



# **UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

## **FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

### **ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



## **MINIMIZACIÓN DE COSTOS DE EXPLOTACIÓN CON EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO EN LA UNIDAD MINERA ESPERANZA DE CARAVELÍ – AREQUIPA**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. LUIS MIGUEL CONDORI CCAMA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2022**



## DEDICATORIA

*Dedico esta investigación a Dios, por darme vida y salud para culminar mis estudios superiores de mi formación profesional.*

*También se lo dedico a mis progenitores y hermanos, que siempre han sido los pilares más importantes de mi vida y me han demostrado su amor y su inquebrantable respaldo.*

***Luis Miguel***



## AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, expreso mi gratitud a Dios, creador todopoderoso del mundo y de la existencia, por proporcionarme salud y larga vida para que pueda seguir contribuyendo al bienestar de mi familia y de mi comunidad.

La Universidad Nacional del Altiplano de Puno, mi alma mater, por brindarme la oportunidad de seguir mi formación universitaria.

La Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, así como el personal docente y administrativo, me han brindado la información, experiencia y asesoría vocacional que me han permitido seguir la carrera de Ingeniero de Minas.

Quiero expresar mi agradecimiento a la Unidad Minera Esperanza de Caravelí - Arequipa por brindarme la oportunidad de realizar este estudio.

*Luis Miguel.*



# ÍNDICE GENERAL

**DEDICATORIA**

**AGRADECIMIENTOS**

**ÍNDICE GENERAL**

**ÍNDICE DE FIGURAS**

**ÍNDICE DE TABLAS**

**ÍNDICE DE ACRÓNIMOS ..... 9**

**RESUMEN ..... 9**

**ABSTRACT..... 10**

## **CAPÍTULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

**1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... 11**

**1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA..... 11**

1.2.1. Pregunta general ..... 11

1.2.2. Preguntas específicas..... 12

**1.3. FORMULACIÓN DE HIPOTESIS..... 12**

1.3.1. Hipótesis general ..... 12

1.3.2. Hipótesis específicas ..... 12

**1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN ..... 12**

1.4.1. Objetivo general ..... 12

1.4.2. Objetivos específicos..... 13

**1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN..... 13**

## **CAPÍTULO II**

### **REVISIÓN DE LITERATURA**

**2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN..... 14**



<b>2.2. BASES TEÓRICAS .....</b>	<b>15</b>
2.2.1. Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente.....	15
2.2.2. Método de explotación de Cámaras y Pilares .....	22
2.2.3. Teoría de Anderson .....	27
2.2.4. Mecánica de rotura de rocas.....	31
2.2.5. Diseño de la Malla de Perforación .....	37
<b>2.3. DEFINICIONES CONCEPTUALES.....</b>	<b>42</b>

### **CAPÍTULO III**

#### **MATERIALES Y MÉTODOS**

<b>3.1. UBICACIÓN .....</b>	<b>45</b>
<b>3.2. ACCESIBILIDAD .....</b>	<b>45</b>
<b>3.3. DISEÑO METODOLÓGICO.....</b>	<b>46</b>
<b>3.4. POBLACIÓN .....</b>	<b>46</b>
<b>3.5. MUESTRA.....</b>	<b>47</b>
<b>3.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....</b>	<b>47</b>
3.6.1. Variable independiente.....	47
3.6.2. Variable dependiente.....	47
<b>3.7. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....</b>	<b>48</b>
3.7.1. Instrumentos de recolección de datos.....	48
3.7.2. Técnicas para el procesamiento de la información .....	49

### **CAPÍTULO IV**

#### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

<b>4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS.....</b>	<b>50</b>
<b>4.2. PARÁMETROS GEOMECÁNICOS.....</b>	<b>50</b>
<b>4.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA .....</b>	<b>51</b>



<b>4.4. SISTEMA RMR .....</b>	<b>58</b>
<b>4.5. RESULTADOS POR OBJETIVOS.....</b>	<b>58</b>
<b>4.6. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE</b>	<b>58</b>
<b>4.7. COSTOS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL .....</b>	<b>62</b>
<b>4.8. COSTOS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO .....</b>	<b>65</b>
<b>4.9. DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....</b>	<b>69</b>
<b>V. CONCLUSIONES.....</b>	<b>71</b>
<b>VI. RECOMENDACIONES.....</b>	<b>72</b>
<b>VII. BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>73</b>
<b>ANEXOS.....</b>	<b>74</b>

**Área** : Ingeniería de Minas

**Tema** : Análisis de costos mineros

**Fecha de sustentación:** 02 de agosto 2022



## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b> Tipo de arranque corte Quemado.....	40
<b>Figura 2.</b> Formas de distribución de taladros.....	41
<b>Figura 3.</b> Estereograma de fracturas preferenciales.....	53
<b>Figura 4.</b> Estereograma de deslizamiento de fracturas que se aproximan a la Normal. 54	
<b>Figura 5.</b> Estereograma de equilibrio de fracturas de la familia N° 1. ....	55
<b>Figura 6.</b> Estereograma de equilibrio de fracturas de la familia N° 3. ....	56
<b>Figura 7.</b> Estereograma de equilibrio de fracturas de la familia N° 2. ....	57



## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.</b> Constante de tipo de roca .....	27
<b>Tabla 2.</b> Tipo de roca y explosivo .....	28
<b>Tabla 3.</b> Ruta de Acceso a la Unidad Minera .....	45
<b>Tabla 4.</b> Operacionalización de variables .....	47
<b>Tabla 5.</b> Resumen de Costos con el Método de Corte y Relleno Ascendente Convencional .....	65
<b>Tabla 6.</b> Costos con el Método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado .....	69
<b>Tabla 7.</b> Resumen de costos de explotación aurífera .....	69



## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

<b>S.A.C.</b>	: Sociedad anónima cerrada
<b>m.s.n.m.</b>	: Metros sobre el nivel del mar
<b>NE</b>	: Nor Este
<b>NW</b>	: Nor Oeste
<b>SE</b>	: Sur Este
<b>SW</b>	: Sur Oeste



## RESUMEN

La empresa se encuentra localizada en la cordillera occidental de los Andes, bajo la autoridad del distrito de Atico, provincia de Caravelí y el departamento de Arequipa, se encuentra la Unidad Minera Esperanza de Caravelí - Arequipa. Dedicada a la extracción de oro mediante el proceso convencional de corte y relleno. A raíz de la evaluación realizada en los tajos de explotación, se descubrieron las dificultades de los altos costes de explotación y recuperación de los minerales que contienen oro. El método de corte y relleno mecanizado se está considerando como una alternativa. El presente estudio tiene como finalidad Minimizar los costos de explotación aurífera, mediante la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en el tajeo de explotación de la Unidad Minera, con la finalidad de mejorar las utilidades de la unidad minera. La primera etapa de la metodología del estudio de investigación se basó en la evaluación de los costes de explotación asociados a operaciones unitarias como la ventilación, el relleno, el acarreo y la limpieza. Fue la segunda etapa la que implicó la evaluación de los costes de explotación asociados a operaciones unitarias como la voladura, la perforación y sostenimiento. A continuación, se utilizó la técnica de corte y relleno ascendente mecanizado para calcular los gastos de explotación. Mediante tarjetas de control, se cotejaron y evaluaron los datos para determinar los gastos de los equipos y las operaciones unitarias. Finalmente, se llegó a la siguiente conclusión: al emplear el método de Corte y Relleno Convencional, los costos de extracción de oro se redujeron de 28,66 US\$/Tm a 25,84 US\$/Tm, lo que representa una reducción de 2,82 US\$/Tm en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí - Arequipa.

**Palabras clave:** Minimización, costos, producción, método, explotación.



## ABSTRACT

Company located in the western mountain range of the Andes, under the authority of the district of Atico, the province of Caravelí and the department of Arequipa, is the "Unidad Minera Esperanza de Caravelí - Arequipa". Dedicated to gold extraction through the conventional cut-and-fill process. As a result of the evaluation carried out in the exploitation pits, the difficulties of the high exploitation and recovery costs of the minerals that contain gold were discovered. The robotic cut and fill method is being considered as an alternative. The purpose of this study is to "Minimize the costs of gold mining, through the application of the Mechanized Ascending Cut and Fill method in the exploitation pits of the Mining Unit, in order to improve the profits of the mining unit". The first stage of the research study methodology consisted of evaluating the operating costs associated with unit operations such as ventilation, backfilling, support and cleaning. It was the second stage that involved the evaluation of operating costs associated with unit operations such as blasting, drilling and blasting. Next, the mechanized ascending cut-and-fill technique was used to calculate the operating expenses. Using control cards, the data was collated and evaluated to determine equipment expenses and unit operations. Finally, the following conclusion was reached: by using the Conventional Cut and Fill method, gold extraction costs were reduced from 28.66 US\$/Tm to 25.84 US\$/Tm, which represents a reduction of 2.82 US\$/Tm at the Esperanza Mining Unit in Caraveli - Arequipa

**Key words:** Minimization, costs, production, method, exploitation.



# CAPÍTULO I

## INTRODUCCIÓN

### 1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa, para explotar el yacimiento aurífero filoniano utilizó el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional, y a través del estudio hecha en el tajeo de explotación, se detectaron inconsistencias de elevados costos de explotación en las diferentes operaciones unitarias, como alternativa se ha planteado emplear el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.

La Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa, se dedica a la exploración, y beneficio de minerales auríferos. Los métodos de minería se implementan sobre la base de la estructura de mineralización. El método más comúnmente utilizado en vetas según la calidad del macizo rocoso es el método de Corte y Relleno Ascendente. Debido al alto costo operativo del método de Corte y Relleno Ascendente Convencional se planteó como alternativa de solución el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, a fin de lograr mayor productividad y productividad con menores costos de operación y por ende mayores retornos económicos para la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

### 1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

#### 1.2.1. Pregunta general

¿Cómo se optimiza los costos de explotación aurífera en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa?



### **1.2.2. Preguntas específicas**

- ¿Cuáles son los costos de explotación con el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa?
- ¿Cómo se minimiza los costos de explotación aurífera con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa?

