

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO PARA LA PROFUNDIZACIÓN DE LAS  
OPERACIONES DEBAJO DEL NIVEL 440 EN LA MINA RELIQUIAS,  
CASTROVIRREYNA, 2022.

PRESENTADO POR EL BACHILLER: LUIS GAMONAL PARIONA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR: MG. ING. ROBERTO GUTIÉRREZ PALOMINO

AYACUCHO, 2022



**UNSCH**

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

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

## ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

### ACTA N° 041-2022-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 176-2022-FIMGC-D**, siendo los once días del mes de julio del 2022, a horas 9:00 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO** Jurado Asesor el **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO PARA LA PROFUNDIZACIÓN DE LAS OPERACIONES DEBAJO DEL NIVEL 440 EN LA MINA RELIQUIAS, CASTROVIRREYNA, 2022**”, sustentado por el Señor **Luis GAMONAL PARIONA**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería Minas**.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16 (Dieciséis)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE  
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
GEOLOGÍA Y CIVIL

*Dr. Efraín Elías Porras Flores*  
DECANO

Firmado digitalmente  
por **Dr. Ing. Efraín  
Elías Porras Flores**  
Fecha: 2022.07.18  
08:34:00 -09'00'

**Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**  
Presidente



*Ccatamayo*

Firmado digitalmente  
por **Mg. Ing. Ccatamayo  
Barrios Johnny Henry**  
Fecha: 2022.07.13  
07:23:38 -05'00'

**MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**  
Jurado



*Jaime Palomino Claudio*

Firmado digitalmente  
por **Jaime Palomino  
Claudio**  
Fecha: 2022.07.14  
10:27:00 -05'00'

**MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO**  
Jurado

Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga  
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

*Mg. Ing. Roberto Juan Gutiérrez Palomino*

Firmado  
digitalmente por  
**ROBERTO JUAN  
GUTIÉRREZ  
PALOMINO**

**Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO**  
Jurado - Asesor

Firmado  
digitalmente por  
**LEZAMA CUELLAR  
CHRISTIAN**

*Christian Lezama Cuellar*

**Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**  
Secretario del Proceso

c.c.:  
Bach. Luis GAMONAL PARIONA  
Jurados (4)  
Archivo

FACULTAD DE INGENIERÍA  
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL  
Av. Independencia S/N  
Ciudad Universitaria  
Central Tel 066 312510  
Anexo 151



**UNSCH**

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

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

## CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

### CONSTANCIA N° 038-2022-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH y Resolución Decanal N° 158-2021-FIMGC-UNSCH-D, deja constancia que Sr./Srta.

**Apellidos y Nombres** : GAMONAL PARIONA, Luis  
**Escuela Profesional** : INGENIERÍA DE MINAS  
**Título de la Tesis** : ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO PARA LA PROFUNDIZACIÓN DE LAS OPERACIONES DEBAJO DEL NIVEL 440 EN LA MINA RELIQUIAS, CASTROVIRREYNA, 2022.  
**Evaluación de la Originalidad** : 26 % Índice de Similitud  
**Identificador de la entrega** : 1865301302

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 30 de junio del 2022

Firmado  
digitalmente por  
LEZAMA CUELLAR  
CHRISTIAN

**Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**  
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado  
de la FIMGC

Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

# ESTUDIO TÉCNICO- ECONÓMICO PARA LA PROFUNDIZACIÓN DE LAS OPERACIONES DEBAJO DEL NIVEL 440 EN LA MINA RELIQUIAS, CASTROVIRREYNA, 2022

*por* Luis Gamonal Pariona

---

**Fecha de entrega:** 10-jun-2022 04:51p.m. (UTC-0500)

**Identificador de la entrega:** 1854525001

**Nombre del archivo:** Tesis\_Gamonal\_Pariona\_Luis\_10-06-2022.pdf (1.15M)

**Total de palabras:** 18761

**Total de caracteres:** 98770

# ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO PARA LA PROFUNDIZACIÓN DE LAS OPERACIONES DEBAJO DEL NIVEL 440 EN LA MINA RELIQUIAS, CASTROVIRREYNA, 2022

## INFORME DE ORIGINALIDAD

26%

INDICE DE SIMILITUD

24%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

12%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

1	<a href="https://repositorio.unsa.edu.pe">repositorio.unsa.edu.pe</a> Fuente de Internet	10%
2	<a href="https://docslide.net">docslide.net</a> Fuente de Internet	4%
3	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	2%
4	<a href="https://repositorio.unap.edu.pe">repositorio.unap.edu.pe</a> Fuente de Internet	1%
5	<a href="https://alicia.concytec.gob.pe">alicia.concytec.gob.pe</a> Fuente de Internet	1%
6	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	1%
7	<a href="https://1library.co">1library.co</a> Fuente de Internet	1%
8	<a href="https://www.scielo.org.bo">www.scielo.org.bo</a> Fuente de Internet	1%

## **DEDICATORIA**

Dedico este trabajo de investigación a Dios por guiar mi camino, a mi madre por acompañarme en esta etapa de mi vida, y por ser mi mayor fuente de inspiración para alcanzar mis objetivos y metas.

## AGRADECIMIENTO

Mi mayor agradecimiento a la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, a la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, y de manera especial a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por permitir a mi persona formarme profesionalmente dentro de sus cálidas aulas.

Quiero también expresar mi profundo agradecimiento al asesor de esta tesis, Ing., por el apoyo y dedicación que ha brindado a este trabajo. Asimismo, de manera especial agradezco a la Mina Reliquias por brindarme la oportunidad de realizar este trabajo dentro de sus ambientes.

También deseo agradecer a todas aquellas personas de noble corazón por sus sugerencias, opiniones y comentarios, que fueron de gran ayuda para el desarrollo de esta investigación.

## RESUMEN

El presente trabajo de tesis, titulado “ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO PARA LA PROFUNDIZACIÓN DE LAS OPERACIONES DEBAJO DEL NIVEL 440 EN LA MINA RELIQUIAS, CASTROVIRREYNA, 2022”, tuvo por finalidad proponer un estudio técnico-económico para la profundización de las operaciones debajo del Nivel 440 que de acuerdo a estudios geológicos existe evidencias de profundizar la mineralización. Para lo cual se construirá un pique vertical de 100 m. de longitud y con una sección de 2.4 x 2.4 m. Asimismo, para este estudio se empleó una metodología aplicada de nivel explicativo. Y que obtuvo la siguiente conclusión: La explotación de las vetas descritas en profundidad se realizará con el sistema convencional, aplicando el método de Almacenamiento Estático, por reunir la estructura las condiciones exigidas por este método. Asimismo, en la profundización del pique vertical se necesita hacer una inversión de US \$ 1'000,000 en labores, equipos y capital de trabajo, que será financiado por la banca nacional con garantía de activos que la empresa posee en la ciudad de Lima, con una tasa de interés anual de 15%, mediante un análisis costo beneficio se asume un TIR óptimo de 32% por lo tanto la realización del proyecto se hace viable. Es así, que el proyecto de profundización es de alta rentabilidad considerando los precios proyectados para un periodo de cinco años.



## ÍNDICE

DEDICATORIA .....	ii
AGRADECIMIENTO .....	iii
RESUMEN .....	iv
ÍNDICE .....	v
INTRODUCCIÓN .....	1
Capítulo I .....	2
1.1. Descripción de la realidad problemática .....	2
1.2. Formulación del problema .....	2
1.2.1. Problema General .....	2
1.2.2. Problemas Específicos .....	3
1.3. Objetivos .....	3
1.3.1. Objetivo General.....	3
1.3.2. Objetivos Específicos .....	3
1.4. Justificación.....	3
1.5. Importancia.....	4
1.6. Hipótesis.....	4
1.6.1. Hipótesis General.....	4
1.6.2. Hipótesis Específico .....	4

1.7. Variables e Indicadores .....	5
1.7.1. Variable Dependiente .....	5
1.7.2. Variable Independiente .....	5
Capítulo II .....	6
2.1. Datos de la Unidad Minera.....	6
2.1.1. Ubicación y Acceso .....	6
2.1.2. Clima y Vegetación .....	7
2.1.3. Fisiografía.....	7
2.1.4. Geología.....	7
2.2. Antecedentes de la Investigación .....	17
2.3. Bases Teóricas.....	21
2.3.1. Winche de Izaje .....	21
2.3.2. Piques .....	21
2.3.3. Métodos de perforación y voladura en piques.....	24
2.3.4. Estudios técnico económicos.....	27
2.3.5. Métodos de evaluación económica.....	34
2.1. Definiciones conceptuales.....	37
Capítulo III.....	38
3.1. Tipo de Investigación .....	38
3.2. Nivel de Investigación.....	38

3.3. Diseño de Investigación .....	38
3.4. Población.....	39
3.5. Muestra.....	39
3.6. Muestreo.....	39
3.7. Metodología .....	39
Capítulo IV.....	42
4.1. Explotación de la mina.....	42
4.1.1. Planeamiento de producción.....	42
4.1.2. Desarrollo de mina.....	42
4.1.3. Construcción de galerías.....	43
Capítulo V.....	64
5.1. Proyecto de profundización de la explotación .....	64
5.1.1. Justificación de la explotación.....	64
5.1.2. Ubicación y tipo de pique.....	64
5.1.3. Sistema de Izaje.....	65
5.1.4. Diseño de los componentes de Izaje.....	65
5.1.5. Costo de construcción del Pique.....	75
5.2. Evaluación económica financiera.....	75
Inversiones .....	75
5.2.1. Inversión en activos.....	75

5.2.2. Capital de trabajo.....	77
5.3. Cronograma de inversiones.....	78
5.4. Financiamiento de la Inversión.....	78
5.5. Costos de producción.....	79
5.6. Vida de la mina.....	80
5.7. Depreciación de activos.....	80
5.8. Valor de la producción.....	80
5.9. Estados financieros.....	84
5.10. Evaluación del proyecto.....	84
5.9.1. Valor actual neto (VAN).....	85
5.9.2. Tasa Interna de Retorno.....	86
5.11. Control del proyecto.....	93
Conclusiones.....	94
Recomendaciones.....	96
Bibliografía.....	97

## Índice de figuras

<b>Figura 1.</b> Vías de acceso .....	6
<b>Figura 2.</b> Forma rectangular de la sección transversal de un pique .....	23
<b>Figura 3.</b> Forma circular de la sección transversal de un pique.....	24
<b>Figura 4.</b> Método de construcción en espiral de un pique .....	25
<b>Figura 5.</b> Trazo de perforación para un pique de sección rectangular .....	26
<b>Figura 6.</b> Diseño de la malla de perforación para un pique de sección circular con cueles cónicos a sección completa.....	26
<b>Figura 7.</b> Método de barreno paralelos .....	27
<b>Figura 8.</b> Clasificación de los métodos de explotación de acuerdo a la geometría y distribución de leyes .....	30
<b>Figura 9.</b> Clasificación de los métodos de explotación de acuerdo a la geometría en mineral .....	32
<b>Figura 10.</b> Clasificación de los métodos de explotación de acuerdo a la geomecánica en caja techo .....	32
<b>Figura 11.</b> Clasificación de los métodos de explotación de acuerdo a la geomecánica en caja piso .....	33
<b>Figura 12.</b> Cuadro de amortización.....	78
<b>Figura 13.</b> Tasa de actualización.....	86
<b>Figura 14.</b> Tasa interno de retorno.....	87

## Índice de tablas

<b>Tabla 1.</b> Producción anual.....	42
<b>Tabla 2.</b> Cálculo de la carga.....	45
<b>Tabla 3.</b> Factor de seguridad para cables de alambre de acero cuando transita personal	67
<b>Tabla 4.</b> Actividades y duración de los eventos.....	93

## INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de tesis, tiene por finalidad proponer un estudio técnico–económico para la profundización de las operaciones debajo del Nivel 440 que de acuerdo a estudios geológicos existe evidencias de profundizar la mineralización. Para lo cual se construirá un pique vertical de 100 m. de longitud y con una sección de 2.4 x 2.4 m.

El trabajo para este fin se dividió en cinco capítulos como sigue:

El capítulo I se realiza la descripción problemática, se formulan los problemas generales y específicos, se plantean los objetivos y las justificaciones del proyecto.

El capítulo II hace una revisión literaria de los antecedentes referentes al tema a tratar, así mismo se detalla la conceptualización de los aspectos generales de los parámetros a utilizar en el desarrollo del proyecto.

El capítulo III explica los aspectos que involucran las metodologías utilizadas en el presente proyecto, así como se plantea la hipótesis de la tesis.

El capítulo IV muestran los procedimientos de cálculo para resolver las condiciones que requiere el proyecto.

El capítulo V muestra los resultados obtenidos.

Finalmente, en “Conclusiones y Recomendaciones” se reseñan las principales conclusiones y recomendaciones logradas en la presente tesis.

## **Capítulo I**

### **Planteamiento del Problema**

#### **1.1. Descripción de la realidad problemática**

La minería a nivel mundial y en el ámbito peruano genera grandes aportes económicos. Y según la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, el sector minero es responsable del 10% del Producto Bruto Interno, del 19% de tributos pagados por las empresas, y del 16% de inversión privada en el Perú.

Es así, que las empresas mineras buscan la mayor cantidad de extracción de un determinado mineral proponiendo la continuidad de sus operaciones a través de estudios técnico económicos que les permite evaluar y conocer la rentabilidad y viabilidad de sus operaciones. Siendo este estudio un instrumento que les permite extraer minerales de manera rentable. Pues toda empresa minera busca incrementar sus ganancias minimizando sus costos.

En la mina Reliquias, Castrovirreyna se viene evaluando la forma más eficiente de profundizar labores debajo del nivel 440 para ello se consideran aspectos geomecánicos en el ámbito de ingeniería y también se realiza un análisis económico para saber que tanto el proyecto representa una inversión favorable según un análisis de VAN y TIR, es por ello que se plantea el estudio técnico-económico para la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 en la mina Reliquias, Castrovirreyna, 2022.

#### **1.2. Formulación del problema**

##### ***1.2.1. Problema General***

¿De qué manera influye el estudio técnico-económico para la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 en la Mina Reliquias, 2022?



### ***1.2.2. Problemas Específicos***

¿Qué cantidad de mineral económico posee el yacimiento minero Reliquias?

¿Cuáles son las estructuras mineralizadas explotados por la Mina Reliquias?

¿Cuáles son los métodos de explotación de los minerales y cómo se relaciona con la evaluación técnica en el yacimiento minero Reliquias?

¿Cómo la confiabilidad conceptual de inversión para la profundización del pique vertical se relaciona con el estudio económico en la Mina Reliquias?

## **1.3. Objetivos**

### ***1.3.1. Objetivo General***

Determinar de qué manera influye el estudio técnico-económico para la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 en la Mina Reliquias, 2022.

### ***1.3.2. Objetivos Específicos***

Conocer el mineral económico del yacimiento minero Reliquias.

Conocer las estructuras mineralizadas explotados por la Mina Reliquias.

Identificar los métodos de explotación de los minerales y su relación con el estudio técnica en el yacimiento minero Reliquias.

Conocer la confiabilidad conceptual de inversión para la profundización del pique vertical y su relación con el estudio económico en la Mina Reliquias.

## **1.4. Justificación**

Uno de los problemas que surgen cuando una empresa minera se dispone a dar continuidad a sus operaciones es definir el tipo de labores de acceso al yacimiento. Y antes de ello, es fundamental

tomar en cuenta las siguientes consideraciones: profundidad del yacimiento, tipo de transporte hacia el interior, costo y tiempo disponible para su preparación.

Es razón de ello, que este trabajo de investigación contribuirá a que la empresa minera Reliquias tome las mejores decisiones con la finalidad de incrementar sus ganancias a base de una mejora continua y reducción de costos.

## **1.5. Importancia**

La importancia de esta investigación radica en que contribuirá a dar continuidad a la explotación minera dirigida por Mina Reliquias. Asimismo, servirá como fuente de referencia para otras investigaciones semejantes.

## **1.6. Hipótesis**

### ***1.6.1. Hipótesis General***

El estudio técnico-económico influye de manera preponderante en la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 en la Mina Reliquias, 2022.

### ***1.6.2. Hipótesis Específico***

**HE1.** En la Mina Reliquias existen mineral económico entre probado y probable en una cantidad de 471,122 TM con leyes de 12 Oz Ag/TM, 0.21 % de Cu, 1.89 % de Pb y 2.63 % de Zn.

**HE2.** En la Mina Reliquias, existen varias estructuras mineralizadas, como: Mataballo, Sacasipuedes, Perseguida, Sorpresa, Vulcano, Pasteur y otros que han sido explotados por varias décadas y que algunos de ellos aún no han sido explotados.

**HE3.** En la Mina Reliquias estas vetas se explotan mediante el método de almacenamiento provisional en sus variedades dinámico y estático los que se adecuan a las características del yacimiento, y tiene relación directa con el estudio técnico.

**HE4.** En la profundización del pique vertical se necesita hacer una inversión de aproximadamente US \$ 1'000,000 en labores, equipos y capital de trabajo, siendo una cifra que guarda relación con un estudio económico óptimo.

## **1.7. Variables e Indicadores**

### ***1.7.1. Variable Dependiente***

Profundización de operaciones mineras.

Indicadores:

- Inversión
- Costos
- Tipo de proceso
- Ritmo de producción

### ***1.7.2. Variable Independiente***

Estudio técnico – económico.

Indicadores:

- Estructuras mineralizadas (Aspectos técnicos)
- Métodos de explotación (Aspectos técnicos)
- Cantidad de mineral económico (Aspectos económicos)
- Monto de inversión (Aspectos económicos)

## Capítulo II

### Marco Teórico

#### 2.1. Datos de la Unidad Minera

##### 2.1.1. Ubicación y Acceso

La Mina Reliquias, políticamente, se encuentra ubicada en el distrito de Santa Ana, provincia de Castrovirreyna departamento de Huancavelica, Región Los Libertadores Wari, entre las coordenadas geográficas siguientes:

Latitud 13° 02' 00" Sur

Longitud 75° 14' 35" Oeste de Greenwich.

A una altitud comprendida entre 4,600 a 4,800 m.s.n.m. El acceso a este asiento minero se realiza mediante dos rutas: aéreo y terrestre.

#### Figura 1

*Vías de acceso*

VIA	TIPO	DIST. KMS	TIEMPO	VEHICULO
	CARRET.		HRS	
Lima-Pisco	Asfaltado	230	3	Camioneta
Pisco-Castrovirreyna	Afirmada	160	6	Camioneta
Castrovirreyna-Reliquias	Trocha	15	1/2	Camioneta
Lima-Huancayo	Asfaltado	327	6	Camioneta
Huancayo-Huelica	Asfaltado	150	3	Camioneta
Huelica-Mina	Afirmada	145	3	Camioneta
Lima-Ayacucho			1/2	Avion
Ayacucho-Rumichaca	Afirmada	45	2	Camioneta
Rumichaca-Mina	Asfaltado	140	1	Camioneta

### **2.1.2. Clima y Vegetación**

El clima en general es frígido, con dos estaciones bien marcadas, una húmeda entre octubre a abril con precipitaciones sólidas de granizo y nieve y lluvia, con temperaturas entre 4°C a 20°C y una seca de mayo a setiembre con temperaturas que varían entre – 5°C a 15°C. La vegetación en esta parte de la cordillera de los andes, es escasa compuesta solamente por ichu y pastos naturales.

