



UNIVERSIDAD  
PRIVADA  
DEL NORTE

# FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“DETERMINACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA VETAS ANGOSTAS, EN LA CONCESIÓN MINERA SAN LUIS, PROVINCIA SAN PABLO, CAJAMARCA”

Tesis para optar el título profesional de:

**Ingeniero de Minas**

Autores:

Bach. Ramón Baudelio Durán Chacón

Bach. Javier Mantilla Calderón

Asesor:

Ing. Elmer Ovidio Luque Luque

Cajamarca - Perú

2020

## **DEDICATORIA**

Con todo cariño y amor, a mis padres, José Hipólito Mantilla y María Angelina Calderón, ya que todo lo que he logrado se los debo a ellos gracias a los valores que me inculcaron y que hoy definen mi vida.

A mi amada esposa, Flor Cerna, y a mi querida hija Damaris Belén, que día a día me brindaron su apoyo incondicional para seguir adelante.

**Javier Mantilla**

Con amor a mis padres, Rosa Chacón Nimboma y Wenceslao Durán Saucedo, por su apoyo incondicional para lograr mis objetivos, a toda mi familia por haber sido mi apoyo a lo largo de toda mi carrera universitaria y de mi vida. A todas las personas que de una u otra manera me han alentado a culminar mi carrera.

**Ramón Durán.**

## **AGRADECIMIENTO**

Mediante la presente tesis, queremos expresar nuestra gratitud a Dios, por ser nuestra guía y por acompañarnos en el transcurso de nuestras vidas, brindándonos sabiduría para culminar con éxito nuestras metas. Agradecemos a nuestros padres, por formarnos por el camino del bien y a nuestros docentes de la carrera de Ingeniería de Minas, por brindarnos sus enseñanzas.

**Ramón Duran y Javier Mantilla.**

## TABLA DE CONTENIDOS

	<b>Pág.</b>
<b>DEDICATORIA</b>	<b>2</b>
<b>AGRADECIMIENTO</b>	<b>3</b>
<b>TABLA DE CONTENIDOS</b>	<b>4</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS</b>	<b>6</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS</b>	<b>9</b>
<b>RESUMEN</b>	<b>10</b>
<b>CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN</b>	<b>11</b>
1.1. Realidad problemática .....	11
1.2. Formulación del problema .....	20
1.3. Objetivos.....	20
1.3.1. Objetivo general.....	20
1.3.2. Objetivos específicos .....	20
1.4. Hipótesis .....	20
1.3.3. Hipótesis general.....	20
1.3.4. Hipótesis específicas .....	21
<b>CAPÍTULO II. METODOLOGÍA</b>	<b>22</b>
2.1. Tipo de investigación.....	22
2.2. Población y muestra.....	22
2.2.1. Unidad de estudio.....	22
2.2.2. Población.....	22
2.2.3. Muestra .....	22
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	22
2.4. Procedimiento .....	23
<b>CAPÍTULO III. RESULTADOS</b>	<b>26</b>
3.1. Características geométricas, geológicas y geomecánicas de vetas angostas en concesión San Luis .	26
3.1.1. Datos generales de campo.....	26
3.1.2. Geometría del yacimiento .....	26
3.1.3. Propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta .....	29
3.1.4. Presencia de agua en la roca para definir el tipo de sostenimiento .....	33
3.1.5. RMR.....	38
3.2. Selección del método más adecuado para extraer las vetas angostas en la concesión San Luis .....	48
3.2.1. Elección del método mediante análisis numérico .....	48
3.2.2. Método de explotación de Corte y Relleno .....	52
3.2.3. Preparación y desarrollo.....	53

	<b>Pág.</b>
3.2.4. Ciclo de minado de corte y relleno.....	58
3.3. Evaluación económica de la implementación del método de explotación elegido .....	62
3.3.1. Flujos entrantes .....	69
3.3.2. Flujos salientes.....	62
3.3.3. VAN y TIR .....	71
<b>CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES</b>	<b>72</b>
4.1. Discusión .....	72
4.2. Conclusiones.....	73
<b>REFERENCIAS</b>	<b>75</b>
<b>ANEXOS</b>	<b>77</b>
ANEXO n.º 1. Instrumentos de investigación.....	77

## ÍNDICE DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
Tabla 1 Técnicas e instrumentos de investigación. ....	23
Tabla 2 Procedimiento para elaborar el documento de tesis. ....	23
Tabla 3 Procedimiento para analizar los datos. ....	24
Tabla 4 Especificaciones de la concesión.....	26
Tabla 5 Potencia de la veta. ....	26
Tabla 6 Rumbo y buzamiento de la veta. ....	27
Tabla 7 Profundidad de la veta. ....	28
Tabla 8 Coordenadas WGS84 de la estación geomecánica.....	29
Tabla 9 Cuadro de valoración de la resistencia de la roca intacta.....	30
Tabla 10 Resistencia de la muestra 2. ....	31
Tabla 11 Resistencia de la muestra 3. ....	32
Tabla 12 Resistencia de la muestra 4. ....	33
Tabla 13 Coordenadas de los puntos de infiltración. ....	34
Tabla 14 Datos de infiltración. ....	35
Tabla 15 Presencia de agua. ....	38
Tabla 16 Determinación del RQD. ....	40
Tabla 17 Espaciado entre discontinuidades estación 2.....	40
Tabla 18 Espaciado entre discontinuidades estación 3.....	41
Tabla 19 Descripción del espaciado. ....	42
Tabla 20 Persistencia de las discontinuidades.....	42
Tabla 21 Descripción de persistencia. ....	43
Tabla 22 Apertura de fracturas. ....	44
Tabla 23 Abertura de las discontinuidades.....	44
Tabla 24 Clasificación de la rugosidad.....	45
Tabla 25 Relleno de las discontinuidades.....	45
Tabla 26 Meteorización de las discontinuidades.....	45
Tabla 27 Cálculo del RMR para el macizo rocoso.....	47
Tabla 28 Clasificación RMR para el macizo rocoso. ....	47

Tabla 29	Parámetros de clasificación numérica por geometría del yacimiento y distribución de leyes. ....	48
Tabla 30	Parámetros de evaluación geomecánica. ....	49
Tabla 31	Clasificación del método de explotación por geometría del yacimiento y leyes. ....	50
Tabla 32	Clasificación del método de explotación por características geomecánicas. ....	50
Tabla 33	Determinación del método de explotación por sumatoria. ....	51
Tabla 34	Especificaciones técnicas de la labor. ....	57
Tabla 35	Resumen del requerimiento anual de explosivos y accesorios de voladura. ....	60
Tabla 36	Especificaciones del Winche. ....	61
Tabla 37	Factores que afectan la limpieza. ....	61
Tabla 38	Costos de inversión para la implementación método de corte y relleno. ....	62
Tabla 39	Resumen de costos de perforación. ....	67
Tabla 40	Resumen del requerimiento anual de explosivos y accesorios de voladura. ....	67
Tabla 41	Requerimiento de EPP anual. ....	68
Tabla 42	Costo anual de la compra de equipos. ....	68
Tabla 43	Costo por tonelada extraída. ....	69
Tabla 44	Flujo entrante con el método propuesto. ....	70
Tabla 45	Flujo de caja. ....	71
Tabla 46	Resistencia de la muestra. ....	77
Tabla 47	Presencia de agua. ....	77
Tabla 48	Determinación del RQD. ....	77
Tabla 49	Espaciado entre discontinuidades. ....	77
Tabla 50	Descripción del espaciado. ....	77
Tabla 51	Persistencia de las discontinuidades. ....	78
Tabla 52	Descripción de persistencia. ....	78
Tabla 53	Apertura de fracturas. ....	78
Tabla 54	Abertura de las discontinuidades. ....	78
Tabla 55	Clasificación de la rugosidad. ....	78
Tabla 56	Relleno de las discontinuidades. ....	79
Tabla 57	Meteorización de las discontinuidades. ....	79
Tabla 58	Cálculo del RMR para el macizo rocoso. ....	80

	<b>Pág.</b>
Tabla 59 Clasificación RMR para el macizo rocoso. ....	80
Tabla 60 Ficha de toma de datos de campo.....	81
Tabla 61 Reporte de producción del mes de Junio (método de explotación anterior). ....	82
Tabla 61 Reporte de producción del mes de Julio (método de explotación propuesto).....	83

## ÍNDICE DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
Figura 1 Terrenos con pendiente suave. ....	13
Figura 1 Terrenos con pendiente fuerte. ....	14
Figura 2 Minerales con contenido de plomo. ....	18
Figura 3 Estructuras bandeadas de galena. ....	19
Figura 4 Procedimiento metodológico de la investigación. ....	25
Figura 5 Potencia de la veta 1. ....	27
Figura 6 Toma de rumbo y buzamiento de la veta. ....	28
Figura 7 Muestra 1 de resistencia a la compresión uniaxial. ....	29
Figura 8 Muestra 2 de resistencia a la compresión uniaxial. ....	30
Figura 9 Muestra 3 de resistencia a la compresión uniaxial. ....	31
Figura 10 Muestra 4 de resistencia a la compresión uniaxial. ....	32
Figura 11 Agujeros para los puntos de infiltración. ....	34
Figura 12 Saturación en el punto 1. ....	35
Figura 13 Infiltración en la zona de estudio. ....	36
Figura 14 Presencia de lluvias. ....	36
Figura 15 Roca sin presencia de agua. ....	37
Figura 16 Evidencia de la presencia de humedad en la labor. ....	37
Figura 17 Distancia de conteo de discontinuidades. ....	38
Figura 18 Conteo de discontinuidades. ....	39
Figura 19 Toma de medidas de persistencia. ....	43
Figura 20 Buzamiento pronunciado de la veta en explotación. ....	52
Figura 21 Chimenea 1 de la labor. ....	53
Figura 22 Ubicación superior del sub nivel. ....	54
Figura 23 Chimenea de un sólo compartimiento. ....	54
Figura 24 Camino secundario al interior mina. ....	55
Figura 25 Acceso a la labor principal. ....	56
Figura 26 Ciclo de minado con corte y relleno en la concesión San Luis. ....	58

## RESUMEN

Esta investigación tuvo por objetivo determinar el método de explotación adecuado para extraer vetas angostas en la concesión minera San Luis. La población fue la Concesión minera San Luis y la muestra fue 5 vetas angostas en la concesión minera San Luis. La investigación fue aplicada y pre experimental; los instrumentos utilizados fueron la ficha de clasificación geomecánica y la ficha de toma de datos de campo. Las vetas angostas de la concesión San Luis con una potencia que varía desde 0.8 m. a 1.1 m. ricos en Plomo y Zinc y Cobre, con un buzamiento promedio de  $74^{\circ}$ , estas vetas se encuentran emplazada sobre el Volcánico Chilete. La caracterización geomecánica del macizo rocoso basado en el RMR de Bieniawski-1989, es de  $RMR = 56$ , siendo una roca de calidad Regular. De acuerdo a las condiciones geométricas se determinó que el método más óptimo es el corte y relleno, asimismo se tomó en consideración los antecedentes de algunos autores. La implementación del método de corte y relleno en las vetas angostas de la concesión San Luis, tiene una inversión de 378 000 soles, sus flujos salientes mensuales son de 2644395 soles, los flujos entrantes son de 2 808 000 soles. Finalmente se determinó que el VAN es de 738 664.29 soles, el TIR es de 32.80% y la relación B/C es 0.06.

**Palabras clave:** Método de explotación, vetas angostas, minería subterránea, corte y relleno.

## CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

### 1.1. Realidad problemática

La minería es un negocio donde rige la oferta y demanda de los precios de los metales en el mercado internacional; por lo tanto, es de vital importancia la selección de un método adecuado de explotación, para lograr maximizar las ganancias con una inversión mínima. Los métodos tradicionales de explotación demandan un elevado costo de operación como son: cantidad de personal, horas efectivas de trabajo que ocasionan un incremento en costos y una baja eficiencia de producción, lo cual es preocupante para las empresas mineras, que tienen la necesidad de incrementar eficiencia y minimizar los costos de operación (Córdova, 2014).

La aplicación de nuevas formas de explotación masiva se viene realizando en gran escala dada las necesidades económicas, maximizar volúmenes de producción, bajos costos de operación y poder ser eficientes y competitivas. Este objetivo es reflejado en minas de tajo abierto donde sus leyes operacionales son bajas, pero son rentables al obtener grandes toneladas explotadas. La minería subterránea busca alcanzar niveles de producción altos los cuales harán posible implementar determinando características propias que cuenta cada yacimiento minero, calidad de macizo rocoso, costos de producción, recuperación metalúrgica, capacidad de planta y por parte del área de seguridad se tendrá que enfocar de acuerdo a este sistema de explotación (Quispelema, 2016).