### **1.3. FORMULACIÓN DE HIPOTESIS**

#### **1.3.1. Hipótesis general**

Mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, se optimiza los costos producción aurífera en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa

#### **1.3.2. Hipótesis específicas**

- Al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se determina los costos de explotación aurífera en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa
- Mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, se minimiza los costos de explotación aurífera en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa

### **1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **1.4.1. Objetivo general**

Minimizar los costos de explotación aurífera en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa



#### **1.4.2. Objetivos específicos**

- Determinar los costos de explotación aurífera con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.
- Minimizar los costos de explotación aurífera con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa

#### **1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

La Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa., mediante los estudios realizados de cubicación de reservas minerales, se ha registrado el mineral probado de 685 346 Tm y 342 673 Tm de mineral probable con una ley promedio de 6,5 g/Tm de oro y actualmente para la explotación del yacimiento mineral afronta problemas de elevados costos de explotación del mineral con contenido de oro y para minimizar los costos de explotación aurífera es necesario seleccionar el método de explotación más favorable, según las ventajas y características del yacimiento mineral.

La Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa, requiere optimizar los costos de producción aurífera mediante la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente, que es el más apropiado.

La ejecución del trabajo de investigación se justifica plenamente, porque al minimizar los costos de explotación al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se mejoró la rentabilidad de la Empresa minera, además ha beneficiado económicamente a sus trabajadores y por ende a las comunidades aledañas al yacimiento y también permitió generar nuevos proyectos mineros.



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Tintaya O. (2002) en su estudio concluyó que los resultados de la optimización demuestran el logro de los objetivos trazados en asignación óptima de los recursos y se redujo los costos teniendo como ahorro frente a lo que se gastaba antes en una operación de rampa se logró reducir de 270,11 \$/m a 181,79 \$/m, teniendo un ahorro de 88,32 \$/m y en el By Pass se logró reducir de 264,14 dólares a 175,61 dólares que presenta un ahorro de 88,53 \$/m.

Zevallos G. (2003) en su trabajo concluyó que el sistema de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional fue el método adecuado con una producción de 456 TM/día, para lo cual se dispone de equipos, personal e instalaciones requeridas.

Lozano C. (2005) en su trabajo concluye que el método de explotación de Corte y relleno Ascendente mecanizado, fue de alta productividad y de bajo costo de producción.

Luque C. (2001) en su estudio concluye que el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, fue el más apropiado para la recuperación de cuerpos mineralizados y es rentable.

Curo C. (2015) en su trabajo llega a la conclusión y señala que para determinar el método de minado se hizo uso de cuatro metodologías, en base a la valoración de cada una de ellas se seleccionó la alternativa para la aprobación final. Al aplicar metodologías de Boshkov y Wright, Hatman y Morrison, las cuales emplean esquemas cualitativos, el método de minado más favorable es el de Cámaras y Pilares.

Muñoz B. (2006) en su trabajo, concluye que la productividad del tajeo en rotura en Corte y Relleno Ascendente en Brestring se perfora con Jumbo es de 7,2 Tm/h-gdia; mientras que en este mismo tajeo implementando un diseño de malla con voladura



controlada, tomando en cuenta las informaciones geomecánicas del terreno la productividad fue de 8,4 Tm/h-gdia.

Ramos A. (2019) en su estudio de investigación concluyó que mediante la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en los tajeos Farallón y Santa Rosa, los costos fueron de 27,74 US\$/Tm y con el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos, los costos de minado se han optimizado de 27,74 US\$/ TM a 21,22 US\$/Tm con una diferencia de 6,52 US\$/ Tm en los tajeos Farallón y Santa Rosa de la Unidad Minera Raura - Huánuco.

## **2.2. BASES TEÓRICAS**

### **2.2.1. Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente**

El proceso de explotación minera "Over Cut and Fill", también conocido como "Corte y Relleno Ascendente", se caracteriza por el hecho de que el mineral se corta horizontalmente, empezando por el fondo y progresando hacia arriba. El mineral se extrae en franjas horizontales y/o verticales, comenzando en el fondo del pozo y progresando hacia arriba en dirección vertical.

Cuando se ha retirado toda la franja, el volumen equivalente se rellena con material estéril (relleno), que se utiliza como superficie de trabajo para los empleados durante todo el proceso de extracción. Al mismo tiempo, sirve de soporte a las paredes, actuando como plataforma para la siguiente rebanada a extraer, y en raras ocasiones, al techo en determinadas circunstancias.

#### **a) Características del método**

Es posible la utilización de minas de corte y relleno en las condiciones que se describen a continuación:

- Límites regulares del yacimiento.
- Potencia moderada.



- Las propiedades fisicomecánicas del mineral y roca de caja inconsistente.
- Fuerte buzamiento, superior a los 60° de inclinación.

## **b) Ventajas y desventajas del método de explotación**

### **Ventajas:**

- Se adapta para tanques con propiedades mecánicas.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Es un método seguro.
- Tiene un alto grado de selectividad, lo que significa que las piezas de alto nivel se pueden mecanizar sin restricciones en las áreas de bajo nivel.
- “La recuperación es cercana al 100%”. (Cesar Guerra Vasco).

### **Desventajas:**

- Posee un alto grado de consumo de materiales de fortificación.
- Baja productividad por paralización de la producción a consecuencia del relleno.
- Alto Costo de explotación.

## **c) Condiciones de diseño**

### Aplicados en yacimientos:

- Disponibilidad del material de relleno.
- El mineral debe ser de buena calidad.
- Las concentraciones de yacimientos pueden ser irregulares y no competentes.
- Con cajas medianamente competentes.
- En cualquier depósito y terreno.
- Con buzamientos pronunciados.

Durante estas actividades se realizan, por un lado, reconocimientos geológicos y geotécnicos y, por otro, la construcción del edificio. Además de la planificación de los subniveles, necesaria si los niveles están muy separados, el reconocimiento geológico de



la mina implica la apertura de ciertos trabajos verticales en el interior del mineral. El comportamiento de la resistencia de los cuerpos mineralizados viene determinado por las operaciones geotécnicas realizadas en ellos.

En comparación con otros métodos de explotación, la minería de desmonte y relleno tiene la ventaja de ser más adaptable a los yacimientos irregulares.

El ajuste aéreo de los cortes ascendentes rellenados se realiza para garantizar que haya al menos 25-50 m entre niveles, y el mineral débil se deja en forma de relleno. Esto puede hacerse excavando una cámara al mismo nivel que la galería de base, lo que resulta muy ventajoso y lo convierte en uno de los métodos conocidos menos costosos para determinar la resistencia del mineral en el techo.

#### **d) Ciclo de minado**

##### **Perforación**

Además de las máquinas Jack-Leg y Stoper, en el proceso de perforación se utilizan barrenas de 5 pies, lo que da lugar a una media de 20 agujeros cada día. Cuando se requiere una perforación horizontal, se utilizan máquinas Jack-Leg, y como están equipadas con un mecanismo de empuje, la pala neumática va permitir que la máquina se incline hasta un ángulo bastante alto, un 10% en las chimeneas Stoper y un 50% en las Stopes. Por lo tanto, este equipo es esencial en la construcción de chimeneas, ya que está destinado a perforar agujeros verticales o muy cercanos a la vertical.

Es necesario utilizar dos sistemas de perforación distintos: uno es la perforación vertical o la que se encuentra inclinada al techo (que es más frecuente en la minería), y el otro es la perforación horizontal (que no es tan común en la minería). Como inconveniente, cuando se extrae el mineral de la mina, la altura del pozo se eleva a una media de 7,5 metros sobre el nivel del suelo. La voladura genera un techo áspero, que hace más difícil mantener el control sobre el techo y puede ser inseguro para el operador



de la mina. La superficie rugosa debe cortarse mediante una voladura controlada, a menos que se especifique lo contrario.

La perforación horizontal es una alternativa a la voladura vertical; el mineral se perfora con el método de "breasting", y el pozo se rellena en la medida adecuada con relleno hidráulico, dejando sólo una corta franja de cortes verticales entre el techo y la superficie de relleno, para ser utilizado como equipo pesado para la perforación.

Cuando se perfora horizontalmente, el área limitada del frente de perforación tiene un impacto en la eficiencia del equipo. Sin embargo, la perforación horizontal presenta varias ventajas frente a la perforación vertical:

- Posibilita adaptar la disposición global del tajo, permitiendo extraer la mineralización de los cajones irregulares.
- Cuando se perfora en la cara frontal, se pueden dejar materiales de baja calidad en el tajo como relleno, lo que permite realizar una perforación selectiva.
- Es posible manejar el techo a distancia ya que las perforaciones son horizontales.

### **Voladura**

El diseño de la red de perforación afecta el fraccionamiento del mineral, además de otros factores como la consistencia de la carga de explosión, la secuencia de inicio y otros factores. Estos parámetros provienen de la experiencia previa de los supervisores y de una serie de teorías válidas en nuestro medio. Los accesorios de voladura como conectores, fulminantes, cable detonante, mecha lenta, nonel y fanel, entre otros, se utilizan junto con las dinamitas procedentes de diversas empresas.

### **Limpieza y acarreo**

Uno de los procesos unitarios más significativos en el tajo de corte y relleno es el transporte de material. Es la geometría del tajo la que dicta el proceso de limpieza, que en realidad se divide en acarreo y transporte. En muchas minas, la distancia entre la



transmisión y el equipo de transmisión está determinada por el alcance del equipo. Cuando se trata de filones finos (tajos largos), sólo es posible examinar dos tipos distintos de equipos.

El paso de mineral, los tajos sencillos y las grandes cantidades de mineral pueden suministrarse directamente a los tajos al colocar las tolvas; esto puede admitirse en potencias horizontales de 2 - 5 m, tajos cada 5 - 7 m, y colocarse en el centro del tajo cuando se utiliza un enfoque tradicional.

El uso de un carro minero manual o motorizado: Resulta fascinante tender una vía férrea, cargar el mineral en un vagón y luego transportar este vagón hasta el vertedero más cercano, siendo el vagón capaz de transportar hasta 40 metros de media. Se ha conseguido mejorar la velocidad de carga incorporando una pala motorizada al sistema de vías.

También están disponibles palas con tolva o palas autopropulsadas sin orugas. La ausencia de raíles y cables es una ventaja importante de esta técnica; este equipo es especialmente útil en el acarreo y es muy adecuado para cortar y rellenar fosas, entre otras aplicaciones.