### **2.1.3. Fisiografía**

La Mina Reliquias está a 2 Km. al suroeste de la divisoria de la cordillera de los andes, el área se caracteriza por una topografía abrupta hacia la parte alta, con desniveles pronunciados alcanzando altitudes que alcanzan 5,000 m.s.n.m como Yuracchayoc y un valle glaciar hacia la parte baja donde se hallan las lagunas de Reliquias y Pacococha.

### **2.1.4. Geología**

#### **2.1.4.1. Geología Regional.**

En el distrito minero de Castrovirreyna, existen rocas de diferentes clases y edades. El paleozoico se encuentra al este de Castrovirreyna en el área de Ticrapo, constituido por areniscas cuarcitas y pizarras muy plegadas. Las rocas mesozoicas, están representadas por las calizas Machay, que afloran en la parte oriental de la zona (Huachocolpa), plegada en estructura orientada de NW-SE. El terciario aflora en la zona oriental. En Pucapampa cerca del paso de Chonta y al sur de Palomo también con una orientación NW-SE.

Los volcánicos terciarios, cubren en su totalidad el área y se asientan sobre las formaciones mencionadas, así como también sobre los intrusivos pre-cuaternarios. Estos volcánicos están constituidos por derrames de andesitas y acumulaciones irregulares, tufos brechosos gruesos y

brechas volcánicas. La secuencia de piroclásticos es irregular hallándose intercalados entre ellos y con derrames de andesita.

En el área no hay secuencia regular de estas rocas efusivas, pues ellas se agrupan en las cercanías de los centros volcánicos que les dieron origen. Existen varios cuellos volcánicos erosionados y bien definidos como Auquivilca al norte de Caudalosa, San Julián en la Mina San Genaro, Quespesjahuar y otro más pequeño al sur del nevado Palomo.

Es muy común la presencia de pequeños stocks dioríticos intruidos en las rocas volcánicas, que ocupan superficies entre 0.20 a 3.0 Has. Las más notables son: Caudalosa, Bonanza, San Julián, etc. Estos stocks dioríticos se hallan muy poco afectados por la alteración hidrotermal.

Todas las formaciones pre-terciarias han sido plegadas, las pizarras en Ticrapo, calizas mesozoicas y capas rojas terciarias de Pucapampa, evidencian claramente el plegamiento terciario.

Las fallas normales y sobreescurrecimientos son comunes en las rocas pre-terciarias, pero muy limitadas en los volcánicos, cuyo rumbo general es NS a NW, como existe en las Minas Reliquias y San Genaro.

#### **2.1.4.2. Geología Estructural.**

##### ***2.1.4.2.1. Consideraciones generales.***

Los procesos tectónicos reales han sido experimentalmente imitados en el laboratorio por muchos investigadores, experimentos destinados a obtener plegamientos y fracturamientos que han determinado una relación estrecha entre ambos. La relación singenética del plegamiento con el fallamiento inverso, es seguido por el desarrollo de fallamiento de cizalla y de rumbo en las fases finales del plegamiento.

Generalmente en las consideraciones teóricas sobre la ruptura de masas y para su representación en los diversos estados, se toma cuerpos de material homogéneo cuyos resultados concuerdan con lo conocido en la naturaleza, lo que no sucede lo mismo en el área en estudio, porque está constituido por variados tipos de roca, básicamente es de una heterogeneidad muy pronunciada. Tenemos los tufos y brechas volcánicas que son rocas eminentemente incompetentes comparadas con los derrames andesíticos.

Existen además los numerosos stocks dioríticos y cuellos volcánicos que indudablemente han afectado el comportamiento de algunas fisuras. Así mismo se debe tener en cuenta las formaciones subyacentes de estos volcánicos, constituidos por rocas paleozoicas y mezoicas altamente plegadas e intrusionadas por cuerpos ígneos de dimensiones batolíticas. En el esquema de fracturamiento la zona es tratada como si fuese un medio isotrópico.

La deformación de las rocas del distrito minero de Castrovirreyna ha sido originada por fuerzas compresivas que en conjunto determinaron el plegamiento, levantamiento, fallamiento e intrusión del geosinclinal andino a fines del cretácico y durante el terciario. Los movimientos andinos en su primera fase desarrollaron estructuras de "Dirección Andina", "NW-SE", la misma que fue activada por fases posteriores.

#### ***2.1.4.2.2. Estructuras regionales.***

La cordillera de los andes en el Perú está plegada en estructuras orientadas NW-SE, originadas por fuerzas de deformación que actuaron orientados sobre dirección NSW-ENE. El resultado de la aplicación de esas fuerzas dió lugar a que las rocas de la columna estratigráfica fuesen deformadas en pliegues de dirección NNW. La presencia de numerosos sobre-escurrimientos señala el predominio de fuerzas compresivas en este tectonismo. Finalizando el

movimiento tectónico principal produjo la fusión de las rocas andesíticas (derrames y piroclásticos), que cubren la zona de las altas cumbres de la cordillera.

Estos centros eruptivos están localizados y orientados siguiendo el lineamiento de la Cordillera de los Andes y ligados genéticamente a ese movimiento tectónico. Las fuerzas de deformación WSW-ENE continuaron actuando en forma decreciente hasta después del período de actividad volcánica, lo que dio como resultado la formación del nutrido sistema de fracturas que fueron mineralizadas y que ahora conocemos en forma de veta.

El movimiento tectónico que originó el fracturamiento de las rocas volcánicas fueron eminentemente esfuerzos horizontales, vale decir que el plano donde se encuentran los ejes de compresión y tensión máximo paralelo a la superficie terrestre. En este sistema predominantemente es el de dirección WNW-ESE, que tiene un movimiento relativo sinistral a lo largo de sus fisuras. Teóricamente este era el movimiento y rumbo resultante, el cuál debería estar acompañado de otro sistema ubicado casi en ángulo recto con él, pero con movimiento dextral.

Este segundo sistema está casi ausente, de manera que puede considerarse como de formación incipiente. El movimiento compresivo fue absorbido en su gran parte por el sistema WNW-ESE en detrimento del sistema NNE-SSW, como se comprueba por la frecuencia con la que se presentan las vetas en uno y otro sistema. Estos fracturamientos son de cizalla y representan un acortamiento del campo. Al mismo tiempo que actuaban las fuerzas compresivas y se formaban los cizallamientos, se originó una serie de grietas tensionales orientadas NE-SW, vale decir paralelas al esfuerzo principal.

Estas fisuras de tensión están fuertemente asociadas con el sistema de cizallamiento WNW-ESE.



Entre las estructuras regionales tenemos:

**Curva tipo cimoide:** Estructura simple y consiste en un cambio de rumbo notorio, que es retomado nuevamente más adelante y se presenta en las fracturas principales, la mineralización no disminuye, pero se produce estrangulamiento de origen tensional, bifurcación en splits(venillas).

**Eslabón:** Unión de vetas la veta se estrangula y tuerce en dirección del segmento siguiendo la misma estructura llegándose a juntarse con ella cuando los extremos de ambos segmentos de veta tuercen se estrangula y unen. En este caso se le denomina "Doble eslabón". En estos casos cesa la continuidad de la estructura y mineralización.

**Unión diagonal:** Las uniones en diagonal son fracturas de tensión relacionadas con el movimiento de las fisuras y es frecuente observarlas en la Mina Reliquias. Las estructuras de origen tensional son numerosas y en muchos casos constituyen ricos cuerpos mineralizados y tienen una orientación N40°- 50° E y están ligeramente conectadas solo en un extremo a la fractura de cizallamiento que les dio origen.

**Colas de caballo:** Son frecuentes en fracturas de tensión donde se descomponen los esfuerzos de los cizallamientos, son numerosas y constituyen cuerpos mineralizados, como es el caso de la veta Perla en la Mina Reliquias.

**Estructura en echelon:** De origen tensional, se extienden por varios segmentos de diversas magnitudes, que se encuentran siempre a la derecha y al norte. El echelón de las vetas es observable y mapeable dentro del ámbito de labores subterráneas, pero también es visible a nivel del distrito como es el caso de las vetas Caudalosa-Candelaria 2da. - Candelaria 3ra.

**Fallamiento:** Las estrías y espejos de fricción se encuentran siempre presentes en las paredes de casi todas las vetas donde hay evidencias de un movimiento relativo de bloques. El

tamaño de estrías es de magnitud cortos y largos. La inclinación de las estrías y espejos es de 15° al E u W atribuyendo su origen a movimientos relativos horizontales de tufos brechosos y derrames de andesitas, es la evidencia física del movimiento de bloques.

El conjunto de estas estructuras aseveran un movimiento sinestral para la fractura del sistema WNW ESE. Las fracturas de tensión relacionadas a esta zona principales de cizallamiento también señalan este desplazamiento.

**Plegamiento:** La relación singenética del plegamiento con el fallamiento de cizalla y rumbo en las fases finales ha seguido por el desarrollo al fallamiento inverso.

### **2.1.4.3. Geología Económica.**

#### ***2.1.4.3.1. Tipo de Yacimiento.***

El depósito de mineral es de origen hidrotermal de los tipos de vetas con relleno de fracturas. El fallamiento semicircular y la reactivación de fallamientos intensos en los intrusivos o en sus márgenes sirvió como canales de alimentación de las soluciones mineralizantes.

Los clavos de mineral en la zona de Reliquias se caracterizan por tener una forma alargada, irregular y con muchas zonas estériles. En conjunto constituyen un clavo de mineral como ocurre en las Vetas de Mataballo y Sacasipuedes, en donde la zona de mineral principal tiene una longitud total de 400 m. separados por zonas estériles de 30 a 90 mts. de longitud otras vetas más pequeñas como Vulcano, Pasteur, Beatita Perseguida. Estos clavos tienen minerales en una longitud comprendida entre 100 a 250 mts.

#### ***2.1.4.3.2. Zoneamiento Mineralógico.***

El zoneamiento a nivel subregional en el distrito minero de Castrovirreyna establecido por R. Lewis (1956) es el siguiente:

Zona epitermal : Minas San Genaro y Rápida.

Zona leptotermal : Minas Madona ,Caudalosa y Reliquias.

Zona mezotermal : Minas Carmen y Lira.

La distribución zonal de la mineralización en los yacimientos leptotermales es poco perceptible en el sentido vertical, presentando una solución de discontinuidad gradual. En cambio, en el sentido horizontal es más marcado.

En la Mina Reliquias, de acuerdo a observaciones mineralógicas y estudios de cocientes metálicos de Ag/Pb; Ag/Cu; Pb/Cu ;Pb/Zn han permitido estudiar en el zoneamiento mineralógico. Los cocientes Ag/Pb, muestran un aumento de Plomo en profundidad con respecto a Ag/Pb, con algunas excepciones.

En la Veta Sacasipuedes, los cocientes están indicando una mayor cantidad de plata en la parte superior, lo mismo sucede en la veta Mataballo, donde aparece el contorno indicando un alto contenido de plata en la parte superior.

En la veta Perseguida Oeste se repite la misma secuencia. De igual forma en las vetas Beatita y Pasteur.

En el cociente Ag/Cu, en las vetas Mataballo Sacasipuedes, Perseguida Este, Perseguida Oeste y San Martín, están indicando un aumento de la Plata en la parte superior con respecto al cobre, el cual aumenta en profundidad. En la veta Beatita el cobre está por encima y por debajo de la zona de Plata.

El cociente Pb/Cu ,en las Vetas Matacaballo y Sacasipuedes tienen dos contornos . En la primera veta parecen unirse hacia el este en donde aparece el contorno hay un incremento del cobre a profundidad y hacia arriba.

El cociente Pb/Zn, muestra dos contornos en las vetas Matacaballo y Sacasipuedes y en las vetas San Martín y Perseguida Este, está indicando una zona de zinc, entre dos de plomo, pero sin constituir una mineralización de plomo y zinc, con excepción de la veta Beatita, con mineralogía diferente, en donde predomina la galena y la esfalerita.

#### ***2.1.4.3.3. Paragénesis.***

La deposición del cuarzo precedió a los sulfuros: pirita, esfalerita, galena, chalcopirita y tetraedrita los cuales fueron seguidos por la deposición de sulfosales de platas rojas y oro nativo luego por carbonatos y baritina. Hay una segunda generación de platas rojas y luego seguidas por esfalerita, galena y cuarzo como puede observarse a continuación:

- Cuarzo
- Pirita
- Esfalerita
- Galena
- Sulfosales
- Chalcopirita
- Rodocrosita
- Baritina

#### ***2.1.4.3.4. Mineralogía.***

Reliquias es una zona argentífera, con platas rojas encontrándose los siguientes minerales:

#### **Minerales de mena:**

Chalcopirita:  $S_2FeCu$

Proustita:  $\text{AsS}_3\text{Ag}_3$

Pirargirita:  $\text{SbS}_3\text{Ag}_3$

Galena:  $\text{SPb}$

Esfalerita:  $\text{SZn}$

Oro:  $\text{Au}$

Polibasita:  $\text{S}_{11}\text{Ag}_{16}\text{Sb}_2$

Tetraedrita:  $\text{Sb}_4\text{S}_{13}(\text{Cu},\text{Fe},\text{Zn},\text{Ag})_{12}$

### **Minerales de ganga:**

Cuarzo:  $\text{SiO}_2$

Calcita:  $\text{CO}_3\text{Ca}$

Baritina:  $\text{SO}_4\text{Ba}$

Rodocrosita:  $\text{CO}_3\text{Mn}$

Pirita:  $\text{S}_2\text{Fe}$

#### ***2.1.4.3.5. Controles de mineralización.***

En la Mina Reliquias, se ha determinado 03 controles de mineralización: litológico, estructural y mineralógico.

#### **Control litológico:**

a) Cuando se presenta rocas andesíticas de color claro, la mineralización es pobre.

b) La mejor mineralización ocurre donde las cajas encajonantes han sufrido intensa alteración

hidrotermal.

### **Control estructural:**

- a) Cuando el buzamiento de la veta es cerca de 90° ocurren las leyes más altas.
- b) Las mejores estructuras mineralizadas ocurren cuando tienen un rumbo N50° a N80°.
- c) Las estructuras mineralizadas se presentan en forma de rosario, con tramos ricos comprendidos entre 10 a 20 mts. y tramos estériles entre 10 a 15 mts. El ancho de la veta alcanza hasta 4 mts.

### **Control mineralógico:**

- a) Cuando se presenta la rodocrosita, las leyes del mineral aumentan. En cambio, la presencia de pirita indica la disminución de la ley de plata y plomo.
- b) La presencia de cuarzo lechoso, indica la disminución de las leyes del mineral y/o desaparición de la mineralización.

#### ***2.1.4.3.6. Estructuras mineralizadas.***

En el área de Reliquias, existen numerosas estructuras mineralizadas, con potencias y longitudes variables, que ha sido ampliamente trabajadas, siendo las principales: Matacaballo, Sacasipuedes, Perseguida, Beatita, Vulcano.

#### ***2.1.4.3.7. Reservas minerales.***

De acuerdo a la cubicación practicada al 31 de diciembre de 1999 en las vetas: Vulcano II, Pasteur y Matacaballo, entre reservas probadas y probables totaliza 471,112 TM.

#### **2.1.4.4. Evaluación geomecánica subterránea.**

A fin de determinar una adecuada caracterización geomecánica bajo el concepto de un estudio integral de diseño geotécnico y fortificación correspondiente a los niveles cercanos a la profundización. En esta evaluación, se realizó el mapeo geotécnico, bajo la metodología de Bienawski, conjuntamente con esto realizar y anotar una evaluación visual de las características globales del macizo rocoso y ajustarla al criterio de falla de Hoek & Brown para cada línea de mapeo efectuado. Cabe indicar que en este estudio solamente se realizó un solo ensayo de las propiedades mecánicas de la roca en el lugar donde se ubicará el pique vertical, el resto todo visual, tampoco se efectuaron mediciones de esfuerzos "*insitu*".

## **2.2. Antecedentes de la Investigación**

### ***Tesis***

Cuadros (2018), en su tesis “Estudio Técnico – Económico de la Profundización mediante el Pique inclinado 370 niveles 4370 al 4270 veta Juanita- Mina Casapalca”, tuvo como objetivo realizar el estudio técnico económico de la profundización del pique inclinado 370 en los niveles 4370 al 4270 veta juanita – mina Casapalca. La metodología empleada fue cuantitativa con un diseño de investigación descriptiva que empleó la observación directa, análisis descriptivo, trabajo de campo y trabajo de gabinete. Es así, que se arribó a las siguientes conclusiones: **1)** Que con dicho estudio Técnico se determinó un Van positivo de 1.609.777,98 US\$, y un TIR de 75,97% para una tasa anual de descuento de 15%; **2)** La meta de producción será de 1000000 TM/año (400 TMD), durante 3 años. La inversión requerida para el ingreso a la explotación entre los niveles 4370 al 4270 de la veta Juanita será de 1.431.551,10 con lo que se asegura la explotación de dicha estructura; **3)** A raíz del agotamiento de las reservas actuales de la mina, de la veta Carmen, y con el objetivo de extraer en el menor tiempo posible el mineral de los bloques generados entre el Nv.

4370 y el Nv. 4270, de la veta Juanita, es que surge la necesidad de realizar un pique inclinado cuyos costos de operación por metro de avance será de 519,10 US\$ americanos; y **4)** Respecto al diseño del sistema de izaje, se concluye que éste será no balanceado y que se requerirá un winche con potencia de 261 kW (350 hp) para realizar el izaje de tres carros mineros U35, de 4,95 T M de masa total, que ascenderán por un pique inclinado 370, de sección 2,4 m x 2,4 m, con un ángulo de inclinación de 30°, de longitud 320,0 m total, a una velocidad de cuerda de 4,7 m/s. Asimismo, el winche debe tener un tambor cilíndrico, con un diámetro de 0,96 m como mínimo.

