



UNIVERSIDAD  
PRIVADA  
DEL NORTE

# FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO  
PARA OPTIMIZAR EL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN  
DE UNA MINERALIZACIÓN TIPO VETA DE UNA  
MEDIANA MINERA DE LA LIBERTAD, 2021”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniera de Minas

Autoras:

Laura Milagros Abanto Ahon  
Jeyner Smith Layza Acevedo

Asesor:

Mg. Jesús Gabriel Vilca Pérez

Trujillo - Perú

2021

## **DEDICATORIA**

Esta tesis la dedicamos a nuestros padres, por el enorme sacrificio que han realizado al educarnos para ofrecernos un futuro mejor.

Laura Abanto & Jeyner Layza

## AGRADECIMIENTO

A Jehová por su gran amor que nos ha mostrado hasta el día de hoy, y por regalarnos la vida. A nuestros padres a quienes le debemos todos nuestros logros. A nuestra familia por ser el soporte día a día.

Adicionalmente, un agradecimiento muy especial a todos nuestros docentes por brindarnos sus conocimientos en el afán de hacernos buenos excelentes profesionales.

Laura Abanto & Jeyner Layza

## TABLA DE CONTENIDOS

<b>DEDICATORIA</b> .....	<b>2</b>
<b>AGRADECIMIENTO</b> .....	<b>3</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS</b> .....	<b>7</b>
<b>RESUMEN</b> .....	<b>8</b>
<b>CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN</b> .....	<b>9</b>
1.1. Realidad problemática .....	10
1.2. Formulación del problema.....	17
1.3. Hipótesis .....	17
1.4. Objetivos .....	18
1.5. Matriz de Consistencia .....	18
<b>CAPÍTULO II. METODOLOGÍA</b> .....	<b>20</b>
2.1. Tipo de investigación .....	20
2.2. Población y Muestra (Materiales, instrumentos y métodos) .....	21
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos .....	22
2.4. Operacionalización de variables.....	25
2.5. Procedimiento.....	26
<b>CAPÍTULO III. RESULTADOS</b> .....	<b>28</b>
3.1. Análisis geomorfológico, geológico a nivel regional y local de la zona de estudio....	28
3.2. Características geomecánicas de la veta 3E .....	40
3.3. Método de explotación en la Veta 3E.....	50
3.4. Análisis de Costos .....	53
3.5. Análisis de Dilución .....	57
3.6. Evaluación Económica .....	58
<b>CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES</b> .....	<b>61</b>
<b>REFERENCIAS</b> .....	<b>64</b>
<b>ANEXOS</b> .....	<b>68</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

<i>Tabla 1.- Matriz de consistencia</i> .....	19
<i>Tabla 2.- Guía de observación</i> .....	23
<i>Tabla 3.- Operacionalización de variables.</i> .....	25
<i>Tabla 4.- Procedimiento para elaborar el documento de tesis.</i> .....	26
<i>Tabla 5.- Procedimiento para analizar los datos.</i> .....	26
<i>Tabla 6.- Controles litológicos del Batolito de Pataz.</i> .....	37
<i>Tabla 7.- Determinación del RQD.</i> .....	40
<i>Tabla 8.- Espaciado entre discontinuidades, Estación 01.</i> .....	41
<i>Tabla 9.- Espaciado entre discontinuidades, Estación 02.</i> .....	42
<i>Tabla 10.- Espaciado entre discontinuidades, Estación 03.</i> .....	43
<i>Tabla 11.- Descripción del espaciado.</i> .....	43
<i>Tabla 12.- Persistencia de las discontinuidades.</i> .....	45
<i>Tabla 13.- Descripción de persistencia.</i> .....	45
<i>Tabla 14.- Apertura de fracturas.</i> .....	46
<i>Tabla 15.- Abertura de las discontinuidades.</i> .....	46
<i>Tabla 16.- Clasificación de la rugosidad.</i> .....	47
<i>Tabla 17.- Relleno de las discontinuidades.</i> .....	47
<i>Tabla 18.- Meteorización de las discontinuidades.</i> .....	48
<i>Tabla 19.- Clasificación RMR para el macizo rocoso.</i> .....	49
<i>Tabla 20.- Características geomecánica del yacimiento o de la zona.</i> .....	51
<i>Tabla 21.- Factores de peso.</i> .....	51
<i>Tabla 22.- Datos de labor y producción de los métodos de explotación elegidos.</i> .....	53

<i>Tabla 23.- Análisis de costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado de los métodos de explotación elegidos; perforación y voladura.....</i>	54
<i>Tabla 24.- Análisis de costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado de los métodos de explotación elegidos; limpieza y acarreo, sostenimiento, relleno .....</i>	55
<i>Tabla 25.- Resumen de costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado de los métodos de explotación elegidos. ....</i>	56
<i>Tabla 26.- Desarrollo del cálculo de dilución de los métodos de explotación elegidos....</i>	57
<i>Tabla 27.- Parámetros a considerar para estructurar el flujo de caja del método de explotación elegido.....</i>	58
<i>Tabla 28.- Desarrollo del flujo de caja del método de explotación elegido. ....</i>	59
<i>Tabla 29.- Análisis económico del método de explotación elegido. ....</i>	60

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1:</b> Modelo geomecánico.....	16
<i>Figura 2:</i> Modelo de investigación .....	20
<i>Figura 3:</i> Área 3E de la veta Cabana.....	21
<i>Figura 4:</i> Ficha de clasificación geomecánica según Bienawski, (1989). .....	24
<i>Figura 5:</i> Procedimiento metodológico de la investigación.....	27
<i>Figura 6:</i> Plano geológico regional del yacimiento de la mediana empresa minera. ....	28
<i>Figura 7:</i> Plano Columna estratigráfica regional.....	29
<i>Figura 8:</i> Plano de la geología local del yacimiento de la mediana empresa minera. ....	32
<i>Figura 9:</i> Ubicación de muestras de la veta Cabana 3E.....	39
<i>Figura 10:</i> Condición de las discontinuidades. ....	44
<i>Figura 11:</i> Calculo del RMR según clasificación geomecánica de Bienawski, (1989). ....	49
<i>Figura 12:</i> Valores obtenidos para los diferentes métodos de explotación .....	52
<i>Figura 13:</i> Resumen costos operativos: Corte & Relleno. ....	56
<i>Figura 14:</i> Resumen costos operativos: Long Wall.....	56

## RESUMEN

En la elaboración de esta tesis se ha planteado como objetivo principal realizar el diseño del método de explotación de la veta Cabana 3E considerando la clasificación geomecánica en las estaciones del macizo rocoso a lo largo de la labor subterránea, en la empresa contratista Comiluz S.A.C. – Minera Marsa, de la Región La Libertad. Por este motivo nos hemos planteado objetivos específicos como realizar un análisis geomorfológico, geológico a nivel regional y local de la mediana empresa minera específicamente en la veta Cabana 3E, definiendo las características geomecánicas en las estaciones subterráneas, proponer un Método de explotación y realizar el análisis de costos, dilución y su respectiva evaluación económico de su puesta en marcha. La veta Cabana 3E está emplazada en el “Batolito de Pataz”, las cuales han sido mineralizadas con un fracturamiento tardío y se rellenaron con sulfuros de hierro y oro; también se encontraron bajas concentraciones de arsenopirita, galena y marmatita, con potencia ancha. La geomorfología está limitada por la preponderancia de plegamientos abiertos con potencias anchas esto se presenta generalmente en las rocas del mesozoico y del último paleozoico. El estudio geomecánico de las estaciones a lo largo de la veta Cabana 3E, se ha realizado a través de la clasificación de Bienawski<sup>89</sup>, en donde el RMR es 56, calificándola como calidad media, la resistencia a la compresión uniaxial varía de 1 a 2 MPa, El RQD es 78%, se determinó el espaciamiento promedio de 29.70 cm, la apertura varia de 1 a 5 mm, la persistencia varia de 3 a 10 m, las fracturas están moderadamente rugosas, estas se han rellenado con cuarzo con alteración moderada, y se encontraban húmedas. Se determinaron 03 alternativas de explotación, la más viable es Long Wall Mining (31.07). La puesta en marcha de este método es viable teniendo un VAN mayor a cero de 441,322.5 dólares, la TIR es de 88.84% y la relación B/C es 1.034.

**Palabras clave:** Caracterización geomecánica, macizo rocoso, mina subterránea.

## CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

La explotación minera es una actividad económica ligada a la ley de la demanda y oferta, así como de los costos de los minerales en el mercado internacional, por este motivo, es de mucha relevancia la elección de técnicas de minado, para incrementar las utilidades con bajos montos de inversión (Durán y Mantilla, 2019).

En Colombia, utilizan técnicas convencionales de extracción en minera subterránea de esmeraldas tradicionales, sin embargo, ello demanda altos gastos operativos como: los costos en material humano, altos tiempos efectivos de laboreo que generan aumento en los gastos y poca eficacia productiva (Jimenez, 2013).

En Cuba, para cada construcción subterránea se realiza el estudio de caracterización geomecánica, debido a que existen insuficiencias en las técnicas de extracción minera como problemas de estabilidad, causado porque, en la mayor parte de las minas han sido afectadas por distintas eventualidades tectónicas, o resulta que, la zona estudiada en cuestión se ha afectado por la metodología de arranque empleado, influyendo esto principalmente en el consumo de recursos (Cartaya, 2006).

En Chile, los métodos de explotación subterránea más utilizados son tajo largo con derrumbe dirigido, así como cámaras y pilares; por su buena selectividad y porcentaje de leyes obtenidas del mineral rentable, lo cual conlleva a una tasa de producción alta y que por ende es económicamente más rentable en: insumos, equipos, mano de obra y costos de producción (Cañas, 2018).

En Perú, la explotación minera muchas veces se desarrolla en zonas alejadas donde no hay otras actividades productivas, convirtiéndose en importante impulso económico, al proveer de infraestructura física y de servicios sociales básicos; sin embargo, muchas empresas emplean métodos de explotación tradicional, esto induce a realizar trabajos inseguros e inestables, por el desprendimiento de rocas (Chura, 2016).

### 1.1. Realidad problemática

Como realidad problemática de la tesis podemos describir que; en la zona de mineralización tipo veta en donde realiza los trabajos la empresa contratista Comiluz S.A.C. para la Compañía Minera Marsa ubicada en la Región La Libertad, se traza como objetivo fundamental en mejorar la producción en el minado de la veta denominado “Cabana 3E”, basándose en la seguridad, producción, minimización de los gastos operacionales y en el cuidado de medio ambiente. En esta empresa su medio de explotación de los minerales se hace por galerías de acceso, estos túneles, rampas y cámaras se encuentran a largas distancias del terreno superficial; por lo tanto, es importante que se cuente con un nivel óptimo de las concentraciones de gases tóxicos en el interior de las galerías subterráneas para el personal.

En la empresa la caracterización geomecánica es muy deficiente y pocas veces se realiza el análisis de información integral para elegir las técnicas de minado adecuadas, sabiendo que la explotación de mina requiere el cumplimiento de algunas especificaciones como lo son: seguridad y rentabilidad. Sabiendo que el proceso de las actividades mineras de esta mediana empresa minera de la Región La Libertad en estudio involucra la realización de las actividades de desarrollo, preparado y minado, y ello traerá como consecuencia la apertura de excavaciones subterráneas y por ende generará la inestabilidad del macizo rocoso.

Por ello es de vital importancia para la mediana empresa minera de la Región La Libertad en estudio; realizar una caracterización de su macizo rocoso que le ayude a diseñar de manera más eficiente su método de explotación minero, logrando así la reducción de la dilución, la elección de un óptimo sostenimiento, de un sistema de voladura de rocas, los cuales permitirán reducir sus costos de operación y mejorar la productividad de la mina.

➤ **Antecedentes**

Muriel Quispe Jenmely (2019), publicó su tesis de grado “Aplicación del método de explotación Long Wall en la veta Cabana 3h, nivel 2770, minera aurífera Retamas S.A. Pataz La Libertad - 2016”. Esta tesis expone algunos resultados como el uso del criterio expertos de elección de Nicholas (1981), que hace especial énfasis en las características geomecánicas de la unidad minera, se ha determinado la implementación del método de minado por taladros largos, con ello redujo el indicador de accidentes, incrementando así el factor de seguridad de 1.58 a 1.89, la productividad en la extracción del mineral aumenta en un 22.85 % adicional. Por las finalidades de este antecedente es de mucha importancia para el desarrollo del estudio.

Belloso Gomez Jean & Cardena Gallardo Alex (2019), en su tesis de grado titulado: “Propuesto del método de minado en función a las características geomecánicas en la veta Colorada Cajamarca – Hualgayoc 2019”. En esta tesis se concluyó que mediante el método de Nicholas y las características geomecánicas que presenta la veta colorada, este debe ser explotada por el método Corte y Relleno que es el que mejor se adecua a las condiciones del terreno y se opta como segunda opción el método de entibación con marcos.

Guerrero Chauca Cesar (2017), publicó su tesis de grado “Geomecánica para la elección de los métodos de explotación de la veta Almiranta de la Compañía Minera Quiruvilca S.A. – 2017”. Esta tesis encontró que la geomecánica es una ciencia teórica y aplicada que se encarga del estudio del comportamiento mecánico de una infraestructura construida en un macizo rocoso o suelo. Considera las fuerzas naturales e inducidas como resultado del desarrollo de una excavación subterránea o tajo abierto,

dando solución al problema de potenciales inestabilidades en las galerías mineras. Esta ciencia nos ayuda en la presente investigación para diseñar y hacer seguimiento al proceso de explotación minera.

Zenteno (2017), en su tesis titulada: “Explotación de la veta prometida mediante el método de corte y relleno ascendente selectivo unidad minera santa filomena empresa minera Sotrami S.A.”. Tuvo como objetivo la explotación de la veta Prometida mediante el método de Corte y Relleno Ascendente Selectivo en la empresa minera SOTRAMI S.A. Se consideró como muestra la Veta Prometida que es parte de la concesión minera Santa Filomena. Se concluyó que, de acuerdo con el análisis de selección de métodos de explotación, el yacimiento de la mina Santa Filomena será explotado mediante el método de corte y relleno ascendente. El método de almacenamiento provisional resulta como una segunda alternativa se descarta por costos que son más elevados.

Aguilar Bardales Lucas & Izquierdo Linares Luis (2016), en su tesis titulada: "Caracterización de la mineralogía en la veta Murciélago en la Mina Paredones, Provincia de San Pablo, Región Cajamarca". Tuvo como objetivo caracterizar el emplazamiento mineralógico en la veta Murciélago de la mina Paredones. Se contempló como unidad de estudio 220 metros de la veta Murciélago en la mina Paredones. Se concluyó que el método de explotación a usar en la veta Murciélago es por Corte y Relleno de acuerdo con las características físicas y mineralógicas de la veta.

Huayta Quispe Carlos Humberto (2015), en su tesis, titulada: "Selección y análisis del método de explotación para el minado del manto intermedio en la U.M. Pachapaqui - Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C". Tuvo como objetivo seleccionar un método de explotación óptimo para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui. La muestra estuvo conformada por la zona de mantos de la Unidad Minera Pachapaqui concretamente en el Manto Intermedio. Se concluyó que de acuerdo con el Procedimiento Numérico de Selección se obtuvo el Corte y Relleno como método de minado preliminar para el Manto Intermedio; pero, en base al estudio geomecánica realizado y a otras variables de interés se optó por el método de explotación de Banqueo y Relleno que combina el Corte y Relleno Ascendente con la aplicación de taladros largos, teniendo una mayor productividad y producción con más seguridad.

Cabello Corman Noe (2008), publicó su tesis de grado "Selección del método de minado para la veta Piedad de la mina Catalina Huanca, Ayacucho". Esta tesis relaciona directamente los criterios ingenieriles y el aspecto económico con la finalidad de seleccionar el método de minado adecuado para explotar la veta Piedad, como parte de la resolución a la problemática de altos gastos y poca productividad de las técnicas de extracción en veta. Su análisis se fundamenta en las características físicas, geológicas, hidrogeológicas y geométricas y la caracterización geomecánica de la veta Piedad y sus alrededores físicos como el pilar para la elección óptima de las técnicas aplicadas para explotar la veta Piedad. Este antecedente es un aporte para esta investigación por las descripciones de la caracterización geomecánica.

### ➤ Bases Teóricas

En el grupo de los sistemas de elección de técnicas para extracción de minerales disponibles en la bibliografía se realiza el método de Nicholas, ya que es el que tiene mayor utilización en las unidades mineras, y es el que descarta drásticamente la extracción de mineral en vetas angostas a través de explotación por subniveles (Miranda, 2018).

Como ya es conocido, cada vez que se realizan labores subterráneas para la extracción de minerales rentables, las presiones naturales que existen dentro de las galerías crean desequilibrio y genera el reacomodo de fuerzas y deformaciones, ello puede también generar roturas en áreas cercanas a las labores, lo cual debe controlarse a través un método de explotación apropiado (Durán y Mantilla, 2019).

El proceso normal para analizar y controlar los esfuerzos generados en el macizo rocoso y las roturas generadas en las galerías, es usar métodos de sostenimiento y reforzamiento, si es que es posible se realizan simulaciones del comportamiento tensional de las rocas y deformacional del área de estudio; a las fracturas y diseñarlas adecuadamente, considerando el factor de seguridad y la propia recuperación de los minerales (Figuroa, 2015).

Dentro de los sistemas más sugeridos por algunos autores, para seleccionar el método de explotación es por el cálculo numérico, de acuerdo a Nicholas que abarca la definición de la geometría de las vetas y la redistribución de las concentraciones de minerales; después se define las propiedades geotécnicas de las rocas intactas y del macizo rocoso. Además, se considera la geología lo cual incluye el tipo de roca, áreas de alteración mineralógica, geología estructural, accidente tectónico, etc.; además el espesor, buzamiento, profundidad y concentración de leyes (Figuroa, 2015).

La clasificación geomecánica es la ciencia de la tierra relacionada con la caracterización de macizos rocosos y de la geomecánica, como se aplica a la industria del petróleo o altas profundidades, diseño de túneles, rotura de las rocas y los útiles de perforación (Bienawski, 1989).

Asimismo, el macizo rocoso (MR) es la agrupación de las fracturas y de los bloques rocosos que conforman un cuerpo de roca. Mecánicamente, los macizos rocosos se caracterizan por ser medios discontinuos, heterogéneos, anisótropos y no lineal (Bienawski, 1989).

Según Hudson (1989) son las propiedades que están condicionadas definitivamente a las características y al comportamiento de la resistencia de la roca, deformaciones y comportamiento hidráulico del macizo rocoso, sin embargo, para estimarlas es imprescindible determinar el número de familias presentes, las propiedades físicas y químicas y características del plano de fractura, tal como, como son físicas y geométricas en cada familia de fracturas (Bustamante, 2013).

Una de las clasificaciones geomecánicas más utilizadas son la Rock Mass Rating (RMR) propuesto por Bienawski en el año 1976, al inicio se pensó como método para realizar valoraciones de estabilidad de bancos de carretera y taludes mineros. Rock Mass Rating es un método de clasificación geomecánica, en el que abarca el análisis de parámetros de los macizos rocosos (Aguilar, 2016):

1. Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
2. Rock Quality Desing.
3. Espaciamiento entre fracturas, es la distancia que hay entre cada fractura en la estación geomecánica.
4. Condiciones de las fracturas, compuesto por:
  - 4.1. Persistencia de la fractura.
  - 4.2. Relleno

4.3. Apertura.

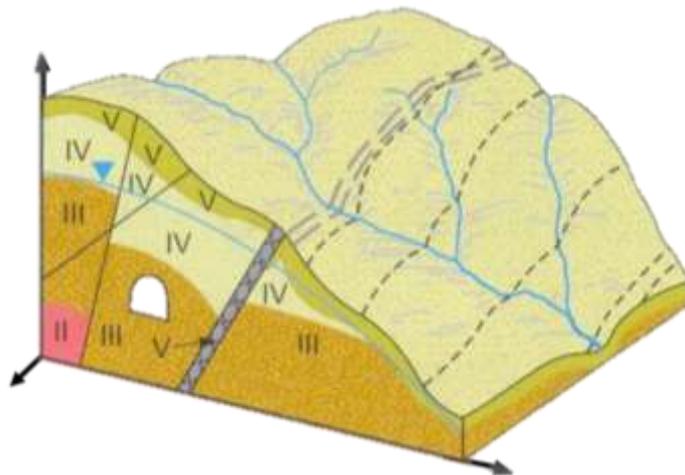
4.4. Rugosidad.

4.5. Meteorización

5. Presencia de agua subterránea.

Estos parámetros tienen un valor, que al sumarlos todos ellos se obtiene el Rock Mass Rating (Bieniawski, 1989).

**Modelo geomecánico.-** Permite cuantificar los parámetros estructurales y mecánicos del Macizo Rocos. Por lo que representa la caracterización geotécnica e hidrogeológica de los materiales y su clasificación geomecánica. El modelo estará apoyado con la aplicación de técnicas de valoración de calidad de roca, así como instrumentación adecuada para la determinación de las propiedades mecánicas del macizo. (pruebas en campo y laboratorio).