Saavedra (2016), Determinación de la Ley de Corte, Valor de Mineral y Estimación de Reservas Aplicado en la Compañía Minera Atacocha S.A.A, al 31 de marzo del 2015. Tesis profesional de la Universidad Nacional de Ingeniería donde se analiza los

dominios estructurales, niveles y zonas de la distribución de las reservas de la Mina Atacocha, determinando el cut off, la ley de cabeza y las reservas minerales.

Seminario (2017), en su estudio “Actualización de tasas de proyectos” presentado al Ministerio de Economía, especifica que la Tasa Mínima Aceptable de Rendimiento (TMAR), para proyectos mineros es 15%, con esta tasa se ha determinado el Valor Actual Neto (VAN) del proyecto.

Debido a que existen diversos métodos de explotación que pueden ser aplicados en yacimientos con forma de vetas angostas, es necesario determinar cuál es el método de explotación que entrega el mejor resultado técnico-económico para explotar vetas angostas (Valeriano, 2015).

Entre los sistemas de selección de métodos de explotación disponibles en la literatura, se destaca el sistema de Nicholas por ser ampliamente utilizado en la industria, el cual descarta categóricamente la explotación de vetas angostas mediante el método Sublevel Caving (Recio, 2014).

En vista de lo anterior, el presente estudio tiene por objetivo desarrollar un modelo de selección de métodos de explotación para vetas angostas en la concesión San Luis, en base a propiedades geotécnicas, estado tensional in situ y características geotécnicas del yacimiento.

El desarrollo de la presente tesis está enfocado en la concesión San Luis, se trata de una mina subterránea de vetas angostas (0.8-1.1 m) que produce plomo y zinc, ubicada en el distrito San Luis, provincia de San Pablo. En este escenario es necesario determinar el método de minado, lo cual permitirá el análisis sobre las ventas, costos e inversiones. Se plantea aumentar la producción de mineral de 20 toneladas al día a

25 toneladas diarias, y además se tienen 5 vetas con contenidos importantes de plomo y zinc.

## Geología

### - Fisiografía

La concesión minera San Luis se encuentra ubicado en la región inter montañosa de la zona del norte de la cordillera de los andes, la topografía regional se caracteriza por la presencia de montañas con cimas elevadas y accidentadas, ondulantes colinas, valles inter montañosas con pendientes entre suaves y pronunciadas, así como quebradas.

#### – Terrenos Inclinados con Suave Pendiente (TISP)

Son terrenos con pendientes de 1 a 5° casi sin accidentes topográficos de consideración, se encuentran principalmente a la zona oeste de la mina San Luis.

**Figura 1**  
*Terrenos con pendiente suave.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

- Terrenos con Pendiente Moderada (TPM)  
Son terrenos con pendientes de 5 a 15°, presentando ocasionalmente accidentes topográficos, se encuentran en las cercanías de la carretera a San Luis.
- Terrenos con Pendiente Fuerte (TPF)  
Son terrenos con pendientes de 15 a 25° presentes en su mayoría en las zonas altas de la mina San Luis.

**Figura 2**  
*Terrenos con pendiente fuerte.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

## - **Geología regional**

Corredor Estructural San Pablo – Porculla en el Norte del Perú

Este corredor presenta una orientación promedio de N30°O, aproximadamente tiene 20 km de ancho por 120 km de largo y estaría conformado por un sistema de falla de compleja morfología aún no estudiada totalmente.

A lo largo de este corredor se puede observar fallas que han tenido diferente comportamiento cinemático, es decir que en algunos sectores puede tener movimientos de compresión y en otros de distensión, provocando de esta manera

zonas de debilitamiento cortical que facilitan el desarrollo de sistemas volcánicos emergentes relacionados con fases de mineralización hidrotermal; estas estructuras probablemente profundas han controlado el emplazamiento de pequeños cuerpos subvolcánicos y un intenso flujo hidrotermal relacionado al magmatismo Calipuy, en cuyo eje se formaron los edificios volcánicos principales.

Otro rasgo estructural también observado en los yacimientos ubicados en este corredor es la presencia de estructuras menores de orientación NE – SO, con importantes contenidos metálicos, estos rasgos probablemente están relacionados a las fallas transformantes que corroboran el carácter segmento de los Andes y permiten proponer la existencia de bloques estructurales cuyos límites son las fallas transformantes de dirección anti-andina.

A lo largo del corredor estructural San Pablo Porculla se emplazan una serie de yacimientos epitermales del tipo baja sulfuración, como Mina San Luis (Zn y Pb) la cual es un yacimiento de antecedentes históricos de producción (Castillo 1978); durante los últimos 15 años se han reconocido varios yacimientos con características de un epitermal de tipo baja sulfuración, entre los cuales se puede mencionar a Los Pircos (Au – Ag), Lucero – Achiramayo (Ag, Au), Corrales (Au, Ag), Diablo Rojo (Au), Cushuro (Ag, Au), Huyquisongo (Au, etc. (Valdivia 1992). La mineralización se encuentra principalmente en vetas con relleno de cuarzo, calcita y baritina, con contenidos de pirita, oro nativo, electrum, argentita, galena, calcopirita y escalerita, alojadas en rocas volcánicas del Terciario y sedimentarias del Cretáceo.

En la mina San Luis:

En la Mina San Luis se encuentra emplazada sobre roca volcánica, pertenecientes al Cenozoico del Paleógeno – Neógeno del Grupo Calipuy (Volcánico Chilete) siendo el producto del vulcanismo post-tectónico de la región cordillerana representando un magmatismo efusivo que siguió al emplazamiento definido del batolito de la costa. Posiblemente correspondiente a cuellos o chimeneas volcánicas que alimentaron los niveles superiores del Grupo Calipuy, caracterizado por potentes y extensa secuencia de rocas volcánicas del Eoceno al Oligoceno, incluyendo algunos campos volcánicos, flujos piroclásticos, cenizas y domos andesíticos porfiríticos de composición riolítica a andesítica de color gris verdoso y probablemente son en su mayoría de la edad Miocénica.

Las rocas volcánicas están mayormente expuestas de Norte a Sur. Constituyendo una discordancia angular por la variedad de depósitos Cuaternarios del Holoceno: Coluviales, Aluviales y Fluvio-aluviales. Localizándose los Coluviales en las zonas elevadas, los Aluviales en las faldas de los cerros, laderas de valle y finalmente Fluvio- aluviales en los lechos de los ríos.

#### Volcánico Chilete

Es predominantemente piroclástico que aflora en el pueblo de Chilete, litológicamente conformado por intercalaciones de derrames andesíticos, tobas blanquecinas, areniscas tobáceas y aglomerados lenticulares y materiales volcánicos retrabajados mayormente andesíticos bien pseudo-estratificados que oscilan sus buzamientos entre 25° – 30°. Definiendo claramente sus facies volcánicas que van desde verdes violáceos en las instalaciones de la Mina San Luis y hasta gris claros en el poblado de San Antonio, al mismo tiempo en campo se evidenció estructuras de emplazamiento (sills y diques) dacíticos de color gris blanquecino.

### Depósitos Coluviales

Se encuentran ubicados en las laderas y flancos de los taludes de las trochas carrozables que brindan acceso a la Mina San Luis, caracterizándose por contener en su estructura: bloques angulosos de roca Andesítica con diámetros: 0,30 a 0,10 m. y gravas angulosas, distribuidos de forma caótica, sin selección ni estratificación aparente en su composición. Habiéndose formado por alteración, desintegración insitu y acción de la gravedad sobre el macizo rocoso expuesto. Constituyendo conos de escombros en la trocha carrozable Mina San Luis – distrito San Luis en 320 m. de longitud y para acceder a la labor Leidy la roca del talud es de mala calidad desintegrándose casi en su totalidad formando conos de escombros 250 m. de afectación de trocha.

### Depósitos Aluviales

Predominantemente se encuentran ubicados en las faldas de los cerros y laderas de los valles de la Mina San Luis, constituidos por materiales muy finos y pequeños fragmentos angulosos con mucho contenido de limos y arcillas, generados por las pulverización de mena para obtener el mineral preciado, luego siendo depositados como relaves mineros sobre todo en las faldas de la quebrada California (depósito de relaves) y también en las entradas de las labores mineras; por su gran extensión este tipo de depósito Cuaternario generado por procesos metalúrgicos es de gran afectación ambiental en la área de estudio. En su mayor parte los depósitos presentan fuerte oxidación, notándose por las coloraciones rojizas anaranjadas hasta amarillentas. Exhibiéndose suelos muy anisótropos con propiedades relacionadas por su granulometría.

### Depósitos Fluvio-Aluviales

Este depósito se encuentra en el cauce del río San Miguel al NW de la bocamina a 175,00 m. de distancia, constituidos por materiales redondeados por el cauce del río y energía del agua que va puliendo y desgastando la roca por el transporte fluvial, en algunos casos conformando terrazas por sus grandes bloques de rocas acumulados en los márgenes del río y otros en el cauce, teniendo una secuencia de clasificación de estructura deposicional gradada por su esferoides de las rocas transportadas y depositadas.

**Figura 3**  
*Minerales con contenido de plomo.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

### **Geología local**

En la zona se presentan soluciones hidrotermales mineralizantes producidas durante la etapa de las intrusiones y depositadas en fracturas tensionales pre-existentes, formaron las vetas de menas las que consisten de un relleno de cuarzo, piritas, rocas encajonantes piritizada, y cantidades variables y en menor proporción de esfalerita, galena y diseminaciones calcopirita constituyendo la mena de rendimientos económicos.

Las vetas son de estructura bandeada generalmente, aunque en algunos tramos el bandeamiento se hace débil y pasan a constituir vetillas irregulares de alto contenido de mineral hipógena intercaladas con fragmentos rocosos piritizados mostrando

evidencias de brechamiento. Esto podría indicar fallamientos a lo largo de la estructura con deposición nuevos minerales.

En el área en general no se observan mayores estructuras a no ser sino simples y moderados plegamientos en el sedimentario prepaleógeno neógeno con pequeñas fallas locales que no han producido mayores cambios, por lo que solamente se tienen ligeras inflexiones o cambios moderados en los rumbos y buzamientos de los estratos. Subterráneamente, en la mina se han mapeado fallas normales post-minerales que buzaban hacia el NW y que han causado suaves desplazamientos de las vetas en sentido de la falla. Ellas se formaron probablemente después del período de plegamiento de los Andes.

**Figura 4**  
*Estructuras bandeadas de galena.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

El rumbo de las estructuras es variable, pues las hay de rumbos NW - SE y ENE; los buzamientos son por encima de los 60°.

Las principales vetas son:

Lady, Karina, Esperanza, Julia 1 y Julia 2.

## **1.2. Formulación del problema**

¿Cuál es el método de explotación adecuado para extraer vetas angostas en la concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020?

## **1.3. Objetivos**

### **1.3.1. Objetivo general**

Determinar el método de explotación adecuado para extraer vetas angostas en la concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

- Analizar las características geométricas, geológicas y geomecánicas de las vetas angostas en la concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020.
- Seleccionar el método más adecuado para extraer las vetas angostas en la concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020.
- Evaluar económicamente la implementación del método de explotación elegido para extraer vetas angostas en la concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020.

## **1.4. Hipótesis**

### **1.3.3. Hipótesis general**

Al determinar el método de explotación adecuado se extraerá mayor producción de las vetas angostas en la concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020.

#### **1.3.4. Hipótesis específicas**

- El análisis de las características geométricas, geológicas y geomecánicas de las vetas angostas en la concesión minera San Luis, determinan su método de explotación.
- La selección del método más adecuado para extraer las vetas angostas en la concesión minera San Luis, incrementará la producción minera.
- La evaluación económica de la implementación del método de explotación elegido para extraer vetas angostas en la concesión minera San Luis, determina su viabilidad.

## CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

### 2.1. Tipo de investigación

**Según su propósito:** la investigación es aplicada, porque se aplicó teorías ya conocidas sobre método de explotación en una empresa real (Hernández, Fernández y Baptista, 2014).

**Según el diseño de investigación:** la investigación es Cuasiexperimental, ya que se miden los datos antes y después de la propuesta, además se manipula la variable independiente que es método de explotación (Hernández *et al.*, 2014).

### 2.2. Población y muestra

#### 2.2.1. Unidad de estudio

Una veta angosta en la concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020.

#### 2.2.2. Población

Concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020.

#### 2.2.3. Muestra

5 vetas angostas en la concesión minera San Luis, provincia San Pablo, Cajamarca, en el año 2020.

### 2.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

En la tabla 1, se muestran las técnicas e instrumentos utilizados en la presente investigación.