Jauregui (2015), en su tesis “Estudio Técnico Económico de la Profundización mediante el pique inclinado 043 niveles 18 al 20 Veta Esperanza- Mina Casapalca” en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa-Perú, tuvo como objetivo explicar la profundización de la veta Esperanza - Unidad Minera Casapalca, entre los niveles 18 y 20, mediante el diseño y construcción del pique inclinado 043, con el fin de extraer las reservas minerales existentes, acorde con la expansión de la mina. La metodología empleada fue cuantitativa de tipo descriptiva. Esta investigación obtuvo las siguientes conclusiones: **1)** A raíz del agotamiento de las reservas actuales de la mina, de la veta Carmen, encima del nivel 18 y con el objetivo de extraer en el menor tiempo posible el mineral de los bloques generados entre el Nv. 18 y el Nv. 20, de la veta Esperanza, es que surge la necesidad de realizar un pique inclinado 043, entre estos niveles para la extracción de las reservas. De acuerdo al plan anual de minado, la meta de producción será de 1 000 TM/año (400 TMD), durante 3 años. **2)** Respecto al diseño del sistema de izaje, se concluye que éste será no balanceado y que se requerirá un winche con potencia de 261 kW (350 hp) para realizar el izaje de tres carros mineros U35, de 4,95 T M de masa total, que ascenderán por un pique inclinado 016, de sección 2,4 m x 2,4 m, con un ángulo de inclinación de 30°, de longitud 367,8 m total, a una velocidad de cuerda de 5,4 m/s. Asimismo, el winche debe tener un tambor cilíndrico, con un



diámetro de 0,96 m como mínimo. **3)** Como accesorio del winche de izaje, se determinó que el diámetro óptimo del cable de acero a utilizar es de 20 mm, del tipo "flattened strand (triangular)", el cual será sometido a una tensión máxima de 220,0 kN considerando un factor de seguridad de valor 5, de acuerdo al Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Se corroboró la información con un catálogo de una proveedora de cables de acero y se verificó que la fuerza de ruptura mínima es de 255 kN, la cual es mayor a la requerida. **4)** Respecto al sistema de transporte en el izaje, se determinó de acuerdo a los requerimientos de producción, que se requerirá dos locomotoras de 2 t, que transportarán el material a una velocidad de 6 km/h en los niveles 18 y 20. **5)** Respecto al planeamiento de la ejecución de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción del proyecto de profundización, se estimó un tiempo de 225 días para realizar todas las obras, pique inclinado 043, los desquinces y cuadrados de las estaciones de pique en los niveles 18 al 20, el tendido de los rieles en estas estaciones y a lo largo del pique, y por último, el armado de la plataforma e instalación del winche. **6)** Se determinó que el monto de la inversión total de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción de la profundización asciende a US\$ 1 388 425

Riquez (2009), en su tesis "Planeamiento de las operaciones para la profundización al Nivel 400" en la Universidad Nacional de Ingeniería- Perú, tuvo como objetivo priorizar la profundidad al Nivel 400 para la continuidad de las operaciones en la unidad minera, por lo que los plazos establecidos deben ser cumplidos según los cronogramas presentados. La profundización presenta dos etapas de desarrollo, con una inversión de 820.125 US\$, la primera consta de la construcción de las rampas hacia el Nivel 400, el Inclinado y los sistemas de bombeo en las pozas de sedimentación y la segunda todo lo referente a los desarrollos y preparaciones de las vetas para su posterior explotación (Gastos operativos). Y concluyó que los indicadores económicos reflejan

que es viable la construcción de dos rampas negativas; una en la zona de Luz Angélica de 12% con sección de 3x3 m; y la otra en la zona de Zoila Gata de 15% con sección de 3x3m. Para la extracción de mineral/desmonte un Inclinado en la Zona de Zoila Gata y una rampa positiva de 15 % en la zona de Luz Angélica, que se va a realizar con un Dumper de bajo perfil de 13T. La explotación de las reservas en los niveles superiores, obligan a comenzar la producción de las nuevas reservas del nivel 400 antes del segundo trimestre del 2007, sobre todo en los sistemas de Zoila Gata.

### *Artículos científicos*

Medinaceli y Trujillo (2016), en su trabajo de investigación “Estudio técnico y económico de la explotación del yacimiento de Caolín perteneciente a la Carrera de Ingeniería de minas, petróleos y geotécnica de la U.T.O.” tuvo como objetivo demostrar que la explotación del yacimiento de caolín a cargo de la Carrera de Ingeniería de Minas, Petróleos y Geotécnica es técnicamente factible y económicamente rentable. Es así, que este estudio permitió determinar que el yacimiento cuenta con 318.892,14 toneladas de Caolín, el cual será comercializado a un precio en una primera Fase de 20,00 \$us/Tonelada y a un ritmo de explotación de 12,00 Ton/día; en una segunda Fase, se implementará un proceso de tratamiento que permitirá obtener un producto de mayor calidad que podrá comercializarse a un precio de 100,00 U\$us/Tonelada y a un ritmo de explotación de 40,00 Ton/día. Asimismo, desde el punto de vista económico, el estudio permitió determinar que la utilidad por año será en la primera Fase de 53.886,17 US\$ y en la segunda Fase de 1.03.732,20 US\$. La factibilidad del proyecto está demostrada puesto que el estudio arrojó una razón de Beneficio/Costo de 4,1 en la primera fase y de 21.62 en la segunda fase.

## **2.3. Bases Teóricas**

### **2.3.1. Winche de Izaje**

El Winche de Izaje es “una maquina utilizada para levantar, bajar, empujar o tirar la carga; el Winche de Izaje, es utilizado también para bajar e izar personal del interior de la mina” (Cuadros, 2018, p. 7). Es así, que el Winche se emplea como principal máquina de transporte vertical.

#### **2.3.1.1. Componentes de un Winche de Izaje.**

El Winche de Izaje cuenta con los siguientes componentes: a) tambora, b) motor, c) sistema de seguridad, d) palancas de control, e) cables, f) jaula, baldes, balancín o skips, g) poleas, y h) Estructura de desplazamiento. (Cuadros, 2018)

#### **2.3.1.2. Tipos de Winche de Izaje.**

Existen dos tipos de Winches de Izaje, las cuales son: Winches de tambores y Winches de fricción. Y el Winche de izaje de tambores es el más utilizado por los pequeños productores mineros y mineros artesanales, por ser maquinarias que se adaptan a su infraestructura y requerimientos de izaje. (Velarde, 2019)

### **2.3.2. Piques**

Los piques “son labores verticales o inclinadas que sirven de comunicación entre la mina subterránea y la superficie exterior” (Velarde, 2019, p. 9). Ello con el objetivo de subir o bajar al personal, material, equipos y el mineral. Asimismo, para la construcción de los piques intervienen los siguientes factores: a) necesidades de extracción de mineral, b) reducción de los costos de producción, y c) profundización de los niveles de extracción.

#### **2.3.2.1. Consideraciones de diseño.**

Para el diseño de los piques se debe tener las siguientes consideraciones: a) Análisis de costos en relación a otros piques; b) El área debe ser favorable y suficientemente grande para las

instalaciones de superficie; c) La naturaleza del suelo debe ser adecuada para las cimentaciones, realizando para ello estudios de geotecnia conducentes a la clasificación del macizo en el área destinada para el diseño del pique; y d) La mina, debe tener buenas vías de acceso y espacio libre para favorecer el trabajo. (Velarde, 2019)

### **2.3.2.2. Estructura de un pique.**

Un pique puede ser de madera o de metal. Por otra parte,

si se contara con un nivel inferior, la construcción del pique se puede practicar con un equipo raiseborer, para el cual se perfora primero el hueco piloto y luego del nivel inferior se empieza a rimar (ensanchar) con una broca de mayor diámetro y finalmente se completa a la sección diseñada. (Fernández, 2017, p. 22).

En todo este proceso, el terreno debe ser apto y donde no exista la filtración de agua.

#### ***2.3.2.2.1. Sección transversal de un pique.***

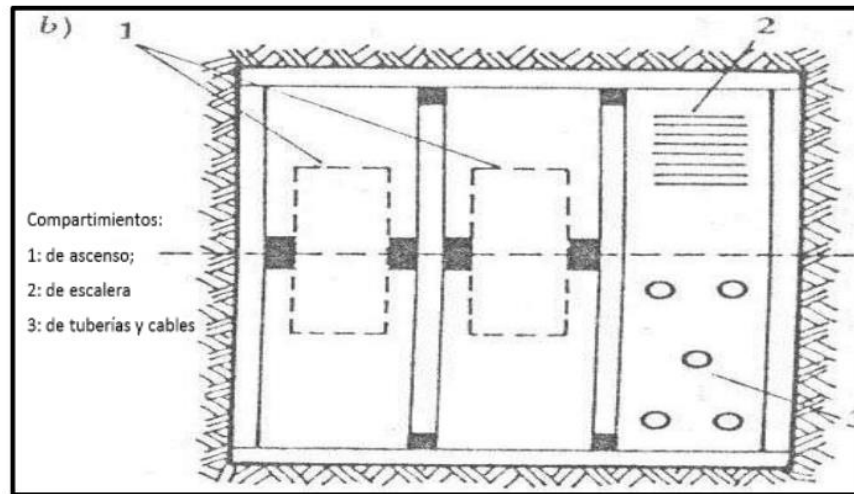
Por lo general, los piques de mina son de forma rectangular y circular, y de muy poca frecuencia los de sección elíptica y curvilínea. Asimismo, para la elección de la forma de sección transversal se debe considerar lo siguiente: a) la calidad del macizo rocoso, b) el tiempo de servicio y el destino final del pozo, y c) el material de fortificación a ser utilizado. (Fernández, 2017)

#### ***2.3.2.2.2. Sección rectangular***

La sección rectangular es la forma más empleada, sin embargo, presenta las siguientes desventajas: a) dificultad en la formación de ángulos rectos, particularmente en rocas duras, b) posibilidad de una deformación significativa de la fortificación en caso de rocas débiles e inestables, c) mala distribución de esfuerzos alrededor de la excavación, y d) mala distribución de esfuerzos alrededor de la excavación.

**Figura 2**

*Forma rectangular de la sección transversal de un pique*



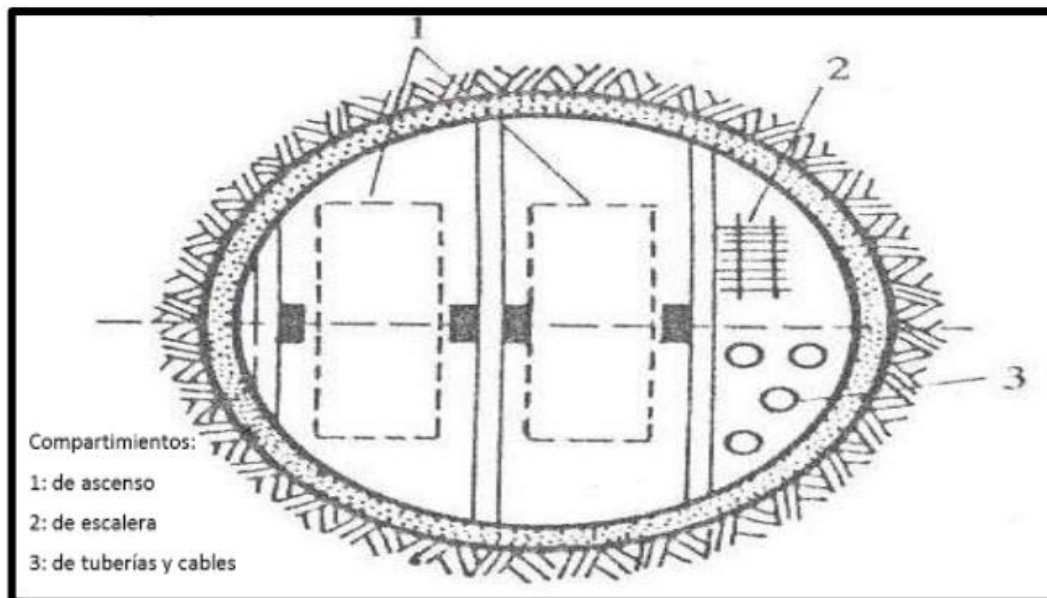
Compumet EIRL. (2006)

#### **2.3.2.2.3. Sección circular.**

La sección circular genera una mayor estabilidad, ya que va “la fortificación va a resistir mejor la presión causada por la roca circundante, ya que esta se distribuye más uniformemente” (Fernández, 2017, p. 23). Asimismo, es preciso mencionar, que los piques de sección circular poseen un menor coeficiente de resistencia aerodinámica.

**Figura 3**

*Forma circular de la sección transversal de un pique*



Compumet EIRL. (2006).

### **2.3.3. Métodos de perforación y voladura en piques**

Los métodos de ejecución de pozos y piques son los siguientes:

#### **2.3.3.1. Método de banqueo.**

Este método consiste “en perforar en cada avance la mitad del piso. Primero el que se encuentra a una mayor altura, dejando la otra mitad como cara libre o para el bombeo de agua, de ser el caso” (Velarde, 2019, p. 12). Este método es adecuado para pozos de sección rectangular o cuadrada. Asimismo, la perforación suele ser manual con martillos neumáticos.

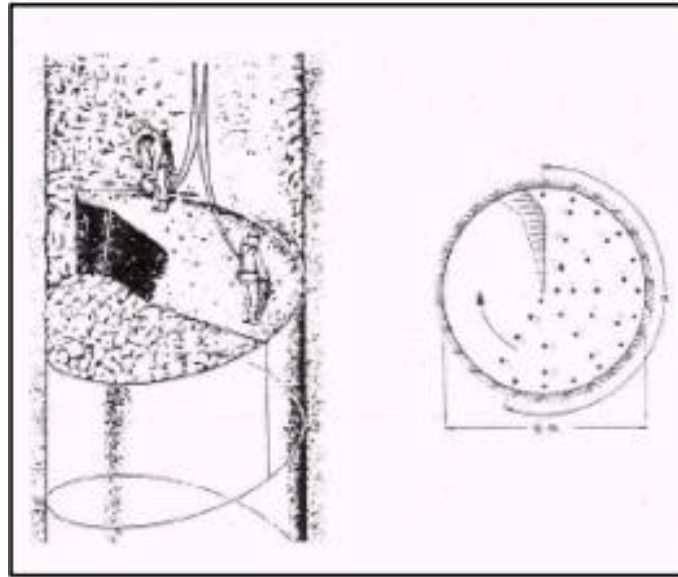
#### **2.3.3.2. Método de espiral**

Este método de espiral consiste en “excavar el fondo del pozo en forma de un espiral, cuya altura de paso dependerá del diámetro del pozo y el tipo de terreno a fragmentar” (Velarde, 2019,

p. 12). Y presenta las siguientes ventajas: a) alto rendimiento y bajo costo, b) no se requiere perforistas de gran experiencia, y c) son sencillos los esquemas de perforación y voladura.

#### **Figura 4**

##### *Método de construcción en espiral de un pique*



Fuente: Sistema de Izaje en Minería Subterránea Piques y Winches.

En este método, “dentro de cada corte se vuela una sección de la espiral con un ángulo lo suficientemente grande, como para que el tiempo que exige realizar un corte completo coincida con un múltiplo entero del tiempo de trabajo disponible” (Velarde, 2019, p. 13). Asimismo, en este método los taladros en cada radio se perforan paralelos y con la misma longitud, ya que siempre existirá una cara libre en cada posición descendente.

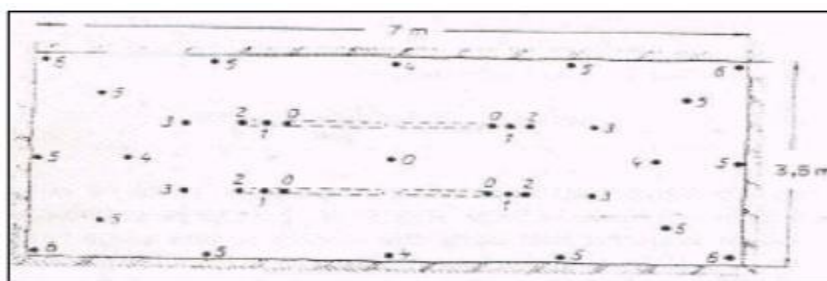
#### **2.3.3.3. Métodos de sección completa.**

En este tipo de método se emplea en las excavaciones de los pozos y piques con mucha frecuencia la sección rectangular y circular. Asimismo, los tipos de voladura empleados “son: con

cuele en “V”, cónico, paralelo y con barreno de expansión” (Velarde, 2019, p. 13). El primero de estos se aplica a los pozos con sección rectangular. El segundo son los más empleados en los pozos y piques circulares, esto a razón de que se puede mecanizar la perforación de los taladros. El tercero trabaja de manera similar a como lo realizan en las galerías o túneles.

### Figura 5

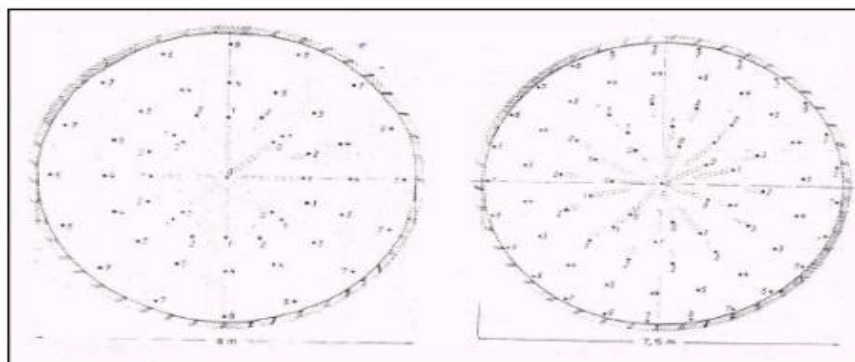
*Trazo de perforación para un pique de sección rectangular*



Fuente: Sistema de Izaje en Minería Subterránea Piques y Winches.

### Figura 6

*Diseño de la malla de perforación para un pique de sección circular con cueles cónicos a sección completa*

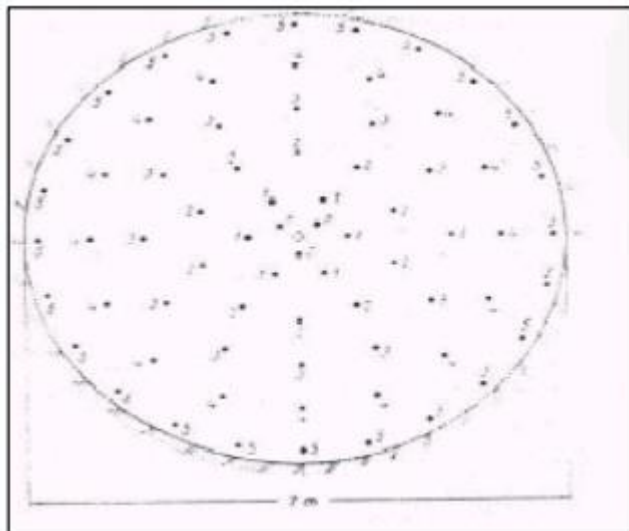


Fuente: Sistema de Izaje en Minería Subterránea Piques y Winches.



## Figura 7

### *Método de barreno paralelos*



Fuente: Sistema de Izaje en Minería Subterránea Piques y Winches.