**Figura 1:** Modelo geomecánico

**Fuente:** Bieniawski, 1989

**Optimización:** Acción y efecto de buscar la mejor manera de realizar una actividad. (Serpa & Colmenares, pág. 12, 2004).

La optimización requiere un conocimiento profundo de los procesos que conforman cada etapa de la operación, así como la identificación y configuración de los parámetros para las interdependencias entre las diferentes operaciones unitarias en el proceso de minería.

## 1.2. Formulación del problema

¿De qué manera la caracterización del macizo rocoso optimizará el diseño de explotación de una mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021?

## 1.3. Hipótesis

### 1.3.1. Hipótesis general

La caracterización del macizo rocoso optimizará el diseño de explotación de una mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera Marsa, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.

### 1.3.2. Hipótesis específicas

- a) El análisis geomorfológico, geológico a nivel regional y local influye en la caracterización geomecánica de la veta Cabana 3E en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera Marsa, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.
- b) Las características geomecánicas de la veta Cabana 3E en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera Marsa, en la Región La Libertad durante el periodo 2021, determinan el método de explotación.
- c) El método de explotación propuesto en la veta Cabana 3E en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera Marsa, en la Región La Libertad durante el periodo 2021, mejoran el proceso y reducen los costos de operación.
- d) El Desarrollo de una herramienta informática ayudará a la correcta clasificación geomecánica de la zona de la mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera Marsa, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.
- e) El análisis económico de la puesta en marcha del método de explotación seleccionado es viable en la veta Cabana 3E en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera Marsa, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.

## **1.4. Objetivos**

### **1.4.1. Objetivo general**

Optimizar el diseño de explotación de una mineralización tipo veta según la caracterización del macizo rocoso, en la empresa contratista COMILUZ SAC; Compañía Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.

### **1.4.2. Objetivos específicos**

- a) Realizar un análisis geomorfológico, geológico a nivel regional y local de la zona de estudio.
- b) Determinar las características geo mecánicas de la zona de la mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Compañía Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.
- c) Proponer un diseño de explotación para la zona de la mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Compañía Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.
- d) Desarrollar una herramienta informática para la clasificación geo mecánicas de la zona de la mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Compañía Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.
- e) Realizar una evaluación económica de la puesta en marcha del método de explotación seleccionado para la zona de la mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Compañía Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.

## **1.5. Matriz de Consistencia**

*Tabla 1.- Matriz de consistencia*

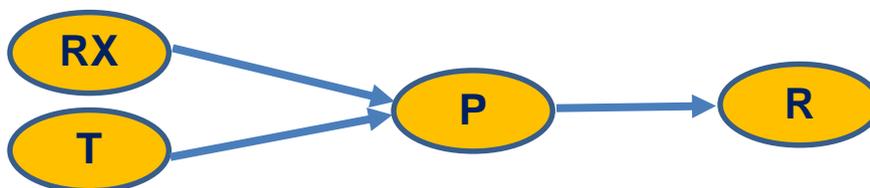
TITULO	PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES $y = f(x)$	INDICADOR	ESCALA DE MEDICION	METODOLOGIA
Caracterización del macizo rocoso para optimizar el diseño de explotación de una mineralización tipo veta de una mediana minera de La Libertad, 2021	¿ De qué manera la caracterización del macizo rocoso optimizará el diseño de explotación de una mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021?	<b>General</b> Optimizar el diseño de explotación de una mineralización tipo veta según la caracterización del macizo rocoso, en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.	La caracterización del macizo rocoso optimizará el diseño de explotación de una mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera Marsa, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.	<b>Variable Dependiente</b> (y)	Resistencia del sostenimiento	MPa	<b>Técnica de recolección</b> Documental
		<b>Específicos</b> ✓ Realizar un análisis geomorfológico, geológico a nivel regional y local de la zona de estudio. ✓ Determinar las características geomecánicas de la zona de la mineralización tipo veta en la empresa contratista COMILUZ SAC; Minera MARSA, en la Región La Libertad durante el periodo 2021.		Diseño de explotación de una mineralización tipo veta de una mediana minera de La Libertad.	Lista método de explotación según metodología de David E. Nicholas	Ranking	
		✓ Desarrollar una herramienta informática para la clasificación geo mecánicas. ✓ Proponer un diseño de explotación para la zona de la mineralización. ✓ Realizar la evaluación económica de la puesta en marcha del método de explotación seleccionado.		Ventilación: calidad y velocidad del aire.	CFM		
				Costo unitario de operación	\$/TM %	<b>Diseño de Investigación</b> No Experimental, transeccional, explicativa de tipo correlacional – causal	
				Nivel de dilución	Nro. fallas, diaclasas, falas / metro lineal		
			<b>Variable Independiente</b> (x)	Estructura en el macizo rocoso	I, II, III, IV, V	<b>Población</b> Labores de exploración del Nivel 3460	
				Geomecánica; Calidad Muy mala, mala, regular, buena, muy buena,			
				Caracterización del macizo rocoso.	RQD, RMR Q de Barton	%	
					GSI; estructura y condición superficial del macizo rocoso	Categorías	

*Fuente: Elaboración propia.*

## CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

### 2.1. Tipo de investigación

- **Según el propósito o finalidad: Aplicada;** Porque se utiliza teorías o conocimientos para solucionar algunas problemáticas de la empresa minera, o busca un beneficio para los trabajadores, la empresa y la sociedad en general (Hernández et al., 2014). Se tuvo como propósito dar solución a una situación o problema concreto e identificable como la caracterización del macizo rocoso para optimizar el diseño de explotación.
- **Según su carácter o profundidad:** Es una investigación de **proposición**; porque se establece una propuesta de mejora o la solución teniendo como base las teorías aplicadas a un problema real de la mediana empresa minera (Hernández et al., 2014).
- **De acuerdo a la naturaleza de los datos:** esta tesis es mixta, porque utiliza datos numéricos y a la vez analiza descriptivamente a un hecho real (Hernández et al., 2014).
- **De acuerdo a su orientación:** esta tesis es una investigación que se orienta a adquirir conocimientos con la finalidad de responder a un problema real, por ello es investigación orientada (Hernández et al., 2014).
- **Según diseño de investigación: Propositiva–No Experimental;** Según la metodología del trabajo, la investigación determina la relación de ambas variables de tipo causal y genera una propuesta que busca modificar la realidad (Hernández et al., 2014).



*Figura 2: Modelo de investigación*

Leyenda:

Rx: Mejorar el proceso y los costos de operación.

T: Teoría de Características geomecánicas.

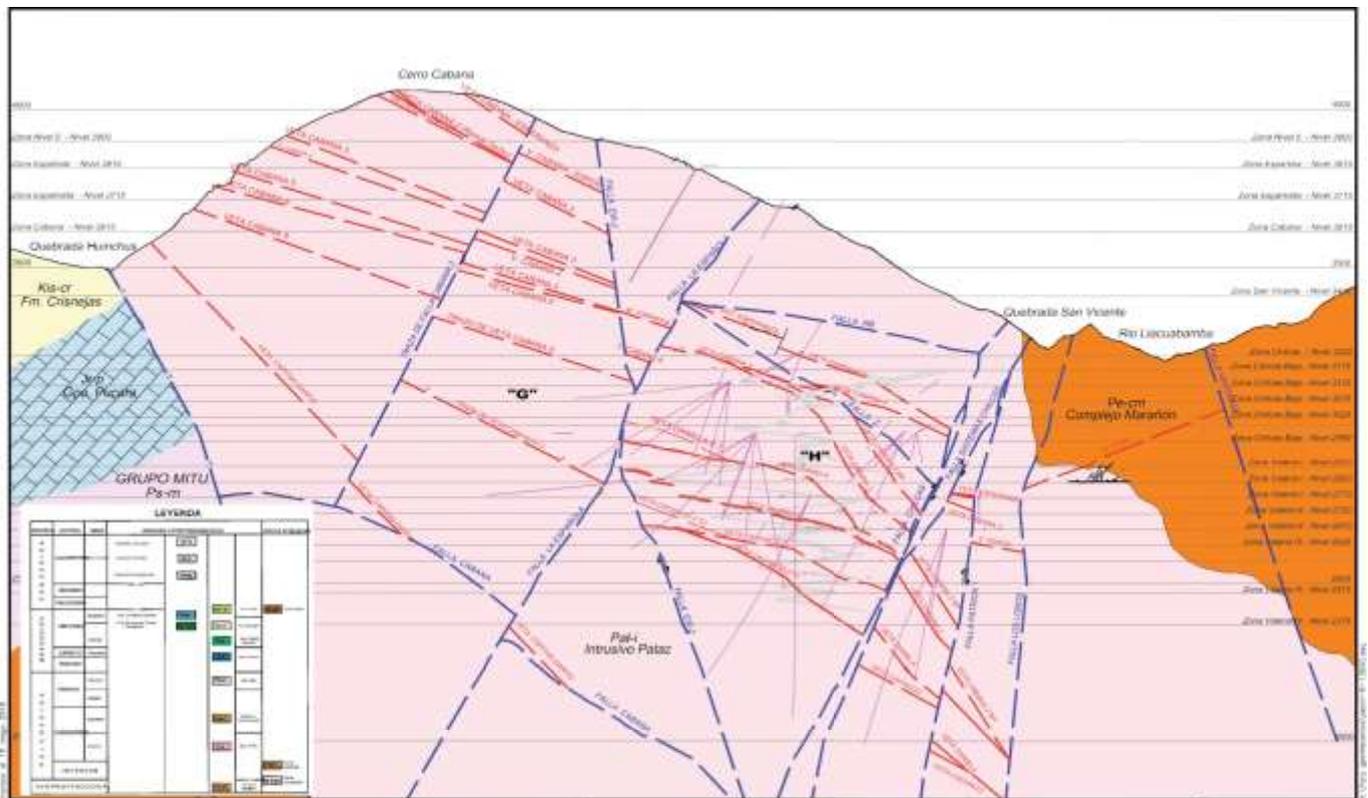
P: Propuesta de diseño de la altura de minado, tipo sostenimiento y método de explotación.

R: Realidad deseable a transformar (Empresa Contratista COMILUZ SAC)

## 2.2. Población y Muestra (Materiales, instrumentos y métodos)

### 2.2.1. Población

Esta tesis presenta su población objetivo está constituida por los 12 niveles del área 3E de la veta Cabana; desde el nivel superior 4100 hasta el nivel 610 (3615) con una diferencia de elevación de más de 450 m, ubicada exactamente en el anexo de Llacuabamba, distrito Parcoy, provincia Pataz, departamento La Libertad; perteneciente a una mediana empresa minera en estudio.



*Figura 3: Área 3E de la veta Cabana*

### 2.2.2. Muestra

Se ha determinado como muestra a 3 estaciones geomecánicas del área 3E, veta Cabana ubicada exactamente en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad.

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

#### 2.3.1. Métodos

Para recoger los datos bibliográficos referentes a clasificaciones geomecánicas, mapeo geológico, cartografiado y cálculos numéricos, se hace un análisis documental, con ello se determina la ubicación del yacimiento, tipo de mineralización en el área de trabajo, como parte de los trabajos del gabinete, ello sirvió para crear una base de datos y posteriormente analizarlos y discutirlos en resultados como producto del análisis por observación, muestreos y evaluación de ensayos geotécnicos.

#### 2.3.2. Técnicas

**Observación directa:** A través de la observación en campo, se ha tomado nota de las evidencias de la información necesitada por la herramienta de registro, tal como son las meteorizaciones y el diagnóstico geomecánico, así como la evidencia de agua subterránea, erosión y clases de reforzamiento hallados en galerías con el objetivo de determinar las propiedades físicas y algunos aspectos en general de la veta Cabana 3E.

**Análisis documentario:** Caracterización geomecánica; Utilizando resultados de los ensayos geomecánicas se pudo definir la calidad del macizo rocoso mediante fórmulas y comparando con las tablas de clasificación Rock Mass Rating de Bienawski 89.

**REGISTRO DE DATOS.-** El registro de la información geomecánica se efectuó a partir del mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas. El mapeo geomecánico se llevó acabo utilizando el "método directo por celdas de detalle". Los indicadores de observación y medición fueron adquiridos en formatos de registro diseñados para este propósito, según las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), los parámetros considerados fueron: tipo de roca, sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua.

**2.3.3. Instrumentos.-** Los instrumentos se determinaron de acuerdo a las técnicas determinadas:

- **Para la técnica de observación directa:** este instrumento ayudó a recolectar datos necesarios para la clasificación geomecánica, es una ficha utilizada en campo, en ella se anotan cada característica geomecánica de las rocas en las estaciones geomecánicas y describe las discontinuidades encontradas, es necesario recalcar que este instrumento se encuentra validado, porque fue utilizado en otras investigaciones.

**Tabla 2.-** Guía de observación

REGISTRO GEOLÓGICOGEOTECNICO		PROYECTO :		UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE																
		UBICACIÓN :		(Tabla Modificado por: Reinaldo Rodríguez)																
CODIGO	TRAMO :																			
RESPONSABLE	HOJA N° :		DE																	
SISTEMA	EJECUTADO POR:			FECHA:																
PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRAFIADAS																				
DATA GPS				MACIZO ROCOSO				TIPOS	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAIXIAL (MPa)	RQD Tramo	ORIENTACIÓN	ESPACI ADO (m)	PERSI ST (m)	ABERT URA (mm)	RUGOS.	RELLENO TIPO	DUREZA	ALTERAC - METEOR	AGUA	CALIDAD DE INFORM.
DIS. Nro.	ESTE	NORTE	COTA	LITOLOG / FORMAC.	METEORIZACION	GRADO FRACT.	GSI	E=Estratif. D=Diaclasa	ND:  L:  ?=  RQD=	DIRECCION.	1=> 2	1=< 1	1=Nada	1=Muy Rug	1 = Arcilloso	1 = Ninguna	1=Inalterada	1 = Seco	1= Lec. Real	
					2=Lev Met	2 = Med	Bloq-Irregul	Fi=F. Inversa			2= 2-0,6	2 = 1-3	2=< 0.1	2=Rugosa	2 = Qz / Silic	2=Duro<5mm	2=Lig. Alt	2 = Húmedo	2=Lect Apar	
					1=Fresco	1 = Alto	Bloq-Regul	Fn=F. Norm			3= 0,6-0,2	3 = 3-10	3=0,1-1,0	3=Lig. Rug	3 = Calcita	3=Duro>5mm	3=Mod. Alt	3 = Mojado	3=Lec Proy	
					3 =Mod	3 =Bajo	Bloq/Des	Fd=F. Direcc			4=0,2-0,06	4=10-20	4 =1,0-5,0	4=Ond.-lisa	4 = Oxidos	4=Suave<5m m.	4=Muy Alt	4 = Goteo		
					4=Alt Met	Fract		mf=Microfalla			5=< 0,06	5 =>20	9= > 5	5=Suave	5 = Roca Trit.	5=Suave>5m m.	5=Descomp	5 = Flujo		
					5=Compl	Agregar MB, B, M, P, MP		SE=Sobrees. C=Contacto			6 = Bx		7 = Panizo		8 = Veta					

Fuente: Rodríguez, (2018)

- **Para la técnica de análisis documental:** Se evaluaron diversas clasificaciones geomecánicas y se ha optado por la más utilizada que es RMR Bienawski 89, este instrumento se encuentra validado ya que es fuente teórica establecida.

N°	PARÁMETRO	RANGO DE VALORES										VALORACIÓN				
1	Mpa a Kg/cm <sup>2</sup> ==> Aprox *10 Indice Resist Carga Puntual Is <b>RESIST. COMP. UNIAIAL UCS</b>	> 10	15	.10 – 04	12	.04 – 02	7	.02 – 01	4	-	2	-	1	< 1	0	1
2	<b>RQD (%)</b>	> 250	20	90 – 75	17	75 – 50	13	50 – 25	8	< 25				< 1	3	2
3	<b>ESPACIAMIENTO</b>	> 2 mts	20	0.6 – 2mts	15	200 – 600mm	10	60 – 200mm	8	< 60mm					5	3
4a	<b>CONDICIÓN de las Discontinuidades o Juntas</b>	<b>Persistencia</b>	< 1m.	6	1 – 3m.	4	3 – 10m.	2	10 – 20m.	1	> 20m.				0	4a
4b		<b>Abertura</b>	Cerrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 – 1.0mm.	4	1 – 5mm.	1	> 5mm.				0	4b
4c		<b>Rugosidad</b>	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa, Ondulada	1	Suave, Espejo falla				0	4c
4d		<b>Relleno</b>	Limpia	6	Duro < 5mm.	4	Duro > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.				0	4d
4e		<b>Alteracion</b>	Sana	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta				0	4e
5	<b>AGUA SUBTERRÁNEA</b> Caudalx10m (L/min) Relacion Pw/Pt ESTADO	0	15	<10	10	<10 – 25>	7	<25 – 125>	4	> 125				0	5	
		0	15	<0 – 0.1>	10	<0.1 – 0.2>	7	<0.2 – 0.5>	4	> 0.5				0		
		Seco		Liq Húmedo		Humedo Mojado		Goteando		Fluyendo						
											<b>VALOR RMR (Suma de valoración 1 a 5)</b>					=
Clase de Macizo Rocoso		RMR		100 – 81		80 – 61		60 – 41		40 – 21		20 – 0				
		Descripción		<b>I MUY BUENA</b>		<b>II BUENA</b>		<b>III REGULAR</b>		<b>IV MALA</b>		<b>V MUY MALA</b>				
6	<b>Corrección ó Parámetro de Ajuste x Orientación de Discontinuidades ó Diaclasas TÚNELES Y MINERÍA (Rumbo y Buzamiento)</b>															
											<b>VALOR RMR (Corregido)</b>					=
CLASE DE MACIZO ROCOSO		RMR		100 – 81		80 – 61		60 – 41		40 – 21		20 – 0				
		Descripción		<b>I MUY BUENA</b>		<b>II BUENA</b>		<b>III REGULAR</b>		<b>IV MALA</b>		<b>V MUY MALA</b>				

**Figura 4:** Ficha de clasificación geomecánica según Bienawski, (1989).  
**Elaboración:** Plantilla EXCEL desarrollada por los autores.

## 2.4. Operacionalización de variables

Tabla 3.- Operacionalización de variables.

VARIABLE	TIPO DE VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADOR
Caracterización geomecánica del macizo rocoso	Independiente	Conjunto de caracteres de origen estructural (superficies de discontinuidad, fallas, diaclasas, pliegues, etc) que presenta el macizo rocoso, junto con sus características particulares e interrelaciones (Cruzado, 2017).	Estructuras en el macizo rocoso	Fallas
				Diaclasas
				Pliegues
				Discontinuidades
				Dominio Estructural
				Roca masiva
				Roca fracturada
				Roca muy fracturada
				Anisotrópicos
			RMR	Resistencia de la roca inalterada.
				$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)(0.1\lambda+1)}$
				RQD: $\lambda = N^{\circ}$ Disc/dist. (m)
				Espaciamiento entre diaclasas
				El estado de las diaclasas
				Condiciones del agua subterránea.
Q de Barton	$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) * \left(\frac{J_r}{J_a}\right) * (J_w/SRF)$			
	Tamaño de los bloques			
	Resistencia de la roca al corte entre bloques.			
		Influencia del estado tensional		
Método de explotación	Dependiente	Es el conjunto de las actividades socioeconómicas que se llevan a cabo para obtener recursos de una mina (un yacimiento de minerales) (Ferrer, 2015).	Geomecánica	Calidad muy mala, mala, regular, buena y muy buena
			Ventilación	Calidad de aire
				Velocidad del aire
		Sostenimiento	Resistencia del sostenimiento (MPa)	

Fuente: Elaboración propia.

## 2.5. Procedimiento

### – En el análisis de documentos:

- ✓ **Elaboración del instrumento:** se han analizado las diferentes clasificaciones geomecánicas de Hoek, Bienawski, Deere, etc. Y se las ha ordenado según su utilización, de ello se determinó utilizar la propuesta de Bienawski 89.
- ✓ **Procedimiento para análisis del instrumento:** se analizó los datos tomados en el campo, se los ha interpretado a través de tablas geomecánicas.

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

Se han seguido los pasos principales para elaborar el documento de investigación, a continuación, en la tabla 4 se muestra el procedimiento.