Rastrillo: dependiendo de la cantidad de mineral, se utilizan cabrestantes de hasta 13 caballos de potencia. Los equipos de 3 tambores se utilizan en los tajos de grandes dimensiones. Los tambores de dos tambores se utilizan para potencias de 2 a 6 m. Además de estar restringido por el diseño del tajo, el sobrellenado no cumple su objetivo, ya que hay que extremar las precauciones para no diluir el mineral.

Se trata de una técnica de regresión, aunque esté en vías de desaparecer, y no es la única. La gravedad y el deslizamiento son utilizados por los minerales en su beneficio. En las minas minúsculas, este enfoque es relativamente fácil y se emplea a menudo debido a la pendiente que se ha creado desde el pozo hasta el vertedero.



## **Sostenimiento**

Existen dos tipos de sistemas de sostenimiento: naturales y artificiales. Los sistemas de soporte natural deben cumplir ciertos requisitos para su uso, tales como minerales y rocas relativamente competentes, es decir, tener un alto grado de clasificación geomorfológica. El sistema de soporte artificial debe cumplir con los requisitos específicos para su uso (II o I). Por el contrario, en el segundo caso, cuando el suelo es de mala calidad, es necesario utilizar diversas formas de soportes para evitar el colapso de la estructura y garantizar la seguridad de los trabajadores y las obras.

En la minería, las excavaciones en roca se llevan a cabo en una diversidad de formas, tamaños y orientaciones, cumpliendo una función específica durante el proceso de extracción. Se utilizan diversas técnicas de entibación, cada una de ellas con un objetivo específico: movilizar y mantener la resistencia natural del macizo rocoso para que sea autoportante. En general, la entibación puede utilizarse de dos maneras: en primer lugar, como medida de protección contra la caída de objetos:

- Soporte o sostenimiento pasivo: en la que los componentes están bien integrados en la roca y reaccionan a las deformaciones de la roca que rodea la excavación. Ejemplo: Mallas metálicas, cuadros de madera, entre otras.
- Refuerzo o Sostenimiento activo: en la que las partes de apuntalamiento se incorporan a la masa rocosa reforzada. Ejemplo: Split set.

## **Relleno**

También se puede utilizar como material de relleno la roca sobrante de las operaciones de preparación de la mina, que dispersa por la superficie de la misma. Los relaves (residuos de las instalaciones de concentración de minerales) o la arena combinada con agua también pueden utilizarse como materiales de relleno. Estos materiales se entregan al interior de la mina y se diseminan a través de tuberías, tras lo



cual se drena el agua, dejando un material de relleno competente. Si se desea una superficie de trabajo resistente, se puede añadir cemento a la mezcla.

Es necesario comprar este sellador y entregarlo al menor costo posible. Varios factores pueden contribuir a su desarrollo, dependiendo de las circunstancias:

- Rellenos secos: De la misma forma que se transporta el mineral, también se transportará este material utilizando la misma maquinaria que el mineral.
- Abastecimiento del relleno: Una parte importante del coste total de la minería se atribuye al transporte de la gran cantidad de material que hay que transportar. Hay dos formas de relleno que pueden separarse entre sí en términos de transporte: el relleno seco y el relleno húmedo.
- Relleno creado in situ: La posibilidad de obtener el relleno dentro del propio tajo puede ser útil en algunas situaciones, como en el caso de vetas pequeñas o vetas con mineralización variable.
- Relleno Hidráulico: El relleno consiste en un material de grano fino que flota sobre una lechada a base de agua que se mueve y se deja reposar en el orificio, donde se vierte.
- Estériles de plantas de pre-concentración: Usado en el momento que la instalación está situada a poca distancia de la mina, ya que, el gasto de transporte de los estériles sería prohibitivo.
- Rellenos de caserones antiguos: Debido al efecto de la humedad y a la presión ejercida por las cajas, estos rellenos tienden a consolidarse, lo que supone un mayor coste.
- Canteras especiales: Para reducir los gastos, este relleno se adquiere en la superficie en canteras dispuestas específicamente para ello. El coste de esta técnica suele ser prohibitivo, a excepción de las circunstancias en las que se pueden suministrar canteras de arena o materiales dendríticos a un coste muy barato.



## **Ventilación**

En las explotaciones mineras, el movimiento del aire, ya sea por métodos naturales o artificiales, es esencial. Proporcionar a los empleados y a los equipos las condiciones térmicas ambientales necesarias para un rendimiento óptimo, así como eliminar el polvo, los contaminantes y los gases en suspensión que puedan ser perjudiciales para la salud del trabajador.

Por ello, hay que mantener tres criterios: el suministro de aire limpio, la dilución y la eliminación de los contaminantes del entorno (polvos y gases).

### **2.2.2. Método de explotación de Cámaras y Pilares**

Este enfoque, también conocido como método de cámara y columna, extrae el mineral de la mayor parte del sedimento extraído, dejando algo de mineral en forma de pilares o columnas que se utilizan para sostener la estructura del techo. El mineral debe extraerse tanto como sea posible, ajustando el tamaño de las salas y los atracaderos según la calidad de la presión y la resistencia.

El mineral que queda como pilares se puede recuperar parcial o totalmente reemplazando el pilar con otro material similar para soportar el techo, o se puede extraer para hacer agujeros, dejando la excavación más tarde para hundir el techo. De lo contrario, en la mayoría de los casos, el mineral que queda como columna se desperdiciará por completo. (LIMACHE HUAMAN, Raúl).

#### **a) Descripción del método**

- En esta técnica de extracción, las minas avanzan en una superficie horizontal o en una pendiente menor.
- Para mejorar la recuperación del mineral, se utilizan pilares y rebajes.
- Cuando se trata de mantener la estabilidad, los pilares son esenciales.



- Hay muchas aberturas en el suelo, y algunas partes permanecen intactas para servir de pilares para soportar el peso vertical. -
- Existen varios métodos para recuperar los pilares, entre ellos:
- Recuperar los pilares de forma limitada
- Recuperación de los pilares de forma alternativa
- Controlar el hundimiento del techo para ayudar a la recuperación.
- En otras circunstancias, la posición de los pilares no se planifica con mucho cuidado, sino que el operador minero, simplemente por experiencia, deja las torres cuando se necesitan y las ubica en áreas de valor.

#### **b) Factor económico del método**

El tamaño de los pilares y la distancia entre ellos son los factores económicos más esenciales en este enfoque; este elemento viene determinado por los siguientes factores:

- Forma y tamaño del pilar.
- Discontinuidades geológicas como pliegues, fallas, entre otras.
- Presión de la roca suprayacente
- Potencia del yacimiento
- Estabilidad del mineral
- Estabilidad de la caja techo.

#### **c) Consideraciones para su aplicación.**

Se utiliza en las circunstancias descritas a continuación:

- En depósitos de área extensa y gran potencia.
- Minerales que no necesitan ser categorizados antes de ser utilizados.
- Tanto el mineral como la roca huésped deben ser de una calidad razonable.
- En los yacimientos con buzamiento horizontal, el ángulo máximo no debe ser superior a 30°.



Cuando el suelo es excelente, deben utilizarse cámaras más grandes; cuando el suelo es pobre, deben emplearse pilares más grandes.

Es posible gestionar las dimensiones geométricas de las cámaras y los pilares para mantener la estabilidad estructural de la cubierta. Es posible compensar la mala calidad del suelo disminuyendo la envergadura de las cámaras, pero esto supondría una reducción de la producción de mineral. En consecuencia, el sistema de bulones se utiliza para mejorar la estabilidad estructural.

Este enfoque tiene una amplia gama de aplicaciones en depósitos sedimentarios tabulares, como pizarras de cobre, depósitos de potasio, carbón, hierro y otros minerales metálicos, entre otros materiales. Debido al buzamiento de las estructuras mineralizadas y al rápido cambio de dirección, sólo se emplea en algunas minas del Perú. En los yacimientos con una potencia importante, se utiliza junto con el corte y el relleno, quedando los pilares para sostener la estructura del techo.

Sobre la base de las anchuras de las cámaras y los pilares, se puede calcular qué proporción de material se retiró de cada cámara y qué proporción de material se recuperó de cada pilar. También es importante tener en cuenta si se retiraron en su totalidad o sólo una parte de ellos.

Por lo que se sabe, el ancho de las cámaras está determinado por la resistencia y composición de la roca superficial, así como por la presión que se ejerce sobre ella. La longitud de las habitaciones utilizadas y la tasa de uso de los materiales también son importantes en términos de rendimiento. extraído de la cavidad.

La anchura de la cámara es fundamental; si son grandes, los pilares deben ser también anchos, debido a que la presión que ejercen las capas del techo hacia el mineral se comunica a los pilares.



Cabe señalar que la estabilidad del techo y del mineral es una noción que puede interpretarse de varias maneras. Las malas condiciones del suelo se compensarán aumentando el tamaño de los pilares y disminuyendo la anchura de las salas. Debido a que se ha dejado una cantidad importante del yacimiento para reforzar el techo, la recuperación se verá comprometida. En el ámbito de la minería, el anclaje del techo es una técnica muy utilizada para reforzar la estabilidad de los techos.

Para la explotación de estratos horizontales de baja resistencia, la minería de cámaras y pilares es la única técnica viable. Un uso común de esta tecnología es la extracción de depósitos estratificados, enfocado a las pizarras mineralizadas de cobre, así como de minerales industriales como la caliza, la sal, la potasa o el carbón.

Esta industria ha crecido en los últimos años, en parte por su bajo coste de producción y por el hecho de que permite, en cierta medida, una explotación selectiva. La explotación mediante "Room and Pillar" es más eficaz en yacimientos con un ángulo de buzamiento bajo, aunque también lo es en yacimientos con ángulos de buzamiento que oscilan entre  $40^\circ$  y  $30^\circ$ , así como en yacimientos con ángulos de buzamiento intermedios. El mineral no puede absorber el mineral en depósitos transparentes importantes, de ahí el término "crítico". Además, la estructura o forma de la mina debe ser adecuada para el desarrollo lateral minero., como en los yacimientos irregulares o los mantos con un desarrollo importante en el plano horizontal, entre otros. (Carlos UCV).