#### **2.3.4. Estudios técnico económicos**

Según el Council for Mining and Metallurgical Institutions (CMMI) (1996) define el recurso mineral como:

Acumulación in situ de material con intrínseco interés económico, en forma y cantidad adecuada para su explotación económica actual o potencial. La localización, cantidad, ley/calidad, características geológicas y continuidad son conocidas, estimadas o interpretadas a partir de las evidencias geológicas específicas. (como se citó en Cuadros, 2018, p. 15)

Asimismo, se clasifica en 3 grupos: Recursos Medidos, Recursos Indicados y Recursos Inferidos.

- Recursos Medidos

Este tipo de recursos ha sido “sido explorado, muestreado y testificado mediante los diferentes métodos de exploración” (Cuadros, 2018, p. 15). Ello ha permitido un alto grado de certidumbre en el volumen, tonelaje, densidad, tamaño, forma, características, calidad y contenido de mineral.

- Recursos Indicados

En los recursos indicados, “los métodos de exploración realizados permiten un razonable nivel de confianza, pero no un alto grado de certidumbre” (Cuadros, 2018, p. 15).

- Recursos Inferidos

En este recurso, los niveles de confianza y certidumbre son bajos debido a la insuficiente cantidad de datos que permita una adecuada continuidad.

Por otra parte, el CMMI define las reservas minables como “parte del recurso mineral medido o indicado que puede ser explotada bajo parámetros económicos y realistas por aspectos de tipo minero, metalúrgico, económico, legal, medioambiental, social y gubernamental” (como se citó en Cuadros, 2018, p. 15). Asimismo, existen dos tipos, las cuales son reservas probadas (aquellos de los cuales se ha llevado un detallado estudio técnico y económico que justifica su explotación) y reservas probables (el estudio técnico y económico realizado es suficiente, mas no detallado).

#### **2.3.4.1. Metodología de aplicación de la geomecánica.**

Considerando las características del yacimiento se debe diseñar un sistema de explotación apropiado considerando factores primarios como: la geometría del yacimiento, distribución de las leyes, propiedades geomecánicas del mineral, y rocas encajonantes. Y en los factores secundarios se considera la evaluación económica de acuerdo al ritmo de producción, cut off, cantidad de

personal, etc. Considerando los factores mencionados se determinará el método de explotación adecuado y rentabilidad del proyecto.

#### **2.3.4.2. Modelo geológico.**

En este modelo se considera las características “geológicas del mineral y rocas encajonantes, tipo de roca, zonas de alteración, fallas, estratos, etc., plasmándose sobre planos y secciones para con ello interpretar la geometría del yacimiento, potencia, inclinación y profundidad” (Cuadros, 2018, p. 16).

- **Forma:**

Equidimensional o masivo: Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.

Tabular: Dos de las dimensiones son mayores que la tercera.

Irregular: Las dimensiones varían a distancias muy pequeñas

- **Potencia del Mineral:**

Estrecha: menor a 10m

Intermedia: 10 a 15m

Potente: 15 a 100m

Muy Potente: mayor a 100m

- **Inclinación:**

Echado: menor a 20°

Intermedio: 20 a 55°

Inclinado: mayor a 55°

- **Distribución de Leyes:**

Uniforme: La ley del yacimiento se mantiene casi constante en cualquier punto.

Gradual o diseminado: Las leyes tienen una distribución zonal, dándose cambios graduales de un punto a otro.

Errático: No existe una relación espacial entre las leyes, cambiando radicalmente de un punto a otro en distancias pequeñas.

De acuerdo a estas características se considerará la siguiente clasificación de métodos mineros:

### Figura 8

*Clasificación de los métodos de explotación de acuerdo a la geometría y distribución de leyes*

Método de Explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral				Inclinación			Distribución de leyes		
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento por bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subnivel	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y Relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Square set	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3
Bench Fill Longitudinal	0	4	1	3	4	2	0	-49	0	4	4	3	0

M: Masivo      T: Tabular      I: Irregular      E: Estrecho      P: Potente      MP: Muy Potente  
T: Tumbado      IT: Intermedio      IN: Inclinado      U: Uniforme      D: Diseminado      ER: Errático

Fuente: Manual de Evaluación Técnico Económica de Proyectos Mineros de Inversión

#### 2.3.4.3. Modelo geomecánico.

El comportamiento geotécnico del yacimiento “depende de la resistencia de la roca, el grado de fracturamiento del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades” (Cuadros, 2018, p.18). Asimismo, por resistencia de la roca se comprende como la relación entre la resistencia de la roca a la compresión simple y a la presión ejercida por el peso del recubrimiento. Y el grado de fracturamiento se define en función al número de fracturas por metro.

Por otra parte, en cualquier sistema de minado, la resistencia de la roca determina los límites del tamaño de la apertura que pueden ser excavados con un método de soporte. Algunas de las características geomecánicas a considerar son las siguientes:

- Resistencia de la Matriz Roca (Resistencia a compresión simple Mpa / Presión del recubrimiento Mpa):

Pequeña: menor a 8

Media: 8 a 15

Alta: mayor a 15

- Espaciamiento entre fracturas x metro:

Muy pequeño: mayor a 16 (RQD 0 a 20%)

Pequeño: 10 a 16 (RQD 20 a 40%)

Grande: 3 a 10 (RQD 40 a 70%)

Muy grande: 3 (RQD 70 a 100%)

- Resistencia de las discontinuidades:

Pequeña: Discontinuidades limpias con una superficie suave o con material de relleno blando.

Media: Discontinuidades limpias con una superficie rugosa.

Grande: Discontinuidades rellenas con un material de resistencia igual o mayor que la roca intacta.

Es así, que de acuerdo a las características de la roca mineral, caja techo y caja piso se tomará en cuenta los siguientes puntajes:

**Figura 9**

*Clasificación de los métodos de explotación de acuerdo a la geometría en mineral*

Método de Explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subnivel	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y Relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Square set	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2
Bench Fill Longitudinal	0	3	2	1	3	4	4	0	2	2
Resistencia de las rocas	P: Pequeña M: Media A: Alta									
Espaciamiento entre fracturas	MP: Muy pequeña P: Pequeña			G: Grande MG: Muy grande						
Resistencia de las discontinuidades	P: Pequeña M: Media			G: Grande						

Fuente: Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión.

**Figura 10**

*Clasificación de los métodos de explotación de acuerdo a la geomecánica en caja techo*

Método de Explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Cámaras por subnivel	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y Relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Square set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Bench Fill Longitudinal	0	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Resistencia de las rocas	P: Pequeña M: Media A: Alta									
Espaciamiento entre fracturas	MP: Muy pequeña P: Pequeña			G: Grande MG: Muy grande						
Resistencia de las discontinuidades	P: Pequeña M: Media			G: Grande						

Fuente: Manual de Evaluación Técnico Económica de Proyectos Mineros de Inversión

**Figura 11**

*Clasificación de los métodos de explotación de acuerdo a la geomecánica en caja piso*

Método de Explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas			Resistencia de las discontinuidades			
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Cámaras por subnivel	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Cámaras almacén	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y Relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Square set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Bench Fill Longitudinal	0	2	4	0	1	3	4	0	3	2
Resistencia de las rocas	P: Pequeña M: Media A: Alta									
Espaciamiento entre fracturas	MP: Muy pequeña P: Pequeña G: Grande MG: Muy grande									
Resistencia de las discontinuidades	P: Pequeña M: Media G: Grande									

Fuente: Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión

#### **2.3.4.4. Planeamiento de minado.**

Luego de que se haya definido los métodos de explotación se continua con la preparación de labores o cortes de minado, para así entrar a extraer el mineral de acuerdo a un programa de producción a largo plazo, considerando la productividad de los equipos, personal y servicios auxiliares a usarse.

#### **2.3.4.5. Programa de avances y desarrollo.**

Un punto importante en la preparación de un yacimiento es definir el tipo de labores de acceso al yacimiento, pues puede iniciarse desde un pozo, una galería o una rampa. Es así, que para la selección se debe tomar en cuenta las siguientes características: profundidad del yacimiento, tiempo disponible para la preparación, costo de inversión y tipo de transporte al exterior.

Asimismo, es preciso recalcar, que un catálogo es un desarrollo en horizontal que va de acuerdo a la mineralización. Por otra parte, una rampa es un desarrollo con pendiente positiva o

negativa en roca estéril. Y una chimenea es una labor construida hacia arriba con un ángulo pronunciado, a diferencia del pique que es construida hacia abajo. (Cuadros, 2018)

Y para el desarrollo principal se debe considerar estos tres aspectos: a) el desarrollo debe ser planeado para obtener tanta información como sea posible, b) es preferible comenzar el desarrollo preliminar con labores de pequeña dimensión para evitar arriesgar el capital, c) El desarrollo debe ser usado para obtener la máxima información estructural.

### **2.3.5. Métodos de evaluación económica**

La evaluación económica permite evaluar la viabilidad de los proyectos y la posterior toma de decisiones y comprende los siguientes aspectos: aspecto financiero, aspecto económico, aspecto técnico y el riesgo de la inversión.

#### **2.3.5.1. Valor Actual Neto.**

El valor actual neto “permite calcular el valor presente del dinero de un determinado flujo de caja futuros originados por una inversión, descontando al momento actual mediante una tasa todos los flujos de caja positivos y negativos futuros” (Cuadros, 2018, p. 23). Ello sirve para ver si las inversiones son efectuables y poder comparar con otros proyectos.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+k)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+k)} + \frac{F_2}{(1+k)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+k)^n}$$

$F_t$  son los flujos de dinero en cada periodo  $t$

$I_0$  es la inversión realizada al momento inicial ( $t = 0$ )

$n$  es el número de periodos de tiempo

$k$  es el tipo de descuento o tipo de interés exigido a la inversión



Es así que, un  $VAN > 0$  indica que, a la tasa de descuento elegida, el proyecto generará beneficios. Un  $VAN = 0$  indica que el proyecto no generará beneficios ni pérdidas. Un  $VAN < 0$  indica que el proyecto generará pérdidas, por lo que deberá ser rechazado.

### 2.3.5.2. Tasa Interno de Retorno (TIR).

El TIR permite conocer y comparar la rentabilidad de un proyecto en comparación con otros. Es así, que mide el atractivo económico de los proyectos.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1 + TIR)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1 + TIR)} + \frac{F_2}{(1 + TIR)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1 + TIR)^n} = 0$$

Asimismo, el TIR hace el VAN sea igual a cero para un proyecto de inversión.

### 2.3.5.3. Periodo de Retorno de la Inversión (PRI).

El PRI “es el tiempo requerido para que la empresa recupere su inversión inicial de un proyecto calculado a partir de las entradas de efectivo” (Cuadros, 2018, p. 25). Y es uno de los métodos estadísticos, donde se suman algebraicamente los flujos de fondos positivos de los diferentes periodos hasta llegar a la cantidad monetaria invertida.

$$PRI = a + [(b - c) / d]$$

$a$  es el año anterior inmediato en que se recupera la inversión.

$b$  es la inversión inicial.

$c$  es la suma de los flujos de efectivos anteriores a la fecha que se recupera la inversión.

$d$  es el flujo neto del año en que se satisface la inversión.

#### **2.3.5.4. Ley de corte (*Cut-Off*).**

La ley de corte “es aquella ley de mineral, cuyo valor es igual al costo de producción, quiere decir, corresponde a la ley de mineral en que no da pérdidas ni ganancias, permitiendo discriminar mineral y estéril” (Cuadros, 2018, p. 25).

#### **2.3.5.5. Costos unitarios.**

Los costos unitarios son “los costos incurridos para extraer y tratar una tonelada de mineral en el proceso de explotación expresado en \$/ton, este es el método de los Costos Detallados” (Cuadros, 2018, p. 26). Y para llevar a cabo ello, es necesario que se tenga conocimiento sobre vida de los útiles de perforación, indicadores de consumo de explosivos, consumo de combustibles por hora de operación, etc. Este procedimiento se subdivide en 5 grupos: gestión geológica, mina, planta, servicios generales y administración mina.

#### **2.3.5.6. Cash Cost All In.**

Este indicador permite medir y comparar si el costo final del producto es mayor o menor al costo de venta del mineral. Y con ello identificar si se está ganando o perdiendo. Asimismo, este indicador incluye los costos directos de la mina, costos administrativos, costos de comercialización, venta e inversión. (Cuadros, 2018)

$$\text{Cash Cost All In (\$/onz)} = \text{Cash Cost Operacional} + \text{Cash Cost Descuentos Concentrado y Gastos Comerciales} + \text{Cash Cost Capex}$$

#### **2.3.5.7. Inversiones en Bienes de Capitales (Capex)**

La Capex “son las inversiones de capital que crean beneficios, el cual añade valor a un activo existente más allá de un periodo, los cuales no pueden ser deducidos en el año en el cual son efectuados y deben ser capitalizados y se deprecian a lo largo de la vida útil del activo” (Cuadros, 2018, p. 27).

## **2.4. Definiciones conceptuales**

### **Geología**

Ciencia que estudia la composición y la disposición de los materiales que constituyen la litosfera terrestre, su naturaleza, su situación y las causas o fenómenos que originan esa disposición y de los efectos de los agentes que la alteran.

### **Ley**

Contenido de metal valioso en una mena, expresado generalmente en porcentaje o en gramos de metal por tonelada de mena.

### **Cut off**

Es la concentración mínima que debe tener un elemento en un yacimiento para ser económicamente explotable, es decir, la concentración que hace posible pagar los costes de su extracción, su tratamiento y su comercialización. Es un factor que depende a su vez de otros factores, que pueden no tener nada que ver con la naturaleza del yacimiento, como, por ejemplo, su proximidad o lejanía a vías de transporte, avances tecnológicos en la extracción, entre otros.

### **Perforación**

Acción o proceso de elaborar un orificio circular con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico).

## Capítulo III

### Metodología de la Investigación

#### 3.1. Tipo de Investigación

Es tipo de investigación aplicativo, ya que busca “la generación de conocimiento con aplicación directa y a mediano plazo en la sociedad o en el sector productivo. Este tipo de estudios presenta un gran valor agregado por la utilización del conocimiento que proviene de la investigación básica” (Lozada, 2014, p. 35). Así, en esta investigación se busca determinar a través de un estudio técnico económico la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 en la mina Reliquias, Castrovirreyna.

#### 3.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación es explicativo debido a que “se busca una explicación y determinación de los fenómenos. En el contexto cuantitativo se pueden aplicar estudios de tipo predictivo en donde se pueda establecer una relación causal entre diversas variables” (Ramos, 2020, p.3). En ese sentido, en esta investigación se trata de explicar de qué manera influye el estudio técnico económico para la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 en la mina Reliquias, Castrovirreyna.

#### 3.3. Diseño de Investigación

Es una investigación experimental de tipo cuasiexperimental porque “se caracteriza por la manipulación intencionada de la variable independiente y el análisis de su impacto sobre una variable dependiente” (Ramos, 2021, p. 2). Asimismo, la investigación de tipo cuasiexperimental se caracteriza porque “se cuenta con dos sub-niveles de la variable independiente: intervención realizada en un grupo experimental y un grupo control sin intervención” (Ramos, 2021, p. 6). Es

así, que se puede indicar que el estudio técnico económico genera efectos para la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 en la mina Reliquias, Castrovirreyna.

### **3.4. Población**

La población “es el conjunto de personas u objetos de los que se desea conocer algo en una investigación” (López, 2004, p. 69). Estos pueden ser personas, animales, muestras de laboratorio, cosas, etc. Siendo así, la población de esta investigación la Mina Reliquias.

### **3.5. Muestra**

La muestra es “un subconjunto o parte del universo o población en que se llevará a cabo la investigación” (López, 2004, p. 69). Es decir, es una parte representativa de la población. Por ello, la muestra de esta investigación son las operaciones debajo del nivel 440.

### **3.6. Muestreo**

El muestreo es “el método utilizado para seleccionar a los componentes de la muestra del total de la población” (López, 2004, p. 69). Es así, que el muestreo que se empleará en esta investigación es no probabilístico de tipo intencional, que “permite seleccionar casos característicos de una población limitando la muestra sólo a estos casos” (Otzen y Manterola, 2017, p. 230).

### **3.7. Metodología**

Este trabajo de investigación se llevó a cabo a través de tres fases: recopilación de datos y planeación del trabajo de campo; fase de campo y fase posterior al trabajo de campo.

#### **3.7.1. *Recopilación de datos y planeación del trabajo de campo***

Se hizo una revisión bibliográfica de la información aportada por la empresa minera CIA Minera Reliquias acerca del tipo de depósito y sus características geológicas, características de la

roca y parámetros del macizo rocoso, además del apoyo académico de estudios previos relacionados con la temática de la investigación. Asimismo, se consideró como base teórica el winche de izaje (componentes y tipos), piques (consideraciones, estructuras y métodos), estudio técnico-económico, y métodos de evaluación económica.

### **3.7.2. Fase de campo**

En esta fase, en un primer instante se recolectó datos acerca del proceso de explotación de la Mina Reliquias. Y luego se obtuvo datos sobre el método de almacenamiento dinámico (Shrinkage), que es aplicada por la empresa minera mencionada.

### **3.7.3. Fase posterior al trabajo de campo**

En esta fase se realizó la evaluación de los datos obtenidos en el trabajo de campo. Es así, que en esta etapa se evaluó la profundización de la Mina reliquias, a través de la construcción de un pique en el nivel 440, donde se consideró la ubicación, costos, materiales, tiempo, etc. Para luego evaluar la rentabilidad de la operación a través del TIR y el VAN. Así, a partir de los resultados se construyó las conclusiones del trabajo de investigación.

## **3.8. Unidad de análisis**

La unidad de análisis de esta investigación es la construcción del pique en el nivel 440 de la Mina Reliquias.

## **3.9. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

- a) **Observación:** Esta técnica se empleó para describir los procesos operativos de la mina Reliquias, características y los costos para la profundización de la mina Reliquias tomando como punto de partida los indicadores establecidos. Para ello se empleó como instrumentos, el cuaderno de campo y laptop personal.

- b) **Registro de datos de campo:** Al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos.
- c) **Análisis de datos:** Se realiza el análisis de los datos para realizar la evaluación técnica económica de la profundización en la Mina Reliquias. Para ello, se emplea el programa de Microsoft Excel.

## Capítulo IV

### Recolección de datos y procedimiento experimental

#### 4.1. Explotación de la mina

##### 4.1.1. Planeamiento de producción

La producción de esta mina, se ha fijado en 300 TM/día, que hace 7,500 TM mensuales y de acuerdo a las reservas cubicadas, la producción anual será:

**Tabla 1.**

*Producción anual*

Año	TM
1	90,000
2	90,000
3	90,000
4	90,000
5	111,112

##### 4.1.2. Desarrollo de mina

El desarrollo de la Mina tiene como objetivo principal preparar la mina para su posterior explotación poder diseñar niveles, galerías, cruceros, e incrementar la cubicación de reservas minerales los cuales aumentarán la vida de la mina y por consiguiente las utilidades de la empresa.

