. Huancapetí S.A.C.
- d. Determinar los años de servicio y el costo de mantenimiento del pique vertical para conocer su rendimiento en el izaje de mineral de la U.E.A. Huancapetí.
- e. Servir al suscrito como tema de tesis, para optar el título de Ingeniero de Minas.

1.5.- VARIABLES E INDICADORES

1.5.2. VARIABLES INDEPENDIENTES:

- Diseño y Construcción del pique vertical en la U.E.A. Huancapetí S.A.C.

INDICADORES:

- Tiempo recorrido en el izaje del skip en el pique vertical (s)
- Años de servicio y costo de mantenimiento del pique vertical (\$/m)

1.5.1. VARIABLES DEPENDIENTES:

Optimización en la explotación del mineral a través del Diseño y Construcción del pique vertical en la U.E.A. Huancapetí S.A.C.

INDICADORES:

- Costo horario de izaje (\$/TM)

1.6.- MÉTODO DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN.

El desarrollo del presente trabajo tendrá dos etapas:

A.- Recopilación de información básica:

Comprenderá en mapeo geomecánico, toma de muestras rocosas del área donde se ubicará el pique, características técnicas, precios de los componentes de izaje y costos de excavación pique.

B.- Trabajos de gabinete:

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de muestras tomadas, procesamiento de datos obtenidos, diseño del sistema de izaje, determinación del proceso constructivo del pique y finalmente la redacción de la tesis.

1.6.1.-TIPO DE INVESTIGACIÓN.

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

1.6.2.- NIVEL DE INVESTIGACIÓN.

El nivel de investigación es descriptivo.

1.7.- CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN.

La elaboración del presente trabajo de tesis tendrá una duración de 04 meses, conforme se detalla a continuación:

	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4
Recopilación de datos de campo	■			
Ensayos de laboratorio de las rocas		■		
Evaluación de datos, diseños y confección de cuadros y planos.		■	■	
Redacción de tesis en borrador				■

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES

2.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.

La Unidad Minera Huancapetí, se ubica en el Distrito de Aija, Provincia de Aija, Departamento de Áncash. Esta misma cuenta con 3 unidades de producción tales como, Hércules, Coturcan y Caridad.

La zona de estudio, tiene la siguiente ubicación:

Distritos : Ticapampa y Aija

Provincias : Recuay, Aija

Departamento : Áncash

El campamento de Hércules tiene las siguientes coordenadas:

Coordenadas Geográficas	Coordenadas UTM
Longitud Oeste : 77°33'	Este : 878 200
Latitud Sur : 90°46'	Norte : 8'918,800
Altitud : 4 100 m	

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

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

Figura 1.- Ubicación de la CIA. Minera Huancapetí S.AC.



Fuente: Departamento de Topografía CIA. HUANCAPETÍ

FOTOGRAFÍA 2.1.- Vista panorámica de la CIA. Minera Huancapetí
(campamentos e instalaciones de la mina)



Fuente: Elaboración Propia

2.2.-CLIMA Y VEGETACIÓN.

Clima:

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

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

Los meses de Junio a Octubre se caracterizan por presentar un periodo de sequía con precipitaciones pluviales muy esporádicas con

temperaturas durante el día de 5 °C y 16 °C y en las noches de 0 °C a 1°C. Esto se pone en evidencia en altitudes superiores a los 4500 m.s.n.m. estas temperaturas bajas son muy conocidas por los lugareños como “heladas”. Durante los meses de Junio – Agosto se acentúan las corrientes de aire (vientos) con velocidades de 20 a 40 km/hora. Las características climáticas del área corresponde a “tundra seca de alta montaña” definido por el “Instituto Nacional de Recursos Naturales” (INRENA).

Vegetación:

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

2.3.- FISIOGRAFIA.

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

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

2.4.- ANTECEDENTES HISTÓRICOS.

La Compañía Minera Ticapampa trabajó la zona de Collaracra y sus alrededores a fines del siglo pasado, la cual desde 1904 siguió operando con el nombre de Anglo-French Ticapampa Silver Mining CO.

Hasta 1966, fecha en que se formó la Compañía Minera Alianza S.A. Paralelamente, varios pequeños mineros han trabajado en esta región en forma esporádica alentados por la subida de los precios de los metales; uno de éstos fue Compañía Minera Santo Toribio que trabajó la mina Tarugo, instaló una planta de flotación en Huancapetí, la que después fue adquirida por Alianza.

A partir del año 2007, inicia sus operaciones la Compañía Minera Huancapetí S.A.C.

2.5.- RECURSOS.

A.- RECURSOS NATURALES.

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

B.- RECURSOS HUMANOS.

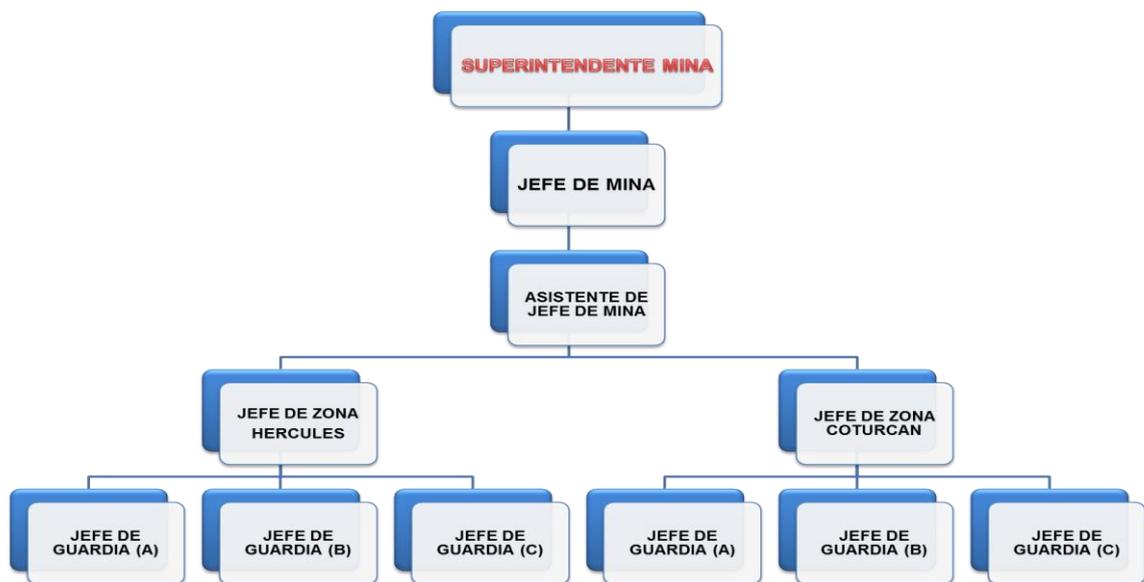
En la zona la mano de obra no calificada es abundante pues tienen cierta experiencia en minería. La mano de obra calificada es escasa y tiene que llevarse de otros departamentos.

C.- RECURSOS HIDRICOS

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

2.6.- ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.

La Mina Huancapetí, está organizada bajo los lineamientos de una organización lineal donde están claramente definidas las jerarquías, responsabilidades y obligaciones. A continuación se muestra la organización en el organigrama correspondiente.



Fuente: Departamento de Administración y Logística

CAPÍTULO III

GEOLOGIA Y GEOMECÁNICA

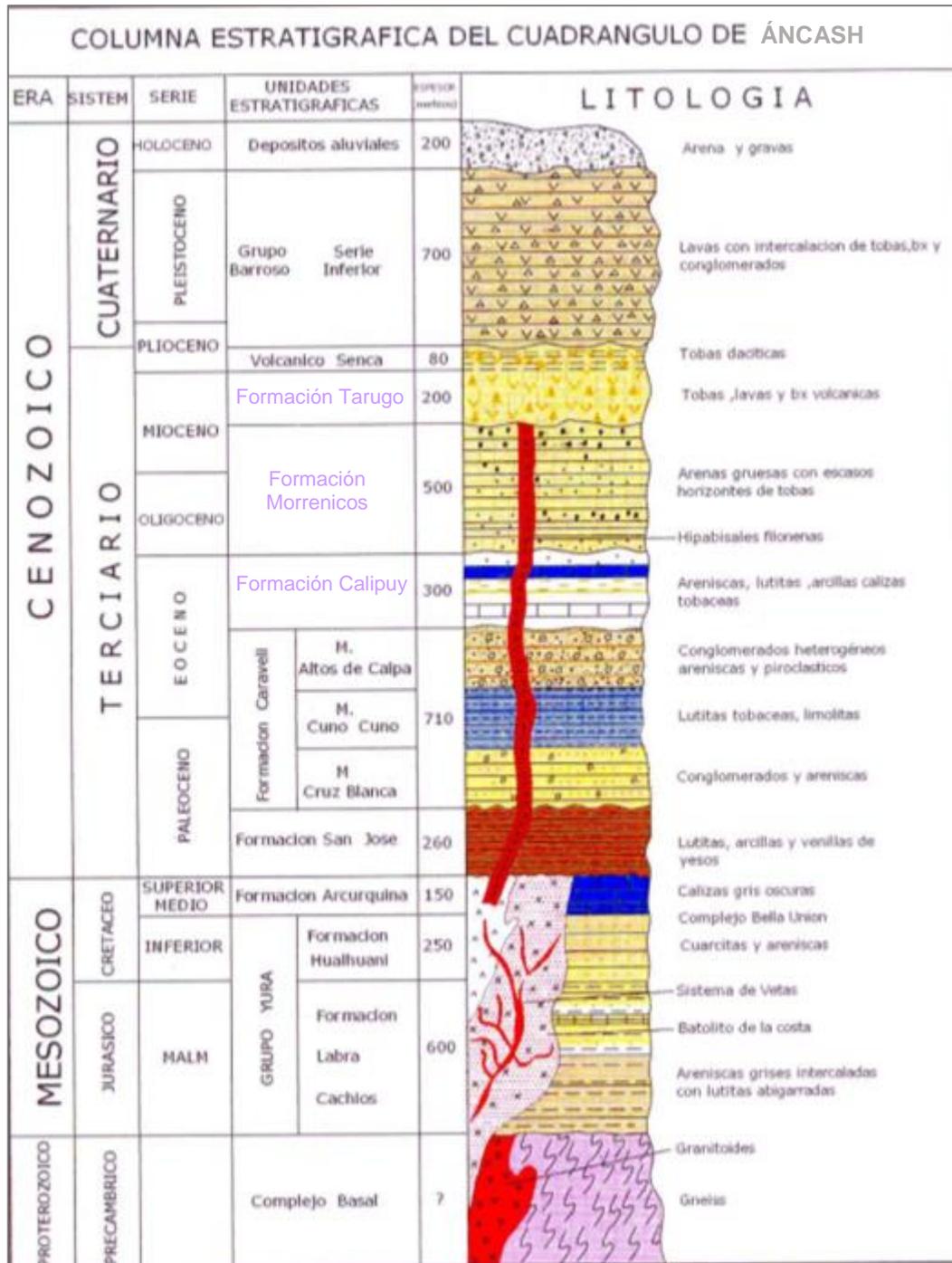
3.1.- GEOLOGÍA REGIONAL.

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

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

3.1.1.- ESTRATIGRAFÍA

FIGURA 3.1.1. Columna Estratigráfica



Fuente: INGEMMET

a.- Volcánicos calipuy.

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

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

b.- Depósitos morrenicos (Qh-mo).

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

c.- Rocas intrusivas.

Se presentan en la zona de la mina Huancapeti como pequeños stock conformada por rocas riodacitas a dacitas, constituido por cuarzo, plagioclasa, feldespatos potásico, biotita y hornblenda.

3.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

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

secundarios sub-paralelos con orientaciones “NE-SW y NW-SE” de alto ángulo de buzamiento (sub-verticales).

3.3. GEOLOGÍA LOCAL.

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

a.- Centro Volcánico Hércules

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

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

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

Fracturas tensionales tipo Nebraska, Carpa, Félix II, San Arturo, Santa Deda, Lorena, etc. Están fuera del centro volcánico y tienen un modelo groseramente radial.

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

b.- Stock Collaracra

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

3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA.

3.4.1.- GÉNESIS Y PARAGÉNESIS.

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

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

- Cuarzo.
- Pirita – arsenopirita – calcopirita I – esfalerita I
- Esfalerita II – calcopirita II – cobre gris – luzonita
- Calcopirita III – bismutinita – bornita – galena – boulangerita –

bornita – cobre gris II – pirita II.

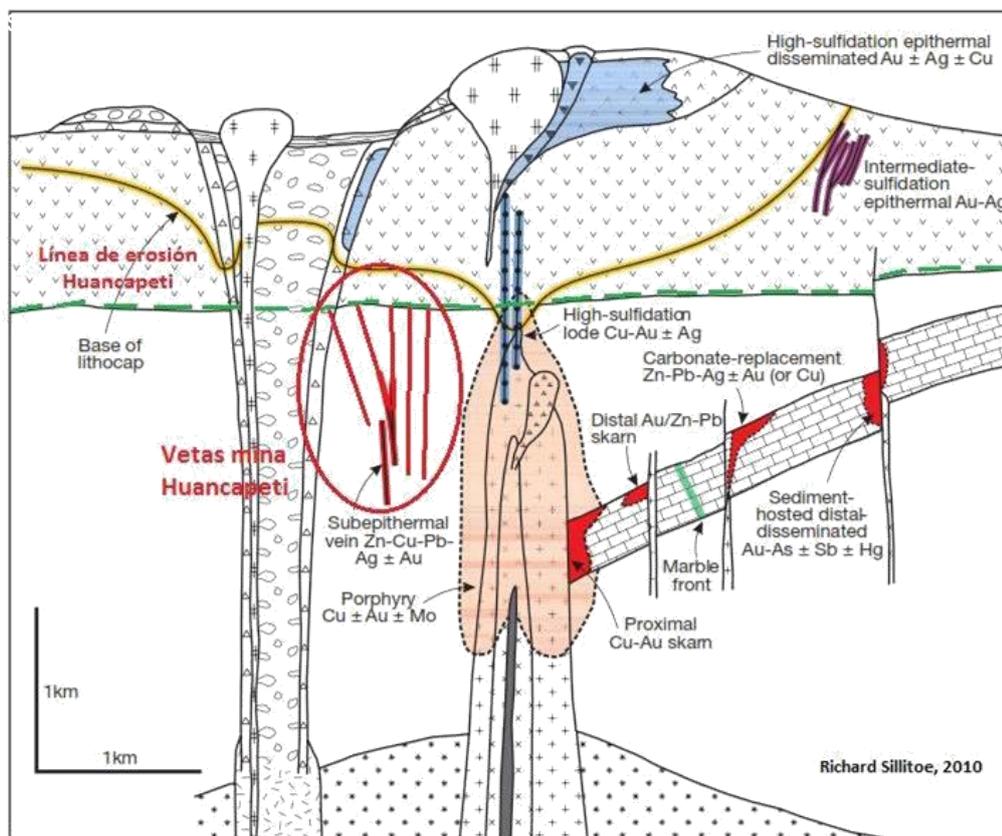
- Melnicovita – marcasita – covelita – carbonatos.