**Tabla 4.- Procedimiento para elaborar el documento de tesis.**

Pasos	Detalle
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 en estudio, 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.*

### – Para análisis de datos:

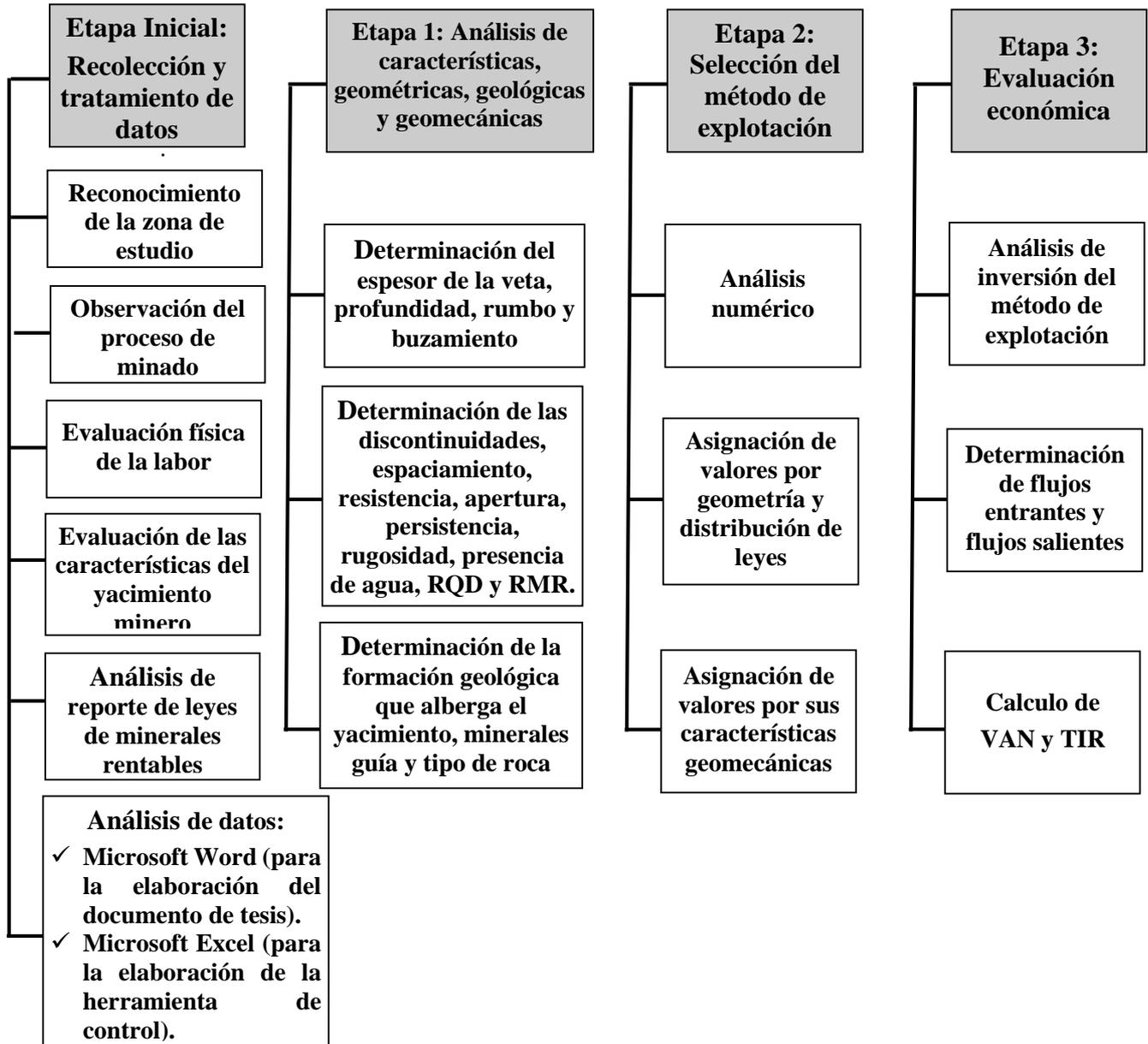
Se ha seguido los pasos principales para la evaluación de datos, tal como se presenta en la siguiente tabla.

**Tabla 5.- Procedimiento para analizar los datos.**

Pasos	Detalle
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.*

La investigación se ha realizado mediante la figura mostrada a continuación:



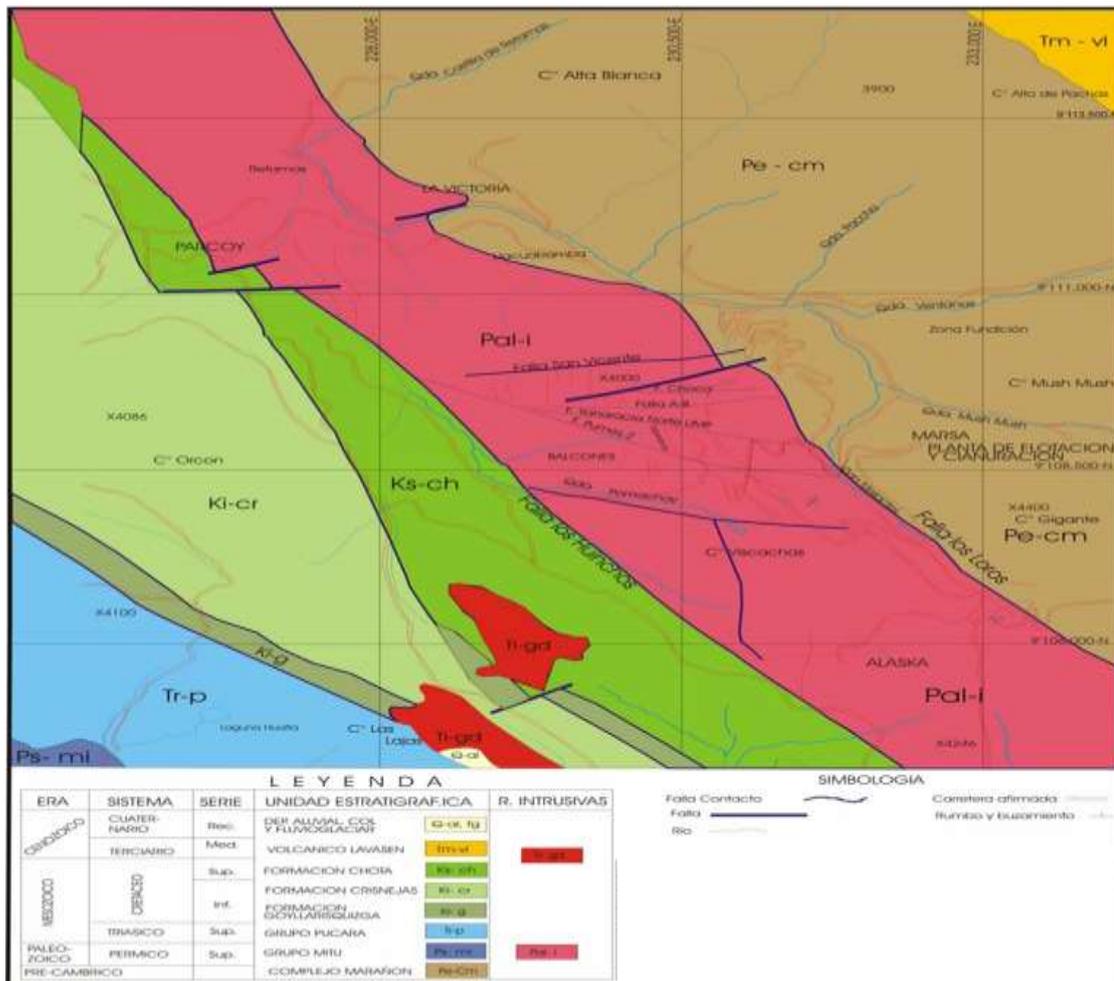
*Figura 5: Procedimiento metodológico de la investigación*

*Fuente: Elaboración propia.*

### CAPÍTULO III. RESULTADOS

#### 3.1. Análisis geomorfológico, geológico a nivel regional y local de la zona de estudio

**3.1.1 Geología regional.-** El área de mineralización de Oro de Parcoy, Bulibuyo y Gigante, se relaciona con la franja de macizos rocosos intrusivos conocidas como “Batolito de Pataz”, que intruyeron a las rocas filíticas y pizarras pertenecientes al complejo Marañón. En la zona de estudio, las vetas pertenecen a un sistema principal con orientación Norte Oeste – Sur Este, lo cual se ha formado como efecto de los rellenos del fluido mineralizante a lo largo de las fracturas vacías de discontinuidades y fallamientos de este sistema. El relleno ha mineralizado las estructuras con cuarzo, piritas, marmitas, arsenopiritas y galena; dentro de ellas también se encuentra oro nativo como se muestra en la figura 6.



*Figura 6: Plano geológico regional del yacimiento de la mediana empresa minera.*

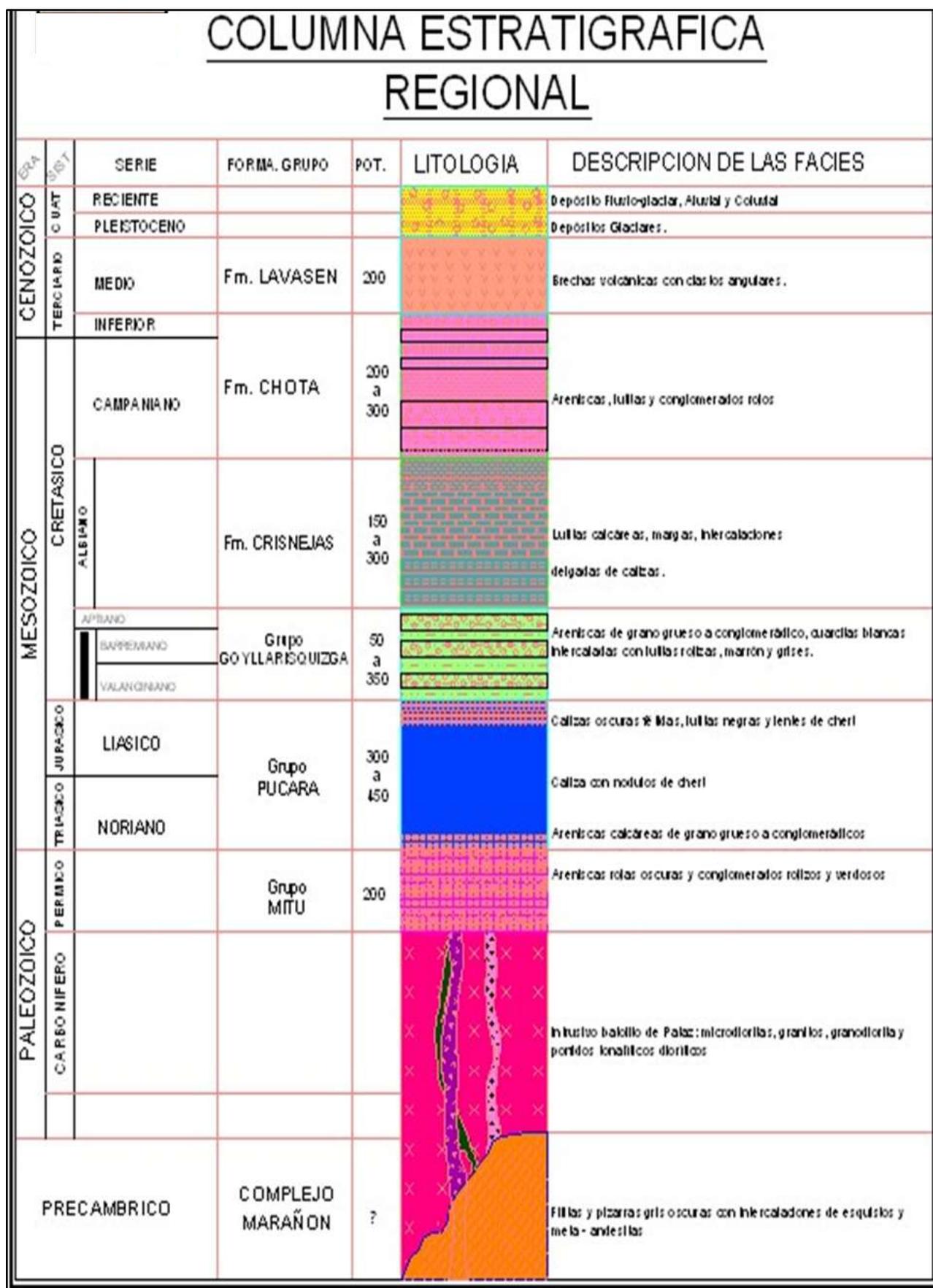


Figura 7: Plano Columna estratigráfica regional.

### 3.1.2. Geología local

La zona minera del Gigante, se conoce por la formación del complejo intrusivo Paleozoico, en donde predomina los minerales granodiorita y monzonitas presentes en el área Sur Este, y tonalita y diorita en el área Norte Este de la zona, esto abarca la sucesión de andesitas en estratos, y en la parte alta de la estructura intrusiva, en ella se encuentra el área fracturada, también se evidencia la presencia de zonas cizalladas regionalmente, con una longitud mayor a 3,000 metros, y se extiende hasta Parcoy y Balibuyo, dando origen a una falla anormal de dirección promedio  $27^{\circ}$  N, y el buzamiento varía desde  $30$  hasta  $60^{\circ}$  NorEste; dando origen a zonas débiles con discontinuidades de 20 a 50 metros, esta fue rellenada por sistema predominante de vetas y agrupaciones de vetillas secundarias con cuarzo, y después sufrieron fracturamiento y llenado con piritas auríferas oscuras, que se acompaña con bajas cantidades de arsenopirita, galena y marmatita. Se acumuló en cúmulos de 20 metros de longitud aproximada, con orientación discontinua y buzamiento variante.

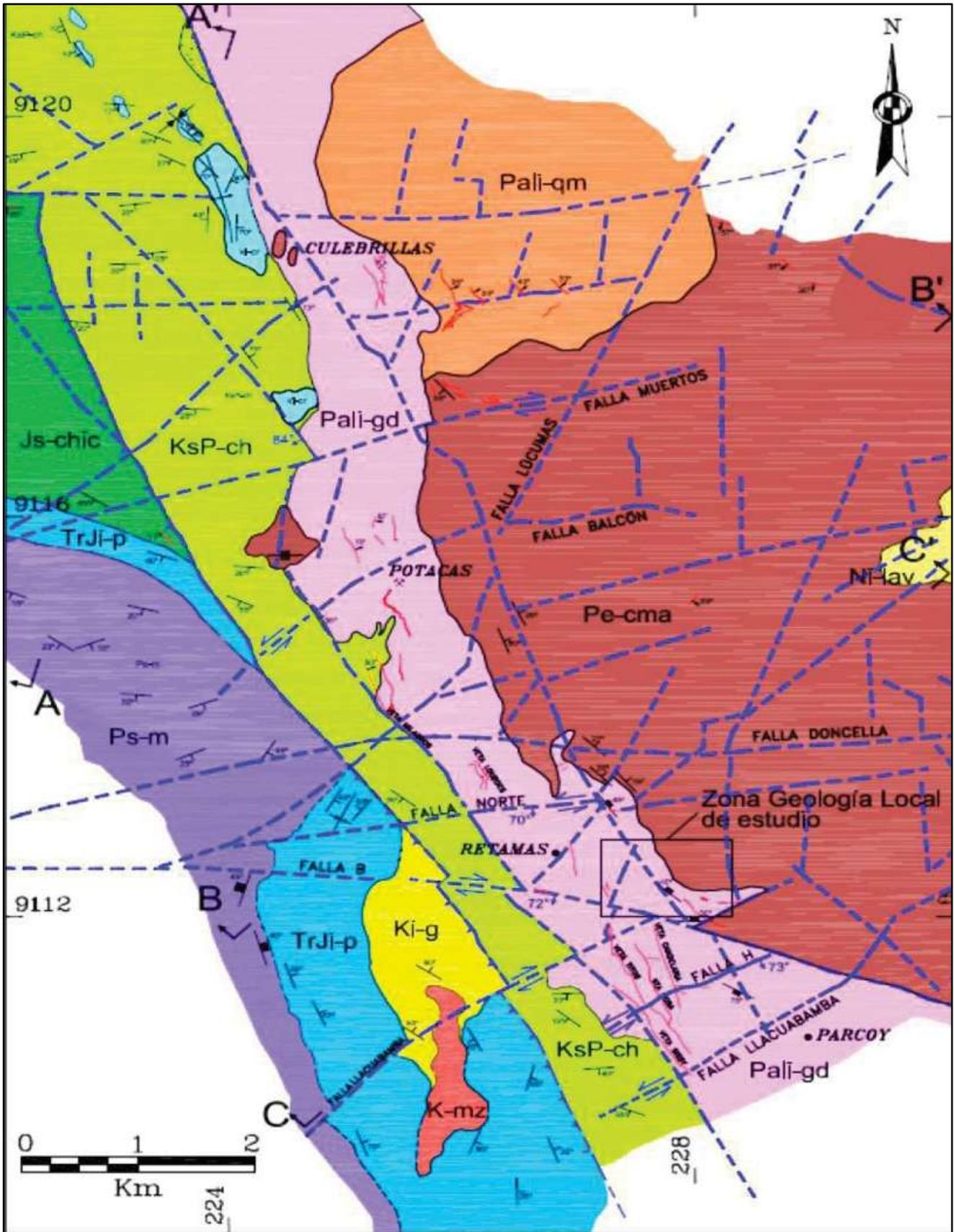
### 3.1.3. Geología estructural

De acuerdo a la estructura tectónica propuesto por Wilson y Reyes (1967), en el área de estudio se presentan 3 unidades tectónicas, la primera se representa por plegamientos, la segunda son unidades imbricadas y la tercera se forma por bloques en falla; la tercera unidad abarca a la zona de estudio. La unidad de bloque en falla se ha caracterizado por haberse alterado con movimientos predominantes en vertical en toda la estructura de falla, y presentan una orientación promedio de Norte Este a Sur Este. De todos los ejes de falla, sólo uno corresponde al complejo Marañón, en el cual es frecuente encontrar rocas del complejo Marañón en zona de contacto, y fueron falladas con la formación mesozoica. El desplazamiento vertical que se ha

producido por la presencia de fallas es en general muy considerado. Este fallamiento dio origen a un desnivel de 2,000 metros. Dentro de las estructuras generales del bloque se evidencia la predominancia del plegamiento ancho y abierto principalmente en los sedimentos mesozoicos y paleozoicos superiores, aunque el fallamiento regional ha producido un poco de desplazamiento en horizontal, pero el movimiento principal fue el vertical. Considerando algunos análisis y estudios de estructuras realizadas se determinó el movimiento de fallas, la cronología relativa de los grupos de fallamiento y su grado de relación con las etapas de orogenia, con ello se ha permitido determinar el modelamiento geométrico de estructuras comprendiendo el comportamiento estructural de los yacimientos y su implicancia para la explotación minera, caracterizado por la presencia de los sistemas en orden cronológico.

#### **3.1.4. Estructuras mineralizadas**

Se presenta en una serie de estructuras mineralizadas NW-SE, la diferencia está en el buzamiento de  $10^{\circ}$  a  $35^{\circ}$  NE, todas son el resultado de emplazamiento del sistema de fallas de cizalla como la veta Esperanza. La extensión horizontal e individual de las estructuras es desde algunas decenas a centenas de metros, las que se han controlado por fallas transversales sinextrales en gran parte de los casos, de actividades tanto pre-mineralización como post-mineralización. Las potencias son muy variables, desde centímetros a metros, formando las vetas tipo rosario, en otros casos ramificaciones de lazos, cimoides y ramificaciones tensionales. Las variaciones de dirección y buzamiento son el efecto de las fuerzas de tensión y de compresión que causan pliegues y fallas. Las alteraciones de las cajas consisten en una cloritización media a moderada, la silificación es más fuerte gradualmente hacia las estructuras mineralizadas y una moderada a fuerte seritización.



*Figura 8: Plano de la geología local del yacimiento de la mediana empresa minera.*

### 3.1.5. Sistema de Vetas

- ✓ **Sistema Este Oeste:** Fallamiento con orientación Este Oeste a Norte  $70^\circ$  E, con un buzamiento mayor a los  $60^\circ$  al Nor Oeste con movimientos normales y sinestrales (falla Cabana, Falla Torres, Falla Patrick, falla San Vicente y falla ventanas), es fallamiento después de la mineralización.
- ✓ **Sistema NorOeste-NorSur:** Como un evento posterior a los anteriores eventos, se ha tenido el sistema gravitacional con orientación Norte  $30^\circ$  Oeste a Norte Sur, con buzamiento mayor a  $70^\circ$  al Oeste, de movimiento inverso dextral (sistema Chilca y sistema Loros).

### 3.1.6. Veta Cabana:

Se está explorando en el corredor F nivel 2870, estructura mineralizada del Sistema Esperanza, ubicada al piso de la veta Esperanza de rumbo N  $10^\circ$  E a N-S y buzamiento de  $15^\circ$ - $35^\circ$  al NE. Con potencia variable de 0.50m a 0.9m. Mineralógicamente por cuarzo lechoso, pirita, poca esfalerita y ocasionalmente galena, esta veta se caracteriza por presencia de pequeños clavos económicos, con extensiones en el orden métrico (Ver Anexo 01). La veta se encuentra en granitos con alteración tipo hidrotermal: Silicificación, seritización (Cuarzo-Pirita-Sericita), cloritización y argilización, las cuales son pórfidos tonalíticos a granodioríticos.