Los trabajos de desarrollo son realizados por contratistas mineros, que en un tiempo determinado deben cumplir con los programas de desarrollo establecidos durante el planeamiento de la producción.

Los trabajos de desarrollo comprenden la construcción de galerías, cruceros y cortadas. Son planificados en lo referente a ubicación, longitud y sección.



Las especificaciones técnicas de diseño son:

- Sección galerías y cruceros = 7' x 8'

Gradiente = 5/1,000

- Cortadas = 9' x 10'

Gradiente = 5/1,000

### ***4.1.3. Construcción de galerías***

#### **4.1.3.1. Perforación.**

En la perforación del frente de una galería se utiliza máquinas perforadoras neumáticas jack leg marca Atlas Copco modelo RH656, con barrenos de 3' y 5' marca Fagersta de 38 m.m y 29 m.m de diámetro de broca, respectivamente. El trazo de perforación varía de acuerdo a la dureza de la roca. Para rocas duras (andesita fresca) se emplea el corte quemado y en rocas muy duras (andesita y cuarzo) el corte quemado mixto con doble V, disparándose en primer lugar el arranque y luego los demás taladros. En roca semidura (andesita alterada y mineral) se utiliza el trazo en V simple o doble V

#### **4.1.3.2. Voladura.**

Los taladros perforados son cargados con dinamita semexa de 60 % (cartuchos de 7/8" x 7", densidad 1.07 y 80 gr. de peso), fulminante NE 6 y guía común. En la voladura el orden de encendido es importante, a fin de lograr las caras libres sucesivas, es decir que tenga menor borde y mayor espacio hacia el cuál pueda romper. Con esto se logrará un disparo efectivo y un avance adecuado en el frente de la galería.

Cálculo de perforación voladura de galería 7' X 8':

a. **Cálculo del número de taladros**

Roca: semidura.

$$N_t = P/dt + (C \times S)$$

P: perímetro de la sección:

$$P = 4S^{0.5}$$

S: sección de la labor:  $2.1 \times 2.4 = 5.04 \text{ m}^2$

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

0.50 - 0.55 para roca dura

0.60 - 0.65 para roca intermedia.

0.70 - 0.75 para roca suave.

C: coeficiente o factor de roca, que varía:

2.0 para roca dura.

1.5 para roca intermedia.

1.0 para roca suave.

$$P = 5.04^{0.5} \times 4 = 8.98 \text{ m.}$$

$$Dt = 0.60$$

$$C = 1.50$$

$$N_t = (8.98 / 0.60) + (1.5 \times 5.04) = 23 = 23 \text{ taladros} + 2 \text{ por seguridad y alivio.}$$

$N_t = 25$  taladros.

b. **Cálculo de la carga:** Según tabla:

**Tabla 2.**

*Cálculo de la carga*

TIPO DE ROCA	SECCIÓN M2	
	1 a 5	5 a 10
Roca dura	3.0-2.5	2.5-2.0
Roca media	2.2-1.8	1.8-1.4
Roca suave	1.5-1.0	1.0-0.8

Factor carga =  $1.4 \text{ Kg/m}^3$

Cálculo de la cantidad de carga:

Longitud taladro = 1.50 m.

$S = 5.04 \text{ m}^5$   $V = 7.56 \text{ m}^3$ ;

$Q_c = 1.40 \text{ Kg/m}^3$ ;  $\times 7.56 \text{ m}^3 = 10.58 \text{ Kg}$ .

Cálculo de la carga por taladro:

$= 10.58 \text{ Kg} / 24 \text{ taladros} = 0.44 \text{ Kg}$ .

Numero de cartuchos/taladro:

Peso de un cartucho = 0.08 Kg.

$NE \text{ cartuchos} = 0.44 / 0.08 = 5$

#### 4.1.3.3. Limpieza y carguío.

La limpieza se realiza con palas mecánicas neumáticas sobre rieles, marcas EIMCO-12B y Atlas Copco LM36, cuyo rendimiento es:

##### a. Tonelaje a cargarse por frente

Sección = 7' x 8' = 2.13 x 2.44 mts.

Area = 5.19 m<sup>2</sup>

Peso específico mineral roto = 2.5 TM/m<sup>3</sup>;

Profundidad taladro efectiva = 1.35 m.

Volumen = 5.19 m<sup>2</sup> x 1.35 m. = 7.0 m<sup>3</sup>;

Tonelaje = 7.0 m<sup>3</sup> x 2.5 m. = 17.5 TM

##### b. Capacidad de la pala Eimco-12B

$$Q = \frac{60 * V_c * K_1 * K_d * K_u}{t_1}$$

donde:

Q = capacidad de la pala = m<sup>3</sup>/min.

V<sub>c</sub> = Capacidad de la cuchara = 0.16 m<sup>3</sup>;

K<sub>1</sub> = Grado de llenado de la cuchara = 0.6

K<sub>d</sub> = Coeficiente de dificultad de carga = 0.4

K<sub>u</sub> = Coeficiente de utilización de la pala

$$K_u = \frac{V_m * t_1}{\frac{V_c * K_1 * K_d}{\frac{V_m * t_1}{V_c * K_1 * K_d}} + t_2 + \frac{t_3}{N}}$$

Donde:

$V_m$  = Capacidad del carro minero U35 = 1 m;

$t_1$  = Duración de la excavación y carguio con la cuchara = 30 segundos (según datos históricos).

$t_2$  = Tiempo usado en el cambio de carros = 3 minutos

$t_3$  = Duración del cambio de convoy de carros = 25 minutos

$N$  = Numero de carros mineros en el convoy = 08 carros

Reemplazando valores tenemos:

$$K_u = \frac{1 * 0.5}{\frac{0.16 * 0.60 * 0.4}{\frac{1 * 0.5}{0.16 * 0.60 * 0.4}} + 3 + \frac{25}{10}}$$

$$Q = \frac{60 * 0.16 * 0.6 * 0.4 * 0.8014}{30} = 0.0619$$

$$Q = \frac{0.0619m^3}{hr} = \frac{3.71m^3}{hr} = 9.27TM/Hr$$

Tiempo requerido para limpiar el frente:

$$T = \frac{17.50TM}{9.27} = 1.89 = 2 \text{ horas}$$

#### 4.1.3.4. Sostenimiento.

En el sostenimiento de las galerías en los tramos con rocas suaves y zonas de fallas, se emplean cuadros cónicos de madera utilizándose redondos de eucalipto:

- Densidad de la roca suave = 2,300 Kg/m;
- Angulo de fricción = 50E
- Altura de la galería = 2.44 m.
- Ancho de la galería = 2.13 m.
- Resistencia compresiva Cajas ( $\sigma_c$ ) = 500 Kg/cm<sup>2</sup>

Sección del arco:

$$S = 4/3 \cdot a_1 \cdot b \quad f_s = \sigma_c / 100 = 500 / 100 = 5$$

$$b = a / f_s = 1.065 / 5 = 0.21 \text{ m.}$$

$$\begin{aligned} a_1 &= a + c = a + h \cdot \text{tag}(\Pi/4 - \phi/2) \\ &= 1.065 + 2.44 \text{ tag}(45\text{E} - 25\text{E}) \\ &= 1.06 + 0.88 \end{aligned}$$

$$a_1 = 1.95$$

$$S = 4/3 \times 1.95 \times 0.21 = 0.55 \text{ m}^3$$

Cálculo de la carga de techo:

Se requiere un redondo de 22 cm = 8"

#### **4.1.3.5. Colocación de la línea de rieles.**

Este trabajo se realiza con personal especializado. Los rieles de 30 Lb/yd, se emplea en los niveles principales de extracción y el de 20 Lb/Yd, en labores secundarias, siendo en ambos casos una trocha de 20 "(0.50 m.).

El durmiente es de madera de 4" x 6" x 40" espaciados a 3' (1 m.). La presión sobre el durmiente cuando pasa el convoy es de 6,250 Lb/yd<sup>5</sup>. A más de los durmientes, otros materiales que se emplean son los clavos rieleros o escarpías, chapas o eclisas, tuercas y pernos de rieles.

#### **4.1.3.6. Selección del método de explotación.**

En la selección del método apropiado para la explotación se ha aplicado el método matemático basado principalmente en evaluación del yacimiento y que ha resultado el método de almacenamiento provisional en sus variantes : estático y dinámico.

En ambos casos el mineral roto es acumulado hasta que se termina el corte de todo el block que constituye el tajo. El mineral abatido sirve de piso para las perforaciones de los cortes.

El mineral roto, sufre un aumento de volumen que aproximadamente es el 30% y a fin de dar espacio para la perforación del corte, se extrae mineral por los buzones (caso del almacenamiento dinámico) y por las chimeneas laterales, cuando es almacenamiento estático.

Estas dos variantes del método de almacenamiento se describen a continuación:

#### **4.1.3.7. Método de almacenamiento dinámico (Shrinkage)**

##### ***4.1.3.7.1. Preparación para el método de explotación por almacenamiento.***

En general la preparación comprende la construcción de chimeneas y subniveles, para dividir el yacimiento en blocks según un método de explotación determinado.

Luego de concluido con el desarrollo de las galerías tanto superior e inferior espaciados entre 40 a 50 mts, se procede a la preparación para la explotación. El método de "Almacenamiento" requiere generalmente de una o dos chimeneas de preparación que limiten a dicho block.

Los tajeos resultan de un tamaño de 40 m x 40 m. y de 50 x 50 m. dimensiones que cumplen con el tamaño de los equipos y la ocurrencia de clavos de mineral presentes en la mina. Dentro de los trabajos de preparación tenemos:

**a. Chimeneas**

Se construye en la caja techo, de dos compartimientos de sección de 4' x 8', uno de ellos sirve como echadero y el otro como camino. Está dotado de instalaciones de escaleras, descansos, tuberías de aire y agua, entablados en la parte central y enrejados en las partes laterales, los cuales permanecerán hasta concluir con la explotación del tajeo.

**b. Subnivel**

A partir de una de una de las chimeneas, dejando 3m. de puente, se corre un subnivel de 5' x 6' de sección hasta comunicar a la otra chimenea.

**c. Preparación de buzones (box holes)**

Se denomina "Box Holes", a la comunicación entre la galería base y el subnivel, normalmente son de 1.5 x 1.5 mts. de sección y se preparan a lo largo de la galería base, con una separación estándar de 5.50 m. (18') entre centros. En los extremos de la preparación se practica buzones de 3.66 m (12') de ancho, destinados para la tolva camino y en algunos casos para izaje. Los buzones de manera general van apoyados hacia la caja piso, salvo por razones de seguridad se construye apoyado en la caja techo.



#### **d. Perforación y disparo de buzones**

Las perforaciones de los buzones se efectúan con máquinas jack leg Toyo 280L, realizándose tres disparos. Los trazos de perforación son similares a lo practicados para chimeneas. El primer disparo es hecho con 24 taladros inclinados a 45E; el segundo disparo con 22 taladros y el tercero con 20 taladros. El cargado de los dos primeros disparos, se realiza a todos los taladros y en el tercero solamente se cargan a los taladros de corte y ayudas. El resto se dispara cuando ya están instaladas los buzones respectivos y finalmente se hace un desquinche inclinado en la caja piso, para la camada del buzón.

#### **e. Armado de buzones**

Luego de comunicado las chimeneas intermedias al subnivel, se procede a la construcción de buzones, que para el caso de la Mina Reliquias se usa el tipo americano. El procedimiento de armado, consiste en preparar el andamio provisional de madera, que servirá para picar patillas en las cajas, donde se fijarán los sombreros o longarinas perpendiculares a las galerías. Dichas longarinas luego se colocan separados a 1.07 m. (42"). En las longarinas se hacen destajes para el tope y postes. Se mide 12' (3.66 m.) del riel a la longarina donde se efectúa el destaje de 1" de profundidad, en seguida se colocan los postes, que también tiene su destaje luego se fija el tope y contratope. En dirección de la caja piso y sobre la longarina se coloca el muerto y en el poste la cabeza de toro. A continuación, se clavan la cama con una inclinación de 38E y se concluye el armado colocando el gancho y compuerta metálica.

El armado de una tolva requiere de dos hombres: 01 maestro enmaderador y un ayudante, empleándose 04 guardias en la construcción.

## **f. Conos**

Una vez comunicado el subnivel con la chimenea lateral y chimeneas de preparación, se perfora los conos que deben estar apoyados en la caja piso, para facilitar el deslizamiento del mineral.

### **4.1.3.7.2. Explotación.**

Se aplican en vetas mayores a 1.20 mts. cajas competentes, mineral duro, buzamiento alto y en zonas con distribución de mineral regular. El tamaño del block de explotación es de 50 m. de largo x 50 m. de alto. El ciclo de explotación es como sigue:

#### **a. Perforación y voladura**

Como en el caso anterior, se emplea una máquina perforadora Jack leg, toyo 280L y juego de barrenos de 3' y 5', empleándose malla cuadrada de 0.50 m. x 0.50 m. Se perforan en promedio 25 taladros inclinados por guardia. El explosivo y accesorios utilizados son: dinamita semexa de 60 % fulminante NE 6 y guía común.

Cuando no se tienen chimeneas laterales comunicados al nivel superior, se practica el corte central previo al disparo total del tajeo. Los caminos se protegen con ramflas, dejándose ventanas para que salgan los gases producto de la voladura. El enmaderado del tajeo, se realiza en la misma guardia, que comprende el acondicionamiento del camino colocando descansos y escaleras, puesta de ramflas puntales en línea, enrejado y entablado hacia las chimeneas.

#### **b. Reducción del mineral abatido**

El mineral luego de la voladura se esponja aproximadamente en un 30 % y para dar la altura adecuada para la perforación del siguiente corte, se reduce el volumen, sacándose por medio de las tolvas hacia los carros mineros.

### **c. Nivelación del piso**

Una vez concluido la reducción parcial del mineral abatido, el piso del tajeo queda completamente desnivelado, haciéndose unos montículos de mineral sobre los pilares y hendiduras en dirección de los buzones. La nivelación del piso es hecha mediante el winche y rastrillo, hasta dejar altura de 6 pies. (1.80 m.).

### **d. Vaciado del mineral**

En el vaciado del tajeo interviene una cuadrilla de trabajadores (04 hombres), quiénes tienen que ir colocando puntales de seguridad espaciados a 3 m. conforme baje el mineral, a fin de evitar la caída de cajas y cuidar que no queden columnas de mineral.

### **e. Personal requerido**

El personal necesario para un tajeo de shrinkage por guardia esta distribuido de la siguiente manera:

- 01 Maestros perforistas.
- 01 Ayudantes perforistas.
- 01 Maestro enmaderador.
- 01 Ayudante enmaderador.

Total por guardia = 04 hombres.

#### **4.1.3.7.3. Almacenamiento provisional estático**

Este método no requiere mayor preparación que una chimenea o dos chimeneas y es adecuado para la explotación de clavos de mineral que a menudo se presentan en la mina. Las

condiciones para la aplicación es que las cajas deben ser competentes, mineral duro y veta de buzamiento alto, con potencias menores a 1.20 m. El ciclo de minado es:

**a. Perforación y voladura**

Se emplea dos máquinas jack leg toyo 280L, taladros inclinados de 5'. Los trazos que se utilizan son el zig zag, dos-uno, tres dos; de acuerdo al ancho de la veta y en promedio se perforan 30 taladros por guardia. El explosivo empleado para la voladura es la dinamita semexa de 60% fulminante NE6 y guía común.

**b. Limpieza**

La limpieza del exceso de mineral roto, se realiza con el fin de dar altura adecuada para la perforación y es ejecutada por el mismo perforista y ayudante utilizando la wincha eléctrica instalado en la chimenea lateral.

**c. Personal y maquinaria empleada**

El personal necesario para la explotación de un tajeo por el método de almacenamiento estático es de 01 maestro perforista y 01 ayudante.

Para la perforación se emplea 01 máquina perforadoras Toyo 280L y para la limpieza del mineral una wincha joy eléctrica de 7.5 HP y un rastrillo de 22"

**4.1.3.7.4. Servicios auxiliares mineros.**

**a. Transporte subterráneo**

En la Mina Reliquias, el transporte subterráneo comprende el acarreo del mineral en los niveles secundarios, desde el tajeo hasta los echaderos.

Generalmente se efectúa a pulso con carros mineros U35 de 1 m; de capacidad. En el nivel principal de transporte se emplea locomotoras y carros mineros, que acarrear el mineral desde los echaderos hasta la tolva superficie.

#### **b. Aire comprimido**

El aire comprimido a utilizarse en los trabajos de perforación y ventilación, es suministrado por 03 compresoras estacionarias marca Gardner Denver, ubicadas en el Nivel 642, cuya capacidad al nivel del mar es:

- Compresora NE 1 = 1,170 PCM

Motor eléctrico de 200 HP

- Compresora NE 2 = 1,500 PCM

Motor eléctrico de 230 HP

- Compresora NE 3 = 1,500 PCM

Motor eléctrico de 230 HP

La capacidad total nominal es de 4,170 PCM, sin embargo, considerando su tiempo de servicio, altitud donde se ubica, su capacidad real es sólo de 3,500 PCM.

La distribución del aire comprimido se realiza mediante tuberías de fierro de 6", 4" y 2" de diámetro respectivamente.

#### **c. Agua industrial**

El agua, requerido para trabajos mineros es captada de los puquiales ubicados en la parte alta de la mina, mediante reservorios y distribuidos mediante tuberías de 2" de diámetro. Cuando el

caudal y presión del agua disminuye en la perforación de las chimeneas, se utiliza pequeños tanques de agua.

#### **d. Ventilación**

En general la ventilación es de tiro natural del aire, que penetra por los niveles inferiores y sale por los superiores, sin embargo, en los frentes de desarrollo se tiene ventilación deficiente, motivo por el cual se utiliza ventiladores neumáticos de 7.5 HP y en las labores donde se tiene instalación eléctrica, se emplean ventiladores eléctricos de 12 HP, los cuales van conectados a mangas de ventilación de 16 " de diámetro.

#### **e. Drenaje**

Actualmente todas las labores, se encuentran encima del nivel 540 y el agua que existe en la mina como consecuencia de las filtraciones, en las zonas de fallas, desclasamientos, es drenado mediante cunetas hacia superficie.