3.4.2.- TIPO DE YACIMIENTO.

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

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

PLANO 3.4.2.- Ubicación del yacimiento de Huancapeti en el modelo geológico de Richard Sillitoe.



Fuente: Departamento de Geología y Exploraciones

3.4.3.- MINERALIZACIÓN.

Los minerales económicos presentes en el yacimiento son la galena PbS , blenda S_2Zn , argentita SAg_2 , proustita AsS_3Ag_3 , geocronita $(SbAs)_2S_3Pb_5$, freibergita y la calcopirita SCu,Fe .

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

MINERALES DE MENA		MINERALES DE GANGA	
MINERAL	COMPOSICIÓN	MINERAL	COMPOSICIÓN
Galena argentífera	Ag_2S	Cuarzo	SiO_2
Galena	PbS	Pirita	FeS_2
Esfalerita	ZnS	Arsenopirita	$FeAsS$
Jamesonita	$Pb_4FeSb_6S_{14}$	Calcita	$CaCO_3$

MINERALES DE MENA



GALENA ARGENTÍFERA



ESFALERITA



JAMESONITA

MINERALES DE GANGA



PIRITA



CUARZO

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 (figura2), por la intersección con una falla como en Huancapetí y Hércules.

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

3.4.4.- 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.

Estas conclusiones y observaciones se repiten también en la mina Coturcán.

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 subverticales.

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

3.4.5.-CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.

a.- Controles Litológicos:

Las vetas Collaracra, Huancapeti, Tarugo, Hurán, Jinchis, mineralizan bien cuando están en el pórfido. En el volcánico Hércules, 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.

c.- Control Mineralógico:

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

3.4.6.-ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

La mineralización polimetálica de Ag, Pb y Zn, ocurre en vetas dispuestas en sistemas principales de fracturamiento: El de Hércules de dirección NW-SE y el de Tarugo de dirección NE-SW. Las estructuras del sistema Hércules tienen longitudes entre 1 a 4 Km, un ancho promedio de 3.50m, con algunas zonas locales que llegan a 16.0 m, y

están emplazadas en los contactos de la dacita Hércules, como las vetas Hércules A y Coturcán.

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

ESTRUCTURA PRESENTE EN LA MINA HÉRCULES

Falla caja piso	Veta Hércules	0.80 m a 2.0 m	Potencia promedio total 3m - 10 m	Buzamiento promedio de la estructura 40°
Estructura intermedia	Cuerpo diseminado	0.50 m a 3.0 m		
falla caja techo	Venta Manto	0.80 m a 2.0 m		

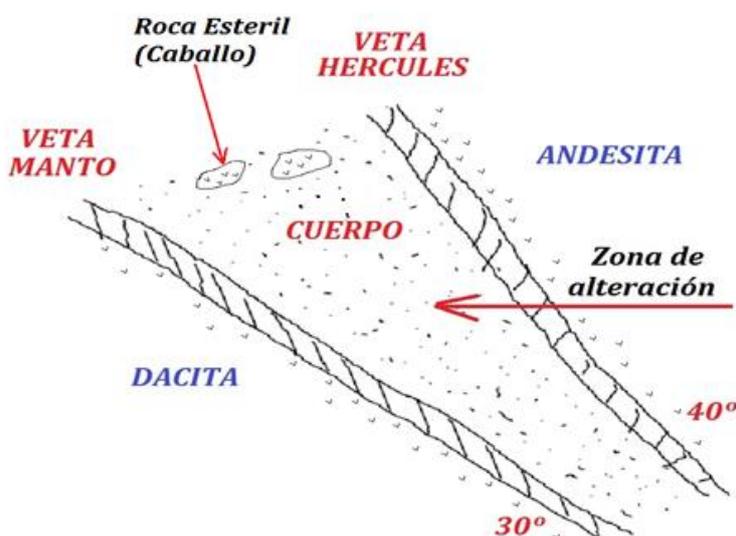


FIGURA 3.4.6.- Representación gráfica de la estructura

3.4.7.- RESERVAS MINERALES.

Las reservas cubicadas al 31 de diciembre del 2016 dan los resultados que se muestran en el cuadro siguiente:

Cuadro N° 3.4.7

RESERVAS DE MINERAL PROBADAS MINA HUANCAPETI
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2016

MINA	VETA	POTENCIA Mts	TONELAJE TMS	LEYES		
				Oz Ag/TM	% Pb	%Zn
Hércules	Hercules A	5.61	712,550	4.30	2.52	3.03
	Manto 2	3.62	684,660	4.45	2.26	2.68
	Hercules B	4.30	23,457	4.12	2.78	2.88
	Techo	3.15	32,650	4.65	2.38	2.73
	Manto 1	3.46	28,933	5.75	2.92	3.25
	Total		1,482,250			
	Promedio	4.03		4.40	2.41	2.86

Fuente: Departamento de Geología

RESERVAS DE MINERAL PROBABLE MINA HUANCAPETI
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2016

MINA	VETA	POTENCIA Mts	TONELAJE TMS	LEYES		
				Oz Ag/TM	% Pb	%Zn
Hércules	Hercules A	5.57	498,785	4.20	2.50	2.95
	Manto 2	3.55	464,262	4.35	2.21	2.58
	Hercules B	4.20	20,210	4.00	2.73	2.76
	Techo	3.10	27,567	4.50	2.30	2.67
	Manto 1	3.38	23,780	5.62	2.88	3.12
	Total		1,034,604			
	Promedio	3.96		4.30	2.38	2.78

Fuente: Departamento de Geología

RESUMEN RESERVAS DE MINERAL MINA HUANCAPETI
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2016

MINA	CATEGORIA	POTENCIA Mts	TONELAJE TMS	L E Y E S		
				Oz Ag/TM	% Pb	%Zn
Hércules	Probado	4.03	1,482,250	4.40	2.41	2.86
	Probable	3.96	1,034,604	4.30	2.38	2.78
	Total		2,516,854			
	Promedio	4.00		4.36	2.40	2.83

Fuente: Departamento de Geología

CAPÍTULO IV

PROYECTO DE CONSTRUCCIÓN MEDIANTE PIQUE VERTICAL DEL NIVEL 4300 AL NIVEL 4100.

4.1.- UBICACIÓN.-

El Pique vertical, comprendido entre el Niv-4300 y el Niv- 4100 de la Mina Huancapetí. El área donde se tiene proyectado construir el pique Vertical está alejado a 15 m. de la veta y se desarrollará en roca.

FOTOGRAFÍA 4.1.- Ubicación del Proyecto de Construcción del Pique Huancapetí



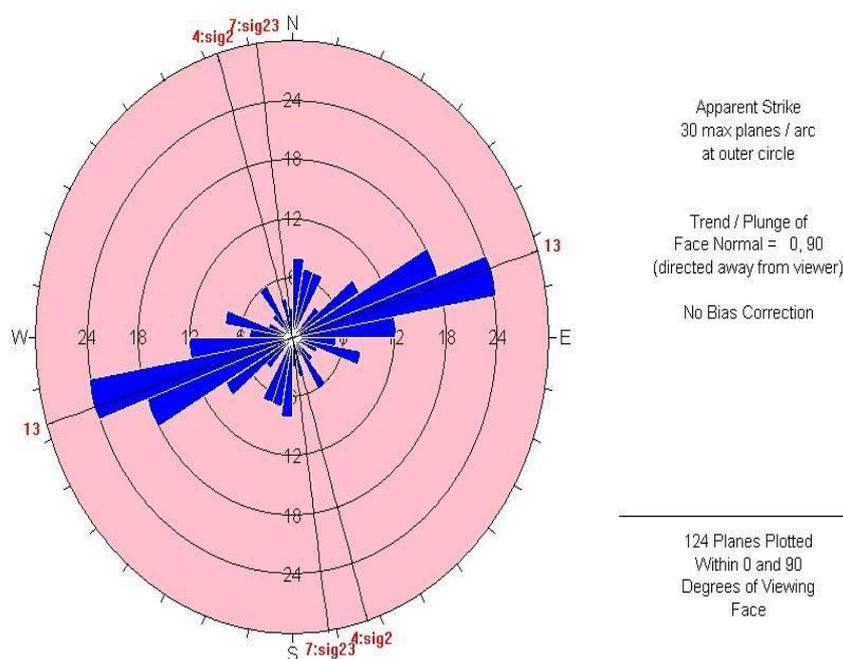
Fuente: Elaboración Propia

El pique diseñado es de sistema de extracción POR MEDIO DE UN CABLE ÚNICO NO EQUILIBRADO, se utiliza en pique poco profundos, como en la prospección y explotación a pequeña escala. Es el sistema más empleado por las minas del país.

4.2.- EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA ZONA DEL PIQUE VERTICAL.

En la zona del pique en los niveles 4300, 4200 y 4100 se realizó levantamiento geomecánico con el método de la línea de detalle, cuyas fracturas se evaluaron mediante la proyección estereográfica, encontrándose que las fracturas principales tienen una orientación de N 80° E y un buzamiento de 70° NW.

Diagrama de rosetas – Falla Hércules



Fuente: Departamento de Geomecánica

4.2.1.- PROPIEDADES FÍSICAS.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02. Los resultados son los siguientes:

CUADRO N°4.2.1
PROPIEDADES FÍSICAS DE LA ROCA AREA PIQUE

Muestra	Ubicación	Densidad gr/cm ³	Absorción %	Porosidad %
Andesita	Área pique	2.57	1.21	1.62
Brecha volcánica	Área pique	2.49	1.35	1.84

Fuente: Resultados ensayos laboratorio PUCP

4.2.2.- PROPIEDADES MECÁNICAS.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938 – 95. Los resultados son los siguientes:

CUADRO N° 4.2.2
RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL

Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Área (cm ²)	Carga (Kg)	Resisten. Comp. Simple	
					(Kg/cm ²)	(MPa)
Andesita	2.98	5.96	6.97	6,078	871.44	85.44
Brecha volcánica	2.97	5.94	6.93	5,294	764.15	74.92

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

Fuente: Resultados ensayos laboratorio de mecánica de rocas de la PUCP

4.2.2.- EVALUACIÓN GEOMECÁNICA MEDIANTE RMR Y GSI:

4.2.2.1.- SISTEMA DE BIENIAWSKI (RMR)

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

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

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

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.
- Se clasifican las rocas en cinco categorías en cada categoría se estiman los valores y luego se definen los factores que intervienen en la clasificación. En la tabla Geomecánica se detallan los tipos de roca, características y resistencia de la roca.

Parámetro		Valor	Puntaje
1	Resistencia del material de roca Intacta	Índice de resistencia a la carga puntual (MPa)	
		Resistencia compresiva uniaxial (MPa)	85.43
			7

2	Calidad de testigo de perforación RQD (%)	70	10	
3	Espaciamiento de discontinuidades (m)	1.20	15	
4	Condición de las Discontinuidades	Long.de la discon. (m)	0.5	20
		Separación (mm)	Ninguna	
		Rugosidad	Ligero	
		Relleno (mm)	2 blando	
		Meteorización	No meteor.	
5	Agua subterránea	Condiciones generales	Seco	15
RMR Básico			67	

B. AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES.

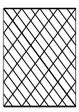
6	Aplicación de ingeniería	Rumbo y buzamiento
	Pique	Favorable -2
RMR Final		65

CLASE DE MACIZO ROCOSO	
Clase N°	II
Descripción	Roca Buena

4.2.2.2.- CLASIFICACION DE GSI (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX).

Toma en cuenta la estructura del macizo rocoso y las condiciones de la misma. Según esta clasificación el macizo se clasifica en: muy bueno, bueno, regular, malo y muy malo.

CARTILLA GEOMECÁNICA ESTÁNDAR EN CÍA MINERA HUANCAPETÍ

 CARTILLA GEOMECÁNICA - MINA HUANCAPETÍ		CONDICIONES	ESTRUCTURA				
 ROCA BUENA II-A (RMR >71)  ROCA BUENA II-B (RMR 61-70)  ROCA REGULAR II-A (RMR 51-60)  ROCA REGULAR III-B (RMR 41-50)  ROCA MALA IV-A (RMR 31-40)  ROCA MALA IV-B (RMR 21-30)  ROCA MALA IV-A (RMR <21)	MUY BUENA (MUY RESISTENTE FRESCA) SUPERFICIE DE DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, APERTURAS CERRADAS (Rc > 250 Mpa) (LA MUESTRA SOLO SE ASTILLA CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)		BUENA (RESISTENTE FRESCA) SUPERFICIE DE DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, SANAS E INALTERADAS, APERTURAS DESDE CERRADAS A MUY ANGOSTAS (Rc: 100 - 250 Mpa) (LA MUESTRA SE ROMPE CON 3-4 DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE LIGERAMENTE ALTERADA) SUPERFICIE DE DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LIGERAMENTE ALTERADAS CON MANCHAS DE OXIDACIÓN, APERTURAS DESDE MUY ANGOSTAS - ANGOSTAS (Rc: 50 A 100 Mpa) (LA MUESTRA SE ROMPE CON 3-4 DE PICOTA)	POBRE (RESISTENTE BAJA, MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LIGERAMENTE RUGOSAS, MODERADAMENTE ALTERADAS - ABIERTAS (Rc: 25 a 50 Mpa) (LA PUNTA DE PICOTA CON UN GOLPE SE INDENTA SUPERFICIALMENTE EN LA ROCA)	MUY POBRE (RESISTENTE MUY BAJA, DESCOMPUESTA) NO SE APRECIAN DISCONTINUIDADES LISAS CON ESPESOS DE FALLA, MUY ABIERTAS (Rc: < A 25 Mpa) (LA PUNTA DE PICOTA CON UN GOLPE SE INDENTA PROFUNDAMENTE EN LA ROCA)	
 LEVEMENTE FRACTURADO ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES AISLADOS FORMADOS POR HASTA TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES, MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 75 -90) (2-6 FRACTURAS POR M3)	-	LF/B	LF/R	-	-		
 MODERADAMENTE FRACTURADO ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 - 12 FRACTURAS POR M3)	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP		
 MUY FRACTURADA ROCA PARCIALMENTE DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES. (RQD 35 - 50) (12 - 20 FRACTURAS POR M3)	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP		
 INTENSAMENTE FRACTURADA ROCA MUY DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES, CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES. (RQD 20 - 35) (15 - 25 FRACTURAS POR M3)	-	IF/B	IF/R	IF/P	-		
 DESCOMPUESTA ROCA DESCOMPUESTA, DISTURBADAS VISIBLEMENTE YA NO SE APRECIAN DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES. (RQD < 15) NO SE APRECIA ARREGLO ESTRUCTURAL - MATERIAL PANIZADO.	-	D/B	D/R	D/P	-		

Fuente: Departamento de Geomecánica

Además podemos clasificar el macizo rocoso de acuerdo al número de sus fracturas en:

- Masiva o levemente fracturada = 2 fracturas/metro.
- Moderadamente fracturada = 6 – 12 fracturas/metro.
- Muy fracturada = 12 – 20 fracturas/metro.
- Intensamente fracturada = más de 20 fracturas/metro.
- Triturada o brechada: fragmentada, disgregada y zonas de falla.