### 3.1.7. Génesis del yacimiento

Los yacimientos de minerales en la zona de estudio, forman parte a la clasificación general de los yacimientos epigenéticos, conformados por el fluido hidrotermal. La mineralización que existe y las estructuras de los yacimientos indica la depositación a temperatura mayor a la moderada, que corresponde de acuerdo Lindgren a la clase Mesotermal con una temperatura variante de 200 a  $300^\circ$  C.

**3.1.8. Paragénesis y zoneamiento:** El yacimiento de minerales se ha originado primero en zonas cercanas de las cajas y después ha continuado hacia el punto central entendiéndose una sucesión paragenética.

**a. Fase de alteraciones hidrotermales:**

- ) Silicificación.
- ) Sericitización.
- ) Clorización: esta fase se asocia al oro libre, su grado y potencia de alteración pocas veces se relaciona con el espesor de vetas y disminuye gradualmente.

**b. Etapa de mineralización:**

**Mineralización Primaria.**

- Calcita.
- Cuarzo, con emplazamiento con continuidad a lo largo de la mayoría de depositación de metales.
- Pirita, Arsenopirita, Pirrotita, Calcopirita, Escalerita, Galena, Oro.

**Alteración y mineralización**

Estas estructuras mineralizadas se han emplazado en macizos intrusivos, en la zona filítica del complejo marañón y en la zona de contacto con el intrusivo. Las zonas han sido alteradas hidrotermalmente. Estas alteraciones se generan muy cerca de la depositación y no tiene mucho alcance. Sin embargo, en muchos casos se ha encontrado a 20 m de estructuras hacia fuera. En rocas de intrusión, las alteraciones se evidencian por la mineralización característica, como Sericita, calcita, cuarzo y clorita. En la zona filítica del complejo las alteraciones se han manifestado por fuertes silificaciones y piritizaciones. En la depositación analizada se ha generado alteración supérgena, dando origen a la mineralización secundaria que ocupa las zonas de oxidación de las vetas y vetillas. Esta área oxidada en gran parte de depósitos de oro presenta a escasa profundidad, logra

profundidades de 30 ó 40 m debajo del suelo. En la zona se presentan los minerales siguientes de acuerdo a su concentración: Limonita, Goethita, Novelita.

### **Alteración hipógena**

La silicificación es la alteración más común que presentan las cajas y ocurre entre los 500° C a 600°C. Es una alteración moderada a pervasiva de sílice dando rocas de gran dureza. Como minerales accesorios se reconoció a la pirita, arsenopirita en débiles diseminaciones, en halos decimétricos.

La seritización está caracterizada por la lixiviación del Na, Ca, Mg, Cl, K de las rocas con un reemplazamiento de los feldespatos, generándose la presencia de sericita. El ensamble reconocido en cuarzo-sericita-pirita-arsenopirita en débiles a moderadas diseminaciones de halos decimétricos ocurre entre los 400°C a 300° C aproximadamente. En esta zona se observa fuerte seritización, esta alteración tiene vital importancia porque está relacionada a la mineralización aurífera filoniana; es decir un control favorable p' los clavos mineralizados de oro.

La argilización es el producto de la alteración de los feldespatos sódicos y cálcicos y minerales máficos por procesos de lixiviación, formando el ensamble: caolinita-momorillonita-illita, que ocurre entre los 300° a 200° aprox, con halos decimétricos continuos a las vetas y fallas. En la zona no es muy favorable.

La propilitización es de baja temperatura entre 250° C a 180°C, se reconoce por un aspecto verdoso o presentan las cajas. El ensamble observado es: epidota-clorita-pirita y los minerales asociados son de baja temperatura. Se observó moderada propilitización en dimensiones decimétricos a métricas alterando ferromagnesianos.

### **Alteración y mineralización hidrotermal**

En todo el yacimiento se presenta una mineralización de minerales metálicos de Oro, Plata, Arsénico, Hierro, Plomo, Zinc, Cobre, Antimonio (Telurio-Wolframio - Bismuto), con estados de depositación mayor a dos en zonas ricas con presencia de sulfuros. La mineralización es poco compleja, según su ordenamiento de abundancia se obtiene, cuarzo gris/blanco – arsenopirita-pirita-galena-calcopirita; en esta mineralización los ensambles han sido las piritas, marmatitas y galenas que es en mayor concentración de Au.

Las alteraciones predominantes a lo largo de la mina es la seritización (Qz-Se-Py) que se presenta de manera continua, sin embargo, las alteraciones fólicas llegan a tener potencia de centímetros (Al-Si-Py-Cl),

### **3.1.9. Controles de mineralización**

#### **a. Controles Estructurales**

Las estructuras de fisiografía, se especifica que la estructura mineralizante del área de estudio poco notable en sus zonas de afloración. En general se presenta depresiones del terreno, en forma de trinchera, lo cual hace variar en muchos lugares la topografía. Esto es primordialmente porque los rellenos de las estructuras tienen dureza distinta a la de la roca caja, en este caso en específico a que los rellenos tienen mayor suavidad que la roca caja que es un intrusivo con alteraciones.

#### **b. Controles litológicos**

Los controles litológicos están conformados por los macizos rocosos intrusivos que es lo más favorable para el origen de estructura definida adecuadamente. Por ello se tiene que los yacimientos más viables se hallan en la zona crítica del batolito de Patay y Parcoy, y en los extremos y en la zona de

contacto con los batolitos (contacto de rocas fílicas), el yacimiento tiene valores bajos de oro, esto se ha observado en el extremo Sur Este del batolito de Parcoy. Avanzando al Sur en la zona de Tayabamba, las rocas cajas con predominancia son las fílicas. Es allí donde las leyes de oro son bajas, sin embargo, se aumenta las concentraciones de Cu. Estos datos se resumen en la tabla 6.

*Tabla 6.- Controles litológicos del Batolito de Pataz.*

<b>Estratigrafía</b>	<b>Minerales Metálicas</b>	<b>Minas</b>
<b>Litología</b>	<b>Característicos</b>	<b>Importantes</b>
<b>Batolito de Pataz</b>	Pirita Galena	La Lima
<b>Ademelita</b>	Esfarelita	San Francisco
<b>Granodiorita</b>	Tetraedrita	Suyubamba
<b>Tonalita</b>	Oro Nativo	
<b>Batolito de Parcoy</b>	Pirita Galena	Parcoy
<b>Granitos rojos</b>	Esfalerita	El gigante
<b>Granodiorita Diorita</b>	Chalcopyrita	Buldibuyo La estrella
	Magnetita	
<b>Rocas metamórficas y otros</b>	Chalcopyrita	Tomac
<b>Filitas del complejo</b>	Malaquita Covelita	
<b>Marañón</b>		

*Fuente: Elaboración propia.*

### c. Control Mineralógico

Los controles mineralógicos se afirma que el mineral de pirita es el que tiene predominancia en el área de trabajo, con alta concentración de Oro.

El mineral Cuarzo de características lechosas es recurrente como un mineral sin importancia, y no presenta ningún mineral rentable, en especial cuando su potencia varia de 2 a 5 metros, sin embargo, las vetas con poca potencia poseen valores altos de mineral. Además, existe áreas en forma de diques cuarzosos de

6 a 10 m. de espesor, y son estos los que presentan diseminación o estructuras angostas con mineralización metálica de Au y Cu.

Los controles estructurales regionales y del filón define que gran parte de ellos se relacionan con esfuerzos de compresión proveniente de la zona Este y sur, que han dado origen a fracturas de cizalla, en ellas se incluye gran parte de las vetas, en especial la de Parcoy y del Gigante que tiene un rumbo de Norte Sur – Sur Este.

Una agrupación reducida de vetas con rumbo cercano a Este y Sur, corresponde a discontinuidades de tipos tensionales. En resumen, se afirma que la zona con mineralización de mayor importancia son las discontinuidades de cizalla.

### **3.1.10. Mineralogía de la Veta Cabana R3**

Esta veta se caracteriza por la existencia de clavos económicos, con extensiones en el orden métrico.

Mineralógicamente constituida por cuarzo lechoso, pirita, poca esfalerita y ocasionalmente galena. Posee un espesor promedio de 0.50 m. Evidencia silicificación (por la presencia de cuarzo - pirita) y sericitización.

Estructura mineralizada se ubicada al piso de la veta Esperanza con 0° a 10° de azimuth y de 30° a 50° de buzamiento al Este, en el corredor H se intercepta con la Veta Esperanza.

Ubicación y relación de muestras para estudio de inclusiones fluidas Veta Cabana R3 (figura 9):

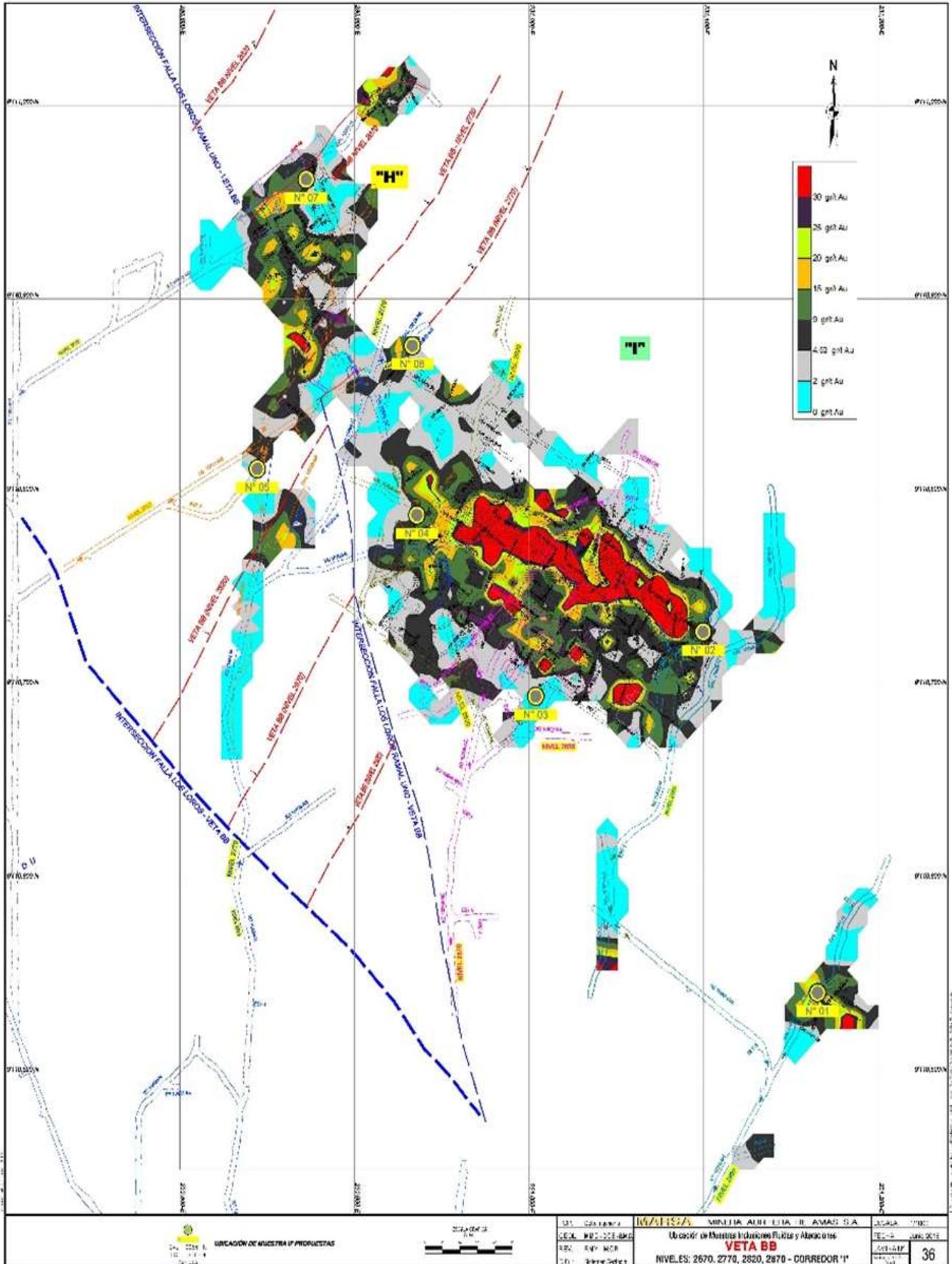


Figura 9: Ubicación de muestras de la veta Cabana 3E.

### 3.2. Características geomecánicas de la veta 3E

Se han realizado 3 estaciones geomecánicas en donde se ha medido el RMR.

#### 3.2.1. Rock Mass Rating

##### a) Impacto del Rock Quality Desing (RQD) para determinar el tipo de sostenimiento

Se ha podido hacer el análisis de Rock Quality Desing a través del conteo de la cantidad de fracturas en un área de 10 metros lineales, se ha considerado el estudio de Durán y Mantilla (2019).

Distancia promedio = 10.0 metros

Cantidad de fracturas = 19 fracturas

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)(0.1\lambda+1)} \quad \lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{\text{distancia (m)}}$$

Donde:

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

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

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

$$RQD = 100 * 0.7976$$

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

$$RQD = 79.76\%$$

El Rock Quality Desing se ha clasificado a través de la tabla 7 basada en el Rock Mass Rating.

*Tabla 7.- Determinación del RQD.*

ÍNDICE DE CALIDAD RQD (%)	CALIDAD DE LA ROCA	VALORACIÓN
100 – 90	Muy Buena	20
90 – 75	Buena	17
75 – 50	Regular	13
50 – 25	Mala	8
25 – 00	Muy Mala	3

*Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.*

**b) Espaciado entre las discontinuidades**

Las fracturas se han medido en los 10 metros lineales, pero no todas se hallaron paralelas, en algunos casos se encontraron fracturas perpendiculares, las fracturas se espaciaron de acuerdo a los datos mostrados en la tabla 8.

*Tabla 8.- Espaciado entre discontinuidades, Estación 01.*

<b>FRACTURA</b>	<b>ESPACIADO</b>	<b>ESPACIAMIENTO (cm)</b>
1 – 2	E1	16.18
2 – 3	E2	15.25
3 – 4	E3	21.10
4 – 5	E4	28.00
5 – 6	E5	22.30
6 – 7	E6	18.20
7 – 8	E7	28.75
8 – 9	E8	40.10
9 – 10	E9	43.60
10 – 11	E10	30.58
11 – 12	E11	26.00
12 – 13	E12	22.90
13 – 14	E13	28.70
14 – 15	E14	32.40
15 – 16	E15	30.00
16 – 17	E16	22.00
17 – 18	E17	18.50
18 – 19	E18	20.60
19 – 20	E19	31.50
20 – 21	E20	39.00
21 – 22	E21	42.20
22 – 23	E22	32.00
23 – 24	E23	35.00
24 – 25	E24	26.30
<b>PROMEDIO</b>		<b>27.80</b>

*Fuente: Elaboración propia.*

Como espaciamiento promedio de la primera estación geomecánica se obtuvo 27.80 centímetros.

*Tabla 9.- Espaciado entre discontinuidades, Estación 02.*

<b>FRACTURA</b>	<b>ESPACIADO</b>	<b>ESPACIAMIENTO (cm)</b>
1 – 2	E1	15.12
2 – 3	E2	36.90
3 – 4	E3	37.40
4 – 5	E4	23.50
5 – 6	E5	33.00
6 – 7	E6	37.45
7 – 8	E7	42.58
8 – 9	E8	40.10
9 – 10	E9	44.50
10 – 11	E10	38.10
11 – 12	E11	36.95
12 – 13	E12	21.50
13 – 14	E13	27.80
14 – 15	E14	12.70
15 – 16	E15	26.70
16 – 17	E16	31.50
17 – 18	E17	47.30
18 – 19	E18	23.60
19 – 20	E19	32.20
20 – 21	E20	50.17
21 – 22	E21	43.10
22 – 23	E22	38.40
23 – 24	E23	31.30
24 – 25	E24	30.20
25 – 26	E25	24.20
<b>PROMEDIO</b>		<b>30.05</b>

*Fuente: Elaboración propia.*

Como espaciado promedio de la segunda estación geomecánica se obtuvo 30.05 centímetros.

**Tabla 10.-** Espaciado entre discontinuidades, Estación 03.

<b>FRACTURA</b>	<b>ESPACIADO</b>	<b>ESPACIAMIENTO (cm)</b>
1 – 2	E1	13.20
2 – 3	E2	24.60
3 – 4	E3	25.80
4 – 5	E4	31.30
5 – 6	E5	28.70
6 – 7	E6	21.60
7 – 8	E7	28.10
8 – 9	E8	30.40
9 – 10	E9	32.60
10 – 11	E10	37.50
11 – 12	E11	28.60
12 – 13	E12	26.30
13 – 14	E13	21.40
14 – 15	E14	20.30
15 – 16	E15	27.40
16 – 17	E16	25.20
17 – 18	E17	23.30
<b>PROMEDIO</b>		<b>26.25</b>

*Fuente: Elaboración propia.*

Como espaciado promedio de la tercera estación geomecánica se obtuvo 26.25 centímetros.

**Tabla 11.-** Descripción del espaciado.

<b>Descripción del espaciado</b>	<b>Espacio de las juntas mm</b>	<b>Espacio de las juntas cm</b>	<b>Tipo de Macizo Rocoso</b>	<b>Valoración</b>
Extremadamente cerrada	< 20	< 2 cm		0
Muy cerrada	20 – 60	2 cm – 6 cm	Machacado	5
Cerrada, Juntas	60 – 200	6 cm – 20 cm	Fracturado	8
Moderada	200 – 600	20 cm – 60 cm	En bloques	10
Espaciado, Ancho, Separadas	600 – 2,000	60 cm – 2 m	Masivo	15
Muy espaciado	2,000 – 6,000	2 m – 6 m	Solido	18
Extremadamente espaciado	> 6,000	> 6 m		20

*Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.*

- **Condición de las discontinuidades**

Las fracturas presentan las siguientes condiciones:



*Figura 10: Condición de las discontinuidades.*

- Longitud de las discontinuidades

*Tabla 12.- Persistencia de las discontinuidades.*

FRACTURA	PERSISTENCIA (m)
1	
2	0.41
3	1.35
4	1.24
5	1.36
6	1.80
7	0.55
8	0.23
9	0.87
10	1.25
11	1.18
12	1.35
13	1.42
14	2.00
15	1.62
16	1.34
17	1.10
18	0.98
19	0.74
20	1.35
21	1.26
<b>PROMEDIO</b>	<b>1.16</b>

*Fuente: Elaboración propia.*

*Tabla 13.- Descripción de persistencia.*

Grado	Descripción de la persistencia	Longitud (m)	Valoración
1	Muy baja	< 1 m	6
2	Baja	1 – 3 m	4
3	Media	3 – 10 m	2
4	Alta	10 – 20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

*Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.*

- **Abertura: 1-5 mm**

*Tabla 14.- Apertura de fracturas.*

<b>FRACTURA</b>	<b>APERTURA (mm)</b>
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*

Con estos resultados, se ha clasificado la apertura en la tabla 15.

**Tabla 15.-** Apertura de las discontinuidades.

<b>Grado</b>	<b>Descripción de la Abertura</b>	<b>Separación de las Caras (mm)</b>	<b>Valoración</b>
1	Ninguna	0	6
2	Muy cerrada	< 0.1 mm	5
3	Cerrada	0.1 – 1.0 mm	4
4	Abierta	1.0 – 5.0 mm	1
5	Muy abierta	> 5.0 mm	0

*Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.*

- **Rugosidad: Ligeramente rugosas.**

Las fracturas se han clasificado de acuerdo a la tabla 16, que en gran parte se presentan ligeramente rugosas.

*Tabla 16.- Clasificación de la rugosidad.*

Grado	Descripción de la Rugosidad	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente Rugosa	3
4	Lisa, Ondulada	1
5	Plana (espejo de falla), suave	0

*Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.*

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

*Tabla 17.- Relleno de las discontinuidades.*

Grado	Descripción del relleno	Valoración
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5 mm	2
3	Duro > 5 mm	2
4	Duro < 5 mm	4
5	Ninguno	6

*Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.*

- **Alteración: Moderadamente alteradas**

*Tabla 18.- Meteorización de las discontinuidades.*

Grado	Termino	Descripción de la Meteorización o Alteración	Valoración
1	<b>Descompuesto Completamente Meteorizado</b>	Todo el material rocoso está descompuesto y/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.	0
2	<b>Muy alterada Altamente Meteorizado</b>	Más de mitad de la roca está descompuesta y/o desintegrado.	1
3	<b>Moderadamente alterada</b>	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.	3
4	<b>Ligeramente alterada ó Levemente Meteorizado</b>	Decoloración indica meteorización de la roca intacta y superficies de discontinuidad. La roca puede estar algo más débil externamente que en condición fresca.	5
5	<b>Fresco ó No alterada</b>	No hay señales visibles de meteorización. Si acaso una tenue decoloración en superficies de discontinuidades mas desarrolladas.	6

*Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.*

Con los datos de la tabla anteriores, se ha calculado el Rock Mass Rating, de acuerdo a los valores establecidos por Bienawski<sup>89</sup>, tal como se muestra en la Figura 10.