### **4.1.3.8. Evaluación técnica y alternativa para mejorar el método de Shrinkage.**

#### **4.1.3.8.1. Explotación.**

Como la eficiencia es baja en los tajeos, a fin mejorar la eficiencia se plantea modificar de la siguiente manera:

- Cambiar las máquinas perforadoras Jack leg por stoper, para obtener taladros verticales.
- Perforar el corte con taladros de 8' y malla 0.70m. x 0.70 m. con un promedio de 24 taladros por máquina/guardia y con dos máquinas se obtendrá una longitud de perforación de 16.80 mts. por guardia. El rendimiento que se logrará será:

- Ancho de la veta = 1.20 m.
- Altura de rotura = 2.20 m.
- Volumen = 16.8 m. x 1.20 x 2.20 = 43.35 m<sup>3</sup>;
- Tonelaje = 43.35 m<sup>3</sup>; x 2.5 TM/m<sup>3</sup>; = 110.87 TM
- Personal = 02 enmaderadores.

04 perforistas (+ ayudantes)

- Rendimientos:

$$\text{TM/H-G} = 110.87 \text{ TM} / 6 \text{ Hombres} = 18.47$$

- El tiempo de explotación de un tajeo se reduciría a:

$$\text{. Total, guardias/corte} = 48 \text{ m.} / 16.8 \text{ m} = 2.85$$

$$\text{. } 1.42 \text{ días}$$

$$\text{. Acondicionamiento} = 1.5 \text{ días.}$$

$$\text{. Total, guardias promedio/corte} = 2.92 \text{ días}$$

$$\text{. NE de cortes} = 45 \text{ m.} / 2.20 \text{ m.} = 21$$

$$\text{. Total, días} = 21 \text{ m.} \times 2.92 \text{ días} = 61.32$$

$$\text{. Meses necesarios} = 61.32 / 25 = 2.45. 3 \text{ meses}$$

- En cuanto a la estabilidad de los tajeos Shrinkage, no está tomándose las medidas necesarias para trabajar con seguridad y lograr la recuperación del mineral en el vaciado final que se ha acumulado durante 05 a 07 meses debido a que no se deja pilares en los extremos del tajeo,

solamente puntales de avance en las chimeneas y cuando el mineral es de alta ley no se dejan puentes sobre la galería base, sino camadas de rajados y sobre cuadros.

- La camada es apoyada sobre cuadros (postes) este procedimiento presenta un gran inconveniente e inseguridad en la comunicación de los tajeos inferiores.

- En las condiciones actuales, al momento del vaciado final del tajeo, se está produciendo la caída de planchones de las cajas y creando zonas peligrosas, imposibilitando la extracción del mineral, la formación de columnas de mineral abatido sobre los pilares.

- Es necesario dejar pilares tanto en el avance vertical como en los extremos de los tajeos y en la galería base no hacer camadas de rajados.

#### **4.1.3.8.2. Eficiencia.**

La eficiencia lograda en el tajeo empleando el método de Shrinkage es:

- Malla de perforación = 0.5 m. x 0.50 m.

- Longitud de rotura/máquina = 7.5 mts.

- Ancho de la veta = 1.20 m.

- Longitud taladros = 1.50 m.

- Inclinación taladros = 70E

- Altura de corte = 1.30 mts.

- NE taladros/guardia = 30

- Densidad del mineral(prom.) = 2.7 TM/m;

- Volumen =  $7.5 \times 1.20 \times 1.30 = 11.70$  m;



- Tonelaje =  $11.70 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ TM/m}^3 = 31.59 \text{ TM}$

- TM/taladro =  $31.59 \text{ TM} / 30 \text{ tal.} = 1.05$

- Rendimiento =  $31.59 \text{ TM} / 4 \text{ hombre-guardia} = 7.90$

=  $7.90 \text{ TM/H-G}$

- Tiempo requerido para la explotación del block:

. NE de cortes =  $45 \text{ m.} / 1.3 = 35$

. Longitud de tajeo efectiva para el corte =  $46 \text{ m.}$

. NE de guardias/corte/ máq. =  $46 \text{ m.} / 7.5 = 6.1$

. NE de días por corte =  $3.0$

. Acondicionamiento =  $1.0 \text{ días}$

. Total, días por corte =  $4.0 \text{ días}$

. Total, días corte block =  $4.0 \times 35 = 140$

. Meses necesarios =  $140 / 25 = 5.6$  6

#### **4.1.3.8.3. Costo de explotación.**

El costo de explotación para el método de almacenamiento dinámico, se detalla en el cuadro N° 3.9 que está confeccionado en base, a los costos históricos y rendimientos obtenidos durante la explotación anterior de esta mina.

#### 4.1.3.8.4. Total, de equipos y personal requerido para la explotación.

Para una producción de 300 TMD (7,500 TM/mes), se requiere de equipos de perforación, limpieza y acarreo cuyas cantidades se indican en el cuadro N° 3.8. Además, se indica que en la mina se tiene equipos que quedaron en condiciones operativas antes de la paralización.

Cuadro N° 3.8 de relación de equipos

<b>RELACION DE EQUIPOS MINEROS</b>			
EQUIPO	MINA RELIQUIAS		
	EXISTENTES	REQUERIDOS	ADICIONAL
Perforadora Jack Leg	5	8	3
Perforadora stoper	4	6	2
Winche neumático	4	4	0
Ventiladores neumáticos de 7.5 HP	3	5	2
Motobomba eléctrica de 10 HP	2	3	1
Carros mineros U35	7	0	0
Carros mineros de 0.75 m3	10	30	20
Locomotora batería de 1.5 TC	1	1	0
Locomotora a trolley de 3.5 TC	1	1	0
Compresora Gardner Denver de 1,170 PCM	1	1	0
Compresora Gardner Denver de 1,500 PCM	2	2	0
Pala neumática Eimco 12B	2	4	2
Grupo electrógeno de 150 KVA	1	1	0

Cuadro N° 3.9 de costos de explotación

#### Costo de explotación

ESPECIFICACIONES: Rotura de mineral sobre veta

RENDIMIENTO: 20 m3/disparo = 60 TM/disparo

DESCRIPCION	UNID.	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO S/.	PRECIO PARCIAL S/.	PRECIO TOTAL S/.
MANO DE OBRA:					
(1) Maestro perforista	H.H	4.00	3.75	15.00	
(1) Ayudante perforista	H.H	4.00	3.00	12.00	
(1) Lampero	H.H	4.00	2.50	10.00	
(1) Capatáz	H.H	2.00	4.37	8.74	

(1) Ingeniero residente	H.H	0.50	6.25	3.13	48.87
<b>MATERIALES:</b>					
Barreno de 3' y 5'	Pies	172.24	0.73	125.74	
Dinamita 60 %	Kg	19.60	12.50	245.00	
Fanel	U	35.00	1.50	52.50	
Fulminate N° 6	U	1.00	0.80	0.80	
Pentacord 3P	m.	15.00	0.75	11.25	
Madera	pies	20.00	2.50	50.00	485.29
<b>EQUIPOS</b>					
Perforadora	m.	52.50	0.55	28.88	
Manguera de 1"	m.	30.00	0.10	3.00	
Manguera de 1/2"	m.	30.00	0.07	2.10	
Aceite	Glns	0.25	40.00	10.00	
Alumbrado	Lámpara	8.00	1.70	13.60	
Winche neumático	H-M	4.00	0.65	2.60	
<b>HERRAMIENTA Y OTROS:</b>					
Herramientas	%	0.08	300.00	24.00	
Implementos de seguridad	%	0.05	340.00	17.00	
					41.00
					<b>COSTO DIRECTO:</b>
					635.33
					IMPREVISTOS 5%
					31.77
					GASTOS GENERALES
					2%
					12.71
					UTILIDAD 10 %
					63.53
					<b>COSTO TOTAL S/.</b>
					743.33
					IGV 18%
					133.80
					<b>TOTAL COSTO CON IGV S/.</b>
					877.13
<b>COSTO /METRO</b>	<b>S/.m3</b>				
=		= 14,62		US\$/TM = 4,18	

#### 4.1.3.8.5. Prueba de Hipótesis

Prueba de normalidad de la variable Evaluación Técnica – Económica de profundización de operaciones.

H0: La distribución de la variable Evaluación Técnica – Económica de profundización de operaciones no difiere de la distribución normal.

H0:  $p \geq 0,050$

H1: La distribución de la variable Evaluación Técnica – Económica de profundización de operaciones difiere de la distribución normal.

H1:  $p < 0,050$

Tabla No 1

Prueba de normalidad de la variable Evaluación Técnica – Económica de profundización de operaciones

	Kolmogorov-Smirnov <sup>a</sup>		
	Estadístico	gl	Sig.
Eval Tec. - Eco Pre	0,312	5	0,246
Eval Tec. – Eco Pos	0,299	5	0,284

Fuente: Elaboración propia

Conclusión: Como el nivel de significancia asintótica bilateral obtenido (0,246 y 0,284) es mayor al nivel de significación ( $\alpha=0,050$ ) entonces se acepta  $H_0$ , es decir se acepta que: La distribución de la variable Evaluación Técnica – Económica de barras de profundización de operaciones no difiere de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica en la comprobación de la hipótesis.

### Prueba de hipótesis Hipótesis de investigación:

El estudio técnico-económico para la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 influye significativamente en la Mina Reliquias, 2022.

$H_0: Me_1 = Me_2$  (Si el p-valor  $\geq 0,050$ )

$H_1: Me_1 \neq Me_2$  (Si el p-valor  $< 0,050$ )

Prueba T para muestras relacionadas, ya que los datos provienen de una distribución normal.

**Tabla N° 2**

Diferencias relacionadas Eval Tec Econ					t	gl	Sig. (bilateral)
Media	Desviación típ.	Error típ. de la media	95% Intervalo de confianza para la diferencia				
			Inferior	Superior			
540,00000	597,28553	267,11421	-201,62793	1281,62793	2,022	4	0,113

Fuente: Elaboración propia

### Conclusión

Para un 95% de nivel de confianza se rechaza la  $H_0$ , es decir se asevera que: El estudio técnico-económico para la profundización de las operaciones debajo del nivel 440 influye significativamente en la Mina Reliquias, 2022.

## **Capítulo V**

### **Análisis de resultados**

#### **5.1. Proyecto de profundización de la explotación**

##### ***5.1.1. Justificación de la explotación***

De acuerdo al zoneamiento mineralógico y estudios de cocientes metálicos de Ag/Pb, Ag/Cu,Pb/Cu, descritos en el acápite 2.4.2, confirma que la mineralización continua en profundidad, pero con disminución de la leyes de plata y con un incremento de Pb, Zn y Cu.

Las estructuras principales de la Mina Reliquias, debe estar mineralizado posiblemente hasta 150 m. del nivel 640 de la Veta Mataballo, profundidad que es confirmado con la mineralización de las vetas Carmen y Lira que se hallan a 300 m. al sur este, pertenecientes a la ex-Cia. Minera la Virreyna S.A.

La profundización se realizará mediante la construcción de un pique, que tendrá por finalidad determinar la profundización de la mineralización y poder tener dos niveles de explotación.

##### ***5.1.2. Ubicación y tipo de pique***

El pique por construirse estará ubicado en el nivel 440, coordenadas 16035E y 24841N , será vertical de sección rectangular de 3 m. x 2 m. de doble compartimiento, uno de ellos servirá para el izaje y el otro como camino. La longitud de este pique considerando la estación de carguio y bombeo debe ser 110 m. lo que permitirá tener dos niveles: Niv- 50, Niv-100 y Niv-150.

La roca donde se proyecta el pique es competente, andesita con una resistencia a la compresión de 2,650 Kg/cm<sup>5</sup> y la madera usada será pino oregón.

### **5.1.3. Sistema de Izaje**

Como la longitud del pique es solamente de 110, el sistema de izaje será de un solo cable no equilibrado que izará una jaula, donde se colocará en cada izaje un carro minero de 0.80 m<sup>3</sup> de capacidad. El pique servirá para el izaje de mineral y desmonte cuando se desarrolle y explote las diferentes estructuras mineralizadas a profundidad.

### **5.1.4. Diseño de los componentes de Izaje**

#### **5.1.4.1. Diseño de la estructura del pique.**

Como el pique está ubicado en interior mina, la estación de carguio y volteo, polea, estación de izaje, se construirán en roca y por la calidad de esta roca no se considera la colocación de cuadros completos en toda la estructura del pique, sólo se colocará puntales de línea con sus tirantes respectivos.

#### **5.1.4.2. Diseño de los componentes de Izaje.**

##### **5.1.4.2.1. Jaula.**

Para el izaje del mineral se empleará una jaula de 2.0 m. x 1.5 m. y un carro minero de 1.5 TM de capacidad.

##### **5.1.4.2.2. Winche.**

El winche será de forma cilíndrica, de un solo tambor donde el cable se enrollará durante el izaje.

##### **5.1.4.2.3. Motor.**

El motor que transmitirá la fuerza necesaria para mover la tambora será eléctrico y estará unido mediante acoples y tendrá engranaje de reducción.

#### 5.1.4.2.4. *Polea.*

La polea, encargada de guiar el cable de la tambora al pique, tendrá un diámetro 64 veces mayor al diámetro del cable a elegirse, a fin de que el esfuerzo de doblamiento sea mínimo.

#### 5.1.4.2.5. *Cables.*

El cable por elegirse será de 6 x 19, marca Boa de fabricación nacional, de hilos redondos, para minería. Este tipo de cable fabrica Proloansa S.A.

### 5.1.4.3. **Cálculo de Izaje.**

#### **Datos:**

Profundidad del pique:

- Long. entre nivel y estación de carga = 100 m.

- Long. entre estación carga y estación de descarga = 115 m.= 377.27 pies.

- Longitud entre estación descarga y polea = 5 m.

- Longitud entre polea y winche = 20 m.

Peso jaula = 700 Kg = 1,543 libras.

Peso carro vacío = 400 Kg = 882 libras.

Peso mineral = 1,500 Kg = 3,311 libras.

Tonelaje a izar por guardia = 300 TC

Tiempo de aceleración = 8 seg.

Tiempo de desaceleración = 6 seg.

#### **Determinación del factor seguridad:**



Considerando un cable de 7/8 ", según tabla:

**Tabla 3.**

*Factor de seguridad para cables de alambre de acero cuando transita personal*

Longitud del cable en el pique(pies)	Factor de seguridad mínimo para cable nuevo
500 metros	8
500 a 1,000	7

Peso cable: 377.27 pies x 1.41 Lb = 531.95 Lb = 0.27 TC

Peso jaula = 0.77 TC

Peso carro = 0.44 TC

Peso mineral = 1.65 TC

---

Total = 3.13 TC

$$\text{Factor de seguridad} = \frac{\text{Resistencia de ruptura cable}}{\text{Peso a soportar}}$$

FS = 27.94 TC/ 3.13 = 8.92 > 8 => es seguro

**Diámetro de la tambora (D):**

D = 64 d

donde: d: diámetro del cable.

D = 7/8" x 64 = 56" = 4.67 pies

Longitud de la cara del tambor y cable por enrollar:

- Longitud cable de estación carguío hasta estación descarga = 115 m.= 377.29 pies

- Cable para recortes, empalmes

$$= 15m = \frac{49.21}{426.50} \text{pies}$$

**Numero de vueltas del cable:**

$$= 426.50 \text{ pies} / 3.1416 \times 4.7 = 28.89$$

$$= 28.89 + 3 \text{ vueltas} = 31.89 = 32 \text{ vueltas}$$

Longitud cara de la tambora:

$$= 32 \times 7/8" + 10 \% = 30.8 \text{ " } = 2.57 \text{ pies}$$

Resumiendo:

Diámetro tambora = 5 pies.

Radio tambora = 2.5 pies

Longitud tambora = 2.5 pies.

Diámetro polea = 5'

**Cálculo del HP del motor para el winche:**

Número de horas/guardia = 12

Horas efectivas de izaje por guardia = 8

Numero viajes/hora =  $300 \text{ TC} / 8 \times 1.65 = 23$

**Tiempo de izamiento de un viaje en segundos:**

$$T_v = 3,600 \text{ seg.} \times 1 \text{ viaje} / 23 = 157 \text{ seg.}$$

**Cálculo de velocidad:**

Tiempo de aceleración =  $T_a = 8$  seg.

Tiempo de desaceleración =  $T_d = 6$  seg.

Tiempo de carguio - descarga = 20 seg.

$T_t = T_v - T_m = 157 - 20 = 137$  segundos

Tiempo en subir o bajar =  $137/2 = 68.5$  seg.

**Resumen de tiempos:**

- Tiempo de aceleración = 8.0 seg.

- Tiempo de desaceleración = 6.0 seg.

- Tiempo de velocidad uniforme = 54.5 seg.

- Tiempo Total= 68.5 seg.