En la Mina Huancapetí del departamento de geomecánica ha preparado tablas geomecánicas basadas en el GSI para su uso por los supervisores el cual nos dará el tipo de sostenimiento según los resultados obtenidos:

CARTILLA DE SOSTENIMIENTO ESTÁNDAR EN CÍA MINERA HUANCAPETÍ

CARTILLA DE SOSTENIMIENTO ESTANDAR - COMPAÑÍA MINERA HUANCAPETI S.A.C.				
CODIGO	CALIDAD	CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	SOSTENIMIENTO EN LABORES PERMANENTES	SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES
	BUENA "A"	ROCA DURA LEVEMENTE FRACTURADA, SANA A LIGERAMENTE ALTERADA.	PERNOS "CEMENTADOS Y/O CON RESINA" DE MODO PUNTUAL, EN PRESENCIA DE TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS ESPACIADOS A "1.7x1.7 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS.	PERNOS "DE FRICCIÓN" DE MODO PUNTUAL, EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR EL MISMO TIPO DE PERNOS ESPACIADOS A "1.7x1.7 METROS". EN LABORES ANOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS TIPO "L" Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD PRETENSIONADOS (P.E. JACK POT) DE MODO PUNTUAL.
	BUENA "B"	ROCA DURA FRACTURADA, LIGERA A MODERADA ALTERACION, CON HUMEDAD OCASIONAL.	PERNOS "CEMENTADOS Y/O PERNOS CON RESINA" ESPACIADOS "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS.	PERNOS "DE FRICCIÓN" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS. EN LABORES ANOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS TIPO "L" Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD PRETENSIONADOS (P.E. JACK POT), ESPACIADOS A 1.5 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS.
	REGULAR "A"	ROCA MEDIANAMENTE DURA, FRACTURADA, MODERADAMENTE ALTERADA, HUMEDAD LEVE.	PERNOS "CEMENTADOS Y/O CON RESINA" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS + MALLA ELECTROSOLDADA EN TERRENOS MUY FRACTURADOS	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS+MALLA ELECTROSOLDADA SOLO EN TERRENOS MUY FRACTURADOS (P.E. CORONA MUY FRACTURADA Y HASTIALES FRACTURADOS, COLOCAR MALLA SOLO EN CORONA). EN LABORES ANOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS TIPO "L" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS, MALLA ELECTROSOLDADA DONDE REQUIERA (MF).
	REGULAR "B"	ROCA MEDIANAMENTE DURA, FRACTURADA A MUY FRACTURADA, CON PRESENCIA DE ALGUNAS FALLAS MENORES, ALTERADA, HUMEDAD MODERADA.	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS + MALLA ELECTROSOLDADA DESDE LA GRADIENTE // SHOTCRETE DE 1.5" DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (25kg/m3) + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS".	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS+MALLA ELECTROSOLDADA COLOCADA EN TERRENOS MUY FRACTURADOS (P.E. SI LA CORONA ES MUY FRACTURADA Y LOS HASTIALES FRACTURADOS, SE COLOCA MALLA SOLO EN LA CORONA). EN LABORES ANOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS TIPO "L" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS.
	MALA "A"	ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA CON ALGUNAS FALLAS PANIZADAS DE MODERADA A FUERTE ALTERACION, PRESENCIA DE HUMEDAD EN DISCONTINUIDADES, RELLENOS BLANDOS.	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS+MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN HASTIALES Y CORONA)+SHOTCRETE 2" DE ESPESOR. EN SECTORES ESPECIFICOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METALICAS TIPO "STRAPS".	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS" + MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN CORONA Y HASTIALES DESDE LA ALTURA DE GRADIENTE) // SHOTCRETE 2" DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (25kg/m3)+ PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS" // CUADROS DE MADERA ENNEADOS "8-10" DE DIAMETROS ESPACIADOS A 1.5 METROS, CUADROS DEBEN SER COMPLETAMENTE ELEMENTADOS.
	MALA "B"	ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA A INTENSAMENTE FRACTURADA CON PRESENCIA DE FALLAS CON RELLENOS BLANDOS, MUY ALTERADA, ARGILIZADAS, PRESENCIA DE AGUA A MODO DE GOTEO.	SHOTCRETE 3" DE ESPESOR + PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS "1.2x1.2 METROS" +MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN HASTIALES Y CORONA). EN INTERSECCIONES DE LABORES EN ESTE TIPO DE TERRENOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METALICAS TIPO "STRAPS".	SHOTCRETE 2" DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (25kg/m3)+ PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1.5x1.5 METROS" CON MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN CORONA Y HASTIALES) // SHOTCRETE 1.5" DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (25kg/m3)+ PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1.2x1.2 METROS" // CUADROS DE MADERA 6"-10" DE DIAMETROS COMPLETAMENTE ELEMENTADOS ESPACIADOS MAXIMO A 1.2 METROS.
	MUY MALA	ROCA MUY SUAVE, DESCOMPUESTA ESTRUCTURALMENTE, CON PRESENCIA DE FALLAS, RELLENOS BLANDOS, MUY ALTERADA, DESCOMPUESTA, PRESENCIA DE AGUA A MODO DE GOTEO.	SHOTCRETE DE 3" DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (20kg/m3) +PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS "1.0x1.0 METROS" CON MALLA ELECTROSOLDADA (COMPLETA EN HASTIALES Y CORONA) // CINTAS METALICAS DE PERFIL "H" DE 6M ESPACIADAS A "1.0 METRO COMPLETAMENTE ELEMENTADAS-CONFINADA A LA ROCA. EN PRESENCIA DE "CONVERGENCIAS" HACER "EXCAVACIONES" LATERALES EN LA EXCAVACION PARA LIBERAR LAS PRESIONES QUE EJERCE EL TERRENO A LA CIMBRA, ADEMAS IMPLEMENTAR EL MONITOREO DE CONVERGENCIAS.	ESTE TIPO DE TERRENOS SE APRECIA SOLO EN LOS CONTACTOS CAJA PISO-FALLA PRINCIPALMENTE EN LA MINA HERCULES, SE RECOMIENDA EN ESTOS SECTORES COLOCAR SOSTENIMIENTOS CON PERNOS EXPANSIVOS+MALLA ELECTROSOLDADA+CINTAS STRAPS ORIENTADAS TRANSVERSAL AL EJE DE MINADO (VER ESPECIFICACIONES TECNICAS).

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

Fuente: Departamento de Geomecánica

4.2.3.- DETERMINACIÓN DE ESFUERZOS EXISTENTES EN ÁREA DEL PIQUE.

A.- Esfuerzo Vertical (σ_v)

Es la carga litostatica que soporta una excavación a una determinada profundidad, que se traduce en un esfuerzo.

$$\sigma_v = H \times \gamma$$

Dónde:

H : Profundidad

γ : Peso específico de la roca

Para nuestro caso la sobrecarga existente encima del área del pique es de 500 m. y la densidad de la roca es de 2.57 Kg/cm², por lo que el esfuerzo vertical resulta:

$$\sigma_v = 500 \text{ m.} \times 2,570 \text{ Kg/m}^3 = 128.5 \text{ Kg/cm}^2$$

B.- Esfuerzo horizontal (σ_H)

$$\sigma_H = k \sigma_v$$

Donde:

k = Coeficiente de reparto de tensiones

Viene dado por la siguiente fórmula:

$$k = \frac{v}{1 - v}$$

Donde:

v: Coeficiente de poisson del macizo rocoso (v=0.26)

Por lo tanto:

$$K = \frac{0.26}{1 - 0.26} = 0.15$$

Por consiguiente:

$$\sigma_h = 0.15 \times 128.5$$

$$\sigma_h = 19.27 \text{ Kg/ cm}^2$$

4.2.4.- RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN GEOMECÁNICA.

Se hizo una evaluación geomecánica de la masa rocosa con el fin de determinar los esquemas y secuencias de avance del minado más adecuadas, para el desarrollo del pique.

TABLA 4.2.3. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA

Roca	Tipo	Longitud (m)	Porcentaje (%)
BUENA	II	154	77
REGULAR	III	46	23
TOTAL		200	100

Fuente: Departamento de geomecánica

4.3.- DISEÑO DE LOS COMPONENTES DE IZAJE.

4.3.1.- DISEÑO DEL CABLE:

La longitud del cable a utilizarse es:

Profundidad del pique = 200 m. = 656.17 pies

Collar tolva volteo = 16 m. = 52.49 pies

Tolva volteo – polea = 5 m. = 16.40 pies

Polea tambora = 40 m. = 131.23 pies

Empalmes, amarres, corte = 20 m. = 65.62 pies

Total = 281 m. = 921.91 pies

a.- Cálculo del diámetro del cable:

De acuerdo a la tabla adjunta, sea diámetro del cable = 1 pulgada de 6 x 19, cuyo peso es 1.566 Lb/pie y una resistencia de 80,266 Lb (40.133 TC) y un FS = 5

CUADRO N° 4.2.1
CABLE SERIE 6 X 19 CON ALMA DE ACERO BOA PARA
IZAJE

DIAMETRO NOMINAL		PESO APROXIMADO		RESISTENCIA A LA RUPTURA MINIMA GARANTIZADA			
				ACERO DE ARADO MEJORADO		ACERO DE ARADO EXTRA MEJORADO	
m.m	Pulgadas	Kg/m.	Lb/pie	TM	TC	TM	TC
5.00	3/16	0.087	0.058	1.430	1.576	1.640	1.807
6.00		0.140	0.094	2.310	2.546	2.600	2.865
6.50	¼	0.170	0.114	2.670	2.942	3.080	3.394
8.00	5/16	0.270	0.181	4.160	4.584	4.780	5.268
9.00		0.330	0.222	5.140	5.664	5.910	6.513
9.50	3/8	0.390	0.262	5.950	6.557	6.850	7.549
11.00	7/16	0.520	0.349	8.070	8.893	9.250	10.194
13.00	½	0.680	0.457	10.440	11.505	12.100	13.334
14.50	9/16	0.880	0.591	13.200	14.546	15.200	16.750
16.00	5/8	1.070	0.719	16.200	17.852	18.700	20.607
18.00		1.300	0.874	20.500	22.591	23.600	26.007
19.00	¾	1.550	1.042	23.200	25.566	26.700	29.423
22.00	7/8	2.110	1.418	31.400	34.603	36.100	39.782
24.00	1	2.330	1.566	36.400	40.113	41.850	46.119
26.00		2.750	1.848	40.700	44.851	46.900	51.684
29.00	1 1/8	2.480	1.666	51.300	56.533	59.000	65.018
32.00	1 ¼	4.300	2.889	63.000	69.426	72.500	79.895
35.00	1 3/8	5.210	3.501	75.700	83.421	87.100	95.984
38.00	1 ½	6.190	4.159	89.700	98.849	103.000	113.506
42.00	1 5/8	7.260	4.878	104.000	114.608	120.000	132.240
45.00	1 ¾	8.440	5.671	121.000	133.342	139.000	153.178
48.00	1 7/8	9.670	6.498	138.000	152.076	158.000	174.116
52.00	2	11.000	7.392	156.000	171.912	180.000	198.360
54.00	2 1/8	12.400	8.332	174.000	191.748	200.000	220.400
57.00	2 ¼	13.900	9.340	195.000	214.890	224.000	246.848
36.00	1 7/16	5.507	3.700	80.370	88.568	92.400	101.825

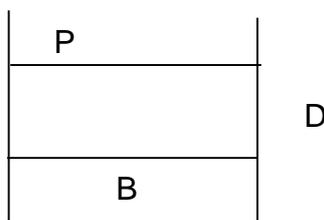
Fuente: PROLANSA S.A

b.- Cálculo del diámetro de la polea:

La relación será = 1" x 64 = 64 pulgadas => 5.33 pies y el diámetro de la tambora será igual al diámetro de la polea.

El lado de la tambora será:

c.- Cálculo de la capacidad de la tambora:



Dónde:

P : Profundidad de la tambora en pulgadas.

D : Diámetro de la tambora en pulgadas.

B : Largo de la tambora en pies

Número posible de vueltas en el tambor:

$$= \frac{790.68 \text{ pies}}{3.1416 \times 5.33} = 47.23 \text{ Vueltas}$$

Nota: Para determinar el ancho del tambor se debe aplicar la fórmula empírica, donde se considera el número de vueltas menos dos y el resultado multiplicar por diámetro del cable.