El crecimiento de los sedimentos puede verse afectado por una serie de factores, los más importantes son la ubicación de los sedimentos en relación con la superficie del suelo, la forma, simetría y estructura del mineral y la masa del mineral ahora disponible. La tectónica del yacimiento es otra consideración clave en la creación del programa de desarrollo. También es necesario examinar las circunstancias de la minería, que incluyen la velocidad de arranque, el transporte y la extracción, el drenaje y la ventilación, así



como la seguridad de la cuadrilla de mineros. En consecuencia, es posible llevar a cabo un desarrollo totalmente a través del yacimiento, totalmente a través de los relaves, o un desarrollo combinado tanto en los relaves como en el yacimiento.

Es necesario restringir la región que se va a explorar mediante galerías paralelas con una pendiente deseable, que será determinada por la mecanización de la mina, antes de comenzar cualquier trabajo de preparación del sector que se va a trabajar. Para construir los circuitos de ventilación, los hastiales de explotación parten de estas labores y se dirigen a ambas galerías, donde se unen. La fase de explotación o puesta en marcha se inicia a partir de estos hastiales Hay que tener en cuenta las propiedades del cuerpo, como las variaciones de potencia y del manto, así como las características geomecánicas de cualquier roca de soporte.

### **1. Las cámaras y pilares Clásica**

Según la figura 3.5, se utilizan en yacimientos estratificados planos con espesores de moderados a extremadamente gruesos, así como en yacimientos estratificados inclinados con espesores considerables. Como resultado de la explotación del yacimiento, se crean enormes bancos abiertos que permiten que los equipos sobre neumáticos se desplacen por el suelo plano de la mina. Los grandes depósitos de mineral con grandes alturas verticales se extraen en piezas horizontales, con operaciones de minería que comienzan en la parte superior y avanzan hacia abajo en fases.

### **2. Las cámaras y pilares Post**

En los yacimientos inclinados a un ángulo entre 20 y 25 grados, y con una mayor altura vertical, se utilizan junto con el relleno para rellenar los espacios minados. También sirven de plataforma de trabajo para la siguiente tajada de minería mientras se estabilizan los pilares. Utilizando una combinación de pilares y cámaras, la minería de poscámara y de pilares puede utilizarse para explotar diversos tipos de roca. La extracción de

mineralización en zanjas horizontales se realiza mediante la técnica de pilares y cámaras, que comienza en un nivel inferior y va subiendo. Los pilares se mantienen en su lugar dentro de la excavación escalonada para proporcionar soporte a la estructura del techo. Mediante el uso de relaves hidráulicos, se rellena la excavación anterior y se extrae a máquina la siguiente tajada, partiendo de la superficie que se ha rellenado previamente. El relleno se utiliza para cubrir los pilares, que se extienden por numerosos estratos. Este relleno se utiliza como soporte pasivo del pilar.

### 2.2.3. Teoría de Anderson

Considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro, describiéndose así;

$$B = Kx\sqrt{(D' \times L)}$$

**Donde:**

**B** = Burden

**D'** = Diámetro del taladro en pies.

**L** = Longitud del taladro en pies.

**Tabla 1.**

*Constante de tipo de roca*

TIPO DE ROCA	CONSTANTE K
Roca muy dura	1
Roca dura	1.5
Roca intermedia	2
Roca suave	2.5
Roca muy suave	3

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2001



## Fórmula de ASH

Considera un constante  $k_b$  que depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado:

$$B = \frac{(K_b) * \emptyset}{12}$$

**Donde:**

**B** = Burden.

**∅** = Diámetro de taladro.

**K<sub>b</sub>** = Constante, según la siguiente Tabla 4.

**Tabla 2.**

*Tipo de roca y explosivo*

TIPO DE ROCA Y EXPLOSIVO	VOLADURA EN MINA SUBTERRÁNEA (K <sub>b</sub> )
- Explosivos densos de densidad 1,6, en roca de baja densidad 2,2	20
- Explosivos densos de densidad 1,6, en rocas de densidad promedio 2,7	17
- Explosivos de densidad 1,2, en roca de densidad promedio 2,7	15
- Explosivos de baja densidad 0,8, en roca de densidad densa 3,2	10

Fuente: Voladura de rocas, Alfredo Cámac T. (2008)

### Espaciamiento

$$E = (K_e \times B)$$

**Donde:**

**K<sub>e</sub>** = 2,0 para iniciación simultánea de taladros.

**K<sub>e</sub>** = 1,0 para taladros secuenciados con retardos largos.

**K<sub>e</sub>** = 1,2 a 1,8 para taladros secuenciados con retardos cortos.



## Dimensionamiento de la voladura

a) **Volumen total (V) = (L x A x H)**

**Donde:**

$$V = \text{Volumen m}^3$$

$$L = \text{Largo, en m.}$$

$$H = \text{Altura, en m}$$

$$A = \text{Potencia, en m.}$$

Si deseamos obtener las cantidades en toneladas de material in situ, tenemos que multiplicar por la densidad promedio de la roca o el material que se pretende volarse.

$$\text{Ton (t)} = V \times \rho$$

**Donde:**

$$\rho = \text{Densidad de roca.}$$

$$V = \text{Volumen.}$$

b) **Cantidad de carga**

$$Qt = V \times \text{Kg/m}^3$$

c) **Espaciamiento (E)**

La distancia de una fila entre agujeros que se disparan con el mismo retardo, o entre agujeros que se disparan con diferentes y mayores retardos en la misma fila, se define como sigue:

Se determina en proporción a la longitud de la carga, la secuencia de disparo y el tiempo transcurrido entre cada agujero de la carga. Los espaciamientos muy pequeños, al igual que con la carga, dan lugar a un fuerte aplastamiento y caracterización en la abertura del agujero, lomos en el pie de la cara libre y grandes bloques en la sección de carga, entre



otras cosas. Los espaciamientos excesivos, por el contrario, dan lugar a una fractura insuficiente, hombros al pie del banco y una nueva cara libre muy desigual. Sin embargo, en realidad, suele ser igual a la carga para las mallas de perforación cuadradas, con  $E = B$ , y  $E = 1,3$  a  $1,5 B$  para las mallas rectangulares o alternas.

Cuando se utilizan cargas de precorte (voladura suave), la separación en la última fila de la voladura suele ser menor:  $E = 0,5$  a  $0,8 B$  cuando se desea reducir el efecto de retroceso de la voladura.

Utilizando la secuencia de salidas como criterio, el espaciado es generalmente  $E = 1,8 B$  para una voladura instantánea de una sola fila, por ejemplo, para una carga de  $1,5$  m ( $5'$ ), el espaciado será de  $2,9$  m ( $9'$ ). Cuando la relación entre la longitud del orificio y la carga ( $L/B$ ) sea inferior a  $4$  y haya una voladura simultánea de varias filas (retardo idéntico), la separación puede estimarse mediante la fórmula:

$$E = \sqrt{B \times L}$$

**Donde:**

**B** = Burden, en pies.

**L** = Longitud de taladros, en pies.

#### **d) Cálculo y distribución de la carga explosiva**

##### **1. Columna explosiva**

Se tiene en cuenta la parte activa del taladro de voladura, también conocida como “longitud de carga” de donde surge la reacción explosiva y la presión inicial de los gases sobre la pared del taladro.

La distribución de explosivos durante la maniobra es sumamente importante, dependiendo de las condiciones o condiciones del suelo. Consta principalmente de  $1/2$  a  $2/3$  de la longitud total y puede ser continua o segmentada.



Del mismo modo, solo se pueden aplicar cargas de fondo, hasta la mitad de las cargas de eje, cargas completas y cargas de sección (separadas o alternas) sujetas a los requisitos, inclusive de cada taladro de una voladura. La columna continúa normalmente aplicada a rocas quebradizas o menos eficientes que dan como resultado el mismo tipo de explosivo, en el caso de las rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: Teniendo a la carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC). (RAMOS AYCAYA Frank).

#### **2.2.4. Mecánica de rotura de rocas**

##### **a) Proceso de fracturamiento**

Para fragmentar la roca mediante una voladura, hay que utilizar un explosivo y la masa rocosa circundante debe reaccionar de una manera determinada. Se trata de un proceso de interacción complicado y rápido que incorpora la mecánica de las rocas, las ondas de presión, la energía y el tiempo termodinámicos y otros elementos.

Una explicación básica, ampliamente reconocida, predice que el proceso ocurre en múltiples fases desarrolladas prácticamente de forma concurrente en un periodo de tiempo muy corto, unos pocos milisegundos, según la explicación más aceptada. Cada una de las siguientes fases ocurre durante toda la explosión de una carga confinada, empezando por la fragmentación y progresando hasta el desplazamiento completo del material volado:

- Se tiene en cuenta el desplazamiento de la masa de escombros para formar un montón de escombros o escombros.
- La formación y expansión de gases a alta presión y temperatura hacen que las rocas se rompan y se muevan.
- Transmite una onda de choque a las rocas que empiezan a resquebrajarse.
- Explota y genera ondas de choque. (Javier RODRIGUEZ).



## b) Descripción del proceso

Justo después de la explosión, la onda de choque y los gases que se expanden rápidamente golpean la pared del pozo y provocan un efecto de impacto que se extiende a la formación geológica vecina. Sólo se produce una deformación elástica como resultado de las ondas o fuerzas de compresión que la atraviesan, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Debido a las fuerzas de tracción de las ondas que entran en la cara libre del frente de voladura, éstas son capaces de penetrar en la cara libre y en el pozo, provocando el hinchamiento del macizo rocoso. Es posible que la roca se rompa en una zona en la que se sobrepasa la línea de menor resistencia; en este caso, las ondas reflejadas son ondas de tensión que vuelven al punto de origen, creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos débiles naturales existentes y de los planos de debilidad, haciendo que la roca se agriete profundamente.

Un aumento casi simultáneo de la cantidad de gases liberados y que se expanden en la roca hace que ésta entre en las fracturas originales, ampliándolas por acción de cuña y produciendo otras nuevas, fragmentándola esencialmente. Siempre que se calcule correctamente la distancia entre el taladro y la cara libre entre los dos lugares, la roca entre los dos puntos debería ceder. A continuación, todos los gases restantes impulsan rápidamente la masa de material triturado hacia delante, donde continúa haciéndolo hasta que pierde su fuerza como resultado del enfriamiento y el aumento del volumen de la cavidad formada en la roca, momento en el que caen los fragmentos o escombros y se acumulan para formar la pila de escombros.