**Tiempo de velocidad constante:**

$$e = (X - (T_a + T_d) / 2)$$

$$e = (37.5 - (8 + 8) / 2) = 61.5 \text{ seg.}$$

$$\text{Numero de vueltas tambora} = \frac{426.5}{3.1416 * 5'} = 27.15$$

$$\text{Velocidad angular} = 27.15/61.5 = 0.4415 \text{ RPS}$$

**Numero de vueltas realizado por la tambora durante:**

$$\text{- Aceleración} = VT_a/2 = 0.4415 \times 8/2 = 1.766$$

$$\text{- Veloc. unif.} = VT_s = 0.4415 \times 54.5 = 24.062$$

$$\text{- Desacelerac.} = VT_d/2 = 0.4415 \times 6/2 = 1.325$$

**Longitud del cable enrollando durante:**

$$\text{NE Vueltas} \times D \times B$$

$$\text{Aceleración} \quad 1.766 \times 5' \times 3.1416 = 27.74 \text{ pies}$$

$$\text{Veloc. Unif.} \quad 24.062 \times 5' \times 3.1416 = 377.96 \text{ pies}$$

$$\text{Desaceleración} \quad 1.325 \times 5' \times 3.1416 = \underline{20.81 \text{ pies}}$$

$$426.51 \text{ pies}$$

**Cálculo de momentos:**

**Peso estático:**

$$\text{Subiendo} = \text{Peso Jaula} + \text{Peso carro} + \text{Peso mineral}$$

$$1,543 + 882 + 3,311 = 5,736 \text{ Lb}$$

$$\text{Bajando} = \text{Peso jaula} + \text{Peso carro}$$

$$1,543 + 882 = 2,425 \text{ Lb.}$$

Momento producido por la carga subiendo.

$$\text{NE Vueltas} \quad 5,736 \text{ Lb} \times 2.5 \text{ pies} = 14,340 \text{ Lb-pie}$$

$$1.766 \quad 5,736 \text{ Lb} \times 2.5 \text{ pies} = 14,340 \text{ Lb-pie}$$

$$24.062 \quad 5,736 \text{ Lb} \times 2.5 \text{ pies} = 14,340 \text{ Lb-pie}$$

$$1.325 \quad 5,736 \text{ Lb} \times 2.5 \text{ pies} = 14,340 \text{ Lb-pie}$$

1.326

**Momento producido por el cable subiendo:**

$$0 \quad 426.50 \text{ pies} \times 1.41 \text{ Lb/pie} \times 2.5 \text{ pies} = 1,503 \text{ Lb-pie}$$

$$1.766 \quad 398.76 \text{ pies} \times 1.41 \text{ Lb/pie} \times 2.5 \text{ pies} = 1,406 \text{ Lb-pie}$$

$$24.062 \quad 48.54 \text{ pies} \times 1.41 \text{ Lb/pie} \times 2.5 \text{ pies} = 171 \text{ Lb-pie}$$

$$1.325 \quad 0 = 0$$

**Total momentos subiendo:**

NE de vueltas 0	1.77	24.06	25.83	
Carga	14,340	14,340	14,340	14,340
Cable	1,503	1,406	171	0
Total	15,843	15,746	14,511	14,340

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

Momento de fricción:

$$\text{Momento promedio} = \frac{\text{Mto.max.} + \text{Mto.Mínimo}}{2 \times \text{Eficiencia}}$$

$$= \frac{15,843 + 14,340 = 18,864 \text{ Lb - pie}}{2 \times 0.8}$$

$$M_f \frac{18,864 - (15,843 + 14,340)}{2} = 3,772 \text{ Lb - pie}$$

**Peso tambora:**

$$WT = 200A$$

A: área de la superficie de la tambora(pies)

$$A = B \times D \times L$$

$$A = 3.1416 \times 5' \times 2.5' = 39.27 \text{ pies}^2$$

$$WT = 39.27 \times 200 = 7,854 \text{ Lb}$$

**Peso engranajes:**

Se considera igual 10% Peso tambora

$$WE = 7,854 \text{ Lb} \times 0.1 = 785 \text{ Lb.}$$

**Peso polea:**

$$WP = 1000 - (D-5) \times 570$$

$$= 1,000 - (5-5) \times 570$$

$$WP = 1,000 \text{ Lb.}$$

Momento de aceleración y desaceleración:

$$\text{Jaula} = 1,543 \text{ Lb}$$

$$\text{Carro} = 882 \text{ Lb}$$

$$\text{Mineral} = 3,311 \text{ Lb}$$

$$\text{Cable } (426.50' + 85') \times 1.41 \text{ lb/pie} = 721 \text{ Lb}$$

Tambora y polea  $(7,854 + 1,000) = 8,854 \text{ Lb}$

$$\text{Cajas, engranajes} = \frac{7851b}{16,0961b}$$

**Cálculo de la fuerza de aceleración:**

$$F_a = W \cdot a/g$$

Velocidad:  $V = \text{RPS} \times B \times D$

$$V = 0.4415 \times 3.1416 \times 5 = 6.94 \text{ pies/seg}$$

Aceleración:  $a = V/T_a = 6.94/8 = 0.87 \text{ pies/seg}^2$

$$\text{Fuerza de aceleración} = \frac{16,096 \cdot 0.87}{32.2} = 834.89 \text{ Lb}$$

Momento de aceleración:  $M_a = F_a \times R$

$$M_a = 834.89 \times 2.5 = 2,087.2 \text{ Lb-pie}$$

$$\text{HP Torque} = 2BRPSM/550 = \frac{2 \cdot 3.1416 \cdot 0.4415M}{550}$$

$$\text{HP Torque} = 0.005044M$$

Sumatoria de momentos:

-----

A    B    C    D

-----

Vueltas    0    1.77    1.77    24.06    24.06    25.83

-----

Mto. Esta.Netto 15,843; 15,746; 15,746; 14,511; 14,511; 14,340

-----  
 Mto. Fricción 3,773 3,773 3,773 3,773 3,773 3,773

-----  
 Mto. Acelerac. 2,087 2,087 -. - -. -2,087 -2,087

-----  
 MTO. TOTAL 21,703; 21,606; 19,519; 18,284; 16,197; 16,026

-----  
 HP 110 109 98 92 82 81

-----  
**Potencia media estimada:**

$$PME = (110+92) / 2 = 101 \text{ HP}$$

$$Ta = 8 \text{ seg.}$$

$$Td = 6 \text{ seg.}$$

Considerando 160 % de esta potencia:

$$101 \times 1.6 = 161.6 \text{ HP}$$

$$161.6/8 = 20 \text{ al motor acelerado}$$

$$161.6/6 = 27 \text{ al motor desacelerado}$$

Potencia corregida en los puntos A y D:



$$A = 109 + 20 = 129$$

$$D = 82 + 27 = 109$$

Para reemplazar en la fórmula del Método "Root Mean Square" RMS ó Método de la raíz cuadrada de la media de los cuadrados:

$$A = 129 \quad K1 = 0.5 \quad Ta = 8$$

$$B = 98 \quad K2 = 1 \quad Tu = 54.5$$

$$C = 92 \quad K3 = 0.25 \quad Td = 6$$

$$D = 109 \quad Tm = 20$$

#### **5.1.5. Costo de construcción del Pique**

Los costos de construcción a efectuarse en el pique vertical proyectado, se indica en el cuadro N° 4.5 A y 4.5B que corresponde a la excavación y enmaderado respectivamente.

### **5.2. Evaluación económica financiera**

#### **Inversiones**

Para poder ejecutar el proyecto de ampliación, es necesario desarrollar y preparar la mina debajo del nivel 440, los cuáles se efectuarán a partir del pique sobre las vetas: Sacasipuedes y Mataballo. Posteriormente se proyectará la construcción de una cortada en el nivel 340 para explorar las otras estructuras mineralizadas en esta cota. Por otro lado, se requiere adquirir equipos de pique y transporte de mineral, conforme se detalla a continuación:

#### **5.2.1. Inversión en activos**

##### **MINA:**

LABORES MINERAS:	US \$
120 m. Pique Vertical de 1.2 x 2.0 m.	62,000

40 m. Inclinado de 1.5 x 1.5 m.	9,000
60 m <sup>3</sup> . Estación carga - Descarga	10,000
20 m <sup>3</sup> Casa Winche	3,000
950 m. Galería de 6' x 7'	285,000
300 m. Cortadas de 7' x 8'	105,000
250 m. Subniveles de 4' x 5'	50,000
350 m. Chimenea de 4' x 4'	70,000
	<hr/>
	594,000

#### EQUIPO ADICIONAL:

01 Winche eléctrico, tambora de 4'x 5'	
con motor de 100 HP	35,000
Sistema de control y polea	5,000
150 m. Cable de acero de 7/8"	9,000
20 Carros mineros de 0.75 m <sup>3</sup>	40,000
01 Volteador de carros mineros	2,000
01 Jaula metálica	3,000
02 Motobomba Eléctrica de 20 HP	6,000
	<hr/>
	100,000

RESUMEN INVERSIONES:	US \$
Labores mineras	594,000
Equipos mina adicional	<u>100,000</u>
	694,000
Imprevistos	69,400
Escalamiento	<u>36,600</u>
	800,000

### 5.2.2. *Capital de trabajo*

A fin de poder atender las necesidades de una operación normal de explotación de 02 meses, se requiere contar con el siguiente capital de trabajo:

Sueldos y jornales	US \$ 20,000
Combustibles	" 15,000
Materiales	" 20,000
Transporte mina - planta	" 30,000
Otros gastos directos mina	<u>" 15,000</u>

Total US \$ 100,000

Total capital de trabajo = \$ 200,000

INVERSION TOTAL:

Activos mina	= US \$ 800,000
Capital de trabajo	= <u>200,000</u>
	US \$ 1'000,000

### 5.3. Cronograma de inversiones

El proyecto de profundización, que comprende la construcción del pique y otras labores mineras, se realizará en un tiempo de 10 meses, conforme al cronograma mostrado en el cuadro NE 5.2.

### 5.4. Financiamiento de la Inversión

La inversión de US \$ 1'000,000 propuesta, será íntegramente financiado por los socios de la empresa a través de la banca nacional y con garantía de los activos que posean, a un interés del 15 % anual en moneda extranjera y pagaderos en 04 años.

El cuadro de amortización de acuerdo a las condiciones mencionadas resulta:

### Figura 12

*Cuadro de amortización*

<b>Capital</b>	1,000,000
<b>TIA</b>	15%
<b>Tiempo (Años)</b>	4
<b>Frecuencia</b>	1
<b>Periodos</b>	4
<b>Cuota Nivelada</b>	<b>S/ 350,265.35</b>

No.	Cuota	Capital	Interes	Saldo
0				1,000,000
1	S/ 350,265.35	S/ 200,265.35	S/ 150,000.00	S/ 799,734.65
2	S/ 350,265.35	S/ 230,305.15	S/ 119,960.20	S/ 569,429.49
3	S/ 350,265.35	S/ 264,850.93	S/ 85,414.42	S/ 304,578.57
4	S/ 350,265.35	S/ 304,578.57	S/ 45,686.78	S/ 0.00
		S/ 1,000,000.00	S/ 401,061.41	

### 5.5. Costos de producción

De acuerdo a los costos de minado históricos y considerando los precios actuales tanto de la mano de obra y materiales, se ha estimado el siguiente costo:

	US \$/TM
- Desarrollo y preparación	2.00
- Explotación	4.18
- Energía eléctrica + aire	5.80
- Izaje	1.30
- Transporte subterráneo	0.90
- Transporte mina- planta	2.85
- Gastos generales mina	3.25
- Tratamiento mineral	8.60
- Gastos generales planta	2.90
- Transporte concentrado Callao	4.00
- Gastos administrativos Lima	4.22

$$\begin{array}{r}
 \text{- Gastos de venta} \qquad \qquad \qquad 5.00 \\
 \hline
 \text{Total US \$/TM} = 45.00
 \end{array}$$

### 5.6. Vida de la mina

La producción proyectada es de 300 TMD, 7,500 TM mensuales y 90,000 TM anuales, por lo que la vida de la mina resulta:

$$\begin{aligned}
 \text{Vida mina} &= \frac{\text{Reservas minerales TM}}{\text{Ritmo de producción TM}} \\
 &= \frac{471,122}{90,000} = 5 \text{ años}
 \end{aligned}$$

### 5.7. Depreciación de activos

Actualmente se cuenta con activos por un total de US \$ 550,000 que tendrán una duración de 05 años, al final del cuál su valor de rescate se estima en un 10%.

$$\begin{aligned}
 \text{Depreciación anual} &= \frac{550,000 - 55,000}{5} \\
 &= \text{US \$ } 99,000
 \end{aligned}$$

### 5.8. Valor de la producción

#### Valorización del mineral

#### Valorización del concentrado de plomo-plata

Las leyes de concentrado se muestran en el cuadro NE 5.7 y la valorización del concentrado de Pb-Ag-Cu es como sigue:

$$\text{Cotización Pb} = 25 \text{ c/Lb. Ag} = 5.0 \text{ \$/Onz}$$

$$\text{Cu} = 0.80 \text{ C/Lb}$$

Leyes concentrado: Pb = 40.26 % Ag = 264.59 Oz

$$\text{Cu} = 3.93 \%$$

### Pagos

$$\text{Pb} = 40.26\% \times 95\% = 38.25\% \quad \text{US \$}$$

$$38.25\% \times 2,204.6 \text{ Lb} \times 25\text{C/Lb} = 210.81$$

$$\text{Ag} = 264.59 \text{ Oz} - 1.0 \text{ Oz} \times 96\%$$

$$= 253.05\text{Oz} \times 5.00 \text{ \$/Oz} = 1,265.25$$

$$\text{Cu} = 3.93\% \times 85\% = 3.34 \%$$

$$= 3.34\% \times 2,204.6 \text{ Lb} \times \$ 0.8 = 58.91$$

---


$$\text{Valor Bruto} = 1,534.97$$

### Deducciones

$$\text{Maquila} = \text{US \$ } 120$$

$$\text{Penalidades(Sb,As)} = \underline{\quad \quad \quad} 10$$

$$= 130.00$$

$$\text{Seguro, flete marítimo y otros} \quad \text{US \$} = 50.00$$

$$\text{Valor Neto de 1 TMNS de concentrado} \quad \$ = 1,354.97$$

Valor neto de cada metal en la tonelada de concentrado:

$$\text{Factor} = \frac{\text{Valor Neto}}{\text{Valor Bruto}} = \frac{\text{US \$ 1,354.97}}{1,534.97} = 0.8827$$

Valor Bruto 1,534.97

Valor:

$$\text{Pb} = 210.81 \times 0.8827 = \text{US \$ } 186.08$$

$$\text{Ag} = 1,265.25 \times 0.8827 = " 1,116.84$$

$$\text{Cu} = 58.91 \times 0.8827 = " 51.99$$

Valor neto tonelada mineral cabeza = Valor Neto

Ratio

$$\text{Pb} = 186.08 / 26.53 = \$ 7.01$$

$$\text{Ag} = 1,116.84 / 26.53 = \$ 42.09$$

$$\text{Cu} = 51.99 / 26.53 = \underline{\underline{\$ 1.96}}$$

\$ 51.06

### Valorización del concentrado de zinc

Cotización Zn = 50 c/Lb Ley conc. = 54.83 %

### Pagos

Zn = 54.83% x 85% (DM 8 Unid) = 46.61 %

46.61% x 2,204.6 x 0.50 \$/Lb = US \$ 513.78

Valor Bruto = US \$ 513.78



Deducciones :

Maquila = US \$ 138.00

Seguro, flete marítimo y otros = US \$ 50.00

---

Valor neto 1 TMNS de concentrado = US \$ 325.78

Valor de 1 TM de mineral de cabeza por contenido de

Zinc = \$ 325.78 / 26.11 = US \$ 12.48

Valor total de 1 TM de mineral de cabeza = \$ 63.54

### **Valor por dólar**

12.09 Oz Ag = \$ 42.09 = \$ 1.00 de Ag = 0.2872 Oz

0.21 % Cu = \$ 1.96 = \$ 1.00 de Cu = 0.1071 %

1.89 % Pb = \$ 7.01 = \$ 1.00 de Pb = 0.2696 %

2.63 % Zn = \$ 12.48 = \$ 1.00 de Zn = 0.2107 %

### **Valor**

Oz Ag = US \$ 3.48

1 % Cu = " 9.33

1 % Pb = " 3.71

1 % Zn = " 4.74

### **Equivalencias**

$$0.2872 \text{ Oz Ag} = 0.1071\% \text{ Cu} = 0.2696\% \text{ Pb} = 0.2107\% \text{ Zn}$$

$$1 \text{ Oz Ag} = 0.3729 \% \text{ Cu} = 0.9387 \% \text{ Pb} = 0.7336 \% \text{ Zn}$$

$$1 \% \text{ Cu} = 2.6816 \text{ Oz Ag} = 2.5173 \% \text{ Pb} = 1.9673 \% \text{ Zn}$$

$$1 \% \text{ Pb} = 1.0653 \text{ Oz Ag} = 0.3973 \% \text{ Cu} = 0.7815 \% \text{ Zn}$$

$$1 \% \text{ Zn} = 1.3631 \text{ Oz Ag} = 0.5083 \% \text{ Cu} = 1.2795 \% \text{ Pb}$$

### **Equivalente en plata mineral reservas**

$$12.09 \text{ Oz Ag} \qquad \qquad \qquad = 12.0900$$

$$0.21 \% \text{ Cu} = 0.21 \times 2.6816 \quad = 0.5631$$

$$1.89 \% \text{ Pb} = 1.89 \times 1.0653 \quad = 2.0134$$

$$2.63 \% \text{ Zn} = 2.63 \times 1.3631 \quad = \underline{3.5849}$$

$$18.2514$$

### **5.9. Estados financieros**

Para saber los ingresos y egresos y la disponibilidad de dinero que el proyecto generará se ha preparado el cuadro de estado de ganancias y pérdidas y el flujo de fondos, considerando el valor del mineral, vida de la mina, costos de producción, inversión y depreciación.

### **5.10. Evaluación del proyecto**

En la evaluación del presente proyecto se ha utilizado los siguientes indicadores:

a.- Valor actual neto (VAN)

b.- Tasa interna de retorno (TIR)

### 5.9.1. Valor actual neto (VAN)

Se define como la diferencia de la sumatoria de los beneficios y la sumatoria de los costos que son actualizados a una tasa de interés fija menos la inversión en el momento cero.

Es un indicador eficaz para medir el valor actualizado de un proyecto específico y realizar la selección de la alternativa óptima de inversión de varios proyectos mutuamente excluyentes. Este indicador representa el valor actualizado o presente del proyecto en su vida útil de operación, cuyos resultados permiten tomar la decisión respecto a su aceptación o rechazo a base de los siguientes coeficientes:

$VAN > 0$  se acepta el proyecto.

$VAN = 0$  puede aceptarse o rechazarse.

$VAN < 0$  se rechaza el proyecto.

En base, a los flujos netos hallados se ha calculado el siguiente VAN:

**TASA DE ACTUALIZACION:** La tasa de actualización considera para el presente proyecto es 30 %, que incluye el costo de oportunidad del capital, riesgo y utilidad esperada.

**Figura 13***Tasa de actualización*

Año	Flujo Neto	Factor	Flujo actualizado
0	(1'000,000)	1.00000	(\$1'000,000)
1	777,697	0.76923	598,228
2	815,197	0.59172	482,368
3	852,697	0.45517	388,122
4	890,197	0.35013	311,685
5	1'495,563	0.26933	402,780
TOTAL			1'183,183

**5.9.2. Tasa Interna de Retorno**

La tasa interna de retorno, es aquella tasa de descuento, para la cual el valor actualizado de los beneficios y costo del proyecto resulta igual a cero.

Denominado como tasa financiera de rendimiento o tasa interna de recuperación, es un indicador de evaluación que mide el valor del proyecto, frente al costo de oportunidad de la inversión, considerando el concepto del valor del dinero en el tiempo.

La tasa interna de retorno se caracteriza por su procedimiento de cálculo, que consiste en encontrar un tipo de interés, mediante el cual se consigna que el valor actual neto VAN, sea igual a cero.