Entonces:

$$\text{Ancho} = (47.23 - 2) \times 1" = 45.23" = 3.77' = 1.15 \text{ m.}$$

$$P = 47.23/2 = 23.61$$

Capacidad del tambor:

$$C = (P+D) \times P \times B \times K$$

Lado de la tambora:

$$= \text{N}^\circ \text{ de vueltas} \times \varnothing \text{ cable} + \% \text{ seguridad:}$$

$$= 47.23" \times 1" + 10 \% = 51.95" = 4.33'$$

$$= 4.33 \text{ pies} = 1.32 \text{ m.}$$

Largo de la tambora en pies:

$$B = 62" = 5.17 \text{ pies} = 1.57 \text{ m.}$$

El valor de $K = 0.075 / d^2$

$$K = 0.075/1^2 = 0.075$$

Por consiguiente la capacidad de tambora será:

$$C = (23.61 + 64) \times 23.61 \times 62 \times 0.075$$

$$C = 9,618.39'' = 801.53 = 244.31 \text{ m.}$$

Longitud que cubre cable izamiento neto = $200+16+5 +20 = 241 \text{ m}$,
por lo que las dimensiones elegidas de la tambora del winche son correctas.

c.- Cálculo de Carga de doblado (Fd):

$$F_d = A \cdot \frac{E \cdot d_w}{D}$$

$$F_d = \frac{0.38 \times (1)^2 \times 12 \times 10^6 \times 0.063 \times 1}{60}$$

$$F_d = 4,788 \text{ Lbs} = 2.39 \text{ TC}$$

Por consiente de tiene:

Cargas:	TC
Carga de doblado	= 2.39
Peso mineral (3.0 TM)	= 3.31
Peso skip (800 kg)	= 0.88
Peso cable ($\frac{921.91 \times 1.566 \text{ Lb/pie}}{2,000}$)	= 0.72
Aceleración cable ($\frac{4.40 + 0.88}{32.2}$) x 2	= 0.33
Total carga	= 7.63

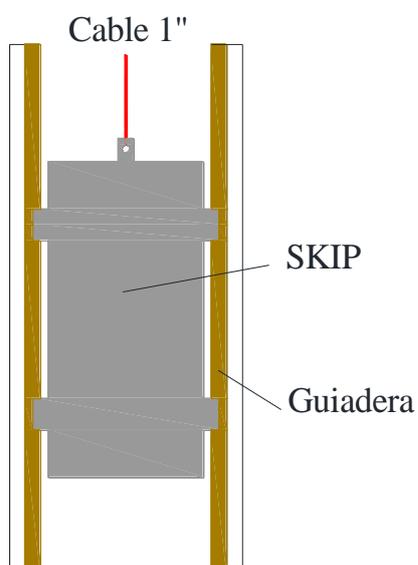
Realizando la constatación del factor de seguridad para el cable:

$$FS = \frac{40.133}{7.63} = 5.25 > 5 \text{ lo que indica que el cable elegido es correcto}$$

4.3.2.- SKIP.

El skip es el componente importante del izaje, es un recipiente metálico diseñado de acuerdo a los requerimientos de izaje, que para nuestro caso tiene una capacidad de 3 TM y un peso de 1760 kg. Está dotado de compuertas de carga y descarga durante la operación de izaje.

PLANO 4.3.2.- Vista en sección longitudinal del skip



SKIP
(1.2 m³)

Fuente: Elaboración propia

4.3.3.- CÁLCULO DEL HP DEL MOTOR PARA EL WINCHE:

a).- Cálculo de la velocidad de aceleración:

Producción por guardia = 750 TM = 826.72 TC

N° de viajes/hora = $\frac{826.72 \text{ TC}}{7 \text{ hrs} \times 3.31 \text{ TC}} = 36$

7 hrs x 3.31 TC

Tiempo de izamiento de un viaje por segundo:

$$T_v = \frac{3,600 \text{ seg} \times 1 \text{ viaje}}{36 \text{ viajes}} = 100 \text{ segundos}$$

Cálculo de la velocidad:

$$T_a = 8 \text{ s}$$

$$T_d = 8 \text{ s}$$

$$T_m = 10 \text{ s}$$

$$T_t = T_v - 2T_m = 100 - 2 \times 10 = 80 \text{ s}$$

$$\text{Tiempo en subir o bajar} = 80 \text{ s} / 2 = 40 \text{ s}$$

Resumen de tiempos:

$$\text{Tiempo de aceleración (} T_a \text{)} = 8 \text{ s}$$

$$\text{Tiempo de desaceleración (} T_d \text{)} = 8 \text{ s}$$

$$\text{Tiempo de velocidad uniforme (} T_{vu} \text{)} = 24 \text{ s}$$

$$= \mathbf{40 \text{ s}}$$

Tiempo de velocidad constante:

$$e = \left(\frac{X - (T_a + T_d)}{2} \right) = \left(\frac{40 - (8+8)}{2} \right) = 32 \text{ s}$$

Nº de vueltas de la tambora = 43

Velocidad angular = $43 / 32 = 1.34 \text{ r.p.s}$

Nº de vueltas realizadas por el tambor durante:

$$\text{Aceleración} = V_a T_a / 2 = \frac{1.34 \times 8}{2} = 5.36$$

$$\text{Velocidad uniforme} = V_a T_{vu} = 1.34 \times 24 = 32.16$$

$$\text{Desaceleración} = \frac{V_a T_a}{2} = \frac{1.34 \times 8}{2} = 5.36$$

Longitud del cable enrollando durante:

N° de vueltas x D x π

$$\text{Aceleración} = 5.36 \times 5.33' \times 3.1416 = 89.75 \text{ pies}$$

$$\text{Veloc. uniforme} = 32.16 \times 5.33 \times 3.1416 = 538.51 \text{ pies}$$

$$\text{Desaceleración} = 5.36 \times 5.33 \times 3.1416 = 89.75 \text{ pies}$$

b. - Cálculo de momentos.

Peso estático:

$$\text{Subiendo} = \text{Peso Skip} + \text{Peso mineral}$$

$$= 1,760 + 6,620 = 8,380 \text{ Lbs}$$

$$\text{Bajando} = \text{Peso skip} = 1,760 \text{ Lbs}$$

Momento producido por la carga subiendo:

N° de vueltas

$$0 \quad 8,380 \text{ Lbs} \times 2.665 \text{ pies} = 22,332.7 \text{ Lb-pie}$$

$$5.36 \quad 8,380 \text{ Lbs} \times 2.665 \text{ pies} = 22,332.7 \text{ Lb-pie}$$

$$32.16 \quad 8,380 \text{ Lbs} \times 2.665 \text{ pies} = 22,332.7 \text{ Lb-pie}$$

$$37.52 \quad 8,380 \text{ Lbs} \times 2.665 \text{ pies} = 22,332.7 \text{ Lb-pie}$$

Momento producido por el cable subiendo:

$$0 \quad 725.06 \text{ pies} \times 1.566 \text{ Lbs/pie} \times 2.665 \text{ pies} = 3,025.96 \text{ Lb-pie}$$

$$5.36 \quad 609.86 \text{ pies} \times 1.566 \text{ Lb/pie} \times 2.665 \text{ pies} = 2,545.18 \text{ Lb-pie}$$

$$32.16 \quad 235.45 \text{ pies} \times 1.566 \text{ Lb/pie} \times 2.665 \text{ pies} = 977.09 \text{ Lb-pie}$$

$$37.52 \quad 0 \quad \times 1.566 \text{ Lb/pie} \times 2 \text{ pies} = 0 \text{ Lb-pie}$$

Total de momentos subiendo:

N° de vueltas	0	5.36	32.16	37.52
Carga	22,332.7	22,332.7	22,332.7	22,332.7
Cable	3,025.96	2,545.18	977.09	0
Total	25,358.66	24,877.88	23,309.79	22,332.7

Nota: como el izaje es con un solo cable no equilibrado no se considera los momentos de bajada.

Momento de fricción:

$$\begin{aligned} \text{Mto. máx. res.} &= \frac{\text{Mto. Max} + \text{Mto. Minimo}}{2 \times \text{eff.}} \\ &= \frac{25,358.66 + 22,332.7}{2 \times 0.80} = 29,807.1 \text{ Lb-pie} \end{aligned}$$

$$\text{Mf} = \text{Mto. max. res.} - \frac{(\text{Mto.max} + \text{Mto.min})}{2}$$

$$\text{Mf} = 29,807.1 - \frac{(25,358.66 + 22,332.7)}{2} = 5,961.42 \text{ Lb-pie}$$

Momento de aceleración y desaceleración:

$$\text{Skip} = 1,760 \text{ Lb}$$

$$\text{Skip} + \text{mineral} = 6,620 \text{ Lb}$$

$$\text{Cable} = 1,444 \text{ Lb}$$

$$\text{Tambora y polea (1,200 Lb + 400 Lb)} = 1,600 \text{ Lb}$$

$$\text{Cajas, ejes, etc.} = \underline{500 \text{ Lb}}$$

$$\text{Total} = \mathbf{11,924 \text{ Lb}}$$

Velocidad:

$$V = \text{rps} \times \pi \times D$$

$$= 1.34 \times 3.1416 \times 2.665 = 11.22 \text{ pies/s}$$

Aceleración: $a = V/Ta = 11.22/8 = 1.40 \text{ pies/s}$

Fuerza de aceleración

$$Fa = \frac{W}{G} \times a$$

$$Fa = \frac{11,924}{32.2} \times 1.40 = 518.43 \text{ Lb}$$

Momento de aceleración:

$$Ma = Fa \times R$$

$$Ma = 518.43 \times 2.665 = 1,381.61 \text{ Lb – pie}$$

$$\text{HP torque} = \frac{2 \cdot \pi \cdot \text{rps} \cdot M}{550} = \frac{2 \times 3.1416 \times 1.40 \cdot M}{550} = 0.01599 \text{ M}$$

SUMATORIA DE MOMENTOS:

	0	A	B	C	D
Momento Neto	25,358.66	24,877.88	24,877.88	23,309.79	22,332.7
Momento de Fricción	5,961.42	5,961.42	5,961.42	5,961.42	5,961.42
Mto. de aceler. y desac.	1,776.38	1,776.38			-1,776.38
Momento Total	33,096.46	32,615.68	30,839.30	29,271.21	26,517.74
Tiempo	0.00	8.00	8.00	25.00	25.00
HP	529.21	521.52	493.12	468.05	424.02

Capacidad del motor:

$$\text{Rms HP} = \frac{529.21 + 468.05}{2} = 498.63$$

Potencia necesaria para acelerar y retardar el motor en 1 segundo:

$$498.63 \times 1.60 = 797.81 \text{ HP}$$

1.6 es el 160 % que se considera de más en la potencia.

Potencia necesaria para acelerar y desacelerar considerando el tiempo de 8 s = $797.81 / 8 = 99.73$ HP

La potencia en los puntos A y D será:

$$A = 521.52 + 99.73 = 621.25 \text{ HP}$$

$$D = 424.02 + 99.73 = 523.75 \text{ HP}$$

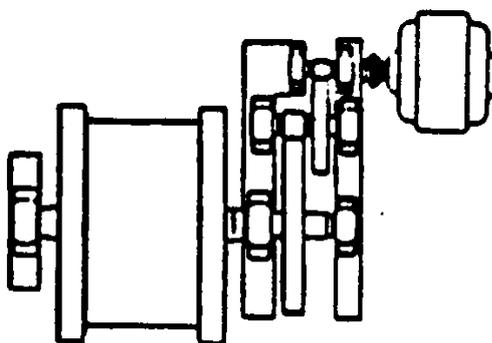
$$\text{RMS} = \left(\frac{A^2 \cdot T_a + B^2 + C^2 + BC \cdot T_s + D^2 \cdot T_r}{3} \right)^{0.5}$$

$$\text{Kta} + T_s + KTr + KTo$$

$$\text{RMS} = \left(\frac{621.25^2 \times 8 + (493.12^2 + 468.05^2 + (493.12 \times 468.05) \times 24) + 523.75^2 \times 8}{\frac{1}{2} \times 8 + \frac{1}{2} \times 24 + \frac{1}{2} \times 8} \right)^{0.5}$$

$$\text{RMS} = 603.64 \Rightarrow 600 \text{ HP}$$

Disposición del winche de izaje: una sola tambora, frenos y motor eléctrico de 600 HP.

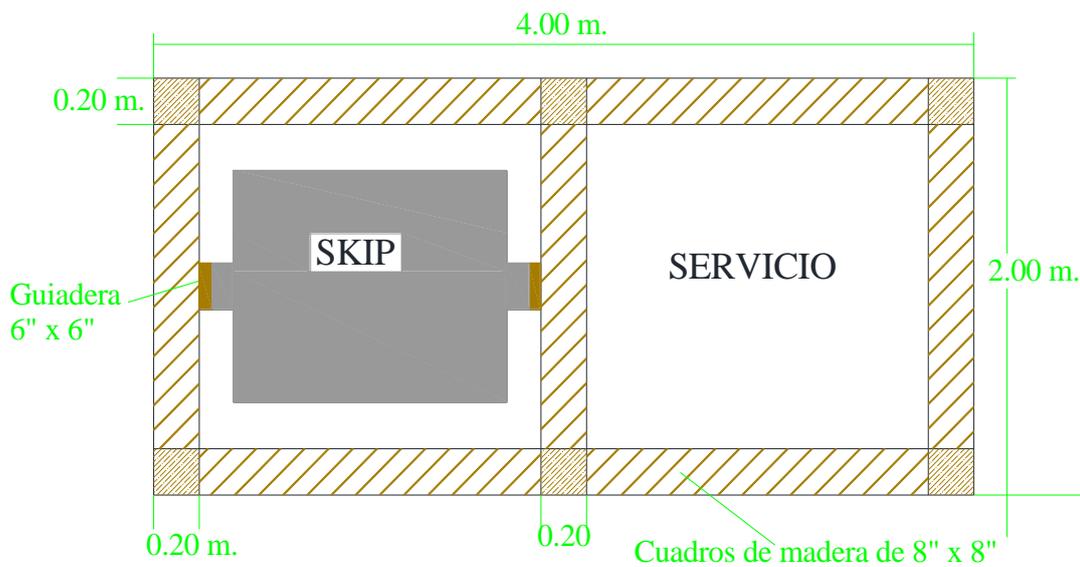


Fuente: Fuente: AIME. Equipos para minería subterránea

4.4.- CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE VERTICAL.-

La construcción del pique vertical, se realizará mediante método convencional para lo cual se empleará máquina perforadora neumática conforme al siguiente procedimiento.