N°	PARÁMETRO	RANGO DE VALORES										VALORACIÓN						
1	Mpa a Kg/cm <sup>2</sup> ==> Aprox *10 Índice Resist Carga Puntual Is RESIST. COMP. UNIAXIAL UCS	> 10	15	10 - 04	12	04 - 02	7	02 - 01	4	-	2	-	1	< 1	0	1	50 - 25 Mpa	4
2	RQD (%)	100 - 90	20	90 - 75	17	75 - 50	13	50 - 25	8	< 25						2	75 - 90	17
3	ESPACIAMIENTO	> 2 mts	20	0.6 - 2mts	15	200 - 600mm	10	60 - 200mm	8	< 60mm						3	0.2 - 0.6 mts	10
4a	CONDICIÓN	Persistencia	< 1m.	6	1 - 3m.	4	3 - 10m.	2	10 - 20m.	1	> 20m.					4a	1 - 3m.	4
4b	de las	Abertura	Cerrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	> 5mm.					4b	0.1 - 1.0mm.	4
4c	Discontinuidades o Juntas	Rugosidad	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa, Ondulada	1	Suave, Espejo falla					4c	Lig. Rugosa	3
4d		Relleno	Limpia	6	Duro < 5mm.	4	Duro > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.					4d	Dura < 5mm.	4
4e	18	Alteración	Sana	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta					4e	Mod. Alterada	3
5	AGUA SUBTERRÁNEA	Caudal x 10m (L/min) Relacion Pw/Pt ESTADO	0	15	< 10	10	< 10 - 25	7	< 25 - 125	4	> 125					5	Mojado < 10-25	7
			0		< 0 - 0.1		< 0.1 - 0.2		< 0.2 - 0.5		> 0.5							
			Seco		Lig. Húmedo		Húmedo Mojado		Goteando		Fluyendo							
															VALOR RMR (Suma de valoración 1 a 5)		=	56
Clase de Macizo Rocoso		RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0						III					
		Descripción	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA						REGULAR					
6	Corrección ó Parámetro de Ajuste x Orientación de Discontinuidades ó Diaclasas										Rumbo Perpendicular al Eje/Dirección según Buzamiento 20°-45°	-2						
												TÚNELES Y MINERÍA (Rumbo y Buzamiento)		Favorable				
															VALOR RMR (Corregido)		=	54
CLASE DE MACIZO ROCOSO		RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0						III					
		Descripción	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA						REGULAR					

Figura 11: Cálculo del RMR según clasificación geomecánica de Bienawski, (1989).  
Elaboración: Plantilla EXCEL desarrollada por los autores.

Con los valores de la tabla 19, se determinó que el RMR es de calidad Regular ya que 56 se encuentra dentro de los valores 41 y 60.

Tabla 19.- Clasificación RMR para el macizo rocoso.

CLASE	CALIDAD	VALORACIÓN RMR	Cohesión Kg/cm <sup>2</sup>	Angulo de Rozamiento
I	Muy buena	100 - 81	> 4	> 45°
II	Buena	80 - 61	3 - 4	35° - 45°
III	Media, Regular	60 - 41	2 - 3	25° - 35°
IV	Mala, Pobre	40 - 21	1 - 2	15° - 25°
V	Muy mala, Muy pobre	< 20	< 1	< 15°

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.

### 3.3. Método de explotación en la Veta 3E

Se determina el método de minado según la caracterización geológica, geomecánicas y geométricas del yacimiento mediante el método cuantitativo de “Nicholas 1981”. Esta metodología determina un Rating de valores basados en cálculos adquiridas en diferentes empresas mineras alrededor del mundo y también se basó en el Método de Minado Seleccionado que es una fórmula desarrollada por Miller, Pakalnis y Paulin desarrollada en 1995. Como primera etapa se clasifica la geometría de los yacimientos y después la caracterización geotécnica del yacimiento en la cual se emplazan los minerales, tanto en la roca caja como en la veta. (Ver Anexo 03)

- **Geometría del yacimiento:**

Las vetas principales del sistema pertenecen al dominio estructural de rumbo N50°W. El yacimiento es de forma tabular.

- **Descripción del espesor del yacimiento:**

De manera general las vetas principales presentan potencias variables que varían desde 0.1m a 2.5m. Con estas potencias se ha considerado un yacimiento de baja potencia.

- **Descripción de la inclinación del yacimiento**

Las vetas tienen buzamientos menores a 55° al NW y buz mayor a 55° al SE. Según Nicholas (1981), se define como yacimientos de inclinación baja a intermedia.

- **Evaluación de la distribución de leyes en la mina.**

Se han encontrado diferentes concentraciones que varían en la zona de estudio, considerándose una distribución gradacional.

**Características Geomecánicas del Yacimiento:**

*Tabla 20.- Características geomecánica del yacimiento o de la zona.*

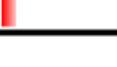
	<b>MINERAL</b>	<b>CAJA TECHO</b>	<b>CAJA PISO</b>
<b>Resistencia Roca intacta</b>	<b>90 Mpa</b> Competencia baja	<b>130 Mpa</b> Competencia baja	<b>120 Mpa</b> Competencia baja
<b>Numero de estructuras</b>	<b>Fracturado</b> 12 – 16 ff/m	<b>Poco Fracturado</b> 3 – 10 ff/m	<b>Poco Fracturado</b> 3 – 10 ff/m
<b>Condición de estructuras</b>	<b>Media</b> Presenta relleno suave	<b>Media</b> Presenta relleno suave	<b>Media</b> Presenta relleno suave

*Fuente: Elaboración propia*

*Tabla 21.- Factores de peso.*

<b>FACTORES</b>	<b>PESO</b>
Geometría yacimiento	<b>1.00</b>
Condiciones geomecánicas mineral	<b>0.75</b>
Condiciones geomecánicas pared colgante	<b>0.60</b>
Condiciones geomecánicas pared yacente	<b>0.38</b>

*Fuente: Nicholas (1981)*

Nro	METODO DE MINADO (Mining Method)	Yacimiento	Mineral	Pared Colgante	Pared Yacente	Puntaje	Nicholas	SELECCIÓN
1	Longwall Mining	14	8.25	5.4	3.42	31.07		✓
2	Square Set Stopping	11	8.25	4.8	3.8	27.85		!
3	Cut & Fill Stopping	11	6.75	4.8	3.8	26.35		!
4	Room & Pillar Mining	15	2.25	2.4	2.28	21.93		!
5	Shrinkage Stopping	7	3	5.4	2.66	18.06		!
6	Open pit mining	6	4.5	4.2	2.66	17.36		!
7	Block caving	-42	8.25	5.4	3.04	-25.31		✘
8	Top Slicing	-40	3.75	5.4	2.66	-28.19		✘
9	Sublevel Caving	-42	3	4.8	1.9	-32.3		✘
10	Sublevel Stopping	8	-35.25	-27.6	1.14	-53.71		✘

**Figura 12:** Valores obtenidos para los diferentes métodos de explotación  
**Elaboración:** Plantilla EXCEL desarrollada por los autores.

De acuerdo a la metodología de Nicholas, y usando la plantilla en Excel elaborada, se determina 03 alternativas de explotación, Long Wall Mining (31.07), Square Set (27.85) o Cut and Fill Stopping (26.35) o también es posible la fusión de 2 ó 3 metodologías de explotación según evaluación económica por rentabilidad. (Ver Anexo 05 y 06)

Para la Veta Cabana 3E se determina explotar mediante el método Long Wall Mining ya que tiene la máxima puntuación de 31.07 (figura 11) según el desarrollo del método cuantitativo de “Nicholas 1981”. (Ver Anexo 07 al 16)

### 3.4. Análisis de Costos

Una vez seleccionado los métodos de explotación óptimos según el algoritmo de Nicholas; analizaremos a nivel de costos operativos unitarios, entre dos de los tres métodos recomendados en este caso evaluaremos Long Wall y Corte & Relleno Ascendente. Se ha desestimado el 2do método recomendado (Square Set Stopping), debido a la baja productividad que tiene, ya que se requiere gran consumo de materiales en especial de madera el cual alcanza de 0.03 a 0.045 m<sup>3</sup>/ton de material, y por las propias dificultades que genera el transportar estos materiales de fortificación y relleno, además que se está en peligro constante de incendio. (Llanque & Navarro 1999)

Para ello definiremos primeros los parámetros de diseño para estos dos métodos, características del mineral y del desmonte, así como la forma de trabajo de la mediana empresa minera de La Libertad, con ello obtendremos el tonelaje por disparo, así como la producción mensual. A partir calcularemos los costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado para cada método de explotación.

**Tabla 22.- Datos de labor y producción de los métodos de explotación elegidos.**

Concepto	Simbolo	Formula	Und Med	Corte & Relleno	Long Wall
<b>Producción : Labor</b>					
Ancho corte	Ac		metro	1.65	1.65
Altura de minado	H		metro	2.00	1.60
Longitud de corte	Lc		metro	1.50	5.00
Peso específico	PEmin		TM/m <sup>3</sup>	3.20	3.20
Factor de esponjamiento	FEmin		---	1.75	1.75
Nro guardias/día	Gua_dia		und	2.00	2.00
Nro guardias/disparo	Gua_disp		und	1.25	2.70
Nro días al mes a trabajar	Dia_mes		und	30.00	30.00
Factor corrección geométrica	FCG		0.65-0.97	0.95	0.95
<b>Volumen roto mineral x corte</b>	Vol_Cor	= Ac × h × Lc × FCG	<b>m<sup>3</sup></b>	<b>4.70</b>	<b>12.54</b>
<b>Ton de corte (RitmoPromedio)</b>	Ton_Cor	= Vol_Cor × Pemin	<b>TM</b>	<b>15.05</b>	<b>40.13</b>
<b>Tonelaje mensual</b>	TMmes	= TonCor × CorGua × Guadia × DiaMes	<b>TM</b>	<b>722.30</b>	<b>891.73</b>

*Fuente: Elaboración propia*

**Tabla 23.-** Análisis de costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado de los métodos de explotación elegidos; perforación y voladura.

Concepto	Simbolo	Formula	Und Med	Corte & Relleno	Long Wall
<b>Operaciones unitarias del ciclo de minado</b>					
<b>Perforación y voladura</b>					
Perforadora		Tipo		Jack Leg	Jack Leg
		Marca		RNP	RNP
		Modelo		S- 250	S- 250
		Longitud Barreno		<5-6> pies	<5-6> pies
		Brocas		∅ <36-38> mm	∅ <36-38> mm
		Eficiencia		95%	95%
Perforación		Longitud de barreno	metro	2.0	2.0
		Diam (∅) del taladro	mm	38	38
		N° de taladros/ corte	und	<b>18</b>	48
		Longitud de perforación / taladro	metro	1.84	1.84
		Longitud de avance / taladro	metro	<b>1.75</b>	<b>1.75</b>
Voladura		Carmex de 8" (2.10 m) /corte	und	18	52
		Mecha rápida de ignición Z-18 /corte	metro	8	15
		Explosivo Semexa al 65%, 7/8"x7"/corte	Kg	6.8	14.58
		Explosivo Exadit al 45%, 7/8"x7"/corte	Kg	1.52	3.65
		Cantidad total explosivo por corte	Kg	<b>8.32</b>	<b>18.23</b>
<b>Factor de potencia</b>	FP	= TotalExplos/Ton_Cor	Kg/TM	<b>0.5529</b>	<b>0.4543</b>
<b>Kilogramos por taladro</b>	Tal_expl	= TotalExplos/NroTal	Kg/Tal	<b>0.4622</b>	<b>0.3798</b>
Costo de perforación y voladura por corte	$COST_{PerVol}$		\$	<b>69.37</b>	<b>138.15</b>
<b>Costo operativo de perforación y voladura</b>	$CUO_{PerVol}$	= $COST_{PerVol}/Ton\_Cor$	\$/TM	<b>4.61</b>	<b>3.44</b>

*Fuente: Elaboración propia*

**Tabla 24.-** Análisis de costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado de los métodos de explotación elegidos; limpieza y acarreo, sostenimiento, relleno

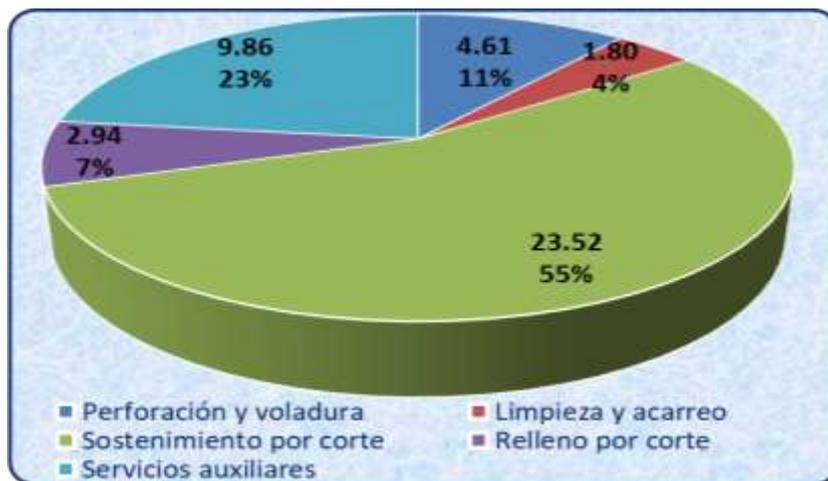
Concepto	Simbolo	Formula	Und Med	Corte & Relleno	Long Wall
<b>Operaciones unitarias del ciclo de minado</b>					
<b>Limpieza y acarreo</b>					
<b>Características de la actividad x c/ método de explotación</b>					
				La limpieza de mineral se realiza con doble manipulación de carga: manual y con Winche eléctrico de 15 HP hasta la tolva.	Winche eléctrico de 15 HP, rastra de 42" p' el arrastre de mineral, la capacidad de rastra a usar es de 8 pies cúbicos, cable de acero de 3/8" y poleas nro 8.
Capacidad de rastra (winche)	Cap <sub>Equi</sub>		m <sup>3</sup>	0.25	0.25
Rendimiento de limpieza promedio	Rend <sub>Equi</sub>		m <sup>3</sup> /hr	2.40	3.50
Costo limpieza con winche /hr	Cost_Hor		\$/hr	7.88	7.88
Volumen a limpiar por corte	Vol <sub>Limp</sub>	= Vol_Cor × FE <sub>min</sub>	m <sup>3</sup>	<b>8.2294</b>	<b>21.9450</b>
Tiempo de limpieza por corte	Tiem <sub>Limp</sub>	= Vol <sub>Limp</sub> / Rend <sub>Equi</sub>	Hr	<b>3.4289</b>	<b>6.2700</b>
Costo de limpieza/corte	COST <sub>Limp</sub>		\$	<b>27.02</b>	<b>49.41</b>
Costo operativo de limpieza	CUO <sub>Limp</sub>	= COST <sub>Limp</sub> /Ton_Cor	\$/TM	<b>1.80</b>	<b>1.23</b>
<b>Sostenimiento</b>					
<b>Características de la actividad x c/ método de explotación</b>					
				Tipo de sostenimiento con cuadros y cuadros cojos según avance el corte.	Con puntales y cabezal de Jackpot, redondos con diám 8" y Jackpots de 220mm de diámetro.
Cantidad de cuadros / corte			Und	1.75	
Costo de cuadro			\$	202.26	
Cantidad de puntales / corte			Und		8.00
Costo de puntal (\$)			\$		48.79
Cantidad wood pack / corte			und		0.25
Costo de wood pack (\$)			\$		43.07
Costo de sostenimiento / corte	COST <sub>Sost</sub>		\$	<b>353.95</b>	<b>401.12</b>
Costo operativo sostenimiento	CUO <sub>Sost</sub>	= COST <sub>Sost</sub> /Ton_Cor	\$/TM	<b>23.52</b>	<b>10.00</b>
<b>Relleno</b>					
<b>Características de la actividad x c/ método de explotación</b>					
				Relleno hidráulico que es una mezcla de relleno y agua. Esta mezcla es transportada a presión a través de tuberías y por gravedad.	Con Relleno hidráulico que es una mezcla de relleno y agua. Esta mezcla es transportada a presión a través de tuberías y por gravedad.
Costo de relleno /m <sup>3</sup>	Cost <sub>Rel</sub>		\$/m <sup>3</sup>	9.40	9.40
Volumen por corte	Vol		m <sup>3</sup>	<b>4.7025</b>	<b>12.54</b>
Costo operativo de relleno /corte	COST <sub>OpRe</sub>	= Cost <sub>Rel</sub> × Vol	\$	<b>44.20</b>	<b>117.88</b>
Costo operativo de relleno	CUO <sub>Rel</sub>	= COST <sub>Rel</sub> /Ton_Cor	\$/TM	<b>2.94</b>	<b>2.94</b>

Fuente: Elaboración propia

*Tabla 25.- Resumen de costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado de los métodos de explotación elegidos.*

Costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado	Corte & Relleno Ascendente		Long Wall	
	C.U.O.	( %)	C.U.O.	( %)
Perforación y voladura	4.61	10.8%	3.44	15.0%
Limpieza y acarreo	1.80	4.2%	1.23	5.4%
Sostenimiento /Corte	23.52	55.0%	10.00	43.7%
Relleno /corte	2.94	6.9%	2.94	12.8%
Servicios auxiliares	<b>30%</b> 9.86	23.1%	5.28	23.1%
<b>COSTO TOTAL / CORTE (USD\$)</b>	<b>42.73</b>	100.0%	<b>22.89</b>	100.0%

*Fuente: Elaboración propia*



*Figura 13: Resumen costos operativos: Corte & Relleno.*



*Figura 14: Resumen costos operativos: Long Wall.*

### 3.5. Análisis de Dilución

En el costo unitario de producción de mineral, la dilución es uno de los factores determinantes, influye directamente en el costo de limpieza, transporte, tratamiento metalúrgico. Para este cálculo, hicimos una simulación de la explotación de un tajo, teniendo como resultado la tabla 26, en cual la dilución para el método Long Wall llega a ser 15.86% frente a los 33.12% que se obtuvo con Corte Relleno Ascendente.

**Tabla 26.-** Desarrollo del cálculo de dilución de los métodos de explotación elegidos.

Concepto	Símbolo	Formula	Und Med	Corte & Relleno	Long Wall
<b>DILUCIÓN</b>					
<b>DATOS DEL LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO</b>					
Altura de Minado	H		metro	2.00	1.60
Área Horizontal	Ah		m <sup>2</sup>	620.00	620.00
Inclinación del Tajo (Buzamiento)	Buz		°	18.00	18.00
Rumas Esponjadas	RUMesp		m <sup>3</sup>	107.92	129.20
Potencia de Veta	Pv		metro	1.22	1.22
Ley de Mineral	Ley		gr	8.00	8.00
<b>DATOS TECNICOS DE LA LABOR</b>					
Peso específico mineral	PEmin		TM/m <sup>3</sup>	3.20	3.20
Peso específico desmonte	PEdes		TM/m <sup>3</sup>	2.85	2.85
Factor esponjamiento	Mineral	FEmin		1.75	1.75
	Desmonte	FEdes		1.85	1.85
	Rumas	FERum		1.80	1.80
<b>CÁLCULO DE ÁREAS Y VOLÚMENES</b>					
Área de minado	Amin	= Ah x Cos(Buz°)	m <sup>2</sup>	<b>589.66</b>	<b>589.66</b>
Volumen de minado	Vmin	= Amin x h	m <sup>3</sup>	<b>1,179.32</b>	<b>943.46</b>
Volumen de mineral roto	Vminrot	= Amin x Pv	m <sup>3</sup>	<b>719.39</b>	<b>719.39</b>
Volumen de desmonte roto	Vdesrot	= Vmin - Vminrot	m <sup>3</sup>	<b>459.93</b>	<b>224.07</b>
<b>BALANCE VOLUMETRICO</b>					
Vol. desmonte controlado (rumas netas)	RUMnet	= RUMesp / FERum	m <sup>3</sup>	<b>59.96</b>	<b>71.78</b>
Volumen extraído a planta	VolPlan	= Vmin - RUMnet	m <sup>3</sup>	<b>1,119.36</b>	<b>871.68</b>
Volumen diluido	VolDil	= Vdesrot - RUMnet	m <sup>3</sup>	<b>399.97</b>	<b>152.29</b>
<b>BALANCE DE TONELAJE</b>					
Ton métricas mineral	TMmin	= Vminrot * PEmin	TM	<b>2,302.05</b>	<b>2,302.05</b>
Ton métricas desmonte controlado	TMruma	= RUMnet * PEdes	TM	<b>170.89</b>	<b>204.57</b>
Ton métricas de desmonte	TMdes	= Vdesrot * PEdes	TM	<b>1,310.80</b>	<b>638.60</b>
Ton métricas de dilución	TMdil	= TMdes - TMruma	TM	<b>1,139.91</b>	<b>434.03</b>
<b>DILUCION PORCENTUAL</b>	<b>% Dil =</b>	$\frac{TMdil}{(TMmin + TMdil)}$	<b>%</b>	<b>33.12%</b>	<b>15.86%</b>

*Fuente: Elaboración propia*

### Evaluación Económica

Tal como muestra la tabla 28, se evidencia el análisis económico de la puesta en marcha del método de minado, adicionalmente se evidencia el monto de inversión de 205,000 dólares, los flujos entrantes que son 2'716,527.6 dólares anuales generados por la venta del mineral al precio base de 1,500 dólares la onza, los demás parámetros considerados para estructurar el flujo de caja lo presentamos en la tabla 27, sobre los flujos salientes o egresos estos son 2'563,457.1 dólares anuales.