Debido a la colisión de los fragmentos de roca en el aire, en esta fase se produce más fragmentación. Debido a la rapidez con la que el explosivo reacciona en el barreno, su trabajo efectivo se considera realizado cuando el volumen de la masa ha aumentado hasta diez veces su volumen inicial, lo que tarda entre 5 y 10 milisegundos. Suele ser más



eficaz fracturar rocas compactas y homogéneas que las naturalmente ricas en figuras, ya que los gases de estas últimas tenderán a escapar por las fisuras, reduciendo la energía aprovechable de éstas. La detonación tiene un efecto de expansión esférica en teoría, pero en la práctica tiene una expansión cilíndrica porque los explosivos suelen cargarse en agujeros o perforaciones cilíndricas. Como resultado de la expansión del taladro en un entorno rígido, se induce un proceso conocido como "agrietamiento radial", que da lugar a la formación de planos de ruptura verticales que son paralelos al eje del centro del taladro.

### c) Fragmentación de la roca

Este proceso aún no se comprende del todo y se han propuesto varias ideas para explicarlo, las más destacadas son las siguientes:

- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.
- Teoría de liberación súbita de cargas.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- Teoría de caracterización.
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de expansión de gases.
- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).

Se considera que un proceso multietapas o multietapas ocurre simultáneamente en un tiempo muy corto, unos pocos milisegundos, durante los cuales se produce la detonación completa de la carga confinada. Esta es una ilustración simple y ampliamente aceptada y se resume en muchos de los conceptos cubiertos por estas teorías.

Estas etapas son:

- Explosión del explosivo y producción de una onda de choque.



- Transmite la onda de choque al macizo rocoso, haciendo que se rompa.
- La fractura y el movimiento de la roca son causados por la generación y expansión de los gases bajo alta presión y temperatura.
- El desplazamiento de la masa rocosa triturada, que da lugar a la formación del montón de escombros.

### **1. Carga de fondo (CF)**

Es necesaria una carga explosiva más potente y densa en el fondo de la perforación para destrozarse la zona más constreñida de la perforación y garantizar la rotura de la perforación hasta el nivel del suelo. Se utiliza junto con la sobrecarga para preservar el grado evitando la creación de protuberancias o crestas, así como para reducir la fragmentación gruesa debida a la presencia de piedras en el suelo.

Normalmente, tiene una longitud que es igual a la suma de la longitud del peso y la longitud de la sobrecarga: si  $B + 0,3 B$ , el resultado es:

$$CF = (1,3 \times B)$$

No debe ser inferior a  $0,6 B$  para que su tope superior esté al menos al nivel del suelo del banco. Se mide en kilogramos por metro cuadrado o libras por pie cuadrado de explosivo. Teniendo en cuenta, la longitud de la carga inferior variará de 30 a 45 pulgadas dependiendo de la resistencia de la roca y del diámetro de la carga.

### **2. Carga de columna (CC)**

Está ubicado en el sustrato y puede tener una densidad, amplitud o concentración más baja que el sustrato, ya que el confinamiento de rocas en esta región de la chimenea es menos severo que en el sustrato.

Se pondera en proporciones que van de 10/90 a 20/80. Cuando se mide la longitud del taladro, la diferencia entre ésta y el total de la carga de fondo más el bloque se utiliza para calcular la altura de la carga de la columna.



$$“CC = L - (CF + T)”$$

**Usualmente  $CC = 2,3 \times B$ .**

**a. Estimación de cargas**

Volumen a romper por taladro = Malla por altura de taladro.

$$V = (B \times E \times H) = m^3 \text{ por taladro}$$

Tonelaje: volumen por densidad de la roca o minera

**b. Volumen de explosivo**

Diámetro de taladro por longitud de la columna explosiva (columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas.

$$V_e = (\emptyset \times C_e), \text{ en } m^3$$

**c. Factor de carga (FC)**

Es la relación entre el peso de explosivo consumido y el volumen de material roto.

$$FC = (W_e/V)$$

**d. Tonelaje roto**

El tonelaje roto es considerado igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material.

$$\text{Tonelaje} = (V \times \rho_r)$$

**e. Perforación específica**

Es el número de metros o pies que se tiene que perforar por cada  $m^3$  de roca volada.

$$\frac{(L/H)}{B \times E}$$



**Donde:**

$L$  = Profundidad del taladro (altura de banco  $(H) - 0,3 B$ ).

$H$  = Altura de banco.

$B$  = Burden.

$E$  = Espaciamiento.

**f. Factor de perforación (FP)**

$FP = (H/B) \times E \times H$ , en  $m/m^3$

Luego:

Perforación total

FP x volumen total

**g. Cálculo general para carga de taladro**

$(0,34 \times \varnothing^2 \times \rho_e)$ , en lb/pie

Donde:

0,34: factor.

$\varnothing$ : diámetro del taladro, en pulgadas.

$\rho_e$ : densidad del explosivo a usar, en  $g/cm^3$

**h. Densidad de carga (Dc)**

$Dc = 0,57 \times \rho_e \times \varnothing^2 \times (L - T)$

**Donde:**

$Dc$  = Densidad de carga, en kg/tal.

0,57 = factor.

$\varnothing$  = Diámetro del taladro, en pulgadas.



$\rho_e$  = Densidad del explosivo a usar.

L = Longitud de perforación.

T = Taco.

### 2.2.5. Diseño de la Malla de Perforación

**Avance del disparo.-** Este se encuentra confinado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros de carga, el cual se debe mantener por debajo del 2%, los avances promedios y deben llegar al 95% de la profundidad del taladro L, esto es: (EXSA, 2001).

$$L = 0.15 + 34.1 \times D_2 - 39.4 \times D_2^2$$

$$D_2 = 0.95 \times L$$

**Donde:**

L = Profundidad del taladro (metros)

$D_2$  = Diámetro del taladro de alivio (metros)

Cuando se utilizan arranques con varios taladros vacíos en lugar de uno solo, entonces la ecuación anterior sigue siendo válida si:

$$D_2 = \sqrt{n} \times D_1$$

**Donde:**

$D_2$  = Diámetro de taladro de alivio equivalente

n = Número de taladros vacíos en el arranque

$D_1$  = Diámetro del taladro a cargar

avance de la voladura al 95 %



## Algoritmo de Holmberg

$$I = 0,95 \times H$$

### Donde:

**I** = Avance de la voladura (metros)

**H** = Profundidad de los taladros a perforarse (metros)

### a) Cálculo y distribución de la carga explosiva

#### Columna explosiva

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro.

Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada.

Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas o alternadas) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura. La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC).

#### Perforación de arranque

**Arranque:** Son los taladros que van a permitir hacer una cara libre más y a partir de esta segunda cara libre generada, se amplía la abertura con los taladros de primera y



segunda ayuda, que están alrededor del arranque, hasta que la delimitación sea total de la labor a ejecutar. En toda malla de perforación se debe mantener la simetría de los taladros de tal forma de generar una buena secuencia de salida.

### **Tipos de arranques**

Hay varios tipos de arranque que reciben diferentes nombres, según su forma o el lugar donde se le ha usado primero. Pero todos los tipos de cortes podemos agruparlos en tres:

#### **1. Cortes angulares**

Son agujeros que forman un ángulo en la cara donde se perforan, de manera que en el momento de la explosión forman un “cono” de base ancha (lado libre) y profundidad modesta, según el tipo de cara. Suelo. Tenemos las siguientes secciones transversales:

- Corte en pirámide.
- Corte en Cuña o en “V”

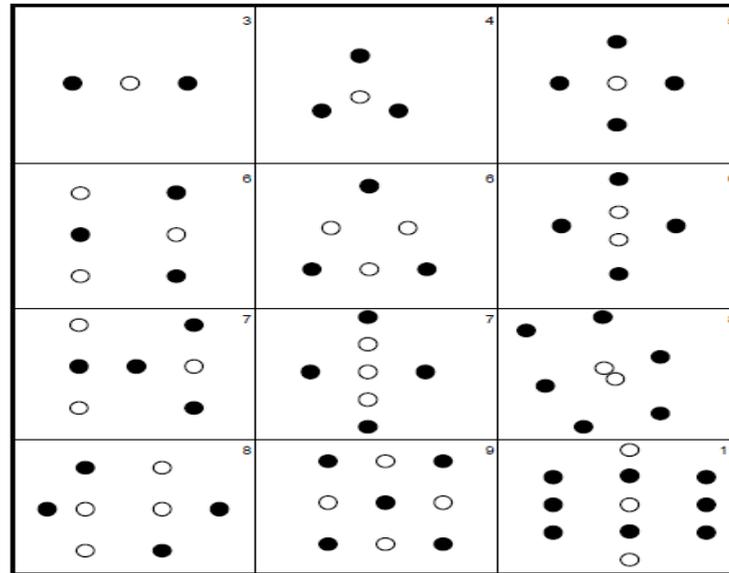
#### **2. Cortes paralelos**

Consiste en tres o más taladros horizontales, que son exactamente paralelos entre sí y paralelo al eje de la galería; cuanto más duro es el terreno, estos taladros deberán estar más cerca uno a otro.

De los taladros que forman el corte, uno o más se dejan sin cargar (Taladros de Alivio), con el objeto de que dejen un espacio libre que facilite la salida de los otros que están cargados. De estos taladros de alivio depende mucho el avance que se puede lograr en un solo tiro, es decir a mayor diámetro de taladros de alivio mayor será el avance.

### 3. Cortes combinados

Son la combinación de cortes en pirámide y Cortes en “V”. Las variantes del corte “QUEMADO” son: Corte crack y Corte escalonada.



*Figura 1.* Tipo de arranque corte Quemado.