PLANO 4.5.- Proyecto pique Huancapetí vista en planta

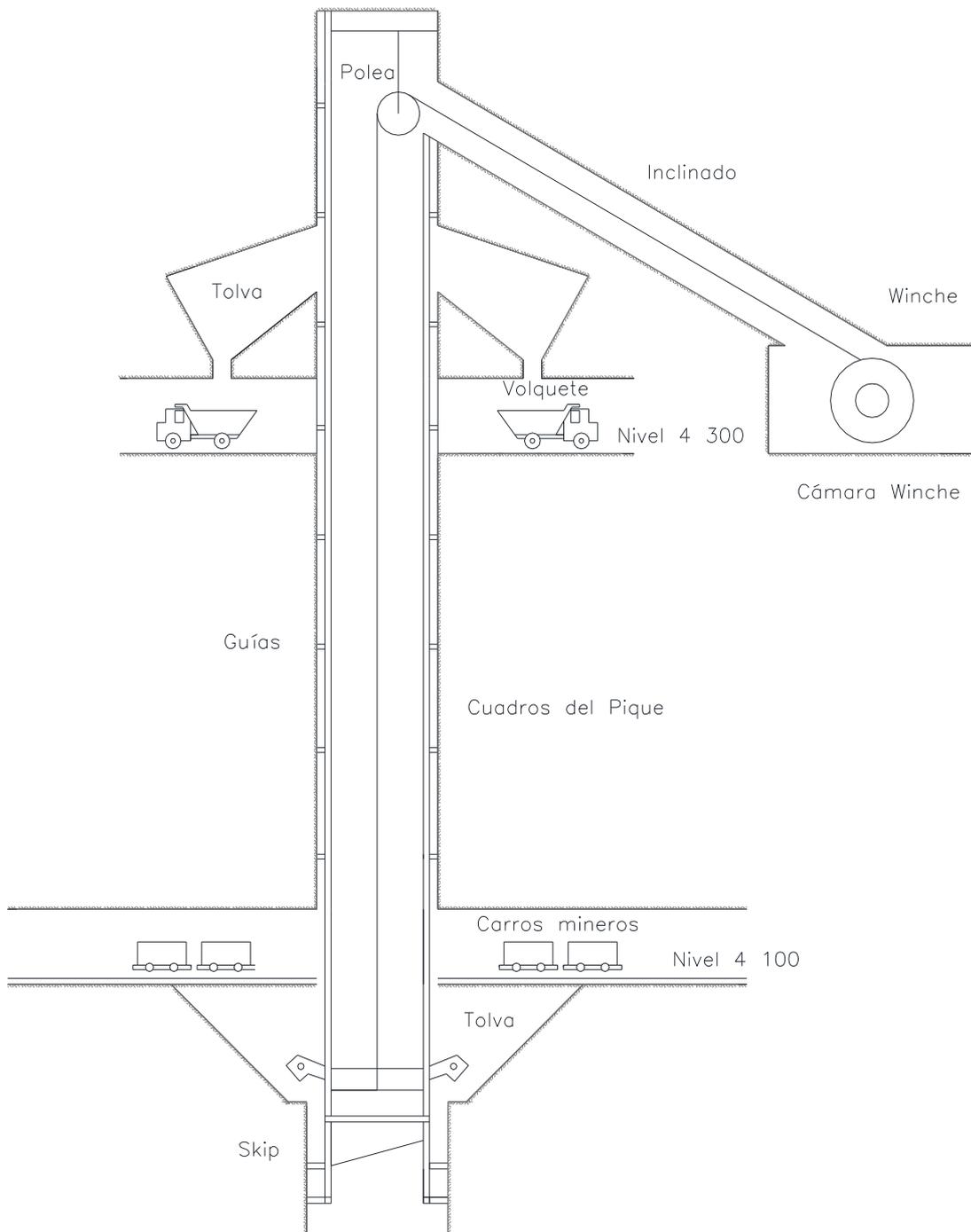


Fuente: Elaboración Propia

4.4.1.- PROCESO DE CONSTRUCCIÓN

El proceso de construcción del pique inclinado a construirse entre los niveles 4300 0 4100.

PLANO 4.5.1.- Proyecto Construcción Pique Huancapetí



Fuente: Elaboración Propia

ETAPAS DE CONSTRUCCIÓN:

- (1) Construcción del crucero.
- (2) Construcción de la cámara de winche
- (3) Construcción del inclinado (desde el winche hasta la polea).
- (4) Construcción del pique
- (5) Construcción de la estación de carga (ore pas y wastwe pass).
- (6) Construcción de la estación de descarga (Tolvas).
- (7) Construcción de la cámara de bombeo.

4.4.2.- TÉCNICAS DE CONSTRUCCIÓN

Las técnicas de ejecución de piques son las siguientes:

a) Método de Congelación

Consiste en congelar el terreno suelto y muy acuífero y perforar el pozo en la zona congelada. Para ello se hacen una serie de sondeos en el círculo a 2 ó 3 m del contorno del futuro pozo y separados 1 m entre sí hasta llegar a una base firme impermeable. Estos sondeos se entuban con tubos cerrados por el fondo y se introduce en ellos, mediante otros tubos de menor diámetro, una lejía o salmuera de cloruro de magnésico o cálcico, refrigerada de -19 a -25 °C. El terreno se congela y el pozo puede perforarse. La verticalidad de los sondeos es extremadamente importante porque en caso contrario pueden quedar zonas sin congelar.

Este método permite explotar yacimientos en el permafrost que de otro modo sería imposible.

b) Método de Honigmann

Deriva del antiguo King Chaudron, en desuso y que utilizaba grandes trépanos de percusión. En el Honigmann el trépano es rotativo y los residuos se extraen por circulación de lodos, bajando por el pozo y saliendo por el varillaje, inyectando aire comprimido.

El pozo se mantiene siempre lleno de agua y lodo, y se parece un rotary grande. Terminada la profundización se introduce un revestimiento cilíndrico de chapa que se empalma por secciones y se hunde poco a poco. Cuando llega al fondo se cementa el hueco entre el revestimiento y el terreno eliminando el lodo con agua limpia lo que a veces da lugar a presiones y hundimientos. El método es bueno para terrenos blandos y profundidades medias.

c) Método de Cementación

Consiste en inyectar una lechada de cemento a presión a través de una corona de sondeos. La cementación las grietas y poros impermeabilizando el terreno, las grietas deben tener más de 0.1 mm de ancho para admitir la lechada. En las arenas solo puede aplicarse cuando son lo suficientemente permeables para no comportarse como un filtro y detener el cemento rápidamente. Este método sirve también para galerías cementaciones etc.

Al secar el macizo se profundiza por el método ordinario y es de excelente aplicación en rocas firmes con grietas no demasiado grandes y sin arcilla ya que esta es un veneno que impide el

fraguado del cemento. La cementación se hace desde el fondo y solo en los tramos con grietas.

d) Método Hinca

En este método el revestimiento se clava en el terreno a medida que se completa su construcción por la parte superior y se extraen las tierras interiores. Para ello el revestimiento apoya sobre un anillo o rodete cortante de acero pudiendo ser el resto de hormigón o de anillos de fundición. Cuando su propio peso no basta se ayuda a hincar el revestimiento, etc. Existe método solo se aplica en terrenos blandos o sueltos con agua y hasta 30 m de profundidad. Se trabaja a nivel lleno por lo que para sacar las tierras se emplean cucharas y buzos si es preciso.

e) Método de Tablestacas

Se trabaja como en avance de galerías en terrenos inconsistentes y acuíferos en los que la fortificación se clava avanzada sobre el arranque, para evitar que las tierras fluyan inundando el hueco abierto. Se llega hasta 25 m de profundidad. Las tablestacas se solapan entre sí impidiendo el paso de las tierras y se clavan a maza o con peso suspendido o martinete.

Son de madera o metálicas y se apoyan en cuadros de madera o en anillos metálicos como en el avance de galerías.

f) Método de Deseccación.

Consiste en bajar el nivel del acuífero mediante bombas introducidas en sondeos de diámetro elevado, alrededor del futuro pozo, para a continuación proceder como habitualmente.

g) Métodos de Turbo – Rotary y con Corona

El turbo - rotary utiliza turbinas en el fondo junto a triconos transmitiéndose una gran potencia con motores. El de corona utiliza una corona de 3 a 4 m de diámetro con 12 triconos en su borde y saca un testigo central cada 5 m de profundización.

h) Métodos Alimak

Es un método de avance de pozos, en la que se tiene una plataforma removible para poder realizar los trabajos de perforación y voladura, es seguro ya que tiene guarda cabeza.



Fuente: U.P.M; Diseño y Construcción de obras subterráneas

4.4.3.- PERFORACIÓN - VOLADURA

La perforación se realizará en forma descendente, empleándose 02 máquinas perforadoras jack hammer, con el que se perforan taladros verticales hacia abajo de 6 pies de longitud, conforme a la malla de perforación dada.

En el carguío de los taladros se emplea dinamita semexa de 65% (casos especiales 80%), que viene en cartuchos de tamaño de 1 1/2" x 8". Como accesorio de voladura se empleará el Fanel de periodo corto y largo.

La cantidad de taladros y carga explosiva se realiza conforme al siguiente cálculo:

- **Taladros para el pique:**

Número de taladros (Nt):

$$Nt = P/dt + (C.S)$$

Dónde:

P = perímetro de la sección del pique inclinado

$$P = \sqrt{S} \times 4$$

Dt = espaciamiento de los taladros del perímetro que varía de:

0.50 a 0.55 para roca dura.

0.60 a 0.65 para roca intermedia

0.70 a 0.75 para roca suave.

C: coeficiente o factor de roca que varía de:

2.0 para roca dura

1.5 para roca intermedia.

1.0 para roca suave

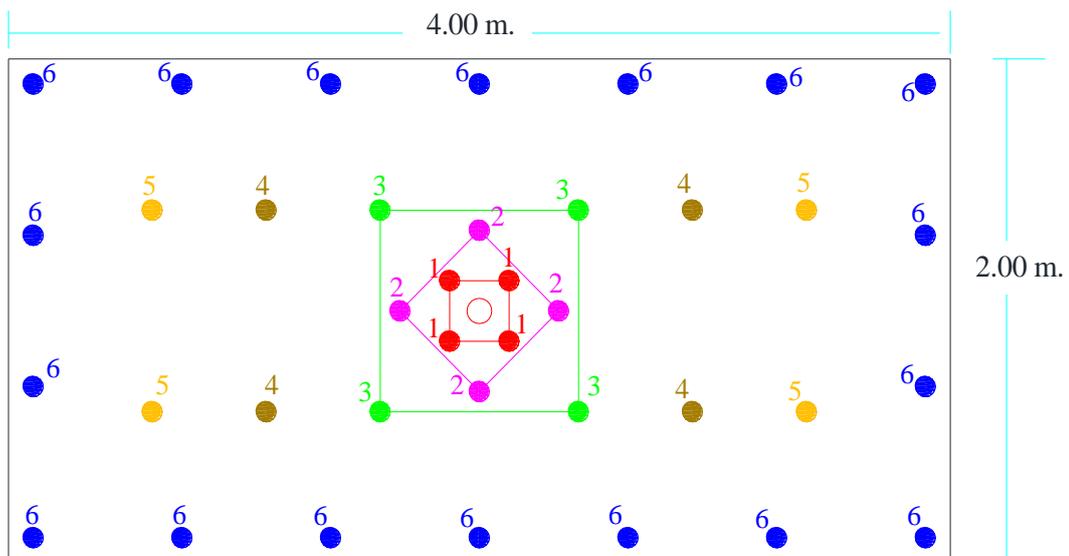
El área del pique es: sección 2.0 m. x 4.0 m. = 8.0 m²

$$P = \sqrt{8 \times 4} = 11.31$$

Para nuestro caso C = 2 dt = 0.55 m.

$$Nt = \frac{11.31}{0.55} + (2 \times 8) = 38 \text{ taladros}$$

MALLA DE PERFORACION PIQUE VERTICAL (ROCA DURA)



Fuente: Elaboración Propia

- **Cálculo del factor de carga:**

	Sección (m ²)	
Tipo de roca	1 a 5	5 a 10
	Kg/m ³	Kg/m ³
Roca dura	3.0 - 2.5	2.0
Roca intermedia	2.2 - 1.8	1.8 - 1.4

Roca suave 1.5 - 1.0 1.0 - 0.8

De acuerdo a nuestra sección corresponde un factor de carga de 2 Kg/m³, la cantidad de carga explosiva (Qt) por disparo es:

$$\text{Longitud taladro} = 6' = 1.80 \text{ m}$$

$$\text{Area} = 8.0 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen} = 8 \text{ m}^2 \times 1.8 \text{ m} = 14.40 \text{ m}^3$$

$$Q_c = 14.40 \text{ m}^3 \times 2.0 \text{ Kg/m}^3 = 28.80 \text{ Kg (334 cart.)}$$

Esta cantidad se tiene que distribuir como se indica a continuación:

Taladro	N° Tal.	N° Cartuchos	Total Cartuchos
Corte	4	10	40
Primera ayuda	4	9	36
Segunda ayuda	4	9	36
Tercera ayuda	4	8	32
Cuadradores	18	7	126
Ayuda cuadradores	8	8	64
Total	36		334
Alivio	1		

B.- LIMPIEZA.-

La carga obtenida con el disparo, tiene que ser limpiado hasta los 50 m. de profundidad mediante balde y el resto del tramo mediante skip

4.4.4.- SOSTENIMIENTO.

El sostenimiento del pique se realizará mediante cuadros de madera completos de pino oregon de 8" x 8 " x 6', estableciendo dos compartimientos, uno para camino y el otro para el izaje. Además se instalará guías de madera de 6" x 4".

FIGURA 4.5.2.- SOSTENIMIENTO DE PIQUE



Fuente: Elaboración Propia

4.4.5.- ESTACIÓN DE CARGA.

Se situará debajo del nivel 4300, comprende 2 Pockets o bolsillo, cada uno de 50 TM de capacidad, uno para mineral y otro para desmonte, que serán abastecidos por el convoy de locomotora y carros mineros.

El carguío al skip se efectuará por la tolva con compuerta metálica con pistón de aire comprimido.

4.4.6.-ESTACIÓN DE DESCARGA

La polea estará ubicado encima del nivel 4100, a 16 mts. Dispondrá de un sistema de vaciado automático del Skip a las tolvas tanto de mineral como de desmonte, cuya capacidad será también de 50 TM cada una.

El mineral y/o desmonte de estas tolvas serán extraídos por volquetes de capacidad 12 m³.

4.4.7.- EXCAVACION DEL ORE PASS Y WASTE PASS.

Una vez elegido el lugar de ubicación, se inicia, sellando los dos pockets simultáneamente (Para mineral y desmonte), con sección de 1.2 m. x 1.2 m. levantando como si fuesen chimeneas. A partir del segundo disparo hasta el cuarto, los taladros deben tener una inclinación de 45°, para formar la cama del pocket y la caída posterior del material no dañe la tolva. A partir del 5to. disparo se para los taladros y se sigue levantando guiándose del punto de dirección hasta comunicar al nivel superior y que debe ser en la caja techo.

La sección inicial de los pockets debe ser mínimo de 4' x 4', como si fuese chimenea piloto y en una guardia debe hacerse la limpieza más el disparo en cada pockts.

Luego de comunicado las chimeneas se realiza el ensanche hasta tener la capacidad requerida tanto del Ore pass como del Waste Pass.

4.5.- SISTEMAS Y NORMAS DE SEGURIDAD DE LOS WINCHES DE IZAJE.