**Tabla 1**  
*Técnicas e instrumentos de investigación.*

<b>Técnica</b>	<b>Instrumento</b>	<b>Fuente bibliográfica de la técnica</b>
Revisión documental	Ficha resumen: de los reportes geológicos.	(Sandivar, 2016), (Caranqui, 2015)
Entrevista	Guía de entrevista: aplicado al supervisor de guardia	(Yáñez, 2016)
Revisión documental	Ficha resumen: de los reportes geomecánicos.	(Cortez, 2017), (Chang, 2016) (Paz, 2016)
Revisión documental	Ficha resumen: de los datos tomados en campo.	(Caranqui, 2015)

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

## 2.4. Procedimiento

### – Para la revisión documental:

- Preparación del instrumento: se analizaron las distintas clasificaciones geomecánicas, luego, se ordenó de acuerdo a las más utilizadas como lo es la clasificación RMR de Bienawski 89 y las fichas del análisis numérico para determinar el método de explotación.
- Secuencia de la revisión: estudiar los datos obtenidos en campo, interpretar los datos mediante las fichas de clasificación.

### – Para la realización del documento de tesis:

Se siguieron las etapas fundamentales para la elaboración del documento de tesis mediante la tabla 2.

**Tabla 2**  
*Procedimiento para elaborar el documento de tesis.*

<b>Pasos</b>	<b>Detalle</b>
Trabajo de gabinete	Se analizó los datos obtenidos en campo, información bibliográfica y se determinó la caracterización geomecánica.
Trabajo de campo	Se realizó visitas a la mina San Luis, donde se tomaron los datos, además se observó el proceso de minado.
Trabajo de gabinete	Se analizó y decidió el tipo de sostenimiento de acuerdo a la calidad de roca.

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

– **Para análisis de datos:**

Se siguieron las etapas fundamentales para el análisis de datos se presentan en la tabla 3.

**Tabla 3**

*Procedimiento para analizar los datos.*

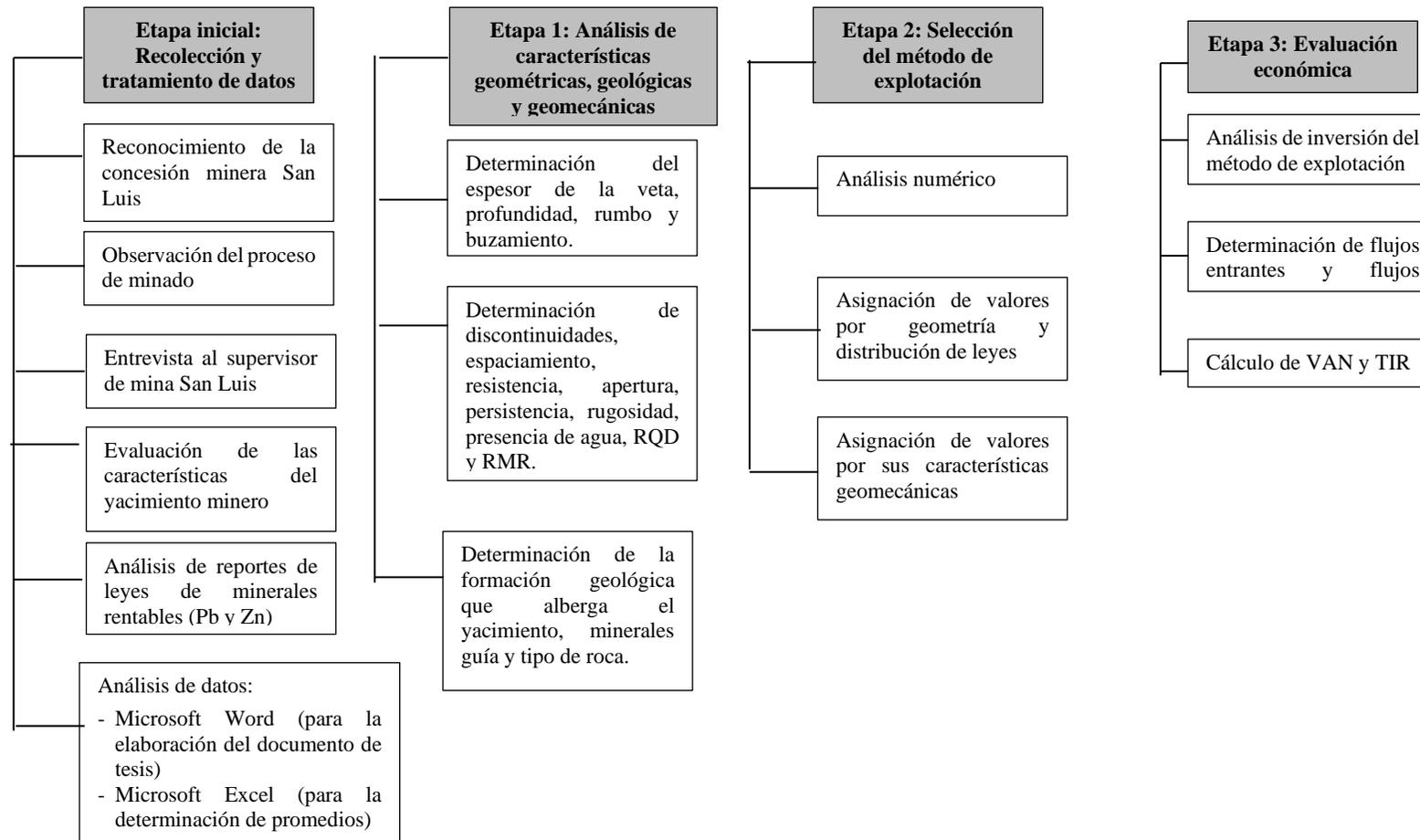
<b>Fases</b>	<b>Detalle</b>
Estadística descriptiva	Se describieron la distribución de frecuencia de las discontinuidades.
Pruebas estadísticas	Se utilizaron coeficientes de correlación comparado con la caracterización RMR.

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

El procedimiento de la investigación se ha realizado mediante el esquema mostrado en la figura 4.

**Figura 5**

*Procedimiento metodológico de la investigación.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

## CAPÍTULO III. RESULTADOS

### 3.1. Características geométricas, geológicas y geomecánicas de las vetas angostas en la concesión minera San Luis

#### 3.1.1. Datos generales de campo

La concesión San Luis, es un yacimiento con vetas angostas con una potencia que varía desde 0.6 m. a 1.3 m. que albergan minerales ricos en Plomo, Zinc y Cobre, sin embargo, de acuerdo a los reportes de laboratorio son mucho más rentables para explotar Plomo y Zinc. Y cuentan con un buzamiento promedio de 74°, en su plan de minado presentado se especifica que el ancho de minado tiene q ser 0.90 m, en casos que la potencia del mineral reduce, y se especifican los siguientes datos.

**Tabla 4**  
*Especificaciones de la concesión.*

<b>Densidad de la roca</b>	2.7
<b>Diámetro de los taladros</b>	0.038 m
<b>Minerales rentables</b>	Plomo y Zinc (Cobre en menor cantidad)
<b>Longitud del barreno de perforación</b>	5 pies o 1.52 m
<b>Producción esperada</b>	25 Tm por día

Fuente: Elaboración propia, (2020).

#### 3.1.2. Geometría del yacimiento

##### a. Potencia de la veta y ley mineral

La potencia de la veta se ha tomado in situ en tres puntos a lo largo de la labor subterránea tal como se muestra en la tabla 5:

**Tabla 5**  
*Potencia de la veta.*

Punto	Distancia respecto a la bocamina (m)	Potencia (m)	Ley Pb	Ley Zn
1	24	0.80	24%	18%
2	58	1.10	30%	25%
3	83	0.90	36%	28%
<b>Promedio</b>	-	<b>0.93</b>	<b>30%</b>	<b>23.7%</b>

Fuente: Elaboración propia, (2020).

En la tabla 5, se observan tres puntos de muestreo con sus respectivas potencias, asimismo se muestreó en cada punto, siendo para el punto 1 es 24% de Pb y 18% de Zn, para la segunda muestra se tiene 30% de Pb y 25% de Zn, y para la tercera muestra se tiene 36% de Pb y 28% de Zn; se promediaron estos resultados y se obtuvo una potencia de 0.93 metros, 30% de Pb y 23.7% de Zn.

**Figura 6**  
*Potencia de la veta 1.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

#### **b. Rumbo y Buzamiento de la veta**

Para la toma de rumbo y buzamiento de la veta se ha tomado in situ con la ayuda de la brújula y se obtuvieron los resultados mostrados en la tabla 6:

**Tabla 6**  
*Rumbo y buzamiento de la veta.*

Punto	Rumbo	Buzamiento	Dirección del Buzamiento
1	N25°E	72°	N285°W
2	N28°E	76°	N283°W
3	N26°E	74°	N287°W
<b>Promedio</b>	<b>N26°E</b>	<b>74°</b>	<b>N285°W</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

En la tabla 6, se muestra el rumbo, buzamiento y dirección del buzamiento de la veta en tres puntos, como promedio de los tres puntos se obtuvo como rumbo N26°E, buzamiento 74° y dirección del buzamiento N285°W.

**Figura 7**

*Toma de rumbo y buzamiento de la veta.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

### c. Profundidad de la veta

Se muestreo la profundidad de la veta en tres puntos, y se obtuvieron los datos mostrados en la tabla 7.

**Tabla 7**

*Profundidad de la veta.*

Punto	Profundidad Techo (m)	Profundidad Piso (m)
1	24.80	23.10
2	35.20	33.30
3	46.30	44.50
<b>Promedio</b>	<b>35.43</b>	<b>33.63</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

En la tabla 7, se obtiene como profundidad promedio en el techo de 35.43 metros y una profundidad promedio de 33.63 metros en el piso.

### 3.1.3. Propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta

Para la evaluación de la resistencia se tomó solo una estación geomecánica dentro de la mina San Luis, específicamente en el nivel 01. Esta estación tiene las siguientes coordenadas:

**Tabla 8**

*Coordenadas WGS84 de la estación geomecánica.*

Coordenadas de la estación Geomecánica		
Este	Norte	Cota
740695	9204397	1247

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

Se tomaron muestras en cuatro zonas dentro de la mina subterránea, y se analizó mediante golpes con la picota:

**Figura 8**

*Muestra 1 de resistencia a la compresión uniaxial.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

La muestra 1, dio como resultado R3 que varía desde 25 hasta 50 MPa, por lo tanto, se la clasificó con un valor de 4.

**Tabla 9**

*Cuadro de valoración de la resistencia de la roca intacta.*

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la Compresión (MPa)	Estimación en Terreno de la Resistencia
R6	Extremadamente Resistente	> 250	Golpes de la picota, sólo causan descostramientos en la roca.
R5	Muy Resistente	100 – 200	Un trozo de roca requiere varios golpes de la picota para fracturarse.
R4	Resistente	50 – 100	Un trozo de roca requiere más de un golpe de la picota para fracturarse.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de la picota, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R2	Débil	5 – 25	Un golpe con la punta de la picota deja una indentación superficial.
R1	Muy Débil	1 – 5	La roca se disgrega al ser golpeada con la punta de la picota.
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1	La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.

**Fuente:** Aguilar, (2013).

**Figura 9**

*Muestra 2 de resistencia a la compresión uniaxial.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

La muestra 2, dio como resultado entre 50 MPa a 25 MPa, por lo tanto, se la clasificó con un valor de 4.

**Tabla 10**  
*Resistencia de la muestra 2.*

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la Compresión (MPa)	Estimación en Terreno de la Resistencia
R6	Extremadamente Resistente	> 250	Golpes de la picota, sólo causan descostramientos en la roca.
R5	Muy Resistente	100 – 200	Un trozo de roca requiere varios golpes de la picota para fracturarse.
R4	Resistente	50 – 100	Un trozo de roca requiere más de un golpe de la picota para fracturarse.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de la picota, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R2	Débil	5 – 25	Un golpe con la punta de la picota deja una indentación superficial.
R1	Muy Débil	1 – 5	La roca se disgrega al ser golpeada con la punta de la picota.
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1	La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.

Fuente: Aguilar, (2013).

**Figura 10**  
*Muestra 3 de resistencia a la compresión uniaxial.*



Fuente: Elaboración propia, (2020).

La muestra 3 con algunos minerales cobre, dio como resultado entre 50 MPa a 25 MPa, por lo tanto, se la clasificó con un valor de 4.

**Tabla 11**  
*Resistencia de la muestra 3.*

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la Compresión (MPa)	Estimación en Terreno de la Resistencia
R6	Extremadamente Resistente	> 250	Golpes de la picota, sólo causan descostramientos en la roca.
R5	Muy Resistente	100 – 200	Un trozo de roca requiere varios golpes de la picota para fracturarse.
R4	Resistente	50 – 100	Un trozo de roca requiere más de un golpe de la picota para fracturarse.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de la picota, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R2	Débil	5 – 25	Un golpe con la punta de la picota deja una indentación superficial.
R1	Muy Débil	1 – 5	La roca se disgrega al ser golpeada con la punta de la picota.
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1	La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.