En la tabla 29 también se muestran los indicadores económicos como VAN, TIR, relación B/C y periodo de recuperación lo que fortalece la decisión del método de explotación a usar.

**Tabla 27.-** Parámetros a considerar para estructurar el flujo de caja del método de explotación elegido.

<b>Duración del Proyecto</b>	5	Años
<b>Precio de Comercialización</b>	1,500.00	USD/onz
	48.23	USD/gr
<b>Maquila, Penalidad, Flete, etc</b>	190.00	USD/TM
<b>Ley de Mineral</b>	8.00	gr/TM
	0.26	onz/TM
<b>Recuperación Metalúrgica</b>	70.0%	
<b>Recuperación Fundición y Refinación</b>	94.0%	
<b>Depreciación Anual</b>	20.0%	
<b>Impuesto a la Renta IR</b>	30.0%	
<b>Costo de Oportunidad de la Empresa (COOK)</b>	15.0%	

*Fuente: Elaboración propia*

**Tabla 28.- Desarrollo del flujo de caja del método de explotación elegido.**

<b>AÑO</b>	<b>0</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>
<b>Winche</b>	18,000.00					
<b>Carritos mineros (02 und)</b>	7,000.00					
<b>Volquete</b>	60,000.00					
<b>Retroexcavadora</b>	50,000.00					
<b>Construcción de Accesos</b>	45,000.00					
<b>Elaboración del plan de explotación</b>	5,000.00					
<b>Valor Residual</b>						<b>36,000.00</b>
<b>Capital de Trabajo</b>	20,000.00					
<b>Inversión Total</b>	<b>205,000.00</b>	<b>0.0</b>	<b>0.0</b>	<b>0.0</b>	<b>0.0</b>	<b>36,000.0</b>
<b>Ingresos</b>		<b>2,716,527.6</b>	2,716,527.6	2,716,527.6	2,716,527.6	2,716,527.6
<b>TOTAL INGRESOS</b>	<b>0.00</b>	<b>2,716,527.6</b>	<b>2,716,527.6</b>	<b>2,716,527.6</b>	<b>2,716,527.6</b>	<b>2,716,527.6</b>
<b>Costo Operacional</b>		<b>244,973.4</b>	244,973.4	244,973.4	244,973.4	244,973.4
<b>Gastos Administrativos</b>		<b>183,730.1</b>	183,730.1	183,730.1	183,730.1	183,730.1
<b>Gastos Comercialización</b> Maquila, Penalidad, Flete		<b>2,033,152.0</b>	2,033,152.0	2,033,152.0	2,033,152.0	2,033,152.0
<b>Gastos Financieros</b>			0.0	0.0	0.0	0.0
<b>Depreciación</b>		<b>36,000.0</b>	36,000.0	36,000.0	36,000.0	36,000.0
<b>Utilidad Antes de Impuesto</b>		<b>218,672.1</b>	<b>218,672.1</b>	<b>218,672.1</b>	<b>218,672.1</b>	<b>254,672.1</b>
<b>Impuesto</b>		65,601.6	65,601.6	65,601.6	65,601.6	76,401.6
<b>Utilidad Después de Impuesto</b>		<b>153,070.5</b>	<b>153,070.5</b>	<b>153,070.5</b>	<b>153,070.5</b>	<b>178,270.5</b>
<b>Depreciación</b>		36,000.0	36,000.0	36,000.0	36,000.0	36,000.0
<b>Flujo Caja Total</b>	<b>-205,000.0</b>	<b>189,070.5</b>	<b>189,070.5</b>	<b>189,070.5</b>	<b>189,070.5</b>	<b>214,270.5</b>

*Fuente: Elaboración propia*

*Tabla 29.- Análisis económico del método de explotación elegido.*

AÑO	0	1	2	3	4	5
<b>INGRESOS</b>	0.00	2,716,527.6	2,716,527.6	2,716,527.6	2,716,527.6	2,716,527.6
<b>EGRESOS</b>	205,000.00	2,563,457.1	2,563,457.1	2,563,457.1	2,563,457.1	2,574,257.1
<b>Flujo Caja Total</b>	<b>-205,000.0</b>	<b>189,070.5</b>	<b>189,070.5</b>	<b>189,070.5</b>	<b>189,070.5</b>	<b>214,270.5</b>
<b>Valor Presente (VP)</b>	-205,000.0	164,409.1	142,964.5	124,316.9	108,101.7	106,530.3
<b>Valor Presente Acumulado</b>	<b>-205,000.0</b>	<b>-40,590.9</b>	<b>102,373.6</b>	<b>226,690.5</b>	<b>334,792.2</b>	<b>441,322.5</b>

$$\text{VAN} = 441,322.50$$

$$\text{TIR} = 88.84\%$$

$$\text{B / C} = 1.034$$

$$\text{PRI} = \frac{1.284}{1 \text{ Año} + 3 \text{ Meses} + 12 \text{ Días}}$$

*Fuente: Elaboración propia*

## CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

### Discusión

Según la evaluación geomecánica realizada el macizo rocoso basado en el RMR de Bieniawski-1989, fue en promedio  $RMR = 56$ , siendo una roca de calidad Regular, con una resistencia entre 1 y 2 MPa, con  $RQD=78\%$ , el espaciado promedio fue de 29.7 cm, la persistencia está entre 3 y 10 metros, la abertura entre 1 y 5 mm, las discontinuidades fueron ligeramente rugosas, con relleno de cuarzo mayor a 5 mm moderadamente alteradas, finalmente las discontinuidades se encontraron húmedas. Lo cual concuerda con el estudio de Córdova (2014), en su investigación titulada: Caracterización geomecánica en la mina subterránea Condestable, buscó propuestas de mejora para la problemática en geomecánica que se encontró en esta mina, para ello utilizó la clasificación de Bieniawski 89, el fluido de andesitas es de calidad buena con un RMR de 63, la zona dacítica con andesitas tiene calidad regular con 58 de RMR, el tufo magmático es de calidad buena con 55 de RMR, y las brechas hidrotermales son de calidad regular con 49 de RMR. Por ello, como conclusión se determinó un RMR de calidad regular a buena. Además, ha concluido que el tiempo es un importante factor que impacta en el comportamiento del macizo rocoso alrededor de las labores. Hoy en día, la galería es estable porque aún no ha colapsado, pero a medida que avanza se producen inestabilidades importantes en zonas locales, según pase el tiempo la meteorización del macizo rocoso, las consecuencias de las vibraciones generadas por la voladura y la presencia de agua, pueden tener asentamiento progresivo de inestabilidad local hasta generarse un problema mayor si es que no se toman medidas recomendadas. Esta investigación realizó la caracterización del macizo rocoso y en promedio es regular con

promedio de 50 RMR según Bieniawski 89, contrariamente al antecedente de Córdova en esta tesis también se propone el método de explotación por taladros largos a diferencia del antecedente que solamente se ha identificado la calidad del macizo rocoso y se sugiere ampliar más estudios para luego determinar un método de minado.

Asimismo, Torovero (2018), en su investigación para optar por el grado de magister en geotecnia, analizó el nivel 05 de la mina Paredones, se ha determinado que las labores mineras tiene susceptibilidad a variaciones tensionales, desplazamientos de las fallas y fracturas, que afectan la estabilidad de las labores subterráneas; para este problema se ha elegido la mejor propuesta 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.

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

## **Conclusiones**

La veta Cabana 3E está emplazada en el “Batolito de Pataz”, que han sufrido posterior fracturamiento y relleno con pirita oscura aurífera, acompañado por cantidades menores de arseno-pirita, marmatita y galena, con potencia variable de 0.50 m a 0.9 m. La geomorfología está limitada por el predominio de pliegues anchos y abiertos en los sedimentos del Paleozoico Superior y Mesozoico.

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.

Se determinaron 03 alternativas de explotación, Long Wall Mining (31.07), Square Set (27.85) o Cut and Fill Stoping (26.35) o también es posible la fusión de 2 ó 3 metodologías de explotación según evaluación económica por rentabilidad. Para la Veta Cabana 3E se determina explotar mediante el método Long Wall Mining.

El costo operativo o directo del método de explotación es de 22.89 USDS/TM, además de ello en el mismo análisis realizado este método de explotación presenta una dilución de 15.86%.

La implementación del método de explotación, presenta un monto de inversión de 205,000.00 dólares, el flujo saliente anual es de 2'563,457.1 dólares, el flujo entrante es de 2'716,527.6 dólares.

Al final se calculó que el VAN es 441,322.5 dólares el TIR es de 88.84%, la relación B/C es 1.034 y con un tiempo de recuperación de la inversión de 01 año 03 meses y 12 días aproximadamente.

## REFERENCIAS

- Aguilar, L., & Izquierdo, L. (2016). *Caracterización de la mineralogía en la veta murciélagos para determinar el método de explotación en la Mina Paredones, provincia de San Pablo, región Cajamarca. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas*. Cajamarca, Perú: Universidad Privada del Norte. Obtenido de: <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/10904>
- Belloso, J. & Cardenas, A. (2019). *Propuesta del método de minado en función a las características geomecánicas en la veta colorada, Cajamarca - Hualgayoc 2019. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas*. Cajamarca, Perú: Universidad Privada del Norte. Obtenido de: <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/23921>
- Bieniawski, Z. T. (1989). Evaluation of the deformation modulus of rock masses using RMR. (Septima Ed). USA. Obtenido de: <https://www.scribd.com/document/363996588/Z-T-Bieniawski-1989-pdf>
- Bustamante, A. (2013). Geomecánica Aplicada en la Prevención de Pérdidas por Caída de Rocas Mina Huanzalá-Cía. Minera Santa Luisa S.A. *Tesis de Maestría*, 133. Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería. Obtenido de [http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/591/1/bustamante\\_ma.pdf](http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/591/1/bustamante_ma.pdf)
- Cabello, N. (2008). *Selección del método de explotación para la veta Piedad en la Mina Catalina Huanca, Ayacucho. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas*. Lima, Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Obtenido de: <https://cybertesis.unmsm.edu.pe/handle/20.500.12672/2144>
- Caña, M. (2018). Guía Metodológica para Evaluación de la Estabilidad Física de Instalaciones. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso. Santiago - Chile. Obtenido de: <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2019/06/GUIA-METODOLOGICA.pdf>
- Cartaya Pire, M. (2006). Caracterización Geomecánica de Macizos Rocosos en obras subterráneas de la región oriental del País. Minería y Geología, CUBA. Obtenido de <http://www.redalyc.org/pdf/2235/223517652004.pdf>
- Chura, W (2016). Caracterización geomecánica del macizo rocoso y su aplicación en el diseño de sostenimiento en labores de desarrollo de la unidad económica

- administrativa Ana María – La Rinconada. (*tesis de pregrado*). Puno, Peru: Universidad Nacional del Altiplano.. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4489>
- Crespo, J. (2013). Elección del Sistema de Explotación del Bloque R-Norte de la veta Santa Ana, Distrito Minero Zaruma-Portovelo. (*tesis de pregrado*). Portovelo, Ecuador: Escuela Superior Politecnica del litoral. Obtenido de <http://www.dspace.espol.edu.ec/xmlui/handle/123456789/6101>
- Córdova, N. (2014). Geomecánica en el Minado Subterráneo Caso Mina Condestable. Tesis para Obtener el Grado de Ingeniero de Minas, 107. Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería. Obtenido de: [cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/](http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/)
- Duran, R. & Mantilla, J. (2019). *Determinación del método de explotación para vetas angostas, en la concesión Minera San Luis, Provincia San Pablo, Cajamarca. Cajamarca. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas.* Cajamarca, Perú: Universidad Privada del Norte. Obtenido de: <https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/24269/Dur%C3%A1n%20hac%C3%B3n%20Ram%C3%B3n%20Baudelio%20-%20Mantilla%20Calder%C3%B3n%20Javier.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Figuroa, R. (2015). *Diseño Del Sistema De Limpieza Para Mejorar La Producción En La Compañía San Nicolas - Unidad Colorada Año 2014. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas.* Huaraz, Perú. Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo. Obtenido de: <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/2026>
- Guerrero, C. (2019). *Geomecánica para la selección del método de explotación de la veta almiranta de la compañía Minera Quiruvilca S.A. – 2017. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas.* Huaraz, Perú. Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo. Obtenido de: <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/2027>
- Hernández Sampieri, R. et al. (2014). Metodología de la investigación. 6ta edición. México D.F. McGraw Hill Education. Obtenido de: [https://periodicooficial.jalisco.gob.mx/sites/periodicooficial.jalisco.gob.mx/files/metodologia\\_de\\_la\\_investigacion\\_-\\_roberto\\_hernandez\\_sampieri.pdf](https://periodicooficial.jalisco.gob.mx/sites/periodicooficial.jalisco.gob.mx/files/metodologia_de_la_investigacion_-_roberto_hernandez_sampieri.pdf)

- Huayta, C. (2015). *Selección y análisis del método de explotación para el minado del manto intermedio en la U.M. Pachapaqui -CIA. Minera ICM Pachapaqui S.A.C. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas*. Ayacucho, Perú: Universidad Nacional San Cristobal de Huamanga. Obtenido de: <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/990>
- Hudson, J. (1989). *Rock mechanics principles in engineering practice*. Butterworths. Ciria. London.
- Jimenez, M & Montoya, D. (2013). *Sector Esmeraldero Colombiano; Factores que afectan su Competitividad Internacional. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Licenciado en Negocios Internacionales*. Medellin, Colombia: Universidad Pontofoca Bolivariana. Obtenido de: <https://repository.upb.edu.co/bitstream/handle/20.500.11912/2401/SECTOR%20ESMERALDERO%20COLOMBIANO.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Llanque, O. & Navarro, V. (1999). *Explotación Subterránea, método y casos prácticos*, (Primera Ed). Universidad Nacional del Altiplano. Puno-Perú. Obtenido de: <https://www.academia.edu/44164862/EXPLOTACION%20SUBTERRANEA%20Y%20CASOS%20PRACTICOS%20OSCAR%20LLANQUE%20M%20AQUERA%20C>
- Miller-Tait L., Panalkis R., & Poulin R. (1995). UBC mining method selection. In *Proceeding of the Mine Planning and Equipment Selection Symposium*. Calgary, Canada (pp. 163– 168).
- Miranda, D. (2018). *Categorización de la información geomecánica para las etapas de ingeniería de factibilidad y de detalles de un proyecto minero subterráneo. Tesina de sustentación de Diplomado*. Santiago, Chile: Centro Geotecnico Internacional. Obtenido de: <https://www.centrogeotecnico.com/blog-geotecnia-geomecanica/tesina-categorizacion-de-la-informacion-geomecanica-para-las-etapas-de-ingenieria-de-factibilidad-y-de-detalles-de-un-proyecto-minero-subterraneo-por-panel-caving-daniel-ignacio-miranda-soto.html>
- Muriel, J. (2019). *Aplicación del método de explotación Long Wall en la veta Cabana 3H, nivel 2770, Minera Aurífera Retamas S.A. Patate La Libertad - 2016. (Tesis de pregrado)*. Cuzco, Perú: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Obtenido de: <https://renati.sunedu.gob.pe/handle/sunedu/2690779>

- Nicholas, D.E., 1981, "Method Selection—A Numerical Approach," Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines, Chap. 4, D. Stewart, ed., SME-AIME, New York, pp. 39–53.
- 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>.
- Seminario de Marzi, L. (2017). Actualización de la Tasa Social de Social de Descuento. Ministerio de Economía y Finanzas. Perú. Obtenido de: [https://www.mef.gob.pe/contenidos/inv\\_publica/docs/parametros\\_evaluacion\\_social/Tasa\\_Social\\_Descuento.pdf](https://www.mef.gob.pe/contenidos/inv_publica/docs/parametros_evaluacion_social/Tasa_Social_Descuento.pdf)
- Serpa, L. & Colmenares, J. (2004). Optimización de la unidad de carga.
- Wilson, J. & Reyes, L. (1967). Geología de los Cuadrángulos de Mollebamba, Taya bamba, Huaylas, Pomabamba, Carhuaz y Huari. Boletín N°16, Servicio de Geología y Minería- Lima. Perú. Obtenido de: <https://repositorio.ingemmet.gob.pe/handle/20.500.12544/133>
- Toroverero, F. (2018). Relación Geotécnica y Litomorfoestructural del Túnel de la Mina Paredones Nivel 5 San Pablo - Cajamarca. *Tesis de Maestría*. Cajamarca, Perú: Universidad Nacional de Cajamarca. Obtenido de <https://repositorio.unc.edu.pe/handle/UNC/2270>
- Wilson, J. & Reyes, L. (1967). Geología de los Cuadrángulos de Mollebamba, Taya bamba, Huaylas, Pomabamba, Carhuaz y Huari. Boletín N°16, Servicio de Geología y Minería- Lima. Perú. Obtenido de: <https://repositorio.ingemmet.gob.pe/handle/20.500.12544/133>
- Zenteno, N. (2017). Explotación de la veta prometida mediante el método de corte y relleno ascendente selectivo Unidad Minera Santa Filomena Empresa Minera Sotrami S.A.. Tesis Profesional para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas. Arequipa, Perú: Universidad Nacional San Agustín de Arequipa. Obtenido de: <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/2969d>

# ANEXOS

**Anexo N° 01:** Sistema de discontinuidades estructuras menores (sistema de diaclasas).  
Dirección de buzamiento / buzamiento

<b>Dominio Estructural</b>	<b>Sistema 1</b>	<b>Sistema 2</b>	<b>Sistema 3</b>	<b>Sistema 4</b>
Veta AA	157/76	260/69	22/80	
Veta BB	278/71	239/60	43/85	239/69
Veta CABANA	160/81	255/78	198/79	57/29
Veta CACHACO	265/81	245/64	201/74	235/25
Veta DANIELA	156/86	242/61	68/18	207/68
Veta ESPERANZA	74/83	257/57		
Veta SHAKIRA	28/53	209/82	102/16	
Veta VALERIA	152/79	242/86	87/6	
COMPOSITO	156/78	257/77	71/16	203/73

**Fuente:** Departamento de Geomecánica de Mediana Minera de Pataz.

Anexo N° 02: Selección del método de minado según técnica de David E. Nicholas (1981)

## SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO SEGUN TECNICA DE DAVID E. NICHOLAS (1981)

### Distribucion Geometrica del Deposito y/o Yacimiento

1	<b>Geometria del Yacimiento</b> (General shape/width)	Laminar-Tabular	Dos dimensiones son muchas veces el espesor, que no suele superar los 325 pies (100 m) las dimensiones varían en distancias cortas.
2	<b>Espesor ó POTENCIA del Mineral</b> (Ore thicknees)	Angosto ; Narrow	< 30ft ó 10m
3	<b>Manteo, Inclinación ó Hundimiento</b> (Plunge)	Horizontal-Plana ; Flat	< 20°
4	<b>Profundidad desde la Superficie</b> (Depth below surface)	Profundo ; Depth ; (> 800 m)	
5	<b>Grado Distribución de Leyes</b> (Grade distribution)	Gradacional	Los valores tienen características zonales, y los grados pueden cambiar gradualmente de una a otra.

	Características Geomecánicas	MINERAL (Ore Zone)		Pared Colgante (Hanging Wall)		Pared Pendiente (Foot Wall)	
		UCS (Mpa)	Densidad (Ton/m <sup>3</sup> )	UCS (Mpa)	Densidad (Ton/m <sup>3</sup> )	UCS (Mpa)	Densidad (Ton/m <sup>3</sup> )
		90	3.2	130	2.4	120	2.4
	<b>Resistencia de la Matriz Rocoza (UCS/Sv)</b>	1.79	3.45	3.19			
1	<b>Competencia Macizo</b> (Rock Substance Strength)	Baja ; Weak ; (UCS/Sv < 8)	Baja ; Weak ; (UCS/Sv < 8)	Baja ; Weak ; (UCS/Sv < 8)			
2	<b>Espaciamiento Fracturas</b> (Fracture Spacing)	Fracturado; Close(RQD: 20_40; 10_16 ffl/m; 3_1)	Poco Fracturado; wide(RQD: 40_70; 3_10 ffl/m)	Poco Fracturado; wide(RQD: 40_70; 3_10 ffl/m)			
3	<b>Resistencia, Condicion Estructuras</b> (Fracture Shear Strength)	Mediana, Media ; Moderate ; Competente	Mediana, Media ; Moderate ; Competente	Mediana, Media ; Moderate ; Competente			

*Fuente: Plantilla EXCEL desarrollada por los autores.*

Anexo N° 03: Parámetros cuantitativos del Método de Minado según Técnica de David E. Nicholas (1981); para la zona del mineral.