- Para asegurar el uso correcto del sistema de izaje, se requiere la capacitación del personal.
- Cualquier trabajo con movimientos de carga en altura, debe señalizarse en los niveles inferiores con avisos o barreras advirtiendo la probabilidad de caídas de objetos.
- Durante las operaciones de izaje con winches, sólo debe usarse señales estándares; ya sea de sonido, de iluminación o micrófono-intercomunicador.
- Al comenzar el levante, la persona responsable de las señales o Timbrero, debe estar adecuadamente identificada y coordinar con el Winchero cualquier tipo de movimiento.
- La única excepción a la regla, es una “**señal de emergencia**” para detener la marcha; esta señal, puede ser ejecutada por otra persona que no sea el señalero o Timbrero.
- El equipo de izaje debe ser usado para el propósito diseñado.
- No debe exceder la capacidad de carga.

- Debe brindarse acceso seguro, libre, ordenado y limpio a las estaciones de izaje.
- Los equipos de izaje motorizados deben estar provistos de interruptores-límites de seguridad, tanto para la acción de traslado como de levante máximo; así como limitadores de velocidad, ruptura de cable (leonas), etc.
- En todo equipo de izaje accionado eléctricamente, se debe asegurar que los conductores no sean atrapados por efectos de la acción de izaje. El sistema debe poseer todas las protecciones del caso, incluyendo la conexión a tierra.
- El número de hilos rotos en el tramo de (2) dos metros del cable, no debe exceder del diez por ciento (10%) de la cantidad total de hilos; de darse el caso, dicho cable, deberá ser retirado y reemplazado inmediatamente por otro nuevo.
- El cable deberá ser reemplazado también, cuando ha sufrido dobleces o presenta COCADAS.
- En el caso de tambores de enrollado de cables, se debe asegurar que, permanezcan en el tambor por lo menos tres vueltas del referido cable.
- El pique (infraestructura principal del Winche), debe estar ubicado según diseño y Planos; y debe tener acceso con los niveles principales para el transporte de personal, herramientas, materiales, explosivos, mineral y desmonte.
- El Winche jalará la jaula de transporte de personal, pero cuando se trate de acarreo del mineral, nunca se debe transportar personal.

Las horas de izaje de mineral o desmonte, deben ser independientes de las horas de izaje de personal.

- No está permitido llevar material y personal juntos en una misma jaula.
- Tampoco está permitido llevar personal en los baldes de mineral ni en los Skips.
- La operación del Winche requiere de alta responsabilidad y mucha personalidad en la coordinación y el cumplimiento de las órdenes. La comunicación entre el Timbrero y el Winchero debe ser clara y precisa, en cumplimiento del ESTANDAR, PROCEDIMIENTO Y PRÁCTICAS del Sistema de Izaje
- Diariamente o cuando el sistema ha dejado de funcionar por una hora o más, se debe hacer un chequeo general denominado **“Prueba en Vacío”**; y verificar el funcionamiento del tablero de control, las luces que indiquen algún desperfecto en el sistema de izaje; y fundamentalmente asegurarse de que el Pique y las Guías, estén libres de obstrucciones, presencia de cuerpos extraños y otros motivos que induzcan a un posible accidente.
- Semanalmente debe realizarse la limpieza, engrase, chequeo del estado del cable de un compartimiento del Pique y el respectivo mantenimiento a los componentes de todo el sistema de izaje.
- Se debe respetar el manual de funciones, el código de señales y los respectivos códigos que se tiene en las normas de seguridad de la empresa.

Señales:

El siguiente código de señales se usara en todas las minas y se colocara mediante avisos en la caseta del winchero y en cada nivel (RS. y SO.

Art. 275º)

- Un (01) toque corto de timbre: Para parar cuando la jaula está en movimiento.
- Un (01) toque corto de timbre: Para izar cuando la jaula esté detenida.
- Un (01) toque largo de timbre: Para parar la jaula cuando el timbrero o winchero no ha entendido o se ha equivocado la señal emitida.
- Dos (02) toques cortos de timbre: Para bajar lentamente
- Tres (03) toques cortos de timbre: Señal preventiva de que va a moverse personal y subir lentamente
- Cuatro (04) toques cortos de timbre: Señal de que se va a disparar, cuando se está profundizando un pique. El winchero debe responder a esta señal, subiendo o bajando unos metros la jaula; y debe mantenerse alerta hasta que se haya completado el disparo.
- Cinco (05) toques cortos de timbre: Señales particulares de cada mina.

4.6.- VENTILACIÓN.

Para la evacuación de los gases y polvo producto del disparo, como también para la respiración del personal que trabaja en el inclinado se

tiene instalado en la estación de winche, una ventiladora eléctrica de 7150 CFM, conectado a una manga de ventilación de 16” de diámetro

4.6.1. Demanda de Aire

De acuerdo con las normas establecidas por el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera del Perú – RSHM (Art. 204), se consideró, la siguiente tabla de contaminantes, sus principales fuentes y cuáles son sus efectos a la salud:

CUADRO 6.2 PRINCIPALES FUENTES CONTAMINANTES

CONTAMINANTES	PRINCIPALES FUENTES	EFFECTOS EN LA SALUD
CO	Combustibles Fósiles	Daños al Sistema Nervioso Central y Cardiovascular
SOx	Combustibles Fósiles contenido de Azufre	Cardiovasculares y Respiratorios
NOx	Combustión a Alta Temperatura de Combustibles Fósiles	Tracto Respiratorio Alto y Bajo
Hidrocarburos no Saturados y Aromáticos	Uso de Petróleo, Carbon y Gas Natural	Algunos Poseen Propiedades Cancerígenas, Terratogénicas y Mutagénicas
Partículas	Actividades Industriales de Transporte, Combustión y Causas Naturales	Afecciones en el Sistema Respiratorio, Nervioso Central, Renal y Gastrointestinal

Fuente: Reglamento de Seguridad e Higiene Minera

4.6.2. Necesidades de Aire de Acuerdo a Diferentes Altitudes

Para respiración personal

De 0000 msnm a	1500 msnm	3.0 m ³ /min.
De 1501 msnm a	3000 msnm	4.2 m ³ /min.
De 3001 msnm a	4000 msnm	5.1 m ³ /min.
De 4001 msnm a	más msnm	6.0 m ³ /min.

De acuerdo al número de personas que laboran en la profundidad del pique (4 personas), se utilizaban explosivos para la construcción del pique, el caudal fue de dada por los siguientes ítems:

a. Por el número de personal y la altitud:

$$Q_a = N \times q$$

Dónde:

Q_a : Cantidad de aire necesario para el personal en m^3/min ,
 ft^3/min

N : Número de personas presentes en la mina y por guardia

q : Cantidad de aire mínimo por persona según el RSSOM

Hallando el número de personas que laboran en el interior del pique:

Maestro perforista	=	1
Ayudante perforista	=	1
Ayudante mina	=	1
Capataz	=	1
Total	=	4 personas

Entonces:

$$Q_a = 4 \times 212$$

$$Q_a = 848 \text{ ft}^3/\text{min}$$

b. Por el consumo de explosivos (Por gases)

$$Q_b = A \times V \times m$$

Dónde:

Q_b : Cantidad de aire para diluir los contaminantes por explosivos, en m^3/min , ft^3/min

A : Área promedio de la sección de galerías y/ o niveles de trabajo, en ft^2 ó m^2

V : Velocidad de aire según el RSSOM

m : Número de niveles en trabajo de la mina

Hallando el área de la sección del pique:

$$A = B \times H$$

$$A = 2.00 \text{ m} \times 4.00 \text{ m}$$

$$A = 8.00 \text{ m}^2 = 86.11 \text{ ft}^2$$

Para la construcción del pique se usa dinamita, según el RSSOM la velocidad de aire deber ser $V = 20 \text{ m}/\text{min}$ o $V = 65.61 \text{ ft}/\text{min}$

Según el gráfico; $m = 1$

Entonces:

$$Q_b = 86.11 \times 65.61 \times 1$$

$$Q_b = 5649.67 \text{ ft}^3/\text{min}$$

c. Por temperatura:

$$Q_d = A \times V_e \times t$$

Dónde:

A : Sección promedio del tajeo o frontón, en m^2 o ft^2

V_e : Velocidad efectiva obtenida de la tabla de temperatura efectiva a 30 °C

t : Número de tajeos calientes o puede ser número de niveles de trabajo

Aquí la temperatura promedio es de 82 °F, el equivalente en °C es:

$$^{\circ}C = \frac{5}{9}(^{\circ}F - 32)$$

$$^{\circ}C = \frac{5}{9}(82 - 32)$$

$$= 27.8^{\circ}C$$

Como la temperatura es menor que 30 °C entonces ya no se tendrá en cuenta por temperatura en nuestro calculo.

Sumando los cálculos obtenidos se tendrá un requerimiento de caudal en el interior del pique de:

$$Q_a = 848 \text{ ft}^3/\text{min}$$

$$Q_b = 5649.67 \text{ ft}^3/\text{min}$$

$$Q_{TOTAL} = 6497.67 \text{ ft}^3/\text{min}$$

Con el fin de garantizar que se cumpla con este requerimiento, fue necesario diseñar un sistema de ventilación, capaz de descargar 6500 cfm, en el interior del pique.

4.6.3. Sistema de Ventilación Requerida

El sistema de ventilación más recomendable para este tipo de excavación es el de ventilación forzada, que permite conducir el aire fresco desde la superficie hasta el frente de trabajo a través de un ducto flexible (manga de ventilación).

Asumiendo que no más del 10% del área de la excavación vaya a ser ocupada por el ducto de ventilación para no interferir con las tareas de excavación y la remoción del material excavado, se podrá acomodar un ducto flexible de 16" de diámetro.

Debido a las diferentes pérdidas de carga, por el rozamiento y juntas que existen a lo largo de la manga de ventilación, el caudal que debe impulsar el ventilador a instalarse al inicio de la línea de la ventilación debió ser mayor que el que se requiere en el frente de trabajo.

Se utilizó ductos de ventilación flexible nuevos, de buena calidad y con las juntas correctamente instaladas, lo cual permite considerar que las fugas de aire que se pudieron presentar a lo largo de la línea de ventilación, serían del orden de 2.5% por cada 50 m de ducto, de manera que cuando el pique alcance su profundidad máxima, el ventilador a emplearse deberá ser capaz de impulsar un caudal de aire de 7150.00 cfm, a través de la línea de ventilación, para garantizar que al frente de trabajo llegue el caudal requerido de 6500.00 cfm.

El factor de fricción para este tipo de ductos es de 0.0033 kg/m^3 (valor equivalente a $(18 \times 10^{-10} \text{ lb}\cdot\text{min}^2/\text{ft}^4)$, en el sistema inglés), pero para el cálculo que se obtuvo, se ha considerado un valor algo más conservador de 0.004 kg/m^3 .

Para lograr impulsar el caudal requerido cuando el pique alcance su longitud máxima de 200 m, se requirió instalar en la boca del pique un ventilador axial.

En esas condiciones, el consumo de energía del ventilador a instalarse en la parte superior del pique será del orden mínimo de 42 HP.

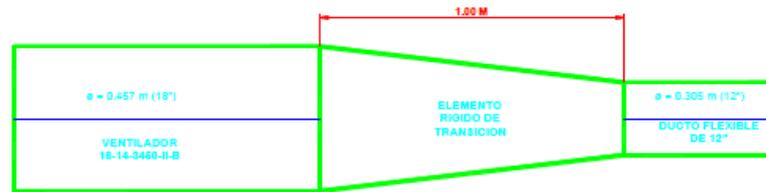
Esta potencia permite asegurar que la velocidad del aire al interior del pique no será nunca menor de 25 m/min, la misma que permitirá garantizar condiciones termo ambientales adecuadas en el interior de la excavación y cumplir con el requerimiento del RSHM, que en su Art. 204 (e) establece que la velocidad del aire en el frente de trabajo no deberá ser menor que 20 m/min (0.33 m/s).

Dicho cálculo se realizó a 200 m de profundidad, lo cual se garantiza que a partir de los 55 m de profundidad será utilizada dicha a ventilación con ayuda de la ventilación natural.

4.6.4. Instalación de Ventilación

El ventilador debió ser conectado a la línea de conducción al inicio de ésta, a través de una transición rígida de 1.5 m de longitud como la que se muestra a continuación, para garantizar una buena recuperación de la energía cinética del aire antes de su ingreso a la línea de conducción.

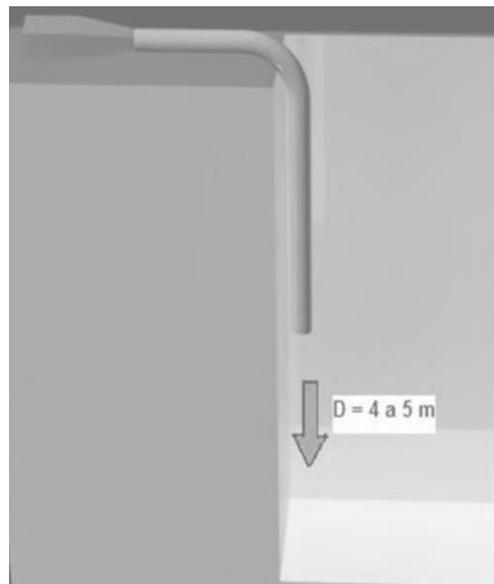
Esquema 02: Ventilador



Fuente: Elaboración propia

El extremo de la línea de conducción deberá mantenerse a 4-5 m del frente de trabajo para garantizar una buena ventilación en la zona de trabajo, tal como se muestra a continuación:

Esquema 03: Sistema de Ventilación



Fuente: Elaboración propia

4.7.- BOMBEO.-

El agua que se presenta durante la excavación del pique será evacuado mediante una bomba neumática y una vez concluida la construcción del

inclinado se cambia por una electrobomba de 60 a 80 HP, dependiendo del caudal de agua presente.

4.8.- COSTOS UNITARIOS DE CONSTRUCCIÓN.

Se ha elaborado los costos unitarios de excavación, sostenimiento considerando los precios actuales de mercado nacional, tanto de mano de obra, materiales y equipos, que se detallan a continuación:

CUADRO N° 4.8
COSTO DE EXCAVACION PIQUE VERTICAL
SECCION: 2 X 4 M.