**Fuente:** Aguilar, (2013).

**Figura 11**  
*Muestra 4 de resistencia a la compresión uniaxial.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

La muestra 4, dio como resultado entre 50 y 25 MPa, por lo tanto, se la clasificó con un valor de 4.

**Tabla 12**  
*Resistencia de la muestra 4.*

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la Compresión (MPa)	Estimación en Terreno de la Resistencia
R6	Extremadamente Resistente	> 250	Golpes de la picota, sólo causan descostramientos en la roca.
R5	Muy Resistente	100 – 200	Un trozo de roca requiere varios golpes de la picota para fracturarse.
R4	Resistente	50 – 100	Un trozo de roca requiere más de un golpe de la picota para fracturarse.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de la picota, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R2	Débil	5 – 25	Un golpe con la punta de la picota deja una indentación superficial.
R1	Muy Débil	1 – 5	La roca se disgrega al ser golpeada con la punta de la picota.
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1	La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.

**Fuente:** Aguilar, (2013).

Como promedio de las cuatro muestras se evidencia que todas se encuentran entre 50-25 MPa, por lo tanto, el valor global es de 4, perteneciente a una roca con resistencia moderada.

#### 3.1.4. Presencia de agua en la roca para definir el tipo de sostenimiento

Para determinar la presencia de agua se realizaron el análisis de infiltración y el análisis de precipitaciones de lluvia.

En la mina San Luis se realizaron tres pruebas de infiltración, para evaluar el efecto del agua de lluvia en las labores subterráneas; los puntos se encuentran encima del desarrollo de labores. Los puntos de infiltración están separados

cada 30 metros, encima de las labores subterráneas, que tienen las siguientes coordenadas mostradas en la tabla 13.

**Tabla 13**  
*Coordenadas de los puntos de infiltración.*

Punto	Este	Norte
Punto de infiltración 1	731 874	9 202 745
Punto de infiltración 2	731 654	9 202 562
Punto de infiltración 3	731 745	9 202 587

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

Se realizó un agujero de prueba de 15 centímetros de diámetro, con una profundidad mínima de 10 centímetros.

**Figura 12**  
*Agujeros para los puntos de infiltración.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

En el agujero realizado se colocó una probeta con un litro de agua para analizar su saturación. La saturación del suelo es muy importante porque los sistemas de infiltración deben funcionar correctamente en las épocas de lluvia. Con esta etapa se pretende simular ese hecho.

**Figura 13**  
*Saturación en el punto 1.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

La diferencia de lecturas, al inicio y al final del último período de 60 minutos, es la que se utiliza para definir la tasa de infiltración (T), la cual se expresó en minutos/centímetro. El promedio de todas las lecturas realizadas se muestra en la tabla 14.

Tabla 14  
*Datos de infiltración.*

Punto	Hora inicial	Hora final	Diferencia (cm)
1	9:00	9:30	4
2	10:00	10:30	3
3	11:00	11:30	2
<b>Promedio</b>			<b>3</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

Tasa de infiltración:

Tasa de Infiltración = 30 min/3 cm

$T = 10 \text{ min/cm}$

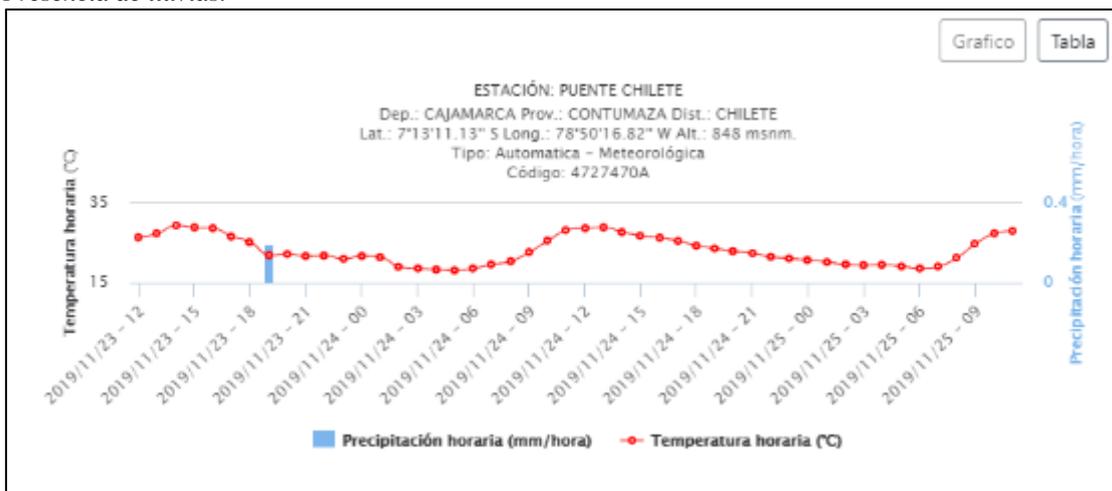
**Figura 14**  
*Infiltración en la zona de estudio.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

Los suelos de la mina San Luis presentan baja infiltración, por lo tanto, la presencia las lluvias no son determinantes para la presencia de agua en los socavones; además las lluvias no son muy constantes tal como se muestra en la figura 14.

**Figura 15**  
*Presencia de lluvias.*



**Fuente:** SENAMHI, (2019).

Algunas discontinuidades en su mayoría se encontraron húmedas y el resto se encontraron secas.

**Figura 16**  
*Roca sin presencia de agua.*



Fuente: Elaboración propia, (2020).

**Figura 17**  
*Evidencia de la presencia de humedad en la labor.*



Fuente: Elaboración propia, (2020).

**Tabla 15**

*Presencia de agua.*

DESCRIPCIÓN	RANGO
Completamente Seco	15
Semi Húmedo	10
Húmedo	7
Mojado	4
Flujo de Agua	0

**Fuente:** Gonzáles, 2002.

### 3.1.5. RMR

- Nivel de influencia RQD para definir el tipo de sostenimiento

Se pudo realizar el cálculo del RQD mediante la contabilización del número de discontinuidades en un tramo de 10 metros.

**Figura 18**

*Distancia de conteo de discontinuidades.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

Distancia medida = 10 m

Número de discontinuidades = 19

**Figura 19**  
*Conteo de discontinuidades.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)(0.1\lambda+1)}$$

Donde:

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{\text{distancia (m)}}$$

$$\lambda = \frac{19}{10} = 1.9$$

$$RQD = 100e^{(-0.1*1.9)(0.1*1.9+1)}$$

$$RQD = 100e^{(-0.19)(1.19)}$$

$$RQD = 100e^{(-0.2261)}$$

$$RQD = 100 * 0.7976$$

$$RQD = 79.76\%$$

El resultado del RQD se clasificó mediante la ficha de RMR.

Tabla 16  
*Determinación del RQD.*

RQD (%)	Calidad de la Roca
100 – 90	Muy Buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Regular
50 – 25	Mala
0 – 25	Muy Mala

Puntaje: 17

Fuente: Gonzáles, 2002.

### - Espaciado entre las discontinuidades

Las discontinuidades fueron medidas en un tramo de 10 metros, sin embargo, no todas se encontraron de forma paralelas sino también perpendiculares, las discontinuidades se encontraban espaciadas de la siguiente manera:

**Tabla 17**  
*Espaciado entre discontinuidades estación 1.*

Fractura	Espaciado	Espaciamiento (cm)
1-2	E1	16.18
2-3	E2	15.25
3-4	E3	21.1
4-5	E4	28
5-6	E5	22.3
6-7	E6	18.2
7-8	E7	28.75
8-9	E8	40.1
9-10	E9	43.6
10-11	E10	30.58
11-12	E11	26
12-13	E12	22.9
13-14	E13	28.7
14-15	E14	32.4
15-16	E15	30
16-17	E16	22
17-18	E17	18.5
18-19	E18	20.6
19-20	E19	31.5
20-21	E20	39
21-22	E21	42.2
22-23	E22	32
23-24	E23	35
24-25	E24	26.3
25-26	E25	23.5
<b>Promedio</b>		<b>27.80</b>

Fuente: Elaboración propia, (2020).

El promedio del espaciado en la estación 1 es 27.80 cm.

**Tabla 18**  
*Espaciado entre discontinuidades estación 2.*

Fractura	Espaciado	Espaciamiento (cm)
1-2	E1	15.12
2-3	E2	36.9
3-4	E3	37.4
4-5	E4	23.5
5-6	E5	33
6-7	E6	37.45
7-8	E7	42.58
8-9	E8	40.1
9-10	E9	44.5
10-11	E10	38.1
11-12	E11	36.95
12-13	E12	21.5
13-14	E13	27.8
14-15	E14	12.7
15-16	E15	26.7
16-17	E16	31.5
17-18	E17	47.3
18-19	E18	23.6
19-20	E19	32.2
20-21	E20	50.17
21-22	E21	43.1
22-23	E22	38.4
23-24	E23	31.3
24-25	E24	30.2
25-26	E25	24.2
<b>Promedio</b>		<b>30.05</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

El promedio del espaciado en la estación 2 es 30.05 cm.

**Tabla 19**  
*Espaciado entre discontinuidades estación 3.*

Fractura	Espaciado	Espaciamiento (cm)
1-2	E1	13.2
2-3	E2	24.6
3-4	E3	25.8
4-5	E4	31.3
5-6	E5	28.7
6-7	E6	21.6
7-8	E7	28.1
8-9	E8	30.4
9-10	E9	32.6
10-11	E10	37.5
11-12	E11	28.6

12-13	E12	26.3
13-14	E13	21.4
14-15	E14	20.3
15-16	E15	27.4
16-17	E16	25.2
17-18	E17	23.3
<b>Promedio</b>		<b>26.25</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

**Tabla 20**

*Descripción del espaciado.*

Descripción	Espaciado	
	Mm	Cm
Extremadamente cerrado	< 20	< 2cm
Muy cerrado	20 – 60	2cm – 6cm
Cerrado	60 – 200	6cm – 20cm
Moderado	200 – 600	20cm – 60cm
Espaciado	600 – 2000	60cm - 2m
Muy espaciado	2000 – 6000	2m - 6m
Extremadamente espaciado	> 600	> 6m

**Puntaje10**

**Fuente:** Gonzáles, 2002.

#### - Condición de las discontinuidades

Las condiciones de las discontinuidades se resumen de la siguiente manera:

#### - Longitud de las discontinuidades

**Tabla 21**

*Persistencia de las discontinuidades.*

Fractura	Persistencia (m)
1	
2	0.41
3	1.35
4	1.24
5	1.36
6	1.8
7	0.55
8	0.23
9	0.87
10	1.25
11	1.18
12	1.35
13	1.42
14	2

15	1.62
16	1.34
17	1.1
18	0.98
19	0.74
20	1.35
21	1.26
<b>Promedio</b>	<b>1.16</b>

Fuente: Elaboración propia, (2020).

**Figura 20**  
*Toma de medidas de persistencia.*



Fuente: Elaboración propia, (2020).

De acuerdo a estos resultados, se clasificó la persistencia en la siguiente tabla.

**Tabla 22**  
*Descripción de persistencia.*

Descripción de Persistencia		
Persistencia	Longitud (m)	Puntaje 4
Muy Baja Persistencia	< 1	
Baja Persistencia	1 – 3	
Persistencia Media	3 – 10	
Alta Persistencia	10 – 20	
Muy Alta Persistencia	> 20	

Fuente: Gonzáles, 2002.

- **Abertura: 1-5 mm**

**Tabla 23**  
*Apertura de fracturas.*

Fractura	Apertura (mm)
1	1
2	1
3	2
4	2
5	2
6	1
7	1
8	1
9	0
10	1
11	1
12	0
13	1
14	1
15	1
16	1
17	0
18	1
19	1
20	0
21	1
<b>Promedio</b>	<b>0.95 mm</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

Con estos resultados se clasificó la abertura, según la tabla siguiente:

**Tabla 24**  
*Abertura de las discontinuidades.*

Descripción de la Abertura	
Descripción	Abertura
Muy Cerrada	Ninguna
Cerrada	< 0.1 mm
Parcialmente Abierta	0.1 – 1.0 mm
Abierta	1 – 5 mm
Muy Abierta	> 5 mm

**Fuente:** Gonzáles, 2002.

**Puntaje 4**

- **Rugosidad: Ligeramente rugosas.**

En las discontinuidades se evidencian que en su mayoría se clasifican según la tabla siguiente en ligeramente rugosa:

**Tabla 25**  
*Clasificación de la rugosidad.*

Rugosidad	Puntaje
Muy Rugosa	6
Rugosa	5
Ligeramente Rugosa	3
Ondulada	1
Suave	0

Fuente: Gonzáles, 2002.