#### b) Distribución y denominación de taladros

Proporciona una distribución concéntrica de brocas, con brocas de corte o perforación ubicadas en el centro de la zona de disparo, en las siguientes categorías:

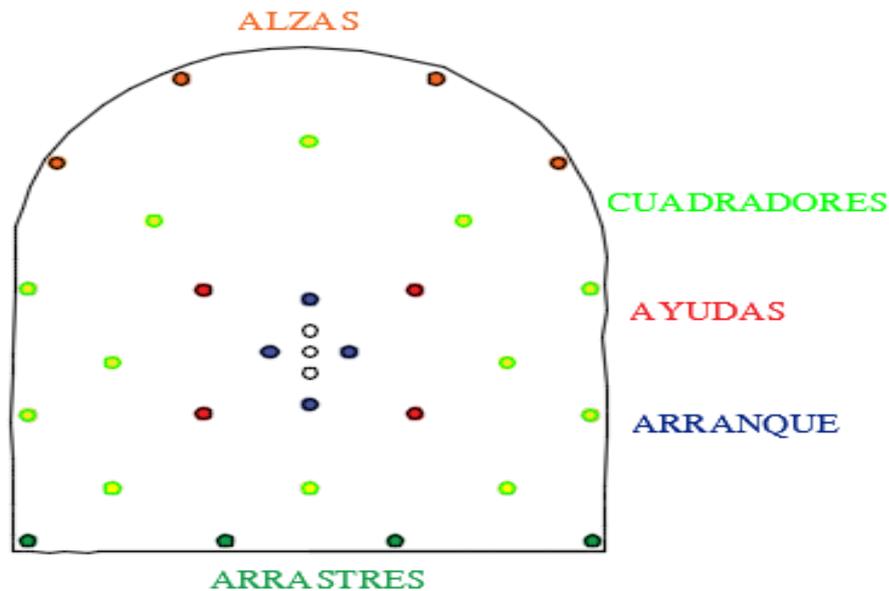
**Alzas.** - Son los que ayudan a crear la bóveda o techo de la galería. A veces se les denomina "agujeros de corona".

**Cuadradores.**- Son las aberturas laterales (frontones) que sirven de estructuras de flanqueo de la galería.

**Ayudas.** - Son los agujeros que rodean a los agujeros de inicio y sirven como salidas del primer hueco que se creó. En función del tamaño de la cara, la cantidad y distribución de estas estructuras, así como su carga y espaciado, varía.

**Arranque.** - Son los agujeros que se disparan inicialmente, dando lugar a la formación de la primera cavidad. De tal forma, la carga explosiva es mayor que la de los otros agujeros.

**Arrastres.** - Se trata de los agujeros que se encuentran en el suelo de la galería y que se disparan al final de todo el proceso.



*Figura 2.* Formas de distribución de taladros

### 2.2.6 Origen del yacimiento

La mineralización fue de origen hidrotermal, emplazada en fracturas de relleno, la temperatura de formación corresponde a yacimientos Mesotermales de 100°C a 200°C.

El yacimiento de la mina Esperanza se encuentra en los niveles altos del sistema hidrotermal. Las principales alteraciones hidrotermales que afectaron a las rocas encajonantes fueron la propilítica (clorita, epidota, calcita) y la argílica (caolinita). La falla Medanos fue la falla principal que ejerció el control de la mineralización, esta falla deformó a las rocas del Cretácico Superior y fue activa durante el Neógeno y Mioceno. (Ver anexo N° 2)



## **2.3. DEFINICIONES CONCEPTUALES**

### **1. Perforación**

Para llevar a cabo la detonación, es necesario limitar el explosivo, esto se logra mediante la perforación de agujeros en la roca. Este proceso de perforar rocas se llama agujeros de escariado, y los agujeros mismos se llaman brocas. La mayoría de las veces, cuanto más blanda es la roca, más rápida es la tasa de penetración; Sin embargo, cuanto más comprimida esté la roca, mayor será la fuerza y el par necesarios para perforarla.

Aprovechando el comportamiento de deformación elástica-frágil de las rocas, la perforación se centra en concentrar una gran cantidad de energía en una superficie minúscula para vencer la resistencia de la roca y extraer de ella información valiosa.

Es el paso inicial en el proceso de preparación para el arenado. Para alojar el explosivo y sus accesorios de iniciación, es necesario abrir agujeros cilíndricos en la roca. Estos agujeros se denominan taladros, agujeros, barrenos o perforaciones.

### **2. Malla de perforación**

Se refiere a la forma en que se dispersan los agujeros de una voladura, teniendo en cuenta el vínculo entre la carga y el espaciamiento, junto con la relación entre la dirección y la profundidad de los agujeros.

### **3. Subterráneo**

Excavación bajo la superficie del suelo, ya sea artificial o natural.

### **4. Frente**

Es el lugar donde se sitúan los empleados y el equipo de perforación para avanzar en una galería o travesía mediante voladura y perforación.



## **5. Parámetros**

En la práctica, se pueden conseguir muchas proporciones diferentes mediante la observación en el lugar de trabajo, y se denominan "observaciones en el lugar de trabajo".

## **6. Burden**

La distancia entre la barrena y la cara libre de la roca, medida perpendicularmente al eje de la perforación. Roca, tabla y línea de menor resistencia son otros términos para referirse a la línea de menor resistencia de la cara libre.

Es la distancia entre el pie del pozo o su eje y la cara libre perpendicular más cercana. La distancia entre filas de agujeros en una voladura también se mide de esta manera.

## **7. Explosivos**

Un fulminante u otro estímulo externo los hace reaccionar con extrema ferocidad en un instante, y son compuestos químicos que llevan una gran cantidad de energía potencial.

Es posible pedirlos en una variedad de configuraciones de potencia, tamaño y resistencia al agua.

## **8. Chimenea**

Se realiza un trabajo vertical sobre un mineral o veta, con porciones que varían en forma y tamaño.

## **9. Arranque**

Un frente libre se crea con taladros de chispa que han sido previamente perforados y cargados con una broca.



### **10. Factor de carga ( $\text{kg}/\text{m}^3$ )**

Se refiere a la cantidad de explosivo utilizado por metro cúbico de roca volada durante la operación de voladura.

### **11. Sensibilidad**

Además de la capacidad de propagación de un explosivo en una columna explosiva, se controla el diámetro crítico a partir del cual el explosivo rinde bien.

### **12. Macizo rocoso**

Las discontinuidades y los trozos de matriz de roca constituyen la matriz de roca.

### **13. Voladura**

La explosión de una combinación exclusiva provoca un fenómeno físico-químico en el que un trozo de roca o de mineral se rompe.

### **14. Yacimiento**

Aparición o concentración natural de uno o varios minerales.



## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. UBICACIÓN

La Unidad Minera Esperanza de Caravelí - Arequipa., se encuentra ubicada en el flanco Occidental de la Cordillera Occidental de los Andes, dentro de la jurisdicción de: (Ver anexo N° 1).

Distrito : Atico  
Provincia : Caravelí  
Departamento : Arequipa

Dentro de las coordenadas U.T.M.

Este : 452 205  
Norte : 8 383 034

#### 3.2. ACCESIBILIDAD

Se ubica políticamente en el paraje Cebadilla, distrito de Atico, provincia de Caraveli, departamento de Arequipa. El acceso a la mina Esperanza se realiza a través de la carretera Panamericana Sur siguiendo la ruta de la siguiente Tabla 3.

**Tabla 3.**  
*Ruta de Acceso a la Unidad Minera*

Origen	Destino	Distancia (Km)	Tipo de carretera	Tiempo de viaje
Puno	Juliaca	45	Asfaltada	50 minutos
Juliaca	Arequipa	175	Asfaltada	4 horas 10 minutos
Arequipa	Atico	413	Asfaltada	6 horas
Atico	Km 40 (desvío)	40	Afirmada	1 hora
Km 40	Minera Esperanza de Caraveli	34	Afirmada	1 hora
Distancia total Puno-Minera Caraveli = 707 Kilómetros				
Tiempo aproximado de viaje = 13 Horas				



### **3.3. DISEÑO METODOLÓGICO**

Según las características del estudio de investigación es de tipo descriptivo, el estudio se refiere a la minimización de costos de producción aurífera mediante el método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

La metodología para desarrollar el estudio de investigación, consistió en su primera etapa en realizar la evaluación de los costos de producción aurífera en el Tajeo San Juan al utilizar el método de explotación de Corte y Relleno Convencional, los datos de las operaciones mineras unitarias de perforación, voladura, limpieza, sostenimiento, relleno y ventilación, se han registrado en las fichas de control y posteriormente se ha determinado los costos de producción con el sistema de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, los datos se han recopilado en las fichas de control, estas operaciones se han realizado durante 12 días, equivalente a 24 guardias, en donde se evaluó los costos de producción aurífera en las diferentes operaciones unitarias y equipos utilizados en el sistema de explotación de Corte y Relleno Ascendente. Para determinar los costos y ventajas de los métodos de explotación realizó un análisis de los costos de producción aurífera de los métodos de Corte y Relleno Ascendente Convencional y Mecanizado con la finalidad de seleccionar el método de explotación más adecuado según las características del yacimiento de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

### **3.4. POBLACIÓN**

La población considerada para el estudio de investigación estuvo constituida por las labores subterráneas de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa. Según Hernández (2014) la población o universo es un conjunto de todos los elementos concuerdan con ciertas especificaciones.

### 3.5. MUESTRA

La muestra para el presente estudio de investigación está constituida por el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa. (Hernández – Sampieri, 2014), define que la muestra es, en esencia un subgrupo de la población, es decir es un subconjunto de elementos que integran a ese conjunto definido que es la población.

### 3.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

#### 3.6.1. Variable independiente

Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente aplicado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

#### 3.6.2. Variable dependiente

Costos de explotación en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

**Tabla 4.**  
*Operacionalización de variables*

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
<b>Variable independiente:</b>		
Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente aplicado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.	- Diseño de labores	- Metros
	- Diseño de malla	- N° de Tal.
	- Tiempo de carguío	- Minutos
	- Tiempo de acarreo	- Minutos
	- Distancia recorrida	- Metros
<b>Variable dependiente:</b>		
Costos de producción en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.	- Costo de Explotación	- US\$/Tm
	- Costos de perforación	- US\$/Tm
	- Costos de voladura	- US\$/Tm
	- Costos de carguío	- US\$/Tm
	- Costos de acarreo.	- US\$/Tm
- Costos de sostenimiento	- US\$/Tm	



### 3.7. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Es fundamental conocer los procedimientos que se utilizaron, como las comparaciones de costes unitarios y los datos técnicos en la “Unidad Minera Esperanza de Caravelí”, para evaluar su eficacia.