DESCRIPCION	UND	CANTIDAD	PRECIO UNI. US \$	PARCIAL US \$	TOTAL US \$
1.- MANO DE OBRA:					
Maestro perforista	H.H	8.00	2.42	19.36	
Ayudante perforista	H.H	8.00	2.10	16.80	
Maestro disparador	H.H	2.00	2.32	4.64	
Operador winche	H.H	8.00	2.00	16.00	
Ayudante mina	H.H	8.00	1.80	14.40	
Capataz	H.H	8.00	3.60	28.80	
Leyes sociales (80.70%)				87.00	187.00
2.- EXPLOSIVOS Y MECHAS					
Dinamita	Kg	28.80	2.25	64.80	
Fanel	UND	36.00	1.35	48.60	
Cordón detonante 3P	M	10.00	0.15	1.50	
Guia de seguridad	M	1.50	0.10	0.15	
Fulminante N° 6	UND	1.00	0.12	0.12	115.17
3.- EQUIPO DE PERFORACION:					
Máquina perforadora	H.M	3.00	10.00	30.00	
Barrenos: 3', 6'	m.	42.00	1.20	50.40	80.40
4.- EQUIPO DE LIMPIEZA:					
Winche eléctrico de 50 HP	H.M	6.00	10.00	60.00	30.00
5.- IMPLEMENTOS DE SEGUR.					
Implementos completos de seguridad.	HH	40.00	0.37	14.80	14.80
6.- HERRAMIENTAS:					
Herramientas diversas (5% MO)				9.35	9.35
7.- AIRE COMPRIMIDO:					
Compresora de 1,000 CFM	H.M	6.00	27.00	162.00	162.00

8.- ENERGIA.						
Energía eléctrica	KWH	250	0.50	125.00	125.00	
SUB TOTAL US \$ =					1,347.12	
Gastos generales (20%)					269.42	
Utilidad (10%)					134.71	
TOTAL US \$ =					1,751.52	
Metros avanzados/disparo					1.65	
Costo por metro de avance \$.					1,061.36	

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 4.8 B

COSTO UNITARIO DE COLOCACION DE CUADROS DE PIQUE

Rendimiento: 01 cuadro/día

Costo unitario directo por cuadro \$: 3940.65

DESCRIPCION DEL INSUMO	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO \$.	COSTO P. \$	COSTO TOT. \$
MANO DE OBRA:					
Maestro enmaderador	HH	8	2.90	23.20	
Ayudante enmaderador	HH	8	2.30	18.40	
Operarios	HH	16	2.10	33.60	
Bodeguero	HH	2	2.00	4.00	
Leyes sociales (80.70%)				63.91	143.11
MATERIALES:					
Madera pino oregon 8" x 8"	Pies ²	163.00	15.00	2,445.00	
Tablas de 6" x 2" x 3'	Pies ²	32.00	6.00	192.00	
Guias de madera de 6" x 4" x 10'	Pies ²	12.00	6.50	78.00	
Escaleras	UND	1.00	7.00	7.00	2,722.00
EQUIPOS:					
Herramientas manuales	% MO			7.16	
Patilladora neumática	HM	3.00	5.00	15.00	
Ventiladora de 20,000 CFM	HM	8.00	10.00	80.00	
Compresora de 660 CFM	HM	3.00	20.00	60.00	
Energía eléctrica	KWH	8.00	0.50	4.00	166.16
SUBTOTAL \$					3,031.27
Gastos Generales (20%)					606.25
Utilidad (10%)					303.13
TOTAL \$					3,940.65
Avance por cuadro (m)					2.00
Costo por metro de avance					1,970.33

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO V

EVALUACIÓN ECONÓMICA FINANCIERA

5.1.- VALOR DEL MINERAL.

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

A).-VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS DE PLATA –

PLOMO.

COTIZACIONES:

Plata (US\$/OZ.) : 17.73

Plomo (US\$/Lb,) : 0.94

LEYES DE CONCENTRADO:

Plata Oz/TM: 93.45

Plomo %: 47.10

PAGOS:

Ag = 93.45 Oz – 1.0 Oz x 95% = 60.09 x 17.73 \$/Oz = 1,065.39 \$/TM

Pb = 47.10% x 95% = 44.74 % x 2,204.6/100 x 0.94 = 927.16 \$/TM

Valor Bruto 1 TMNS = \$ 1,992.55

DEDUCCIONES Y PENALIDADES:

Maquila (5.50%):	109.59
Merma (4.0%)	79.70
Flete marítimo y seguros (3.4 %)	67.75
Total deducciones	257.04
Valor neto concentrado (US\$/TM)	1,735.51
Ratio de concentración	25.32
Valor mineral de cabeza (US\$/TM):	68.54

DISTRIBUCION DE LAS DEDUCCIONES:

$$\text{Ag} = \frac{1,065.39 \times 257.04}{1,992.55} = 137.43 = 1,065.39 - 137.43 = 927.96$$

$$\text{Pb} = \frac{927.16 \times 257.04}{1,992.55} = 119.60 = 927.16 - 119.60 = 807.56$$

Valor por:

$$\text{Ag} = \frac{927.96}{25.32} = \$ 36.65$$

$$\text{Pb} = \frac{807.56}{25.32} = \$ 31.89$$

Valor total de mineral de 1 TM de mineral de cabeza por contenido de

$$\text{Ag -Pb} = \$ 68.54$$

B).-VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS DE ZINC.

COTIZACIONES

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

LEYES DE CONCENTRADO

Zinc (%) = 53.00

PAGOS

Zn = 53.00 % x 0.85% = 45.05% x 2,204.60 Lb

= 993.17Lbs x 1.08 \$/Lb = \$ 844.19

Valor Bruto 1 TMNS = \$ 844.19

DEDUCCIONES Y PENALIDADES

Maquila (4.00%) = 33.77

Merma (2.0%) = 16.88

Flete marítimo y seguros (3.3 %) = 27.86

Total deducciones = 78.51

Valor neto concentrado (US\$/TM) = 765.78

Ratio de concentración = 21.93

Valor mineral de cabeza (US\$/TM) = 34.92

Valor total mineral de cabeza = 68.54 + 34.92 = 103.46 \$/TM

Tabla N° 26: Balance Metalúrgico

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

Fuente: departamento de Planta – Metalurgia.

5.2.- VALOR DE LA PRODUCCIÓN.

La producción de mineral a izarse desde el nivel 4100, cuando se explote será:

Producción diaria = 1,500 TM

Producción mensual = 1,500 TM x 30 días = 45,000 TM

Producción anual = 45,000 TM x 12 = 540,000 TM

Valor de la producción = 103.46 \$/TM x 540,000 TM = \$ 55'868,400

5.3.- VIDA DE LA MINA.

Las reservas de mineral en la Mina Hércules, cubicadas al 31 de diciembre del 2016 entre probado y probable, ascienden a 2'516,854 TM.

El ritmo de producción proyectado de 540,000 TM/año, la vida de la mina resulta:

$$\text{Vida Mina} = \frac{2'516,854\text{TM}}{540,000} = 4.66 \Rightarrow 5 \text{ años}$$

5.4.- DEPRECIACIÓN.

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

El valor de los activos que posee la Mina Huancapetí es de US \$ 8'780,000 y se considera un valor de salvamento del 30 % y siendo la vida de la mina de 5 años, la depreciación anual resulta:

Valor activos = \$ 8'780,000

Valor de salvamento (30%) = \$ 2'634,000

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

$$\text{Depreciación} = \frac{\$ 8'780,000 - \$ 2'234,000}{5 \text{ años}} = \frac{6'146,000}{5} = \$ 1'229,200$$

5.5.- COSTO DE OPERACIÓN

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

US \$/TM

Exploraciones	2.40
Desarrollos y Preparación	3.10
Explotación	14.00
Costos Directos de Mina	8.30
Benefico	12.15
Costos Directos de Planta	10.50
Gastos Administrativos	5.60
Gastos de Venta	8.70
Gastos Financieros	<u>5.25</u>
Total US \$/TM	70.00

5.6.- INVERSIONES.

Para la ejecución del proyecto propuesto de construcción del pique vertical de 2 x 4 m. de sección se requiere un capital de US \$ 1'096,992 que será para la construcción de la cámara de winche, inclinado, pocktes, pique, sostenimiento y equipos son:

CUADRO 5.6.- COSTO DE INVERSIÓN

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	C.UNITARIO US \$	PARCIAL US \$	TOTAL US \$
LABORES					
Chimenea	Mts.	5	300	1,500	
Inclinado	Mts.	40	300	12,000	
Camara winche	M3	150	50	7,500	
Estación carga	M3	230	50	11,500	
Estación descarga	M3	200	50	10,000	
Crucero	Mts.	15	450	6,750	
Pique vertical	Mts.	236	1,061	250,396	299,646
INFRAESTRUCTURA					
Sosten. Cuadros de mad.	Mts	236	1,970	464,920	
Estructura de carga	UND	2	2,500	5,000	
Estructura de descarga	UND	2	2,500	5,000	
Estación de bombeo	UND	1	4,000	4,000	
Controles cámara winche	UND	1	15,000	15,000	493,920
EQUIPAMIENTO					
Winche y tambora	UND	1	60,000	60,000	
Motor 600 HP	UND	1	25,000	25,000	
Polea	UND	1	1,000	1,000	
Skip	UND	1	15,000	15,000	
Cable de 1" ø	Mts.	281	140	39,340	
Motobombas de 60 HP	UND	4	5,000	20,000	160,340
SUBTOTAL US \$=					953,906
Imprevistos (10%)					95,391
Escalamiento 5%					47,695
TOTAL INVERSIONES US \$					1,096,992

Fuente: Elaboración Propia

5.7.- CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES.

Para la ejecución del proyecto de profundización del pique vertical se considera un tiempo total de 15 meses, conforme se indica en la Tabla.

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

N°	ACTIVIDAD	TRIIMESTRE				
		1	2	3	4	5
1	Trabajos preliminares: topografía	—				
2	Construcción del crucero de 4.0 x 4.0 m.	—				
3	Construcción del Chimenea 2.0 x 4.00 m.		—			
4	Construcción de cámara de winche		—			
5	Construcción de inclinado de 4' x 4'		—			
6	Construcción de tolvas de Almacenamiento		—			
7	Construcción del pique vertical			—	—	—

Fuente: Elaboración Propia

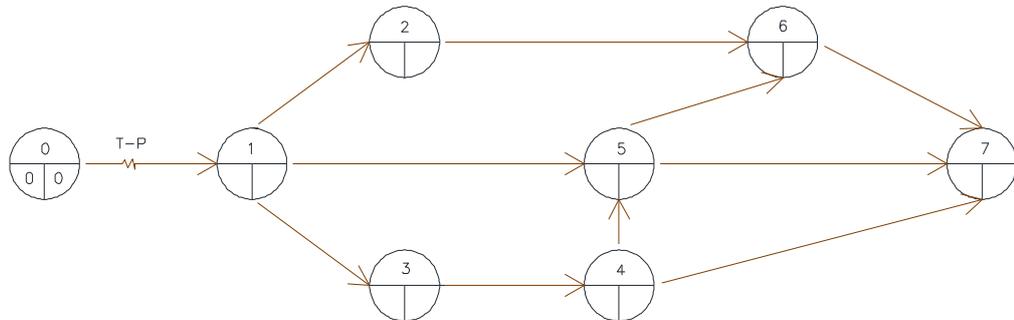
5.8.- TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN EN PERT – CPM

Se propuso las fechas de iniciación y finalización para las actividades del Proyecto Diseño y Construcción del Pique Vertical en la Unidad Económica Administrativa Huancapetí S.A.C. – 2016, a continuación se describe la duración de cada actividad:

Actividad	Descripción	Actividades Precedentes
A	Trabajos preliminares: Topografía	
B	Construcción del crucero de 4.0 m x 4.0 m	A
C	Construcción del Chimenea de 2.0 m x 4.0 m	A
D	Construcción de cámara de winche	C
E	Construcción del inclinado de 4' x 4'	A,D
F	Construcción de tolvas de almacenamiento	B,E
G	Construcción del pique vertical	E,F

Fuente: Elaboración Propia

Construyendo nuestra red del Proyecto a ejecutar en la Construcción del Pique Vertical en la U.E.A. Huancapetí S.A.C. Se tiene en el siguiente esquema el diagrama de redes para el proyecto de estudio.



Fuente: Elaboración Propia

A continuación se tiene un cuadro de las actividades en semanas del diagrama de redes del proyecto en estudio:

Actividades (i; j)	"a" tiempo más favorable	"m" probable	"b" menos probable	tiempo de quiebra (Di, j) semanas
(1;2)	14	16	18	14
(1;3)	12	14	16	11
(1;5)	20	26	38	21
(2;6)	13	18	23	16
(3;4)	7	8	9	5
(4;5)	6	8	16	5
(5;6)	8	10	18	8
(5;7)	13	17	21	13
(6;7)	7	8	15	5

Fuente: Elaboración Propia

Hallando la holgura:

$$Holgura = T.Pesimista - T.Optimista - T.Actividad$$

$$H_{ij} = T.Pe - T.Op - T.Ac$$

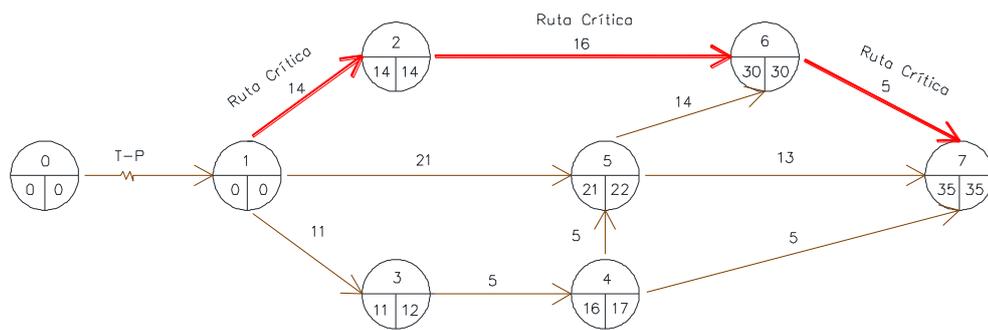
Por consiguiente se tiene:

H i,j	T. Pe - T. Op -T. Ac	HOLGURA
H 1,2	= 14 - 0 - 14	0
H 1,3	= 12 - 0 - 11	1
H 1,5	= 22 - 0 - 21	1
H 2,6	= 30 - 14 - 16	0
H 3,4	= 17 - 11 - 5	1
H 4,5	= 22 - 16 - 5	1
H 5,6	= 30 - 21 - 8	1
H 5,7	= 35 - 21 - 13	1
H 6,7	= 35 - 30 - 5	0

Por lo tanto la ruta crítica de nuestro Proyecto de Construcción del pique vertical en la U.E.A. Huancapetí S.A.C. será:

H i,j	T. Pe - T. Op -T. Ac	HOLGURA
H 1,2	= 14 - 0 - 14	0
H 2,6	= 30 - 14 - 16	0
H 6,7	= 35 - 30 - 5	0

Gráficamente se tiene:



Fuente: Elaboración Propia

5.9.- FINANCIAMIENTO.