- **Relleno: Relleno Duro <5mm**

**Tabla 26**  
*Relleno de las discontinuidades.*

Grado	Descripción	Estimación en Terreno de la Resistencia
S1	Arcilla muy blanda	Penetra fácilmente varias pulgadas con el puño.
S2	Arcilla blanda	Penetra fácilmente varias pulgadas con el dedo.
S3	Arcilla semidura	Penetra fácilmente varias pulgadas con el dedo, usando esfuerzo moderado.
S4	Arcilla dura	Deja fácilmente hendidura fácilmente hendidura por la acción del dedo pulgar, pero penetra solamente con gran usando esfuerzo moderado.
S5	Arcilla muy dura	Mallada fácilmente por la uña del pulgar.
S6	Arcilla extremadamente dura	Mallada con dificultad por la uña del pulgar.
R0	Extremadamente Débil	Mallada por la uña del pulgar.

Puntaje 4

Fuente: Gonzáles, 2002.

- **Alteración: Moderadamente alteradas**

**Tabla 27**  
*Meteorización de las discontinuidades.*

Término	Descripción
Fresco	No hay señales visibles de meteorización. Si acaso una tenue decoloración en superficies de discontinuidades más desarrolladas.
Levemente meteorizado	Decoloración indica meteorización de la roca intacta y superficies de discontinuidad. La roca puede estar algo más débil externamente que en condición fresca.
Moderadamente meteorizado	Menos de la mitad de la roca está descompuesta y/o desintegrada a suelo. La roca puede estar fresca o descompuesta y/o desintegrada a suelo.
Altamente meteorizado	Más de mitad de la roca está descompuesta y/o desintegrado. La estructura del macizo

Completamente meteorizado	Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado. La estructura del macizo original está prácticamente intacta.
Suelo residual	Todo el material rocoso está descompuesta o desintegrada a suelo. La estructura del macizo original y su textura ha sido destruida. Hay un gran cambio de volumen, pero el suelo no ha sido transportado.

---

**Fuente:** Gonzáles, 2002.

Ahora a partir de los datos anteriores se calcula el RMR según las

valoraciones de Bieniawski 1989 dadas en la siguiente tabla.

Los resultados del RMR se describen en la siguiente tabla:

**Tabla 28**  
*Cálculo del RMR para el macizo rocoso.*

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)		
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	5		
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación de agua / Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

**Fuente:** Bienawski, (1989)

La clasificación final del macizo rocoso según el RMR será de “Regular” con una puntuación de 56:

Tabla 29  
*Clasificación RMR para el macizo rocoso.*

RMR	Descripción
0 – 20	Muy pobre
21 – 40	Pobre
41 – 60	Regular
61 – 80	Bueno
81 – 100	Muy bueno

**Fuente:** Bienawski, (1989).

### 3.2. Selección del método más adecuado para extraer las vetas angostas en la concesión minera San Luis

#### 3.2.1. Elección del método mediante análisis numérico

Para la elección del método de explotación se utilizaron las siguientes tablas de clasificación propuestas por Llanque Maquera, et al., (1999).

**Tabla 30**

*Parámetros de clasificación numérica por geometría del yacimiento y distribución de leyes.*

1. FORMA
<input type="checkbox"/> <b>Equidimensional o masivo:</b> Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.
<input checked="" type="checkbox"/> <b>Tabular:</b> Dos de las dimensiones son mucho mayor que la tercera.
<input type="checkbox"/> <b>Irregular:</b> Las dimensiones varían a distancias muy pequeñas.
2. POTENCIA DEL YACIMIENTO
<input checked="" type="checkbox"/> Estrecha: < a 10 m
<input type="checkbox"/> Intermedia: 10 – 30 m
<input type="checkbox"/> Potente: 30 – 100 m
<input type="checkbox"/> Muy potente: > a 100 m
3. INCLINACIÓN
<input type="checkbox"/> Echado: < a 20°
<input type="checkbox"/> Intermedio: 20 – 55°
<input checked="" type="checkbox"/> Inclinado: > a 55°
4. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE
<input checked="" type="checkbox"/> Pequeña: < a 150 m
<input type="checkbox"/> Intermedia: 150 – 600 m
<input type="checkbox"/> Alta: > a 600 m
5. DISTRIBUCIÓN DE LEYES
<input checked="" type="checkbox"/> <b>Uniforme:</b> La ley del yacimiento se mantiene prácticamente constante en cualquier punto del yacimiento mineralizado.
<input type="checkbox"/> <b>Graduado o diseminado:</b> Las leyes tienen una distribución zonal, identificándose cambios graduales de un punto a otro.
<input type="checkbox"/> <b>Errático:</b> No existe una relación entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de un punto a otro en distancias muy pequeñas.

**Fuente:** Llanque *et al.*, (1999).

Asimismo, estas características se contrastaron con la clasificación geomecánica detallada anteriormente.

**Tabla 31**

*Parámetros de evaluación geomecánica.*

**1. RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA**

Resistencia a compresión simple (MPa)

- Pequeña : < a 8
- Mediana : 8 – 15
- Alta : > a 15

**2. ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS**

	Fracturas/m	RQD (%)
<input type="checkbox"/> Muy pequeño	<16	0 – 20
<input type="checkbox"/> Pequeño	10 - 16	20 – 40
<input type="checkbox"/> Grande	3 - 6	40 – 70
<input checked="" type="checkbox"/> Muy grande	3	70 – 100

**3. 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 roca intacta.

**Fuente:** Llanque *et al.*, (1999).

Con las dos tablas anteriores se pudo clasificar el método de explotación tal como se muestra en las tablas siguientes:

**Tabla 32**

*Clasificación del método de explotación por geometría del yacimiento y leyes.*

Geometría y distribución de leyes	Parámetros	Cielo abierto	Hundimiento por bloques	Cámaras por subnivel	Hundimiento por subniveles	Tajeo largo	Cámaras y pilares	Cámaras almacén	Corte y relleno	Entibación con marcos
Forma del yacimiento	Tabular	2	2	2	4	0	4	2	4	2
Potencia del mineral	Estrecho	2	-49	1	-49	4	4	1	4	4
Inclinación	Inclinado	4	4	4	4	-49	0	4	4	3
Distribución de leyes	Uniforme	3	4	3	4	4	3	3	3	3
<b>TOTAL</b>		<b>11</b>	<b>-39</b>	<b>10</b>	<b>-37</b>	<b>-41</b>	<b>11</b>	<b>10</b>	<b>15</b>	<b>12</b>

Fuente: Llanque *et al.*, (1999).

De acuerdo a la tabla 31, se determina que el método más óptimo para emplear en la concesión San Luis es Corte y Relleno, pero se va a corroborar con la tabla 32.

**Tabla 33**

*Clasificación del método de explotación por características geomecánicas.*

Características geomecánicas	Parámetros	Cielo abierto	Hundimiento por bloques	Cámaras por subnivel	Hundimiento por subniveles	Tajeo largo	Cámaras y pilares	Cámaras almacén	Corte y relleno	Entibación con marcos
Resistencia de las rocas	Alta	4	1	4	1	0	4	1	2	2
Espaciamiento entre fracturas	Muy Grande	4	0	4	1	0	4	0	2	2
Resistencia de las discontinuidades	Media	3	2	2	2	2	2	2	3	3
<b>TOTAL</b>		<b>11</b>	<b>3</b>	<b>10</b>	<b>4</b>	<b>2</b>	<b>10</b>	<b>3</b>	<b>7</b>	<b>7</b>

Fuente: Llanque *et al.*, (1999).

Con los valores de estas dos tablas se sumaron en la tabla 33, para determinar cuál es el método más adecuado de acuerdo al mayor puntaje:

**Tabla 34**

*Determinación del método de explotación por sumatoria.*

<b>Clasificación</b>	Cielo abierto	Hundimiento por bloques	Cámaras por subnivel	Hundimiento por Subniveles	Tajeo largo	Cámaras y pilares	Cámaras almacén	Corte y relleno	Entibación con marcos
Geometría y distribución de leyes	11	3	10	4	2	10	3	7	7
Características geomecánicas	11	-39	10	-37	-41	11	10	15	12
<b>TOTAL</b>	<b>22</b>	<b>-36</b>	<b>20</b>	<b>-33</b>	<b>-39</b>	<b>21</b>	<b>13</b>	<b>22</b>	<b>19</b>

**Fuente:** Llanque *et al.*, (1999).

El método de explotación a cielo abierto se ha obviado, ya que de acuerdo a la entrevista al gerente de la concesión se estima costos muy altos para este método, es por ello que se ha optado por el método de Corte y Relleno para explotar las vetas angostas de la concesión San Luis.

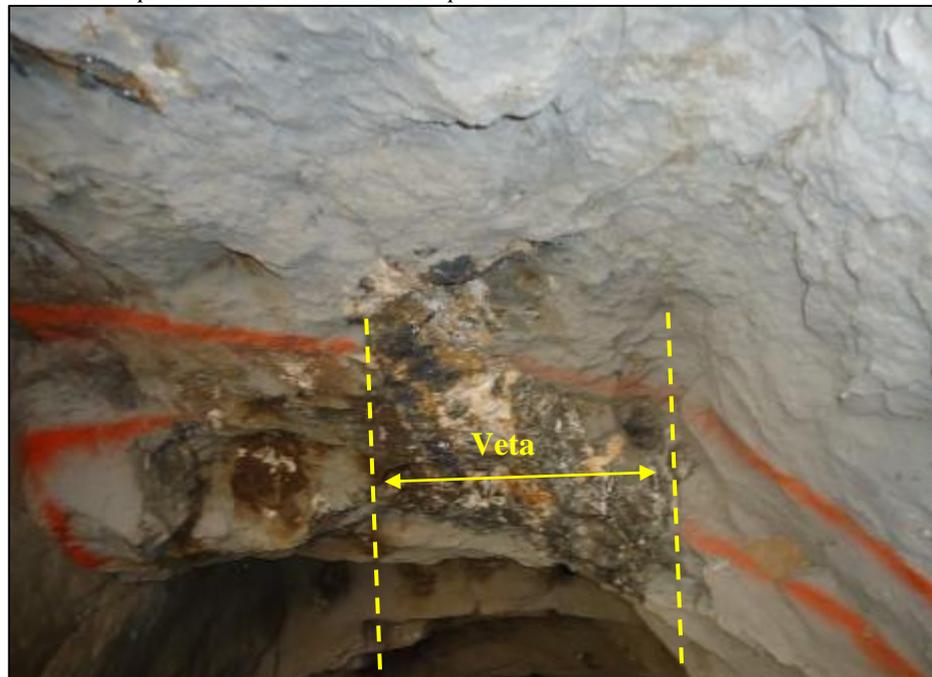
### 3.2.2. Método de explotación de Corte y Relleno

De acuerdo a las sugerencias de los autores Huajardo (2014) y Sucasaca (2019) y a las características geométricas y geomecánicas del yacimiento se va a aplicar el método de corte y relleno ascendente. Considerando las siguientes condiciones:

- Condición de aplicación: este método es aplicable a yacimientos conformados por vetas angostas con buzamiento mayor a  $70^\circ$  y con roca caja competente con RMR de regular a bueno. Las vetas deben tener altas leyes de mineral rentable, en el caso de la concesión tienen leyes mayores del 20% de Plomo y Zinc. Para la explotación de estas vetas se van a utilizar carros mineros tipo U lo cual es lo más recomendable para vetas angostas.

**Figura 21**

*Buzamiento pronunciado de la veta en explotación.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

– Producción

25 TM/día

6 50 TM/mes

7 800 TM/año.

### 3.2.3. Preparación y desarrollo

a) Preparación de Block

En la concesión San Luis, el block se delimita por 2 chimeneas separadas por 40 metros en sentido vertical y labores distanciadas a 20 m.

**Figura 22**

*Chimenea 1 de la labor.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

Se van a abrir subniveles a cada 5 metros a lo largo de la veta, se corren sobre estructura mineralizada.

**Figura 23**  
*Ubicación superior del sub nivel.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

b) Especificaciones en labores verticales

En labores verticales se tienen chimeneas de doble compartimiento (buzón camino). Sección:

- Doble compartimiento: 2.50 m x 1.25 m.
- Un solo compartimiento: 1.25 m x 1.25 m.

**Figura 24**  
*Chimenea de un sólo compartimiento.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

c) Accesos:

- Caminos: con una sección de 1.3 m x 1.3 m.

**Figura 25**

*Camino secundario al interior mina.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

- Escaleras: se usan escaleras de 12 pies de largo por cada descanso con una inclinación aproximada de 75° a 80°, la escalera sobrepasa el descanso superior en una longitud de 0.6 m.

d) Especificaciones técnicas en labores horizontales

Dentro de las labores horizontales se está considerando las galerías, cruceros, cortadas.