## Geometría y Distribución de Leyes

Métodos de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral				Inclinación			Distribución de leyes		
	M	T	I	E	I	P	MP	T	IT	IN	U	D	E
Cielo abierto	3	2	3	-49	-0	2	4	3	2	4	4	2	0
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	-0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subniveles	2	2	1	1	2	4	3	2	4	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Tajo largo	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	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
Fajas descendentes	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Entibación con marcos	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

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

## Geomecánica - Zona 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 de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Tajeo largo	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
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
Fajas descendentes	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Entibación con marcos	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Resistencia de las rocas : P = Pequeña    M = Media    A = Alta  
 Espaciamiento entre fracturas : MP = Muy pequeño    P = Pequeño    G = Grande    MG = Muy grande  
 Resistencia de las discontinuidades : P = Pequeña    M = Media    G = Grande

Anexo N° 04: Parámetros cuantitativos del Método de Minado según Técnica de David E. Nicholas (1981); para la zona de las cajas.

### Geomecánica - Caja Techo

Métodos 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 de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Tajeo largo	4	2	0	4	4	3	0	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
Fajas descendentes	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Entibación con marcos	5	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Resistencia de las rocas : P = Pequeña M = Media A = Alta  
 Espaciamiento entre facturas : MP = Muy pequeño P = Pequeño G = Grande MG = Muy grande  
 Resistencia de las discontinuidades : P = Pequeña M = Media G = Grande

### Geomecánica - Caja Piso

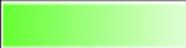
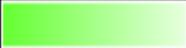
Métodos de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Cámaras por subniveles	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Tajo largo	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
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
Fajas descendentes	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Entibación con marcos	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Resistencia de las rocas : P = Pequeña M = Media A = Alta  
 Espaciamiento entre facturas : MP = Muy pequeño P = Pequeño G = Grande MG = Muy grande  
 Resistencia de las discontinuidades : P = Pequeña M = Media G = Grande

FACTORES	PESO
Geometría yacimiento	1.00
Condiciones geomecánicas mineral	0.75
Condiciones geomecánicas pared colgante	0.60
Condiciones geomecánicas pared yacente	0.38

Anexo N° 05: Resultados de la selección del mejor método de explotación de minado.

### RESULTADOS DE LA SELECCION DEL MEJOR METODO DE EXPLOTACION DE MINADO

METODO DE MINADO (Mining Method)	Puntaje	Nicholas	SELECCIÓN	ORDEN
Open Pit Mining	17.36			6
Block Caving	-25.31			7
Sublevel Stoping (SLS)	-53.71			10
Sublevel Caving (SLC)	-32.3			9
<b>Longwall Mining</b>	<b>31.07</b>			<b>1</b>
Room & Pillar Mining	21.93			4
Shrinkage Stoping	18.06			5
Cut & Fill Stoping	26.35			3
Top Slicing	-28.19			8
Square Set Stoping	27.85			2

El Mejor METODO DE EXPLOTACION MINERA p' este Tipo de Yacimiento es:

**LONGWALL MINING**

Fuente: Plantilla EXCEL desarrollada por los autores.

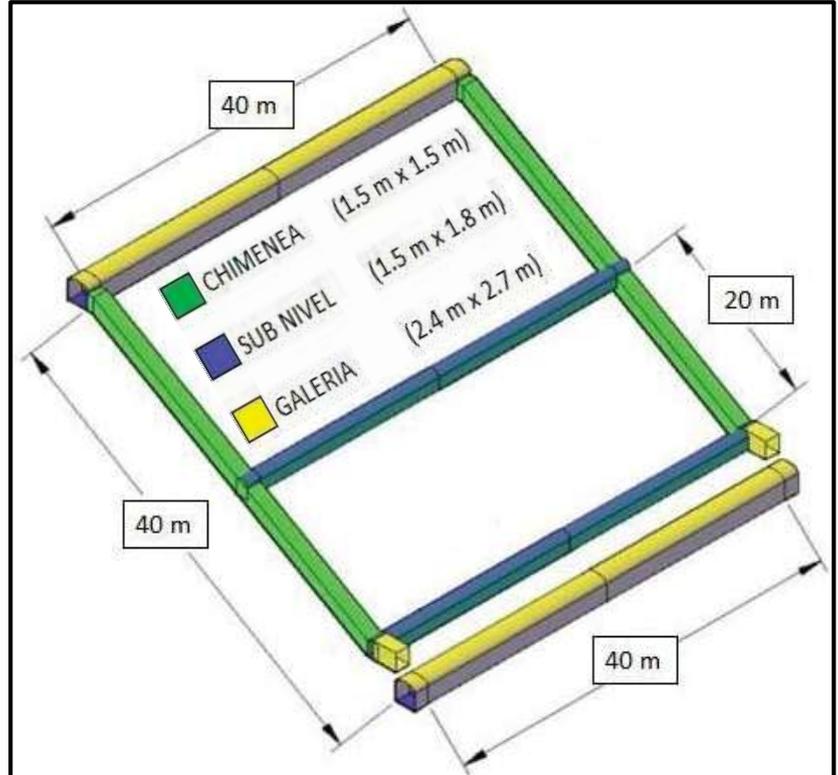
LEYENDA	
	Método Elegido
	Método Alternativo
	Método Descartado

Anexo N° 06:

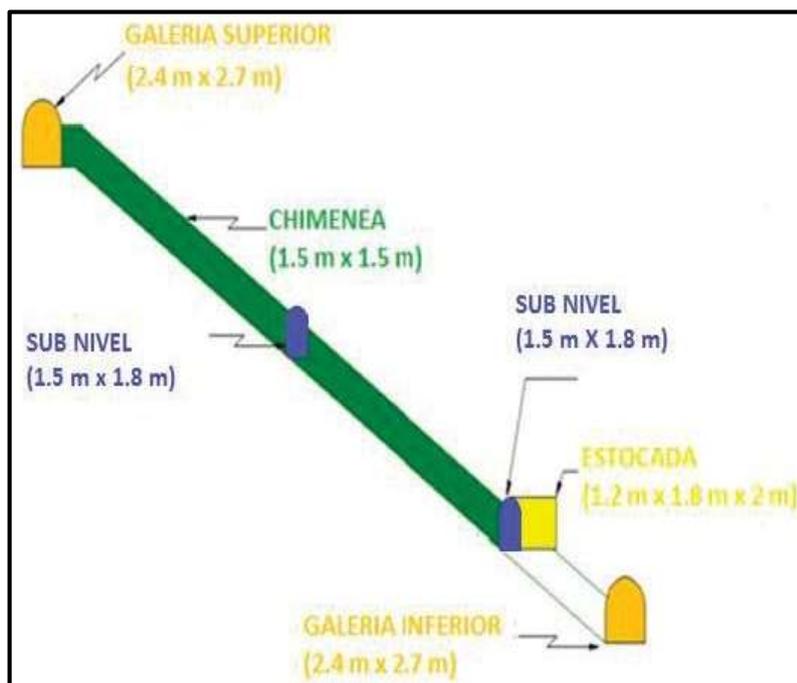
INDICACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA Y POR TIPO DE LABOR				
RMR	CLASE	TIPO DE ROCA	LABORES DE AVANCE	LABORES DE EXPLOTACIÓN
71-80	BUENA "A"	II-A	Sin sostenimiento	Sin sostenimiento
61-70	BUENA "B"	II-B	Sostenimiento puntual	<b>Tajo convencional:</b> Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg puntualmente. <b>Tajo mecanizado:</b> Perno de fricción de 5 pies puntualmente
51-60	REGULAR "A"	III-A	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m. En intersecciones usar Pernos de 7 pies. <b>En Subnivel o Chimenea,</b> sin sostenimiento. <b>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m:</b> Colocar pernos de roca sistemáticos de 8 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m (Ocasionalmente malla electro-soldada). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	<b>Tajo convencional:</b> Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados a 1.5 m x 1.5 m. <b>Tajo mecanizado:</b> Perno de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m.
41-50	REGULAR "B"	III-B	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.0 m a 1.2 m; más malla electro-soldada en corona (ocasionalmente malla electro-soldada hasta el gradiente). En intersecciones usar Pernos de 8 pies. <b>En Subnivel o Chimenea,</b> Split set de 4 pies y/o Puntal en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados a 1.50 m. <b>Labores ≥ o iguales a 4.0 m x 4.0 m:</b> Perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada. Reforzar con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg (según evaluación geomecánica). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	<b>Tajo convencional:</b> Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados de 1.2 a 1.4 m tanto en el eje vertical como horizontal. <b>Tajo mecanizado:</b> Colocar perno de fricción de 5 pies, espaciados a 1.0 m a 1.2 m; más malla electro-soldada en corona.
31-40	MALA "A"	IV-A	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Perno de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m más malla electro-soldada. Reforzar con shotcrete de 2 pulgadas de espesor (según evaluación geomecánica). En intersecciones usar Pernos de 7 pies. <b>En Subniveles, Chimeneas o Galerías,</b> cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.40 m a 1.50 m, con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección espaciar de 1.0 m a 1.2 m. <b>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m:</b> Colocar perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada reforzado con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg, previamente lanzar una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 Kg de fibra/m <sup>3</sup> . En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	<b>Tajo convencional:</b> Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro espaciados de 1.4 a 1.6 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. <b>Tajo mecanizado:</b> Colocar pernos de fricción de 5 pies, espaciados de 1.0 m a 1.2 m más malla electro-soldada, opcionalmente shotcrete de 2 pulg de espesor.
21-30	MALA "B"	IV-B	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.5 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulg en hastiales espaciadas a 20 cm, topear y encribar. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.8 m a 1.0 m. <b>En Subniveles, Chimeneas o Galerías,</b> cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.6 m a 0.8 m. <b>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m:</b> Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.3 m con planchas acanaladas topeados con bolsas de detritus o encribado. En intersecciones espaciar de 0.8 m a 1.0 m.	<b>Tajo convencional:</b> Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. <b>Tajo mecanizado:</b> Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.6 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante.
0-20	MUY MALA	V	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulg en hastiales espaciadas a 20 cm. Topear y encribar. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m <sup>3</sup> o marchavantes con guardacabeza. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m. <b>En Subniveles o Chimeneas,</b> cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m <sup>3</sup> y/o marchavantes. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m. <b>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m:</b> Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas topeados con bolsas de detritus o encribado. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m <sup>3</sup> y/o marchavantes con guardacabeza. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.	<b>Tajo convencional:</b> Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciado de 0.8 a 1.0 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. <b>Tajo mecanizado:</b> Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciado de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente colocar marchavantes.
<b>Observación.</b> El espaciamiento de cuadros o cimbras está referido a la luz entre postes.				

**Anexo N° 07:** Parámetros del Método de explotación; corte y relleno ascendente  
convencional

De usar este método a nivel de diseño de minas se plantearía minar los blocks de mineral delimitados por los diferentes niveles, desde el nivel inferior, para ello hay que tener una galería de acceso y vías para el transporte del mineral. Echaderos de mineral de 1.50 m x 1.50 m y cuando se requiera echaderos de 2.40 m de ancho x 1.50 m de altura (buzón- camino, doble compartimiento). Además de una cámara para el winche, ubicada en la caja techo o en una estocada



al lado de la chimenea echadero y a la altura del sub nivel base.

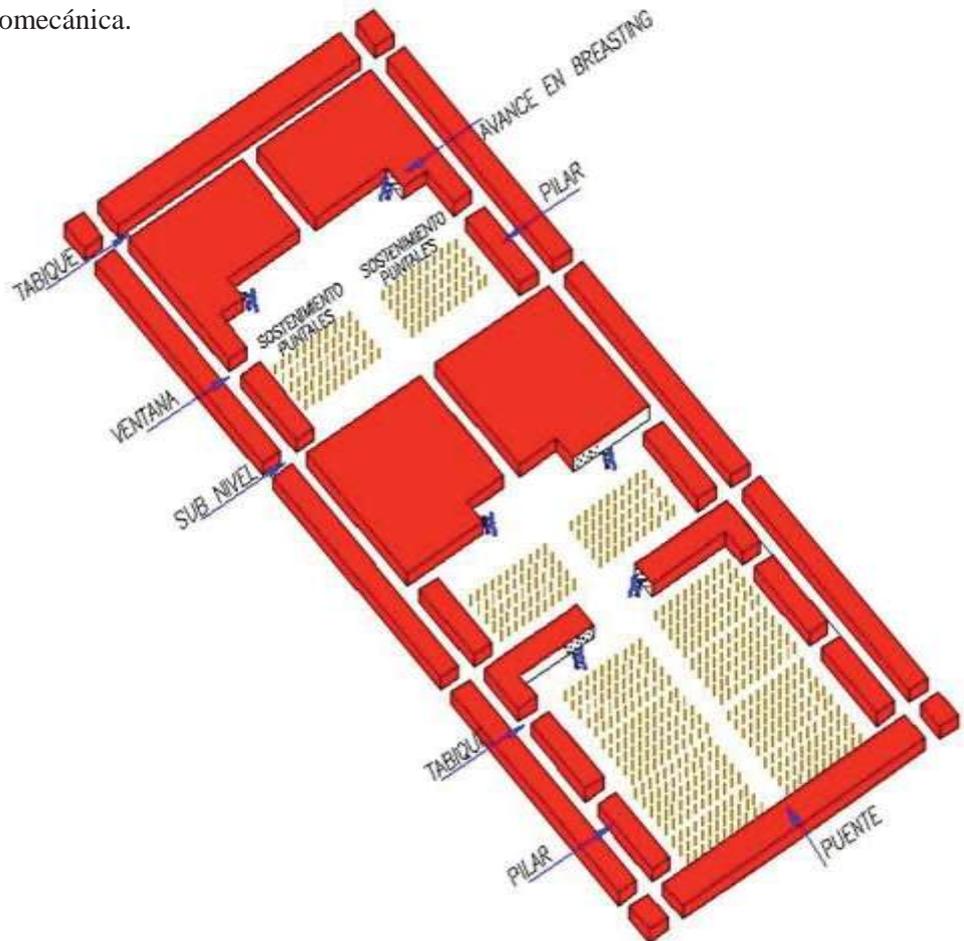


Cuando se tengan vetas con buzamiento menores a 45°, realizar un sub nivel intermedio. El puente entre la galería y subnivel base será de acuerdo a evaluación geomecánica. Los Paneles o blocks a explotar serán de 40 m x 40 m para vetas sub horizontales y de 40 m x 60 m en vetas con un buzamiento mayor a 35°.

### Anexo N° 08: Proceso productivo del método de explotación corte y relleno ascendente convencional

El ciclo operativo se dará de la siguiente manera:

- ✓ El avance será ascendente en dirección del buzamiento de la veta, para vetas regulares.
- ✓ El avance será en breasting en dirección del rumbo de la veta, iniciándose los cortes de 2 maneras:  
A partir de la cámara (chimenea) intermedia para vetas sub horizontales muy irregulares o tipo rosario. A partir de la chimenea Ore Pass para vetas regulares y semi verticales.
- ✓ Equipo de limpieza: winches de 15 HP y rastras de 1.07 m de ancho
- ✓ En el canal de rastrillaje se realizará sostenimiento con cuadros espaciados entre sí con una luz de poste a poste mínimo de 1.40 m y de cuadro a cuadro de acuerdo a evaluación geomecánica.
- ✓ Dejar pilares laterales a la chimenea con dimensiones 3 m x 3 m como mínimo de acuerdo a recomendación geomecánica.
- ✓ En caso se realicen más de 1 corte y la veta sea sub vertical se procederá a sostener con sobre cuadros.
- ✓ Sacar ventanas hacia la chimenea de extracción cada vez que se vaya a variar el canal de rastrillaje.
- ✓ Rellenar el tajo cuando el área explotada haya alcanzado 4 cortes como máximo o antes por evaluación geomecánica.



### Anexo N° 09: Parámetros del Método de explotación; Long Wall

Para la aplicación del método de explotación en mención se requiere desarrollar labores de desarrollo, preparación y de extracción.

#### PREPARACIÓN DEL BLOCK

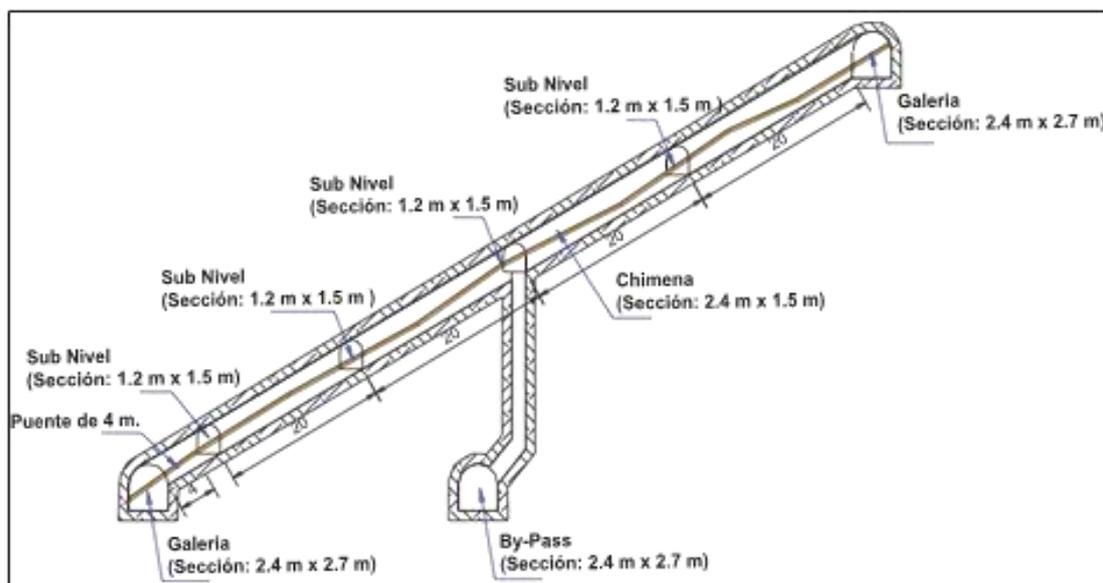
**GALERÍAS:** Se abren dos galerías (nivel inferior y superior) para definir el panel de 80 metros de frente ambas son desarrolladas en con sección 2.40 m. x 2.70 m. labores que avanzan a lo largo de la estructura mineralizada, y luego sirve para el transporte del mineral (galería inferior) y transporte de materiales (galería superior) y ambas para ventilación.

**CHIMENEAS:** En mineral. Se prepara las chimeneas con dirección al buzamiento y en veta de forma ascendente con sección 2.40 m x 1.50 m (una de desarrollo y otra de exploración), distantes entre ellas 40 m. luego se ejecuta la chimenea intermedia con sección de 1.50 m. x 1.50 m. para dividir el block en dos partes y servirá de cara libre, a partir de éste iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel.

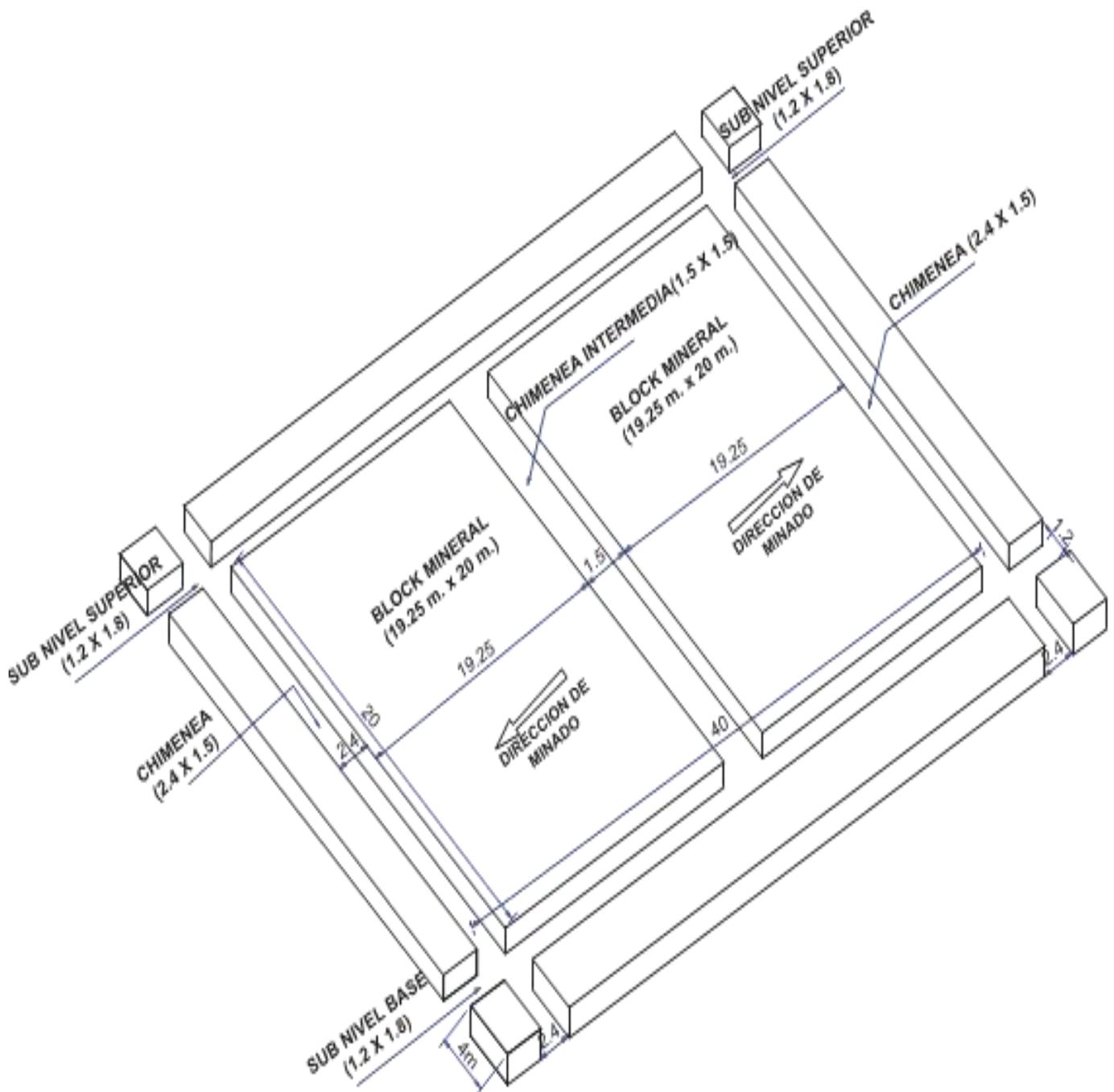
**SUBNIVELES:** Se desarrolla cuatro subniveles de sección 1.20 m. x 1.80 m. El primer subnivel base se desarrolla encima de la galería inferior dejando un puente de 4 m. y una corrida de 20.0 m.