El capital requerido para el proyecto de construcción del pique Huancapetí, será financiado por la empresa con recursos propios proveniente de la venta de concentrados.

5.10.- ESTADOS FINANCIEROS.

Se ha elaborado los estados de ganancias y pérdidas como también el flujo de fondos.

TABLA N° 5.10: ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS Y FLUJO DE CAJA

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS							
TRIMESTRE	0	I	II	III	IV	V	TOTAL
Producción TM		135,000	135,000	135,000	135,000	135,000	675,000
Valor de la Producción		13,967,100	13,967,100	13,967,100	13,967,100	13,967,100	69,835,500
Costo de Producción		9,450,000	9,450,000	9,450,000	9,450,000	9,450,000	47,250,000
UTILIDAD BRUTA		4,517,100	4,517,100	4,517,100	4,517,100	4,517,100	22,585,500
Depreciación		1,229,200	1,229,200	1,229,200	1,229,200	1,229,200	6,146,000
Utilidad antes de impuestos		3,287,900	3,287,900	3,287,900	3,287,900	3,287,900	16,439,500
Impuestos (30%)		986,370	986,370	986,370	986,370	986,370	4,931,850
UTILIDAD NETA		2,301,530	2,301,530	2,301,530	2,301,530	2,301,530	11,507,650
FLUJO DE CAJA							
INGRESOS							
Utilidad neta		2,301,530	2,301,530	2,301,530	2,301,530	2,301,530	11,507,650
Depreciación		1,229,200	1,229,200	1,229,200	1,229,200	1,229,200	6,146,000
Total ingresos		3,530,730	3,530,730	3,530,730	3,530,730	3,530,730	17,653,650
EGRESOS							
Intereses							
Amortizaciones							
Inversiones	1,096,992						
Total egresos		0	0	0	0	0	
FLUJO NETO	-1,096,992	3,530,730	3,530,730	3,530,730	3,530,730	3,530,730	16,556,658
Tasa	321.5						
TIR		0.23724792	0.05628658	0.01335387	0.00316818	0.00075164	
	-1,096,992	837,658	198,733	47,149	11,186	2,654	388

En la tabla se observa que la tasa interna de retorno es de 321.5% y da un flujo neto de \$ 16'556,658.

5.11.- VALOR ACTUAL NETO ECONÓMICO (VAN).

Para hallar el valor actual del proyecto, se ha tomado los flujos netos de la tabla N° 5.9 y considerando una tasa de actualización del 30 %, el cálculo del VAN es como sigue:

TRIMESTRE	FLUJO NETO US\$	FACTOR DE ACTUALIZACIÓN (30%)	FLUJO ACTUALIZADO
0	1'096,992	1.00000	-1'096,992
1	3'530,730	0.76923	2'715,943
2	3'530,730	0.59172	2'089,203
3	3'530,730	0.45517	1'607,082
4	3'530,730	0.35013	1'236,214
5	3'530,730	0.26932	950,896
			7'502,346

Fuente: Elaboración Propia

$VAN = + 7'502,346$

Como el $VAN > 1$ se ejecuta el proyecto.

5.12.- PERIODO DE RETORNO.

Trimestre	Flujo	Flujo Acumulado
1	2'715,943	2'715,943

$$\text{Flujo trimestre 1} = \frac{2'715,943}{3} = 905,314 \text{ \$/mes}$$

$$\text{Cantidad que falta cubrir} = 1'096,992 - 905,314 = 191,678$$

$$\text{Meses necesarios} = \frac{191,678}{905,314} = 0.21 \text{ meses}$$

El tiempo necesario para recuperar el capital es solo 1 mes.

CAPÍTULO VI

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

6.1.- PRESENTACIÓN DE RESULTADOS.

6.1.1.- EN RELACION CON LOS ASPECTOS TECNICOS.

La zona del pique comprendido entre los niveles 4300 a 4100 conforme a la evaluación geomecánica realizada y aplicando la clasificación de sistema RMR de Bieniawski da un valor comprendido entre 50 a 70 que corresponde de regular a buena y por lo tanto el sostenimiento del pique durante su excavación será principalmente mediante pernos de roca en los tramos donde se observe debilidades.

Los esfuerzos debido a la carga litostática alcanzan valores del esfuerzo vertical es de $\sigma_c = 128.5 \text{ Kg/cm}^2$ que es menor a la resistencia de la roca $\sigma_c = 764.15 \text{ Kg/cm}^2$

6.1.2.- EN RELACION A LOS ASPECTOS ECONOMICOS.

El monto de inversión para la construcción del pique asciende a US \$ 1'096,992 que comparado la alta rentabilidad a generarse con la explotación del mineral cubicado comprendido entre los niveles 4300 y

4100 y que será izado por el pique vertical está ampliamente justificado su construcción.

6.1.3.- CON RELACION A LA SEGURIDAD.

Para evitar que se sucedan accidentes durante la construcción del pique se tomarán en cuenta todas las medidas de seguridad conforme a las normas y leyes establecidas para trabajos de minado subterráneo.

6.2.- DISCUSIONES.

Las reservas cubicadas debajo del nivel 4300 deben ser explotados a corto plazo en razón de agotarse en la zona alta de la mina y debe construirse el pique vertical que servirá para el izaje del mineral y desmonte

El pique vertical a pesar de su costo y mayor tiempo de construcción, comparado con rampas, proporciona velocidad de izaje que se traduce en mayor volumen de mineral izado a un menor costo y permite alcanzar mayores profundidades y cuya operación de izaje se puede automatizar.

El pique vertical propuesto se construirá con el método convencional y que se justifica para una longitud vertical de 200 metros y que tendrá una duración de 15 meses.

CONCLUSIONES:

- 1.- El yacimiento de Hércules está conformado por vetas (relleno de fracturas), mantos de reemplazamiento.
- 2.- El yacimiento se encuentra en los volcánicos Calipuy constituidos por andesitas, brechas, tufos y dacitas.
- 3.- El mineral de mena está constituido por galena (SPb), argentita (S_{Ag2}) y esfalerita (SZn).
- 4.- Las reservas de mineral cubicadas al 31 de diciembre del 2016 dan para la zona de Hércules de 2'516,854 TMS, potencia de 4.0 m. con leyes de 3.39 Oz /TM de Ag, 2.13 % de Pb y 2.57 % de Zn.
- 5.- Las rocas que constituyen las cajas de las cajas son principalmente andesitas y brechas.
- 6.- De acuerdo a la clasificación geomecánica, las rocas en la zona del pique tienen calidad regular a buena.
- 7.- La extracción del mineral a explotarse comprendido entre los niveles 4300 y 4100 se realizará a través del pique de izaje vertical de sección 2 x 4 m. mediante un skip de 3 TM de capacidad.
- 8.- El abastecimiento de los pokets en el nivel 4300 la extracción se efectuará mediante volquetes de 25 TM de capacidad y en el nivel 4100 el abastecimiento a los pokets será mediante locomotora y carros mineros
- 9.- El proyecto de construcción del pique vertical requiere una inversión de

US \$ 1'096,992, que será financiado por la Empresa con recursos propios.

10.- El tiempo de construcción del pique es de 15 meses, que comprende varias actividades que se indican en el cronograma correspondiente.

11.- De acuerdo a la evaluación económica, la construcción del pique vertical resulta de alta rentabilidad para la empresa considerando los precios actuales de los metales, costo de producción y el monto de inversión.

12.- Dado la alta rentabilidad del proyecto, la recuperación de la inversión destinado a la construcción del pique vertical será en un solo mes.

RECOMENDACIONES:

1. El disparo de los taladros cargados en el pique puede resultar peligroso conforme profundice, por lo que se tomarán todas las precauciones de seguridad.
2. En caso de encontrarse cantidad de agua, el explosivo usado será apropiado como las gelatinas y emulsiones.
- 3.- Los cuadros que se coloquen en el pique las patillas en roca deben tener una profundidad no menos de 10 cm. y dichos cuadros deben ser fijados a la roca con cuñas y anclajes.
- 4.- El alineamiento de los cuadros debe realizarse con dos plomadas, uno en el eje del camino y otro en el eje de izaje.
- 5.- La construcción del pique debe ejecutarse según el cronograma propuesto respetándose la secuencia de las actividades, siendo la crítica la excavación del pique.
- 6.- La construcción del pique debe ser hecho por contratistas especializados en pique, que tengan el personal idóneo para este tipo de trabajos.

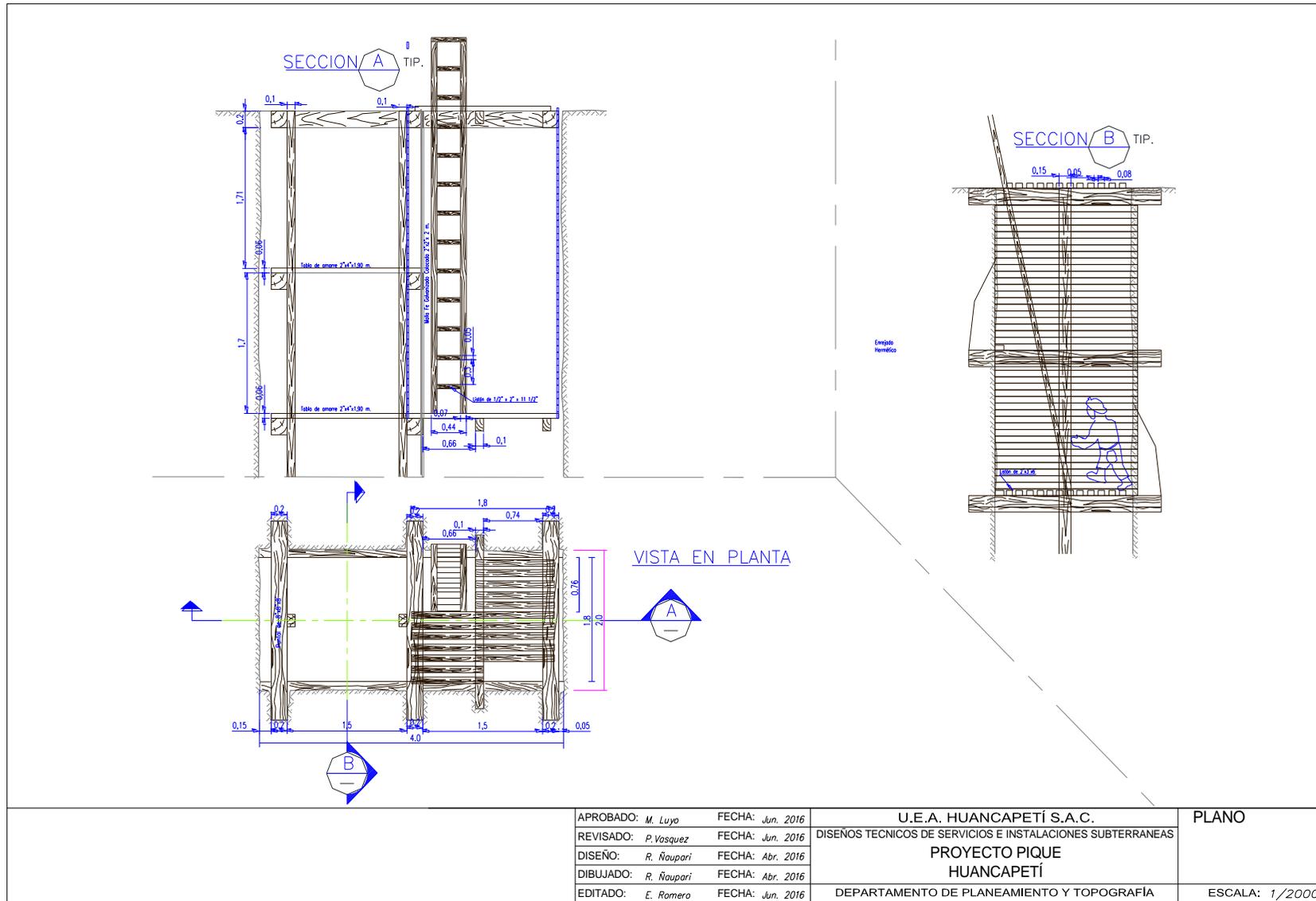
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS:

- 1.- AIME. Métodos de explotación subterránea. Edit. Mac Graw Hill. Nueva York 2000.
- 2.- AIME. Equipos para minería subterránea. Edit. Mc Graw Hill Nueva York 2006.
- 3.- Briceño E. Seguridad Industrial y control de pérdidas en la minería. Editado por Tecsup. Lima 1998; 97 – 105
- 4.- CEMAL BIRON ERGIN ARIOGLU. Diseño de ademes en minas. Primera Edición. Editorial Limusa. México 1997.
- 5.- EXSA. Manual práctico de voladura. 4ta. Edición. Lima 2005
- 6.- HOEK AND BROWN. Excavaciones subterráneas en roca. Edit. Mc Graw Hill. Nueva York 1990.
- 7.- INGEMMET. Geología del Cuadrángulo de Huaráz. Lima 2005.
- 8.- LLANQUE MOSQUERA E. Explotación Subterránea – Métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano. Puno 1995.
- 9.- SANTANA GERARDO. Ingeniería de Costos. Seminario Internacional. Lima 2012
- 10.- TAYLOR G. Ingeniería Económica. 4ta. Edición. Edit. Limusa. México 2010

ANEXOS:

PLANOS

PANO 2.- Diseños técnicos de servicios e instalaciones subterráneas en la Construcción del pique Huancapetí



APROBADO: <i>M. Luyo</i>	FECHA: <i>Jun. 2016</i>	U.E.A. HUANCAPETÍ S.A.C.	PLANO
REVISADO: <i>P. Vasquez</i>	FECHA: <i>Jun. 2016</i>	DISEÑOS TECNICOS DE SERVICIOS E INSTALACIONES SUBTERRANEAS	
DISEÑO: <i>R. Naupari</i>	FECHA: <i>Abr. 2016</i>	PROYECTO PIQUE HUANCAPETÍ	
DIBUJADO: <i>R. Naupari</i>	FECHA: <i>Abr. 2016</i>	DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO Y TOPOGRAFÍA	ESCALA: <i>1/2000</i>
EDITADO: <i>E. Romero</i>	FECHA: <i>Jun. 2016</i>		