- Sección: 2.5 m x 2.3 m.

**Figura 26**  
*Acceso a la labor principal.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

- Cunetas: Las cunetas de las labores tienen una sección de 0.3 m x 0.3 m, para evitar que la escorrentía perjudique el acceso.
- Gradiente: se ha determinado que para las labores se van a aplicar 1/5000, se contratará a un topógrafo para la evaluación constante de la gradiente.

e) Desarrollo de tajo

El desarrollo consiste en trazar una Galería principal de transporte que corta a la veta, además se corren chimeneas y caminos laterales los cuales se construyen de acuerdo al diseño del plan de minado.

En la concesión San Luis, las galerías se desarrollan por los niveles separados por 25.0 - 50.0 m. entre sí, en sentido vertical se desarrollan Chimeneas espaciadas cada 60 m. de esta forma la veta queda dividida en bloques, constituyendo cada uno de estos blocks una unidad de explotación dentro del conjunto total preparado.

Los componentes de la mina subterránea San Luis son:

- Galería principal
- Chimeneas verticales
- Subnivel
- Tolvas de extracción

f) Explotación de tajo

El método de explotación utilizado en esta labor subterránea es el Corte y Relleno Ascendente Convencional. El corte del mineral se inicia a partir del Subnivel con perforación vertical sistemáticamente de un extremo a otro manteniendo el ciclo de minado establecido. La explotación se realiza con el siguiente ciclo de minado:

- Perforación
- Voladura
- Limpieza de mineral
- Descaje y relleno del tajeo.

g) Especificaciones técnicas

**Tabla 35**  
*Especificaciones técnicas de la labor.*

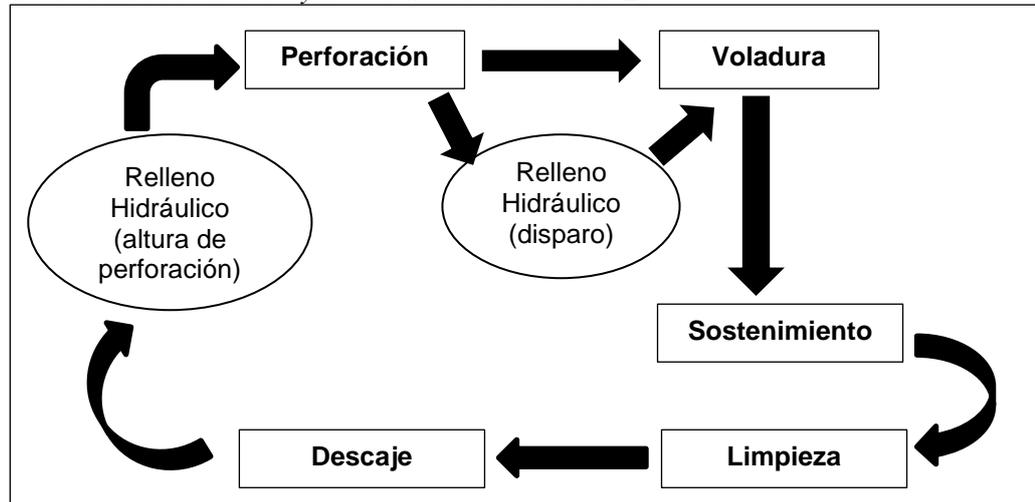
<b>Realce con cortes de:</b>	1.40 a 1.50 metros
<b>Ancho de minado</b>	>1.5 metros
<b>Altura de perforación</b>	2.0 metros

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

### 3.2.4. Ciclo de minado de corte y relleno

La actividad cíclica para este método de explotación comprende: Perforación y voladura, limpieza y relleno.

**Figura 27**  
*Ciclo de minado con corte y relleno en la concesión San Luis.*



**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

#### a) Perforación

Para estas vetas angostas se va a emplea la perforación vertical con un buzamiento de 80° y siguiendo la orientación de la veta. Para la perforación se utilizará la perforadora tipo stoper; el ancho de minado determinado para este tipo de vetas es de 0.50 m. a más.

#### b) Perforación

La voladura se realizará de acuerdo al trazo de perforación determinado, los taladros son cargados con:

- Dinamita Semexa 65
- Detonador
- Mecha Lenta
- Anfo
- Cordón Detonante

Cada tajeo tiene su particularidad de acuerdo a la característica geomecánica, esto hace que para cada corte el cálculo de carga explosiva sea distinta, pero se ha promediado las siguientes cantidades:

– **ANFO:**

- 1 Tal. Se carga con 0.51 kg.
- 20 tal/día \* 0.51 kg = 10.2 kg/disparo.
- 26 días trabajados \* 10.2 kg/día.
- 10.2 kg \* 26 días = 265.2 kg/mes.
- 265.2 kg/mes \* 12 mes = 3182.4 kg/año.
- Peso de bolsa de Anfo = 25 Kg
- Bolsas al año = 128 bolsas

– **Detonadores:**

- 2 Fulminante por disparo.
- 1 Disparo por día.
- 26 días de Trabajo al Mes.
- 2 x 26 = 52 Detonadores/mes.
- 52 x 12 = 624 Detonadores/Año.
- Caja de detonadores = 100 unidades.
- $624/100 = 6.24 = 7$  Cajas de Detonadores.

– **Cordón detonante:**

- 52 metros por disparo (dato tomado en campo).
- 1 disparos/día.
- 26 días al mes.
- 52 x 26 = 1352 metros/mes.

- $1352 \times 12 = 16\ 224$  metros/año.
- Metros por tambor = 1000 m
- Total de tambores al año = 17 tambores.
- **Dinamita Semexsa 65% de 7/8II x 7II:**
  - 1 Cartucho \* Taladro.
  - 20 taladros días \* 1 = 20 cartuchos.
  - 26 días \* 20 = 520 cartuchos.
  - $520 * 12$  meses = 6 240 cartuchos.
  - Unidades por caja: 308 unidades/caja
  - Total cajas por año : 21 cajas/año
- **Mecha lenta:**
  - 2 metros por disparo.
  - 1 disparos por día.
  - 26 días de trabajo al mes.
  - 2 = metros por día.
  - $2 \times 26 = 52$  metros/mes.
  - $52 \times 12 = 624$  metros/año.
  - Metros por tambor = 1000
  - 1 tambor al año.
- **Cuadro resumen de explosivos**

**Tabla 36**

*Resumen del requerimiento anual de explosivos y accesorios de voladura.*

<b>Producto</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Unidad</b>	<b>Pedido</b>
Dinamita	21	Cajas	6240 cartuchos
Detonador	7	Cajas	624 unidades
Mecha Lenta	1	Tambor	624 metros
Anfo	128	Bolsas	3182 Kilos
Cordón Detonante	17	Tambores	16 224 metros

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

c) Limpieza del mineral del tajo

La limpieza del mineral dentro de los tajos se realizará empleando winches eléctricos JOY S-21 con las siguientes características:

**Tabla 37**

*Especificaciones del Winche.*

<b>Marca</b>	Joy S-21
<b>Potencia</b>	7.5 HP
<b>Ancho de rastrillo</b>	18 pies
<b>Capacidad del rastrillo</b>	8 pies cúbicos
<b>Rendimiento del equipo</b>	0.143 m <sup>3</sup> /ciclo

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

Esta tarea es realizada por un hombre por máquina. Los factores que afectan al ciclo productivo del trabajo de limpieza son los siguientes:

**Tabla 38**

*Factores que afectan la limpieza.*

Granulometría del material para rastrillar
Pendiente del canal de rastrillaje
Condiciones del camino de rastrillaje
Ubicación del winche

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

d) Descaje de la labor y relleno

El descaje se realiza para dar la amplitud suficiente como para que el perforista opere con comodidad su máquina perforadora; el ancho mínimo de trabajo es de 1.10 m. Después de realizado el descaje se nivela el piso del tajo, luego se procede al relleno detrítico hasta conseguir la altura suficiente (2.30 m) para la perforación del siguiente corte.

e) El relleno detrítico

Consiste en transportar un material estéril, con el fin de rellenar los espacios vacíos en el tajo.

### 3.3. Evaluación económica de la implementación del método de explotación elegido

Para realizar el análisis económico se tuvo en cuenta los gastos de la explotación sin un método definido. A continuación, se calcularon los montos para la inversión que se requiere para la implementación del método de corte y relleno, los gastos actuales y los gastos proyectados de la propuesta para los próximos 5 años, con estos datos se calcularán el valor actual neto del proyecto y la tasa interna de retorno para analizar la viabilidad de implementación. En la tabla 38, se detallan los costos de inversión que implica la implementación del método de explotación de corte y relleno ascendente, según datos brindados por el área de contabilidad.

**Tabla 39**

*Costos de inversión para la implementación método de corte y relleno.*

Descripción	Costo Unitario	Costo Total
<b>Compra de equipos</b>		
2 Winche	25 000	50 000
2 Carritos mineros adicionales	10 000	20 000
Compra de retroexcavadora	150 000.00	250 000.00
Compra de volquete	150 000.00	250 000.00
<b>Gastos adicionales</b>		
Elaboración del plan de explotación con corte y relleno	8 000	8 000
<b>Total</b>		<b>378 000</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

#### 3.3.1. Flujos salientes

##### Mano de obra

Supervisor de mina: 3 500 soles/mes

Maestro perforista: 2 000 soles/mes.

Ayudante de perforista: 1 500 soles/mes

Cargadores de carritos mineros (2 trabajadores a 1200 soles cada uno): 2 400 soles/mes.

Operador del carrito minero (2 trabajadores a 1200 soles cada uno): 2 400  
soles/mes.

Total en sueldos: 11 800 soles/mes

Días efectivos de trabajo: 26 días.

Horas efectivas de trabajo: 8 horas

$$\frac{11800 \text{ soles}}{\text{mes}} * \frac{1 \text{ mes}}{26 \text{ días}} * \frac{1 \text{ día}}{8 \text{ horas}} * \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}} = 0.95 \text{ soles/ minuto}$$

Costo total por frente perforado:

$$\frac{0.95 \text{ soles}}{\text{min}} * \frac{4.7 \text{ minutos}}{\text{tal}} * \frac{20 \text{ tal}}{\text{frente}} = 89.30 \text{ soles/frente}$$

En 1.52 metros perforados el costo de mano de obra es de 89.30 soles/metro.

### **Perforación**

Tiempo de perforación: 4 minutos

Tiempo en posicionamiento y empate: 4.7 minutos

Total, de tiempo por taladro: 4.7 minutos

Total de horas/taladro:

$$= \frac{4.7 \text{ min}}{\text{taladro}} * \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}} = 0.07833 \text{ horas/taladro}$$

Precio del aire comprimido (soles/hora): 63 soles/hora

Costo por metro perforado:

$$= \frac{0.07833}{\text{taladro}} * \frac{63 \text{ soles}}{\text{hora}} * \frac{1 \text{ taladro}}{1.52 \text{ m}} = 3.25 \text{ soles/m}$$

Costo total por frente perforado:

$$= \frac{3.25 \text{ soles}}{m} * 20 \frac{\text{taladros}}{\text{frente}} * \frac{1.52 m}{\text{taladro}} = 98.8 \text{ soles/frente}$$

Costo por taladro:

$$= \frac{98.8 \text{ soles}}{\text{frente}} * \frac{\text{frente}}{20 \text{ tal}} = 4.94 \frac{\text{soles}}{\text{tal}}$$

Para 1.52 m fragmentados el costo de aire comprimido es: 98.8 soles/m

**Costo de adquisición de equipos de perforación y voladura: Costo de  
barreno de perforación (Atlas Copco):**

Costo de adquisición: 330 soles.

Vida útil: 1000 p.p.

Depreciación: 20 %

Costo de depreciación:

$$= \frac{330}{1000 \text{ p.p}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 m} = 1.083 \text{ soles/m}$$

Costo de mantenimiento (20% de depreciación):

$$= \frac{330}{1000} * 0.20 * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 m} = 0.2165 \text{ soles/m}$$

Costo total del barreno por metro:

$$= \frac{1.083 \text{ soles}}{m} + \frac{0.062 \text{ soles}}{m} = 1.145 \text{ soles/m}$$

Costo total de barreno por frente perforado:

$$= \frac{20 \text{ tal}}{\text{disparo}} * \frac{1.145 \text{ soles}}{m} * \frac{1.52 m}{\text{tal}} = 34.808 \text{ soles/disparo}$$

$$= \frac{34.808 \text{ soles}}{\text{disparo}} * \frac{\text{disparo}}{20 \text{ tal}} = 1.7404 \frac{\text{soles}}{\text{tal}}$$

En 1.52 metros perforados el costo barreno es: 34.808 soles/m

**Costo de máquina de perforación:**

Costo de adquisición: 15 500 soles.