Cálculo del TIR:  $r = 0\%$



$$\text{TIR} = 0.30 + \frac{1'183,183(1.50 - 0.30)}{1'183,183 + (454,169)} = 1.1671$$

$$1'183,183 + (454,169)$$

$$\text{TIR} = 32 \%$$

### 5.9.3. Periodo de Retorno

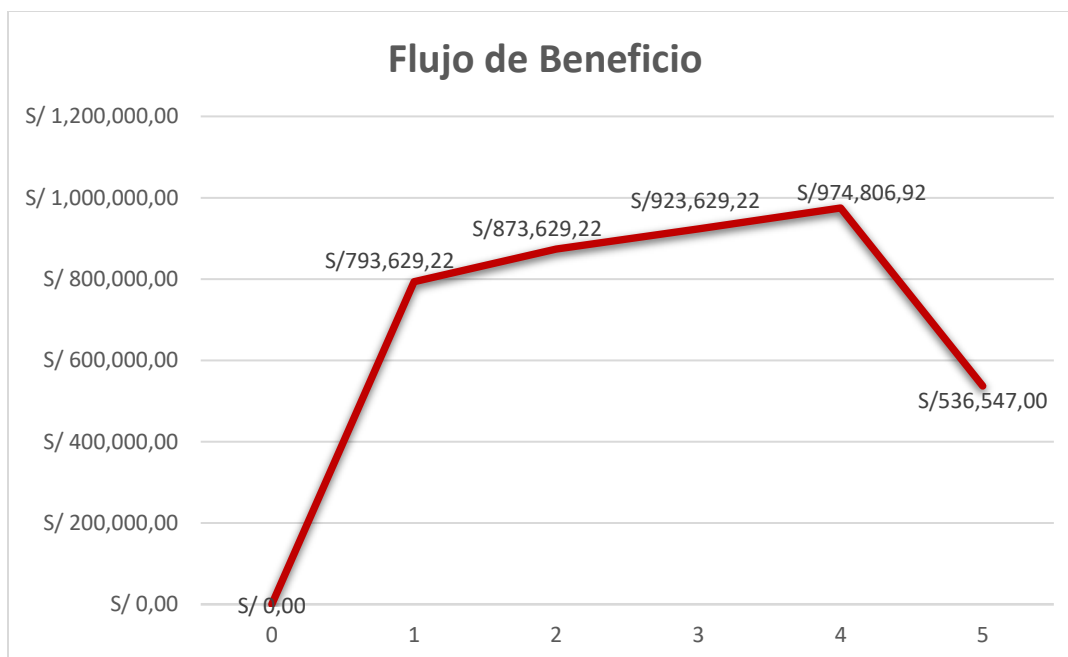
El tiempo necesario para recuperar la inversión propuesto será:

Año	1	2
Flujo	777,697	815,197
Factor de actualización	0.76923	0.59172
Flujo actualizado	598,228	482,368
Flujo acumulado	598,228	1'080,596
Cantidad que falta cubrir	= 1'000,000 – 598,228	
	= 401,772	

$$\text{Flujo mensual año 2} = 482,368/12 = 40,197$$

$$\text{Meses necesarios} = 401,772/40,197 = 10$$

Tiempo de recuperación capital invertido = 01 año, 10 meses



Del flujo de beneficio, con una inversión inicial de 1,000,000.00 se puede apreciar que a partir de 01 año, 10 meses, se puede considerar los ingresos como flujo neto, debido a que el TIR obtenido es de 32%, siendo este indicador un porcentaje ideal, con respecto a la tasa de interés del 15% que se aplica para el financiamiento de 1,000,000 millón de dólares, asumiendo la teoría de que si el TIR es mayor a la tasa de descuento entonces nuestro proyecto es viable, por lo tanto es conveniente ponerlo en marcha.

### 5.11. Análisis de diferentes propuestas de inversión con el capital de \$1,000,000.00

#### DATOS

TIPO DE PROYECTO	INVERSION	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	VAN	TIR
PROYECTO A	-1,000,000	S/ 332,000.00	S/ 422,000.00	S/ 462,000.00	S/ 513,177.70	S/ 536,547.00	471,730.48	32%
PROYECTO B	-1,000,000	S/ 342,000.00	S/ 385,000.00	S/ 478,000.00	S/ 526,000.00	S/ 538,000.00	409,584.93	32%
PROYECTO C	-1,000,000	S/ 292,000.00	S/ 425,000.00	S/ 442,000.00	S/ 582,177.70	S/ 526,500.00	460,521.82	31%
PROYECTO D	-1,000,000	S/ 296,000.00	S/ 393,000.00	S/ 468,000.00	S/ 546,677.70	S/ 556,547.00	451,540.33	31%
PROYECTO E	-1,000,000	S/ 382,000.00	S/ 424,000.00	S/ 440,200.00	S/ 519,001.00	S/ 436,547.00	455,998.99	32%

En la tabla se muestra diferentes propuestas de retorno económico del proyecto de inversión, mismos que tienen similares valores de retorno. Por medio de un análisis de factibilidad se determinará cual es la mejor opción de inversión.

### TIR incremental

DETALLE	INVERSION	AÑO1	AÑO2	AÑO3	AÑO4	AÑO5	TIR
DIFERENCIA	0	-10,000	37,000	-16,000	-12,822	-1,453	11%
DIFERENCIA	0	40,000	-3,000	20,000	-69,000	10,047	2%
DIFERENCIA	0	36,000	29,000	-6,000	-33,500	-20,000	-3%
DIFERENCIA	0	-50,000	-2,000	21,800	-5,823	100,000	25%

En la tabla se aprecia el TIR incremental de los proyectos B, C, D, E, con respecto al proyecto A, observándose indicadores de decisión que permiten advertir las mejores ofertas.

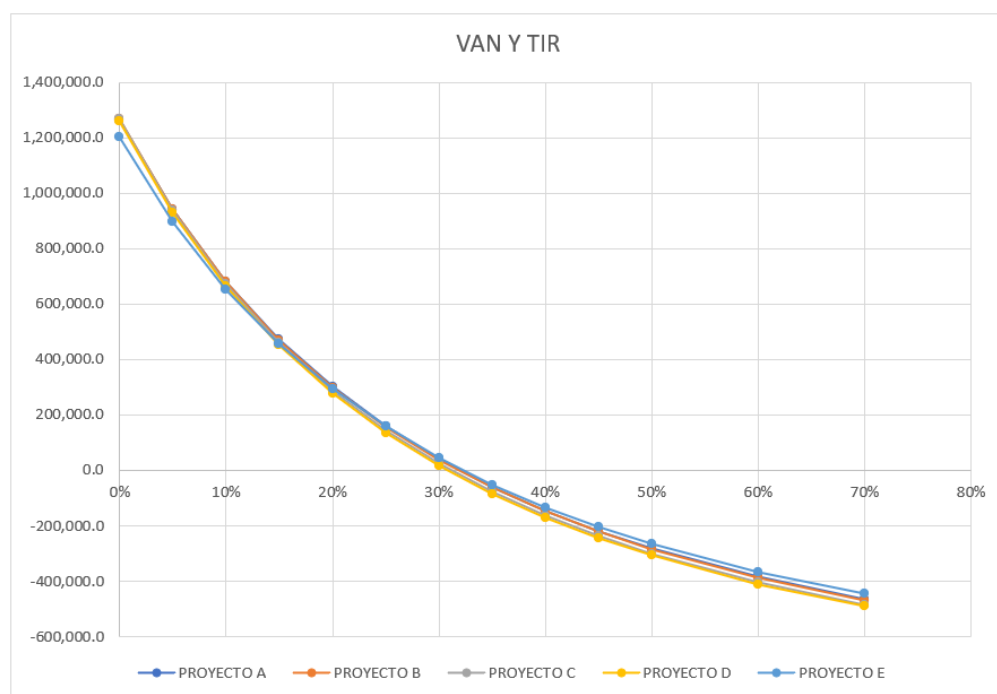
### Valor actual neto

TASA DE DESCUENTO	VALOR ACTUAL NETO				
	PROY A	PROY B	PROY C	PROY D	PROY E
0%	1,265,724.7	1,269,000	1,267,677.7	1,260,224.7	1,201,748
5%	940,641.1	942,114	936,884.5	928,465.6	897,681
10%	681,346.7	681,540	673,325.6	664,459.7	653,961
15%	471,730.5	471,023	460,521.8	451,540.3	455,999
20%	300,191.1	298,857	286,604.8	277,717.4	293,251
25%	158,237.3	156,477	142,887.5	134,224.5	157,973
30%	39,561.0	37,523	22,916.5	14,555.8	44,389
35%	-60,589.0	-62,796	-78,168.3	-86,183.2	-51,863
40%	-145,836.7	-148,133	-164,073.0	-171,721.3	-134,124
45%	-218,978.9	-221,305	-237,657.0	-244,932.9	-204,980
50%	-282,197.4	-284,510	-301,150.1	-308,057.5	-266,453
60%	-385,389.5	-387,591	-404,530.0	-410,733.7	-367,329
70%	-465,417.1	-467,443	-484,425.5	-489,987.4	-446,096

En la tabla se aprecia el Valor actual neto, mismo que permite hacer la elección del mejor proyecto en función a la tasa de descuento, para la presente investigación, esta tasa está representada por un



15% de descuento, obteniéndose que el proyecto A con un VAN de 471,730.5 cuyo TIR representa el 32% es el óptimo a elegir, seguido por un probable proyecto B, C, D, E.



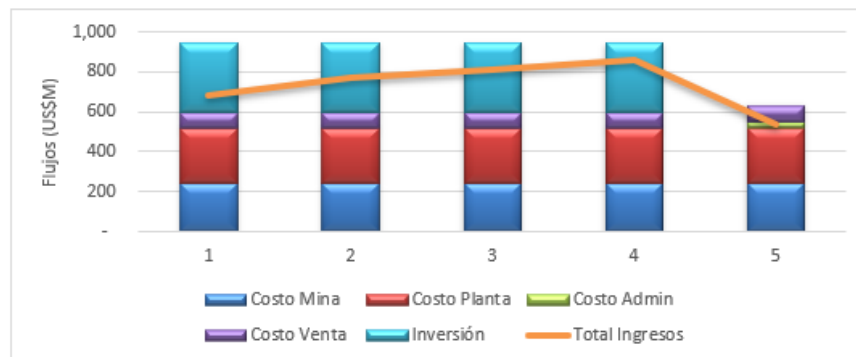
Con un VAN de 471,730.5 y un TIR que representa el 32% el proyecto A es el que se elige para esta investigación, debido a que representa el mayor VAN y el TIR de 32% es mayor al 15% de la tasa de descuento.

Parámetro	Valor	Unidad
Recurso	1000	MT
Reserva	400	MT
LOM	10	
Toneladas/Año	40	
Días de Operación	360	
KTPD Planta	111	
Ley Cu	0.50%	
Ley Au	0.3	g/t
Precio Cu	3.01	US\$/lb.
Precio Au	1314.7	US\$/oz.
Strip Ratio(E/M)	2	
Stockpile	0	
Costo Mina	2	US\$/ton mov
Costo Planta Conc	7	US\$/ton proc
Recuperación Met Cu	75%	
Recuperación Met Au	60%	
Costo Admin	30	US\$/año
Costo de Venta	15%	% del total
Inversión Final	1.15	US\$M
Factor sobre Inversión	15%	
Inversión	1	

### Resultados

VAN	471.951
TIR	32%

Flujo/ Años		1	2	3	4	5
Mineral	ktpd	111	111	111	111	111
Esteril	ktpd	222	222	222	222	222
Costo Mina	US\$M	240	240	240	240	240
Costo Planta	US\$M	280	280	280	280	280
Costo Admin	US\$M	-	-	-	-	30
Costo Venta	US\$M	78	78	78	78	83
Ingresos Cu	US\$M	995	994	994	994	995
Ingresos Au	US\$M	294	294	294	294	294
<b>Total Ingresos</b>	<b>US\$M</b>	<b>682</b>	<b>772</b>	<b>812</b>	<b>863</b>	<b>537</b>
Margen Op	US\$M	682	772	812	863	537
Inversión	US\$M	350	350	350	350	-
<b>Flujo de Caja</b>	<b>US\$M</b>	<b>0</b>	<b>332</b>	<b>422</b>	<b>462</b>	<b>513</b>
				<b>462</b>	<b>513</b>	<b>537</b>



### 5.12. Control del proyecto

El proyecto en la etapa de implementación será controlado mediante la técnica del PERT-CPM, que controla los tiempos y costos, determinándose a la vez la ruta crítica, es decir aquellas actividades que deben priorizarse en su ejecución, caso contrario se demoraría la construcción del pique vertical.

Las actividades a desarrollarse y la duración de los eventos se detalla en el siguiente cuadro:

**Tabla 4.** *Actividades y duración de los eventos*

N°	ACTIVIDAD	DURACION (Meses)
1	Búsqueda de financiamiento	3
2	Adquisición de equipos para el pique vertical.	2
3	Construcción del inclinado, esación winche, chimenea y tolva	3
4	Instalación del equipo provisional de izaje.	1
5	Construcción del pique vertical	4
6	Construcción de la estación de bombeo.	1
7	Instalación del equipo definitivo de izaje.	1
8	Instalación del sistema de bombeo.	1

## Conclusiones

- Según la cubicación realizada existen mineral económico entre probado y probable en una cantidad de 471,122 TM con leyes de 12 Oz Ag/TM, 0.21 % de Cu, 1.89 % de Pb y 2.63 % de Zn.
- En la Mina Reliquias, existen varias estructuras mineralizadas, como: Mataballo, Sacasipuedes, Perseguida, Sorpresa, Vulcano, Pasteur y otros que han sido explotados en décadas pasadas y en algunos de ellos quedan todavía, reservas para ser explotados.
- En este yacimiento, el mineral económico está constituido por: galena, blenda, argentita, platas rojas y chalcopirita. La ganga está conformada por pirita y cuarzo.
- Estas vetas se explotan mediante el método de almacenamiento provisional en sus variedades dinámico y estático los que se adecuan a las características del yacimiento.
- Las estructuras señaladas fueron explotadas en la parte superior, por presentar leyes más altas. Las vetas de corta longitud no profundizan, en cambio las de gran longitud como Mataballo Y Sacasipuedes en la cota 440 continúan, pero con leyes menores de 12 Oz de Ag/TM y de acuerdo a resultados de estudios geológicos existe la posibilidad de profundizar hasta la cota 340.
- La posibilidad de encontrar mineral, se confirma con las vetas Lira y Carmen, que se hallan a 300 m. de la Veta Sacasipuedes, dichas vetas profundizan 150 m. debajo de la cota 430 y han sido explotadas por la Cia. Minera La Virreyna.
- La explotación de las vetas descritas en profundidad se realizará con el sistema convencional, aplicando el método de Almacenamiento Estático, por reunir la estructura las condiciones exigidas por este método.

- Para la reapertura se dispone de equipos y maquinaria que se hallan en su mayoría en condiciones de operación y otras necesitan ser reparadas.
- En la profundización del pique vertical se necesita hacer una inversión de US \$ 1'000,000 en labores, equipos y capital de trabajo, que será financiado por la banca nacional con garantía de activos que la empresa posee en la ciudad de Lima.
- El proyecto de profundización es de alta rentabilidad considerando los precios proyectados para un periodo de cinco años.

### **Recomendaciones**

- Para lograr costos bajos de minado, los trabajos tanto de desarrollos, preparación y explotación, deben ser efectuados por contratistas mineros y la empresa solamente debe supervisar.
- Al mineral a explotarse a fin de enviar mineral de cabeza con una ley mínima debe realizarse un blending en forma diaria y a su vez explotarse blocks de mineral según conforme al plan de minado.
- Para cumplir con el proyecto de profundización, la construcción del pique debe realizarse según el cronograma de inversiones y actividades propuestos.
- Las instalaciones de aire comprimido y casa fuerzan debe trasladarse cerca de la boca Mina del Nivel 440 veta Sacasipuedes y el agua para los trabajos de la mina, abastecer de la laguna La Virreyna, que se halla a 50 m.
- En la tolva superficie, se recomienda instalar un volteador de carros, para facilitar al vaciado de los carros cargados de mineral, provenientes del pique.
- En la etapa de profundización, al personal de contratas debe aplicarse el sistema de trabajo de 30 x 7, es decir cada 30 días debe otorgarse descanso de 7 días que es beneficioso tanto para el trabajador y empresa.
- Como la distancia de transporte de mineral de la Mina Reliquias, hasta la planta concentradora de Caudalosa es de 12 Km. se recomienda alquilar la planta concentradora de la Cia. Minera La Virreyna, que solamente se encuentra a 1.5 Km.

## Bibliografía

Cuadros Salcedo, M. (2018). *Estudio Técnico – Económico de la Profundización mediante el Pique inclinado 370 niveles 4370 al 4270 veta Juanita- Mina Casapalca* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Archivo digital.

<http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/7149>

Jauregui Mercado, I. (2015). *Estudio Técnico Económico de la Profundización mediante el pique inclinado 043 niveles 18 al 20 Veta Esperanza- Mina Casapalca* [Tesis de pregrado, Universidad de San Agustín de Arequipa]. Archivo digital.

<http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/250>

Riquez Huerta, I. (2009). *Planeamiento de las operaciones para la profundización al Nivel 400* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Acceso Libre a Información Científica para la Innovación.

[https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI\\_6e1267563a8b2e894211001455a32433#details](https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_6e1267563a8b2e894211001455a32433#details)

Medinaceli, R. y Trujillo, E. (2016). *Estudio técnico y económico de la explotación del yacimiento de Caolín perteneciente a la Carrera de Ingeniería de minas, petróleos y geotécnica de la U.T.O. Revista de Medio Ambiente y Minería, (1), 46-55.*

[http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci\\_abstract&pid=S2519-53522016000100005&lng=es&nrm=iso](http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci_abstract&pid=S2519-53522016000100005&lng=es&nrm=iso)

Velarde Llamoca, P. (2019). *Perfil técnico económico del diseño y construcción del pique inclinado 310 niveles 1820 al 1700, para la explotación de reservas veta Cambio – Mina Las Bravas* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio

institucional.

<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/9820/IMvellp.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Fernandez Huicho, W. (2017). Implementación del skip con guideras de madera para la profundización del pique inclinado 90 e incremento de extracción de mineral en Minera La Española S.A. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio institucional.

[http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/6984/Fernandez\\_Huichi\\_Wilberth\\_David.pdf?sequence=1](http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/6984/Fernandez_Huichi_Wilberth_David.pdf?sequence=1)

Lozada, J. (2014). Investigación aplicada: Definición, Propiedad Intelectual e Industria. *CienciAmérica*, (3), 34-39.

Ramos, C. (2020). Los alcances de una investigación. *CienciAmérica*, 9(3), 1-5.

<http://dx.doi.org/10.33210/ca.v9i3.336>

Ramos, C. (2021). Diseños de investigación experimental. *CienciAmérica*, 10(1), 1-8.

<http://dx.doi.org/10.33210/ca.v10i1.356>

López, P. (2004). Población, muestra y muestreo. *Punto Cero*, 9 (8), 69-74.

[http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci\\_arttext&pid=S1815-02762004000100012#:~:text=a\)%20Poblaci%C3%B3n.,conocer%20algo%20en%20una%20investigaci%C3%B3n.&text=Es%20un%20subconjunto%20o%20parte,llevar%20a%20cabo%20la%20investigaci%C3%B3n](http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1815-02762004000100012#:~:text=a)%20Poblaci%C3%B3n.,conocer%20algo%20en%20una%20investigaci%C3%B3n.&text=Es%20un%20subconjunto%20o%20parte,llevar%20a%20cabo%20la%20investigaci%C3%B3n)



Otzen, T. y Manterola, C. (2017). Técnicas de muestreo sobre una población a estudio.  
Int. J. Morphol., 35(1), 227-232. <https://scielo.conicyt.cl/pdf/ijmorphol/v35n1/art37.pdf>