La recolección de datos se realizó mediante tarjetas de control, y las variables que se tomaron en cuenta fueron el volumen de mineral, el peso específico, el control de los tiempos de carga y acarreo del mineral, y las toneladas de mineral producidas. Para obtener la información se utilizaron métodos estadísticos.

El tratamiento se llevó a cabo utilizando la estadística descriptiva. La recogida de datos se realiza mediante el uso de informes organizados por año, mes y día.

#### 3.7.1 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos empleados fueron la liquidación mensual para comprobar el resumen diario de producción y el informe diario de explotación, así como el informe mensual de explotación y las fotografías tomadas durante el ciclo de explotación.

##### **Reporte diario de operación**

- Número de horas operadas del equipo
- Control de tiempo de carguío y acarreo del mineral
- Control de tiempo de perforación del tajeo
- Consumo de explosivos y accesorios
- Producción diaria
- N° de taladros disparados
- N° de taladros perforados

##### **Datos**

- Leyes de minerales (muestreo sistemático)
- Datos geo mecánicos. (Tipos de Roca RMR)



- Datos Topográficos (Rumbo y buzamiento de la veta)

### 3.7.2 Técnicas para el procesamiento de la información

Las técnicas aplicadas son:

- Información de fichas de costos unitarios.
- Información de reporte diario de operación mina
- Revisión de los datos.
- Cuadros estadísticos.
- Revisión documental
- Observación directa

**Datos cuantitativos:** Se incluyen análisis de movimientos de materiales, tablas de estadísticas, resúmenes de controles de operaciones, controles de producción y tablas.



## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS

El estudio de investigación se realizó en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

Los parámetros considerados en la mina son los siguientes:

Tipo de roca	: Semidura
Densidad de roca	: 2,60 t/m <sup>3</sup>
Equipo de perforación	: Stoper RNP
Ancho del tajeo	: 1,90 m
Longitud del tajeo	: 45 m
Tipo de perforación	: Realce
Diámetro del taladro	: 38 mm
Longitud de barreno	: 1,82 m
Longitud efectiva de perforación	: 1,65 m
Número de cartuchos/taladro	: 6 Unidades
Explosivo Semexsa	: 65 % , 45 %
Buzamiento de la veta	: 82 grados
Inclinación de perforación	: 74 grados

#### 4.2. PARÁMETROS GEOMECÁNICOS

Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían: En la zona mineralizada presenta una roca de tipo IIIA con un RMR de 55 a 68, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 2,75 a 3,42 y un GSI de MF/R.



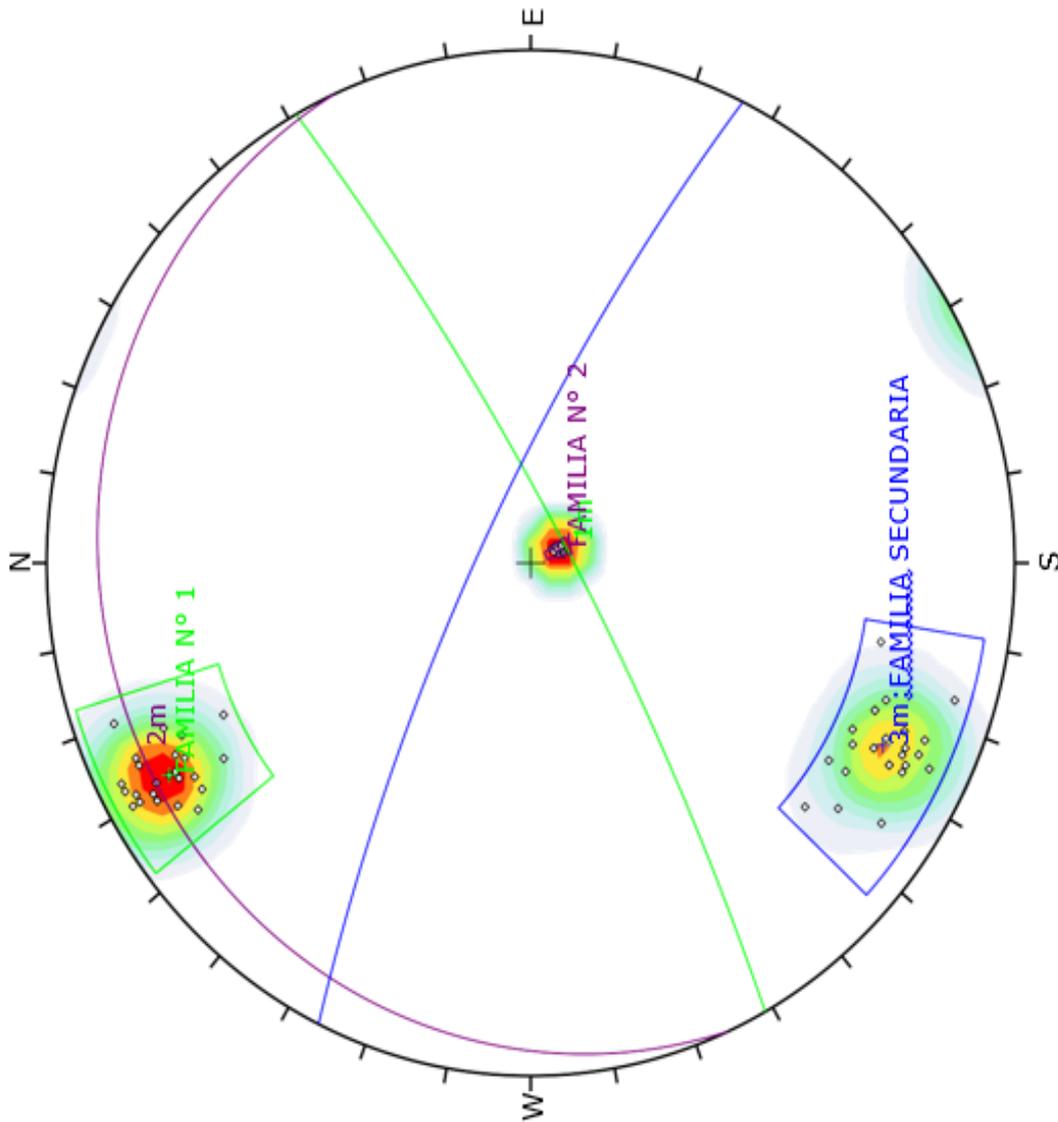
### 4.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

En primer lugar, se presentan tres sistemas de clasificación geomecánica de la masa rocosa, los cuales son los más empleados en la ingeniería de rocas: el Sistema RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989), el Sistema Q de Barton (1974) y el Índice Geológico de Resistencia GSI.

Luego, utilizando los sistemas señalados, se realizaron una serie de aplicaciones, como: la estimación de los techos máximos de las excavaciones, la estimación de los tiempos de auto sostenimiento y la estimación del sostenimiento permanente y temporal. Adicionalmente, se presenta una guía para la selección del sistema de pernos y el dimensionamiento de los mismos. (Robles, N. 1994).



JRC (BARTON BANDIS)	16	DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	III REGULAR
------------------------	----	-------------	-------------	----------	-------------	---------	------------	-------------



Symbol	Feature
◊	Pole Vectors

Color	Density Concentrations
Blue	0.00 - 3.00
Light Blue	3.00 - 6.00
Light Green	6.00 - 9.00
Green	9.00 - 12.00
Yellow-Green	12.00 - 15.00
Yellow	15.00 - 18.00
Orange	18.00 - 21.00
Red-Orange	21.00 - 24.00
Red	24.00 - 27.00
Dark Red	27.00 - 30.00

Contour Data	
Maximum Density	Pole Vectors
Contour Distribution	29.63%
Counting Circle Size	Fisher
	1.0%

Plot Mode	
Vector Count	Pole Vectors
Hemisphere	69 (69 Entries)
Projection	Lower
	Equal Angle

Figura 3. Estereograma de fracturas preferenciales.