Vida útil: 80 000 p.p.

Depreciación: 70%

Costo de depreciación:

$$= \frac{15\ 500}{80\ 000\ p.p.} * \frac{1\ pie}{0.3048\ m} = 0.6357\ soles/m$$

Costo de mantenimiento (20% de depreciación):

$$= \frac{15500}{80000} * 0.70 * \frac{1\ pie}{0.3048\ m} = 0.445\ soles/m$$

Costo total del barreno por metro:

$$= \frac{0.6357\ soles}{m} + \frac{0.445\ soles}{m} = 1.0807\ soles/m$$

Costo total de barreno por frente perforado:

$$= \frac{20\ tal}{disparo} * \frac{1.0807\ soles}{m} * \frac{1.52\ m}{tal} = 32.85\ soles/disparo$$

$$= \frac{32.85\ soles}{disparo} * \frac{disparo}{20\ tal} = 1.64\ \frac{soles}{tal}$$

En 1.52 metros perforados el costo de máquina es: 32.85 soles/m.

**Costo de la broca por metro perforado:**

Costo de adquisición: 100 soles.

Vida útil: 600 p.p.

Un disparo: 128.8054 p.p./disparo.

Costo de depreciación:

$$= \frac{100}{600 \text{ p.p.}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.55 \text{ soles/m}$$

Costo total de barrenos por frente perforado:

$$= \frac{20 \text{ tal}}{\text{disparo}} * \frac{0.55 \text{ soles}}{\text{m}} * \frac{1.52 \text{ m}}{\text{tal}} = 16.72 \text{ soles/disparo}$$

$$= \frac{16.72 \text{ soles}}{\text{disparo}} * \frac{\text{disparo}}{20 \text{ tal}} = 0.836 \frac{\text{soles}}{\text{tal}}$$

### Costo de lubricante

Consumo de aceite por frente de perforación: 0.25 galones

Precio por galón: 13 soles/gal

Costo de mantenimiento:

$$= \frac{13 \text{ soles}}{\text{gal}} * \frac{0.25 \text{ gal}}{\text{frente}} * \frac{1 \text{ frente}}{20 \text{ taladros}} * \frac{1 \text{ tal}}{1.52 \text{ m}} = 0.1069 \text{ soles/m}$$

Costo por frente perforado:

$$= \frac{0.1069 \text{ soles}}{\text{m}} * \frac{1.52 \text{ m}}{\text{tal}} * \frac{20 \text{ tal}}{\text{frente}} = 3.25 \text{ soles/frente}$$

$$= \frac{3.25 \text{ soles}}{\text{frente}} * \frac{\text{frente}}{20 \text{ tal}} = 0.1625 \text{ soles/tal}$$

En 1.52 metros perforados el costo de lubricantes es: 3.25 soles/m.

**Tabla 40**  
*Resumen de costos de perforación.*

Descripción	Costo	Unidad
Máquina perforadora	32.85	Soles/m
Aire comprimido	98.80	Soles/m
Barreno	34.808	Soles/m
Broca	16.72	Soles/m
Lubricante	3.25	Soles/m
<b>Total</b>	<b>186.428</b>	<b>Soles/m</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

De acuerdo a la tabla 39, el costo por metro es de 186.428 soles.

### Explosivos

**Tabla 41**  
*Resumen del requerimiento anual de explosivos y accesorios de voladura.*

Producto	Cantidad	Unidad	Pedido	Precio unidad	Precio total
Dinamita	21	Cajas	6240 cartuchos	320	6 720
Detonador	7	Cajas	624 unidades	880	6 160
Mecha Lenta	1	Tambor	624 metros	3330	3 330
Anfo	128	Bolsas	3182 Kilos	120	15 360
Cordón	17	Tambores	16 224 metros	650	11 050
Detonante					
Total			42 620 soles anuales		

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

El costo anual por explosivos es de 42 620 soles, por mes el costo es 3 551.67 soles; y por día del costo asciende a 136.60 soles. Por lo tanto, si se produce 25 tm/día, el costo de explosivos por tonelada es de 0.5464 soles.

### EPP

En la tabla 41, se especifica el consumo anual de requerimiento de EPP, considerando que se va a producir 25 ton/día, el costo por EPP será 0.035 soles por tonelada.

**Tabla 42**  
*Requerimiento de EPP anual.*

EQUIPO	CANTIDAD	PRECIO UNIDAD (soles)	PRECIO PARCIAL (soles)
Casco	15	21.90	328.50
Chaleco	15	32.30	487.50
Respirador	15	12.50	187.50
Zapatos de seguridad	15	56.00	840.00
Lentes	15	7.50	112.50
Tyveck	30	26.50	795.00
<b>TOTAL</b>			<b>2 751.00 (soles)</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

### Sostenimiento

Los costos de estos sostenimientos según los reportes de la empresa CYPE ingenieros SA es de 127.42 soles por metro avanzado.

### Herramientas

En la tabla 42, se especifica el costo anual de 1564.50 soles, considerando que se producen 25 toneladas por día, el costo de herramientas por tonelada es de 0.020 soles.

**Tabla 43**  
*Costo anual de la compra de equipos.*

EQUIPO	Precio unitario (soles)	Cantidad	Precio Total (soles)
Picos	58.40	5	292.00
Palana	24.90	5	124.50
Comba	79.50	5	397.50
Cinzel	57.00	5	285.00
Foco de Luz	18.20	5	91.00
Cable de luz	125.00	3 rollos	375.00
<b>TOTAL</b>			<b>1 564.50 soles</b>

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

### Limpieza del mineral

Costo de adquisición del winche: 50 000 soles.

Vida útil: 90 000 p.p.

Depreciación: 70%

Costo de depreciación:

$$= \frac{50\,000}{90\,000 \text{ p.p}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 1.82 \text{ soles/m}$$

Costo de mantenimiento (70% de depreciación):

$$= \frac{50\,000}{90\,000} * 0.70 * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 1.28 \text{ soles/m}$$

Costo total del winche por metro:

$$= \frac{1.82 \text{ soles}}{\text{m}} + \frac{1.28 \text{ soles}}{\text{m}} = 3.10 \text{ soles/m}$$

### Flujo saliente total para el método de corte y relleno

**Tabla 44**

*Costo por tonelada extraída.*

Descripción	Costo parcial	Costo total
Mano de obra	89.30 soles	
Perforación y aire comprimido	186.428 soles	
Uso de explosivos	0.5464 soles	406.83
EPP	0.035 soles	
Sostenimiento	127.42 soles	
Limpieza	3.10 soles	

Considerando que al día se explotan 25 toneladas, el costo asciende a 101 707.50 soles al día, el costo mensual es de 2 644 395 soles.

Además, la empresa especifica en su plan de minado, que tiene gastos adicionales como pago de derecho minero, transporte, alimentación, flete de mineral, etc.

### 3.3.2. Flujos entrantes

Para el caso de esta investigación, se consideró como flujo entrante al incremento de la producción que se va a obtener con el método de explotación propuesto. Con el método anterior se producían 20 toneladas por día (ver anexo

2), sin embargo, con el método propuesto se pretende explotar 25 toneladas por día.

La empresa vende cada tonelada extraída a un promedio de 1800 soles.

**Tabla 45**

*Flujo entrante con el método propuesto.*

Item	Producción con método de explotación anterior	Producción con método de explotación propuesto	Flujo entrante con método anterior	Flujo entrante con método propuesto	Incremento de ganancias
Día	20	25	36 000	45 000	S/. 9 000
Mes	520	650	936 000	1 700 000	S/. 234 000

En la tabla 44, se detalla los flujos entrantes para esta investigación es la ganancia que asciende a 1 700 000 soles mensuales.

### 3.3.3. VAN y TIR

En la tabla 45, se muestra el flujo de caja de la implementación del método de corte y relleno, además se muestra la inversión, flujos entrantes y flujos salientes, con estos datos se determinaron el VAN, TIR y relación costo beneficio (B/C).

**Tabla 46**

*Flujo de caja.*

FLUJO DE CAJA	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	TOTAL
<b>EGRESOS</b>							
Winche	S/50,000.00	S/ -	S/ 50,000.00				
2 Carritos mineros adicionales	S/20,000.00	S/ -	S/ 20,000.00				
Elaboración del plan de explotación con corte y relleno	S/8,000.00	S/ -	S/ 8,000.00				
Compra de retroexcavadora	S/150,000.00	S/ -	S/ 150,000.00				
Compra de volquete	S/150,000.00	S/ -	S/ 150,000.00				
Flujos salientes	S/ 378,000.00	S/ 2,644,395.00	S/ 13,599,975.00				
<b>TOTAL EGRESOS</b>	S/ 378,000.00	S/ 2,644,395.00	S/ 13,599,975.00				
<b>FLUJO ENTRANTE</b>							
Ahorro que tendría la empresa por compra de fajas	S/ 0	S/2,808,000.00	S/2,808,000.00	S/2,808,000.00	S/2,808,000.00	S/2,808,000.00	S/ 14,040,000.00
<b>TOTAL BENEFICIOS</b>	S/ 0	S/ 2,808,000.00	S/ 14,040,000.00				
<b>FLUJO ANUAL DE CAJA</b>	-S/ 378,000.00	S/ 163,605.00	S/ 440,025.00				
<b>TMAR</b>	15%						
<b>TIR</b>	32.80%						
<b>VAN</b>	S/ 738,664.29						
<b>B/C</b>	S/ 0.06						

**Fuente:** Elaboración propia, (2020).

## CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

### 4.1. Discusión

Toroverero (2018), en su tesis de maestría de geotecnia en el nivel 05, se determinó que las labores mineras son susceptibles a cambios tensionales, desplazamientos de las geoestructuras (fallas, diaclasas), afectando la estabilidad de las labores subterráneas; para tal comportamiento sería la elección del mejor sistema de sostenimiento produciendo el equilibrio de tensiones tanto del macizo rocoso y el sistema de soporte instalado, en términos de seguridad y costo. Sin embargo, este autor a diferencia de esta tesis no propuso el método de explotación Sublevel Stopping.

Córdova (2014), en su Tesis: “Geomecánica en el Minado Subterráneo Caso Mina Condestable”. Busca alternativas de solución a los problemas geomecánicos encontrados en esta mina. Córdova utilizó el criterio de Bieniawski (1989), la lava andesítica es de calidad Buena (RMR 51 a 68 - promedio 63), el pórfido dacítico-andesítico es de calidad Regular a Buena (RMR 49 a 67 - promedio 58), los tufos son de calidad Regular a Buena (RMR 39 a 63 - promedio 55), y las brechas son de calidad Regular (RMR 34 a 64 - promedio 49). Por tanto, en promedio se determinó que la roca es de calidad regular a buena. Concluye que el tiempo es un factor importante que influye en el comportamiento de la masa rocosa circundante a las excavaciones. Actualmente la cavidad Intermedio Central presenta el grado de estabilidad, si bien es cierto que no ha colapsado, sin embargo, en esta cavidad y posiblemente en otras cavidades grandes se están produciendo inestabilidades locales importantes; conforme pase el tiempo, la intemperización natural de la masa rocosa, el efecto de las vibraciones producidas por las voladuras y el efecto del agua, podrían

acentuar progresivamente estas inestabilidades locales llegando a constituirse en un problema significativo si es que no se adoptaran las medidas que se recomiendan.

En esta tesis, igualmente se caracteriza el macizo rocoso el cual es Regular con un puntaje de 50, según Bienwiski 89, al contrario del antecedente de Córdova en esta tesis se plantea el método de explotación corte y relleno. A diferencia del antecedente que solo se identifica la calidad del macizo y se recomienda ampliar más estudios para posteriormente recomendar el método de explotación.

En el estudio de Seminario (2017), se recomendó utilizar 15% como TMAR, por ello en esta tesis se utilizó dicha tasa ya que se refiere a un proyecto minero, con esta tasa se ha determinado el Valor Actual Neto (VAN) del proyecto que es 738 664.29 soles.

#### 4.2. Conclusiones

- Las vetas angostas de la concesión San Luis con una potencia que varía desde 0.8 m. a 1.1 m. ricos en Plomo y Zinc y Cobre, con un buzamiento promedio de 74°, estas vetas se encuentran emplazada sobre el Volcánico Chilete. La caracterización geomecánica el macizo rocoso basado en el RMR de Bieniawski-1989, es de  $RMR = 56$ , siendo una roca de calidad Regular, con una resistencia entre 1 y 2 MPa, con  $RQD=78\%$ , el espaciado promedio es de 29.7 cm, la persistencia está entre 3 y 10 metros, la abertura entre 1 y 5 mm, las discontinuidades son ligeramente rugosas, con relleno de cuarzo mayor a 5 mm moderadamente alteradas, finalmente las discontinuidades se encontraron húmedas.
- De acuerdo a las condiciones geométricas se determinó que el método más óptimo es el corte y relleno, asimismo se tomó en consideración los antecedentes de algunos autores.