**BY-PASS:** Labor horizontal con sección 2.40 m. x 2.70 m., que se desarrolla paralela a la veta, y que luego servirá para acceso al siguiente corredor de mineral, ya que la galería inferior se perderá al recuperar los puentes.

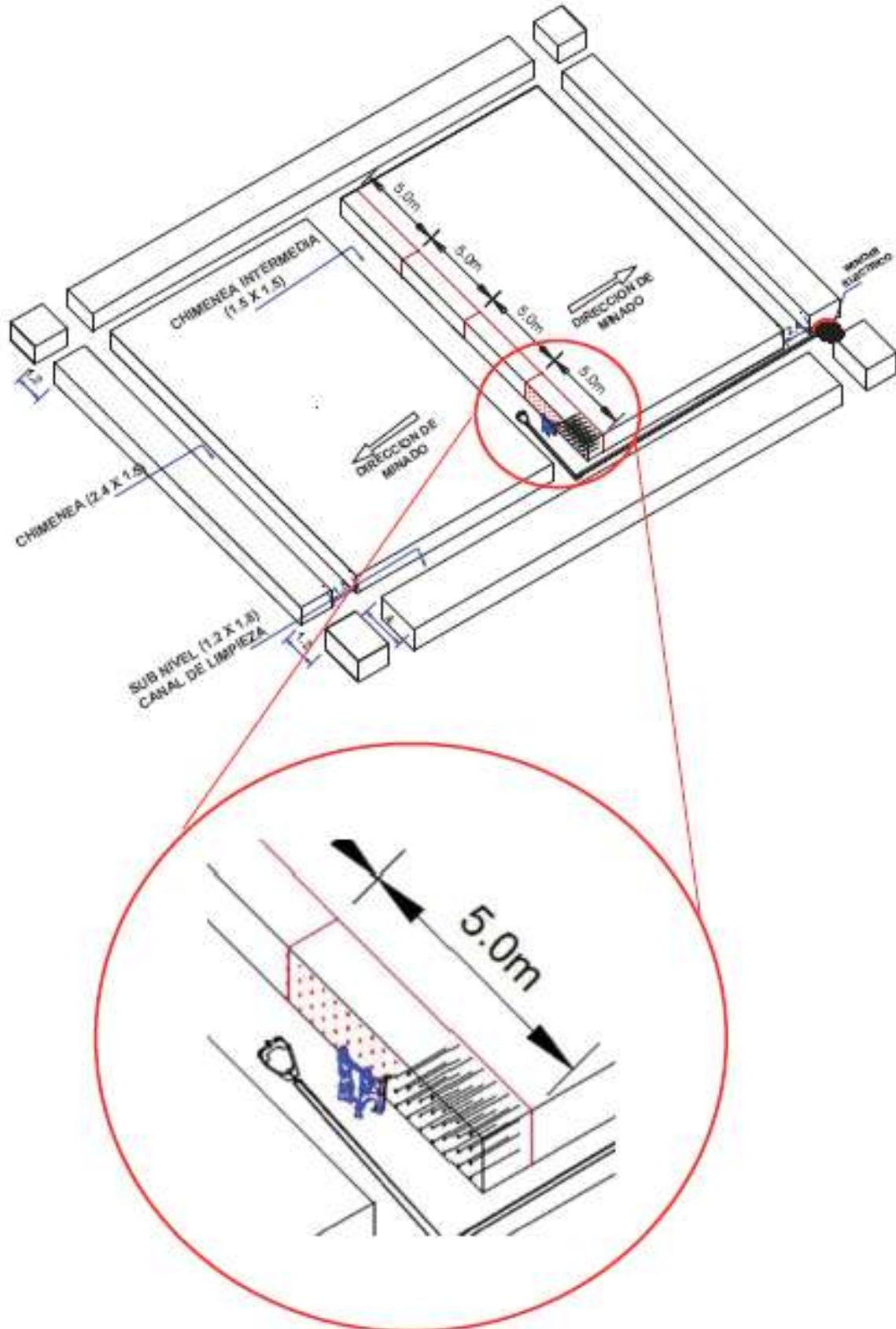
**CHIMENEAS DE OPERACIÓN:** Son chimeneas que salen del By-pass y que llegan al subnivel intermedio para dar más eficiencia a la explotación de los bloques de mineral encima de este subnivel.



**Anexo N° 10:** Método de Explotación Long Wall; Vista en isométrico de labores de preparación y el block para tajeo



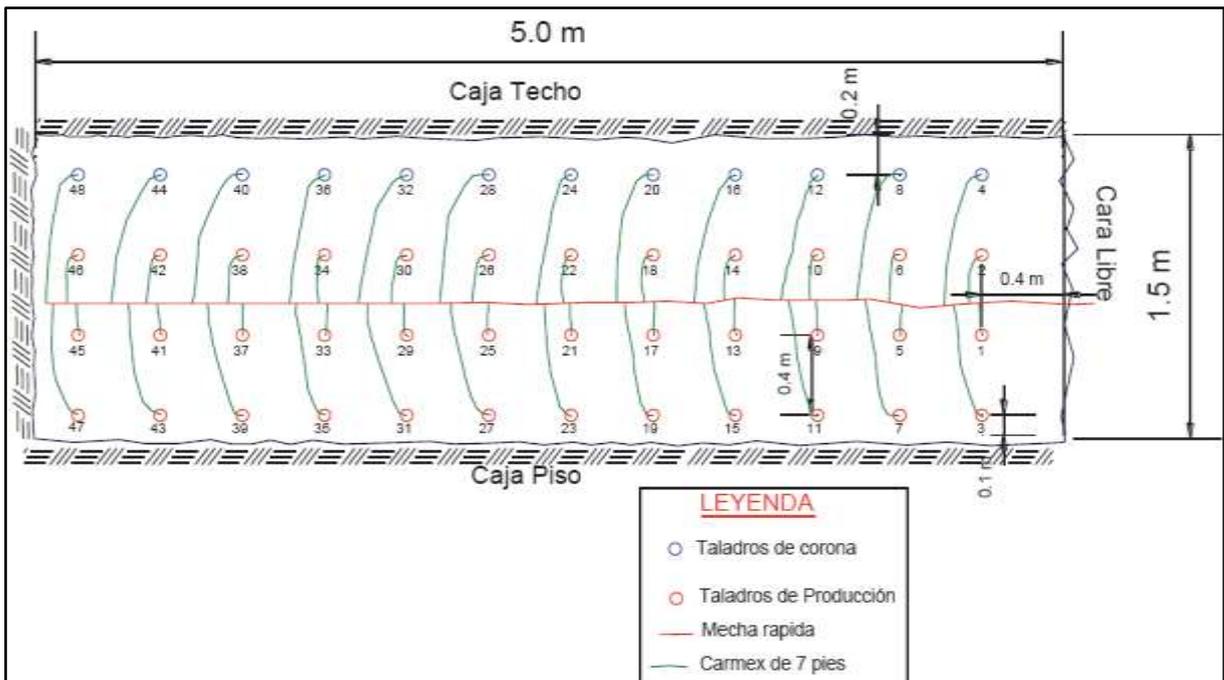
**Anexo N° 11:** Método de Explotación Long Wall; Perforación



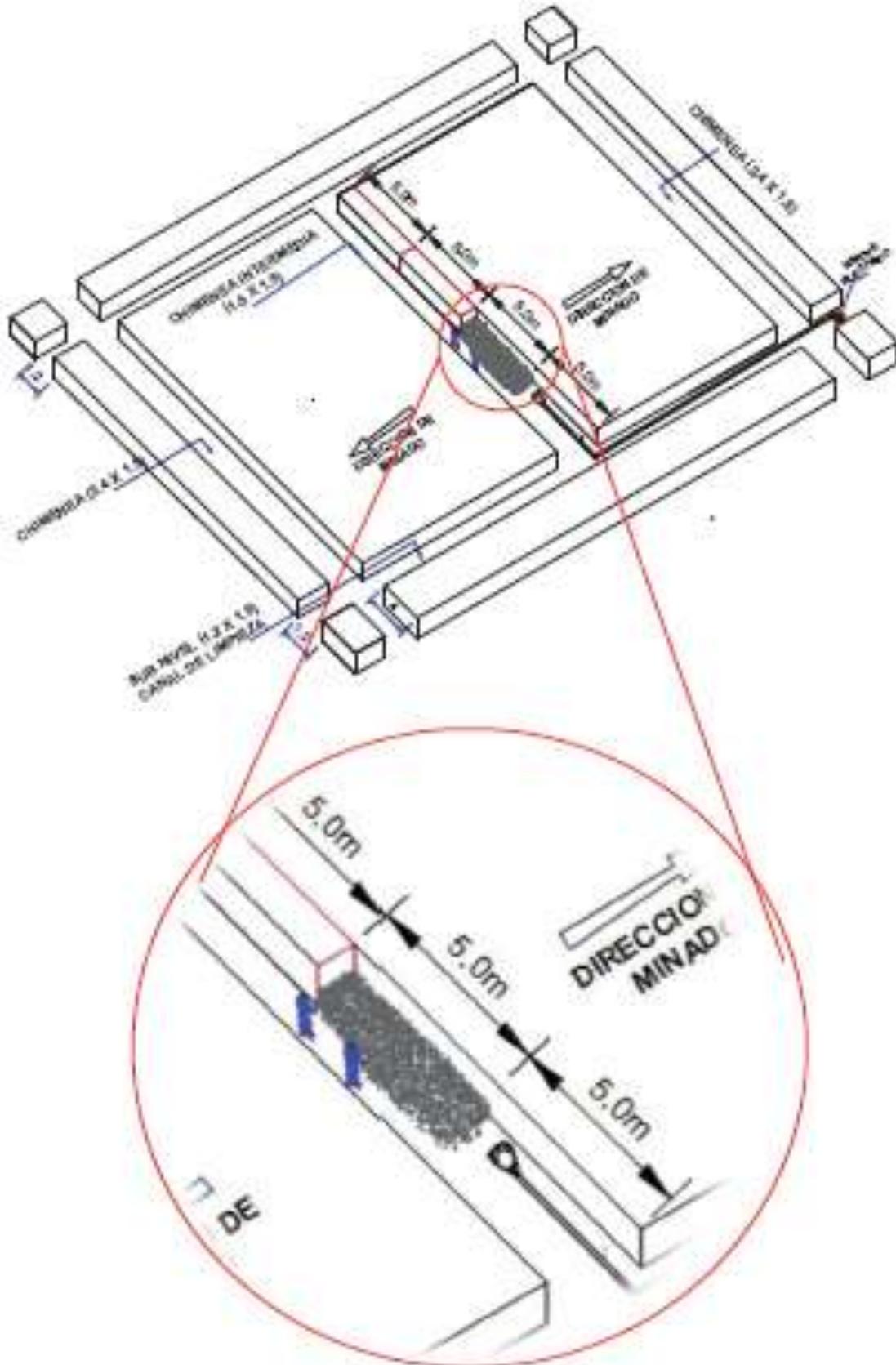
**Anexo N° 12: Método de Explotación Long Wall; Malla de Perforación**



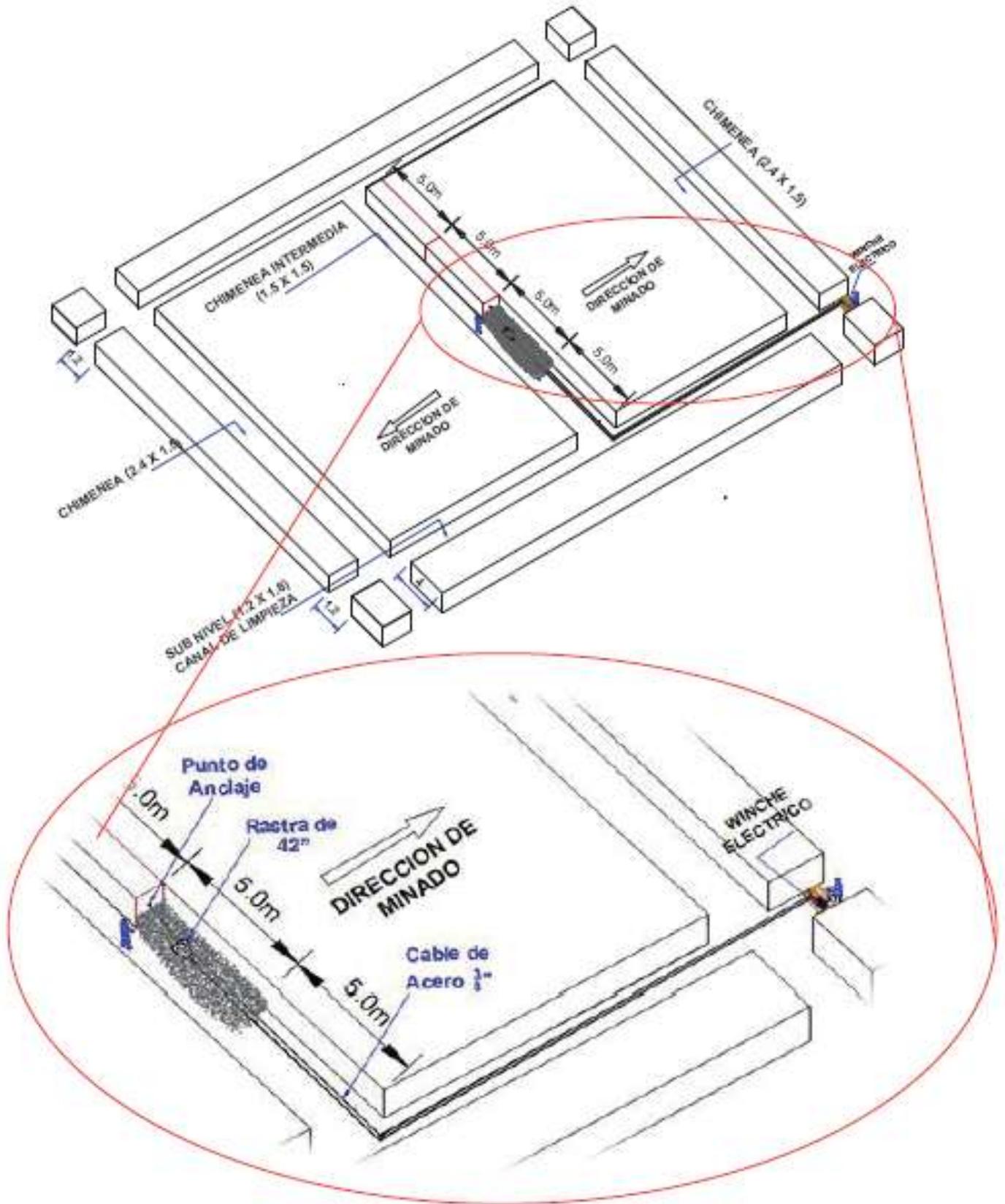
**Anexo N° 13: Método de Explotación Long Wall; Distribución y secuencia de salida de los taladros**



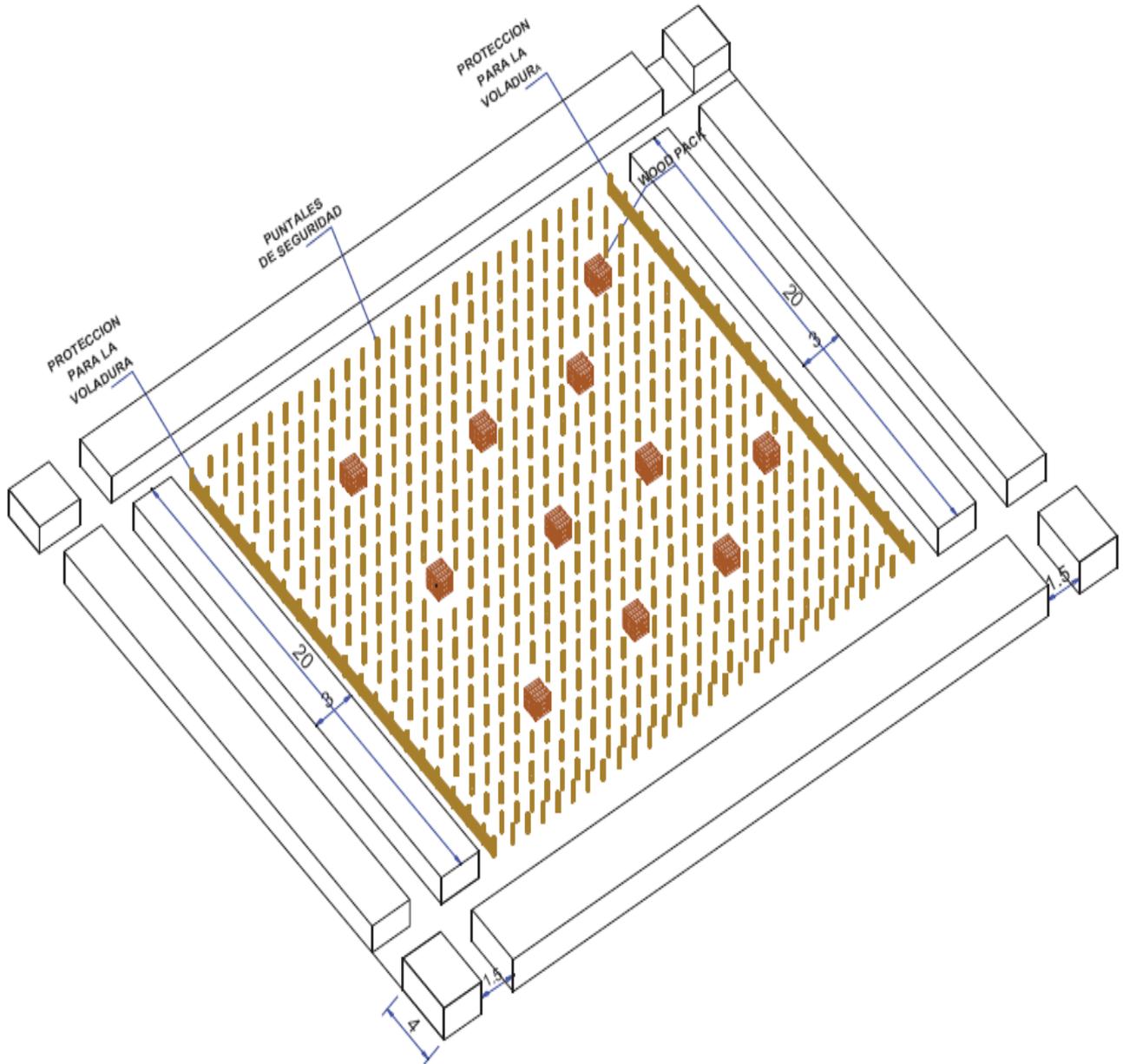
**Anexo N° 14:** Método de Explotación Long Wall; Voladura



**Anexo N° 15:** Método de Explotación Long Wall; Limpieza con Winche en forma de “L”



**Anexo N° 16:** Método de Explotación Long Wall; Sostenimiento con Puntales y Wood Pack



**Anexo N° 17:** Sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot en Método Long Wall Mining



**Anexo N° 18:** Rastra de 42" para la limpieza de mineral en el Método Long Wall Mining