- La implementación del método de corte y relleno en las vetas angostas de la concesión San Luis, tiene una inversión de 378 000 soles, sus flujos salientes mensuales son de 2644395 soles, los flujos entrantes son de 2 808 000 soles. Finalmente se determinó que el VAN es de 738 664.29 soles, el TIR es de 32.80% y la relación B/C es 0.06.

## REFERENCIAS

- Aguilar, J. (2013). Caracterización Geotécnica y Estructural de la Rampa de Exploración y del Túnel de Drenaje, Mina Chuquicamata. *Memoria para optar el Título de Ingeniero Geólogo*. Santiago, Chile: Universidad de Chile. Obtenido de <http://www.tesis.uchile.cl/tesis/uchile/2013/aguilaj/sources/aguilaj.pdf>
- Chapilliquen, V. (2017). Caracterización geotécnica del suelo y roca para el diseño de pozas sedimentadoras en la zona de Ciénega Norte – Tantahuatay, Cajamarca. (*Tesis de pregrado*). Cajamarca, Perú: Universidad Nacional de Cajamarca. Obtenido de [http://repositorio.unc.edu.pe/bitstream/handle/UNC/1536/TEISIS%20PROFESION%20AL%20100%25\\_CHAPILLIQUEN%20CELIS.pdf?sequence=1&isAllowed=y](http://repositorio.unc.edu.pe/bitstream/handle/UNC/1536/TEISIS%20PROFESION%20AL%20100%25_CHAPILLIQUEN%20CELIS.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- López, E. (2016). Estudio Geotécnico y Diseño del Talud Final de una Mina a Cielo Abierto Aplicando Modelos Numéricos. *Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas*. Lima, Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Obtenido de [cybertesis.unmsm.edu.pe/xmlui/handle/cybertesis](http://cybertesis.unmsm.edu.pe/xmlui/handle/cybertesis)
- Maruri, J. (2015). Estudio Geotécnico de un Terreno Colapsado en la Zona Sub-Urbana al NW de la Capital del Estado de Hidalgo. *Trabajo Escrito para Obtener el Título Profesional de Ingeniero Geólogo*. Distrito Federal, México: Universidad Nacional Autónoma de México. Obtenido de <http://www.ptolomeo.unam.mx:8080/jspui/bitstream/132.248.52.100>.
- Quispe, Y. (2012). Comportamiento de Roca Blanda en un Túnel de Exploración Diseñado con el Sistema Q en la Mina La Granja. *Tesis de Maestría con Mención en Ingeniería Geotécnica*. Cajamarca, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería. Obtenido de <http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1245/1/quispe>.

- Sáez, M. (2014). Caracterización Estructural y Geotécnica de los Niveles Superiores de la Mina Este del Yacimiento Los Pelambres. *Memoria para obtener el Título de Ingeniero Geólogo*. Santiago, Chile: Universidad Nacional de Chile. Obtenido de <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/103436>.
- Toro, D. (2014). Evaluación de la Inestabilidad de Taludes en la Carretera Las Pirias- Cruce Lambayeque, San Ignacio. *Tesis Profesional para Optar Título profesional de Ingeniero Civil*. Jaén, Cajamarca, Perú: Universidad Nacional de Cajamarca. Obtenido de [repositorio.unc.edu.pe/bitstream/handle/UNC](http://repositorio.unc.edu.pe/bitstream/handle/UNC).
- Urquiza, H. (2013). Geología y Estratigrafía del Cuaternario y Zonificación Geotécnica-Sísmica del Área Urbana de Arequipa. *Tesis Profesional para Optar el Título de Ingeniero Geólogo*. Arequipa, Perú: Universidad Nacional San Agustín. Obtenido de [http://bvpad.indec.gov.pe/doc/estudios\\_CS/Region\\_Arequipa/arequipa](http://bvpad.indec.gov.pe/doc/estudios_CS/Region_Arequipa/arequipa).

## ANEXOS

### ANEXO n.º 1. Instrumentos de investigación

Tabla 47

*Resistencia de la muestra.*

Resistencia de la Roca Intacta	Ensayo Carga Puntual Digital	MUESTRA 1			
		<10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa
Valor		15	12	7	4

Tabla 48

*Presencia de agua.*

DESCRIPCIÓN	RANGO
Completamente Seco	15
Semi Húmedo	10
Húmedo	7
Mojado	4
Flujo de Agua	0

Tabla 49

*Determinación del RQD.*

RQD (%)	Calidad de la Roca
100 – 90	Muy Buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Regular
50 – 25	Mala
0 – 25	Muy Mala

Tabla 50

*Espaciado entre discontinuidades.*

Fractura	Espaciado	Espaciamiento (cm)
<b>Promedio</b>		

Tabla 51

*Descripción del espaciado.*

Descripción	Espaciado	
	Mm	Cm
Extremadamente cerrado	< 20	< 2cm
Muy cerrado	20 – 60	2cm – 6cm
Cerrado	60 – 200	6cm – 20cm
Moderado	200 – 600	20cm – 60cm
Espaciado	600 – 2000	60cm - 2m
Muy espaciado	2000 – 6000	2m - 6m
Extremadamente espaciado	> 600	> 6m

Tabla 52  
*Persistencia de las discontinuidades.*

Fractura	Persistencia (m)
<b>Promedio</b>	

Tabla 53  
*Descripción de persistencia.*

Descripción de Persistencia	
Persistencia	Longitud (m)
Muy Baja Persistencia	< 1
Baja Persistencia	1 – 3
Persistencia Media	3 – 10
Alta Persistencia	10 – 20
Muy Alta Persistencia	> 20

Tabla 54  
*Apertura de fracturas.*

Fractura	Apertura (mm)
<b>Promedio</b>	

Tabla 55  
*Abertura de las discontinuidades.*

Descripción de la Abertura	
Descripción	Abertura
Muy Cerrada	Ninguna
Cerrada	< 0.1 mm
Parcialmente Abierta	0.1 – 1.0 mm
Abierta	1 – 5 mm
Muy Abierta	> 5 mm

Tabla 56  
*Clasificación de la rugosidad.*

Rugosidad	Puntaje
Muy Rugosa	6
Rugosa	5
Ligeramente Rugosa	3
Ondulada	1
Suave	0

Tabla 57  
*Relleno de las discontinuidades.*

Grado	Descripción	Estimación en Terreno de la Resistencia
S1	Arcilla muy blanda	Penetra fácilmente varias pulgadas con el puño.
S2	Arcilla blanda	Penetra fácilmente varias pulgadas con el dedo.
S3	Arcilla semidura	Penetra fácilmente varias pulgadas con el dedo, usando esfuerzo moderado.
S4	Arcilla dura	Deja fácilmente hendidura fácilmente hendidura por la acción del dedo pulgar, pero penetra solamente con gran usando esfuerzo moderado.
S5	Arcilla muy dura	Mallada fácilmente por la uña del pulgar.
S6	Arcilla extremadamente dura	Mallada con dificultad por la uña del pulgar.
R0	Extremadamente Débil	Mallada por la uña del pulgar.

**Fuente:** Gonzáles, 2002.

Tabla 58  
*Meteorización de las discontinuidades.*

Término	Descripción
Fresco	No hay señales visibles de meteorización. Si acaso una tenue decoloración en superficies de discontinuidades más desarrolladas.
Levemente meteorizado	Decoloración indica meteorización de la roca intacta y superficies de discontinuidad. La roca puede estar algo más débil externamente que en condición fresca.
Moderadamente meteorizado	Menos de la mitad de la roca está descompuesta y/o desintegrada a suelo. La roca puede estar fresca o descompuesta y/o desintegrada a suelo.
Altamente meteorizado	Más de mitad de la roca está descompuesta y/o desintegrado. La estructura del macizo
Completamente meteorizado	Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado. La estructura del macizo original está prácticamente intacta.
Suelo residual	Todo el material rocoso está descompuesta o desintegrada a suelo. La estructura del macizo original y su textura ha sido destruida. Hay un gran cambio de volumen, pero el suelo no ha sido transportado.

**Fuente:** Gonzáles, 2002.

Tabla 59  
Cálculo del RMR para el macizo rocoso.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)		
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	5		
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación de agua / Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Fuente: Bienawski, (1989)

Tabla 60  
Clasificación RMR para el macizo rocoso.

RMR	Descripción
0 – 20	Muy pobre
21 – 40	Pobre
41 – 60	Regular
61 – 80	Bueno
81 – 100	Muy bueno



**ANEXO n.º 2. Reporte de producción con método de explotación anterior y con el propuesto.**

**Tabla 62**

*Reporte de producción del mes de Junio (método de explotación anterior).*

Fecha	TM PROYECTADO		TM PROYECTADO ACUMULADO	TM REAL		TM REAL ACUMULADO	DIA	
	MINERAL	DESMONTE		MINERAL	DESMONTE		MINERAL	DESMONTE
01/06/2020	200	1	201	200	1	202	200	1
02/06/2020	200	1	402	197	1	399	197	1
03/06/2020	200	1	603	203	1	603	203	1
04/06/2020	200	1	804	198	1	802	198	1
05/06/2020	200	1	1,005	201	1	1,004	201	1
08/06/2020	200	1	1,608	196	1	1,604	196	1
09/06/2020	200	1	1,809	205	1	1,810	205	1
10/06/2020	200	1	2,010	200	2	2,012	200	2
11/06/2020	200	1	2,211	197	1	2,210	197	1
12/06/2020	200	1	2,412	203	1	2,414	203	1
15/06/2020	200	1	3,015	197	1	3,013	197	1
16/06/2020	200	1	3,216	195	1	3,209	195	1
17/06/2020	200	1	3,417	208	1	3,418	208	1
18/06/2020	200	1	3,618	196	1	3,615	196	1
19/06/2020	200	1	3,819	204	1	3,820	204	1
22/06/2020	200	1	4,422	203	2	4,427	203	2
23/06/2020	200	1	4,623	199	1	4,627	199	1
24/06/2020	200	1	4,824	201	1	4,829	201	1
25/06/2020	200	1	5,025	203	1	5,033	203	1
26/06/2020	200	1	5,226	205	1	5,239	205	1
29/06/2020	200	1	5,829	201	1	5,839	201	1

30/06/2020	200	1	6,030	203	1	6,043	203	1
<b>Total general</b>	<b>6,200</b>	<b>31</b>	<b>6,231.00</b>	<b>6,206.94</b>	<b>34.35</b>	<b>6,241.29</b>	<b>6,206.94</b>	<b>34.35</b>

**Tabla 63**

*Reporte de producción del mes de Julio (método de explotación propuesto).*

Fecha	TM PROYECTADO		TM PROYECTADO ACUMULADO	TM REAL		TM REAL ACUMULADO	DIA	
	MINERAL	DESMONTE		MINERAL	DESMONTE		MINERAL	DESMONTE
01/07/2019	250	1	251	253	1	254	253	1
02/07/2019	250	1	502	252	1	507	252	1
03/07/2019	250	1	753	250	1	758	250	1
06/07/2019	250	1	1,506	254	1	1,509	254	1
07/07/2019	250	1	1,757	244	1	1,754	244	1
08/07/2019	250	1	2,008	252	1	2,007	252	1
09/07/2019	250	1	2,259	250	1	2,258	250	1
10/07/2019	250	1	2,510	251	1	2,510	251	1
13/07/2019	250	1	3,263	248	1	3,261	248	1
14/07/2019	250	1	3,514	245	1	3,507	245	1
15/07/2019	250	1	3,765	256	1	3,764	256	1
16/07/2019	250	1	4,016	258	1	4,023	258	1
17/07/2019	250	1	4,267	246	1	4,270	246	1
20/07/2019	250	1	5,020	255	1	5,030	255	1
21/07/2019	250	1	5,271	251	1	5,282	251	1
22/07/2019	250	1	5,522	252	1	5,535	252	1
23/07/2019	250	1	5,773	246	1	5,782	246	1
24/07/2019	250	1	6,024	244	1	6,027	244	1
27/07/2019	250	1	6,777	255	1	6,784	255	1

28/07/2019	250	1	7,028	253	1	7,038	253	1
29/07/2019	250	1	7,279	244	1	7,283	244	1
30/07/2019	250	1	7,530	257	1	7,541	257	1
31/07/2019	250	1	7,781	251	1	7,793	251	1
<b>Total general</b>	<b>7,750</b>	<b>31</b>	<b>7,781.00</b>	<b>7,762.00</b>	<b>31.35</b>	<b>7,793.35</b>	<b>7,762.00</b>	<b>31.35</b>

### ANEXO n.º 3. Croquis de la explotación de la mina San Luis.