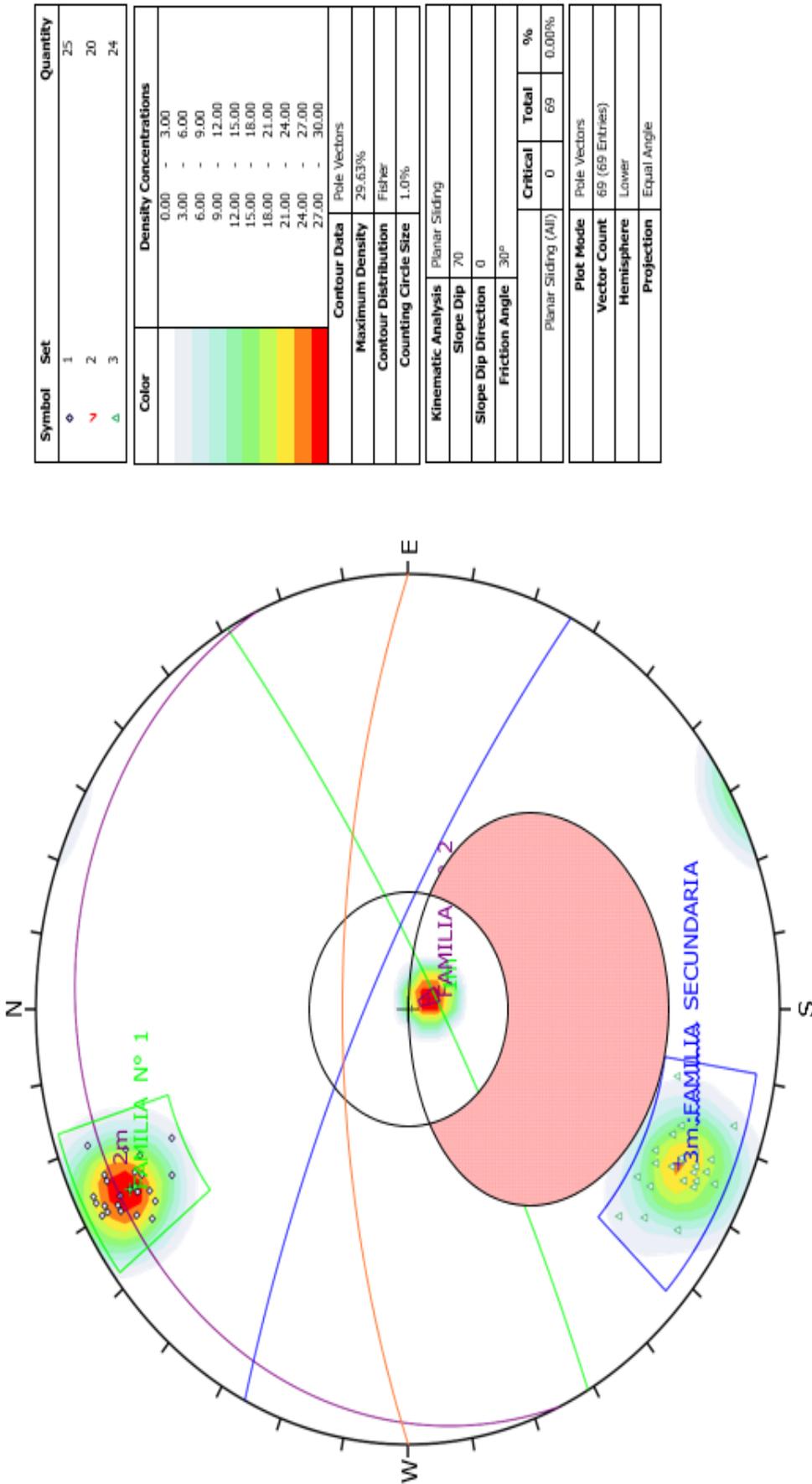
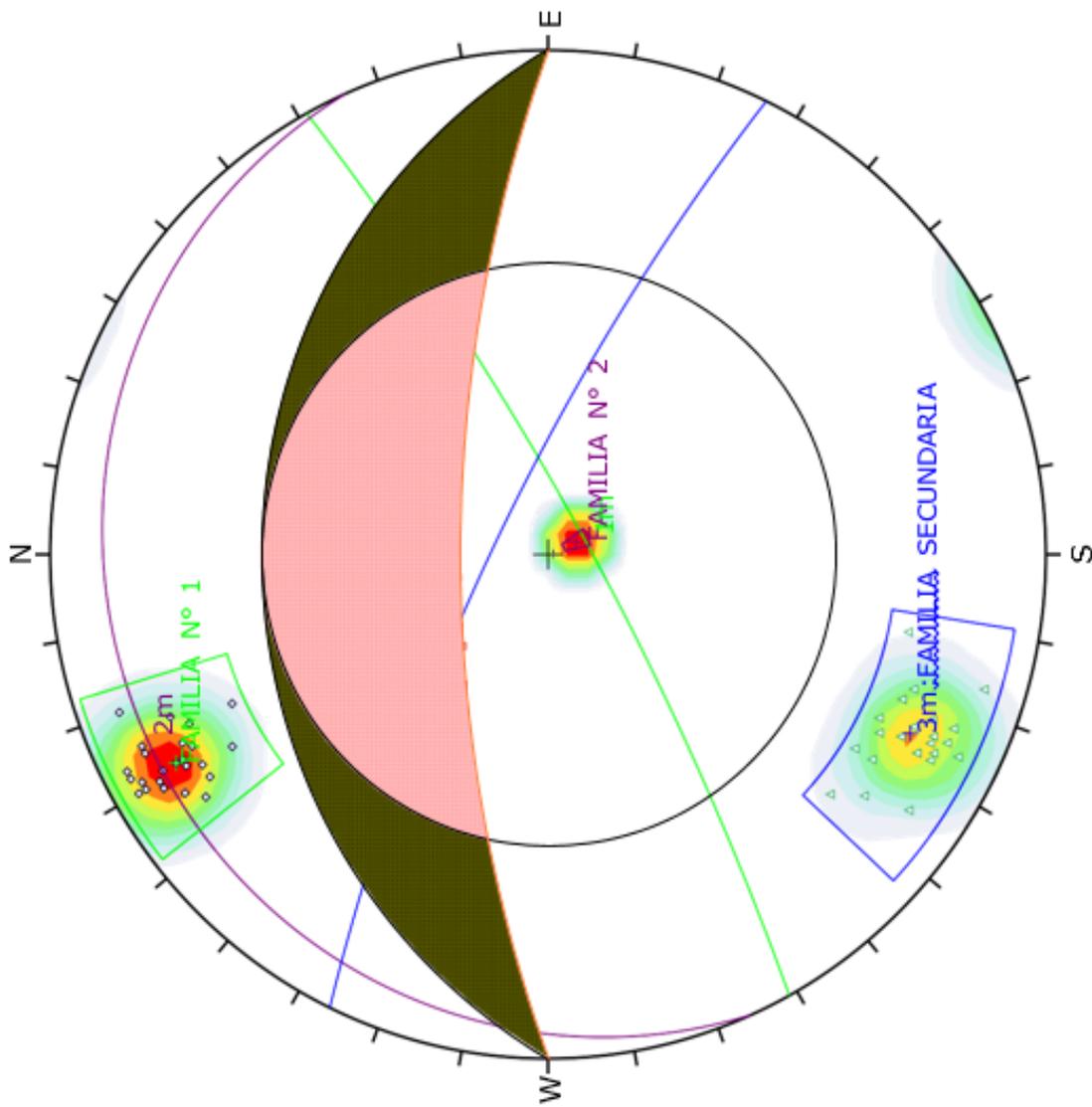


Figura 4. Estereograma de deslizamiento de fracturas que se aproximan a la Normal.



Symbol	Set	Quantity
◇	1	25
▽	2	20
△	3	24

Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
0.00	- 3.00
3.00	- 6.00
6.00	- 9.00
9.00	- 12.00
12.00	- 15.00
15.00	- 18.00
18.00	- 21.00
21.00	- 24.00
24.00	- 27.00
27.00	- 30.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	29.63%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Kinematic Analysis	Wedge Sliding
Slope Dip	70
Slope Dip Direction	0
Friction Angle	30°

	Critical	Total	%
Wedge Sliding	86	2341	3.67%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	69 (69 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	2341
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura 5. Estereograma de equilibrio de fracturas de la familia N° 1.

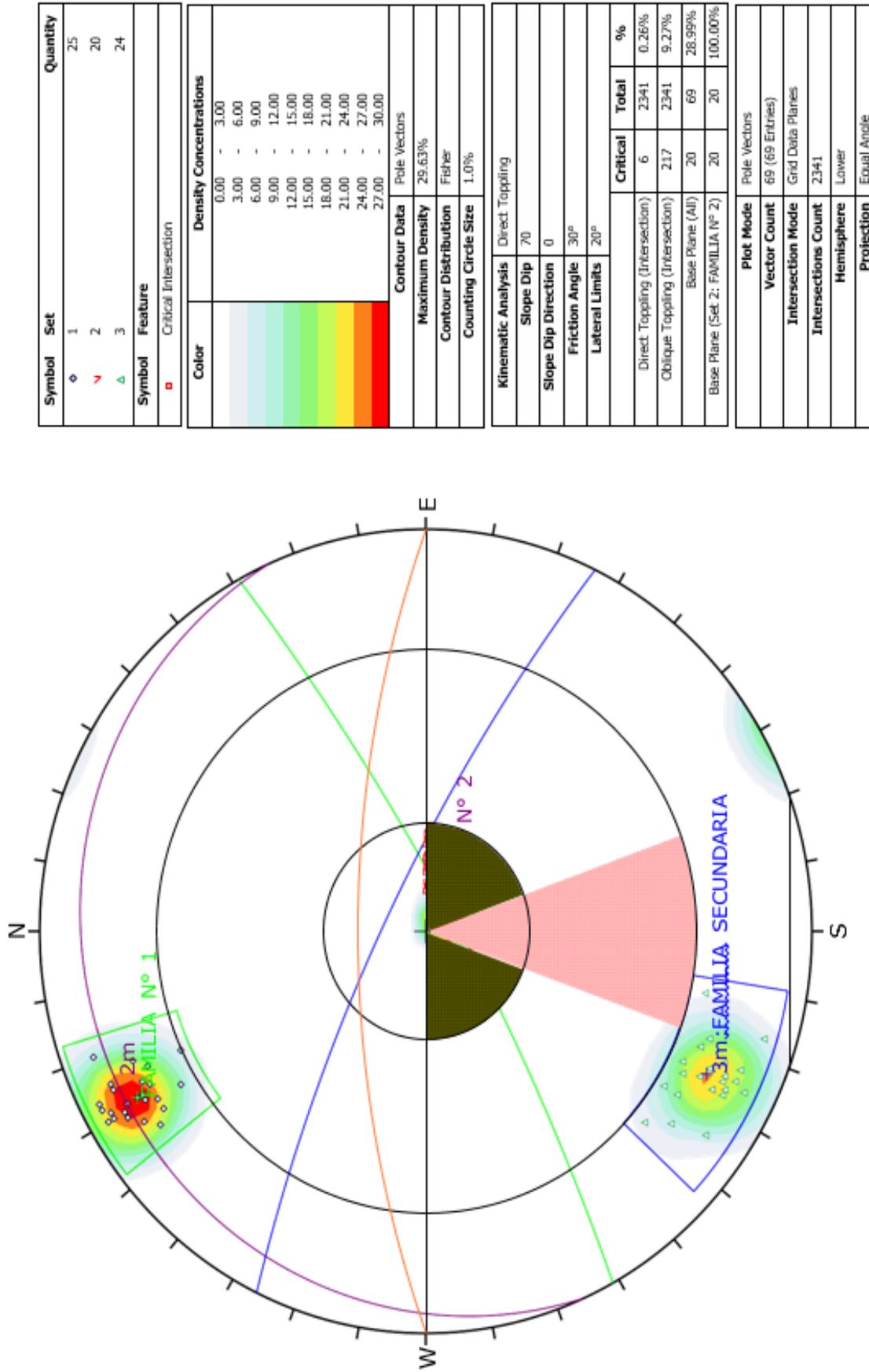
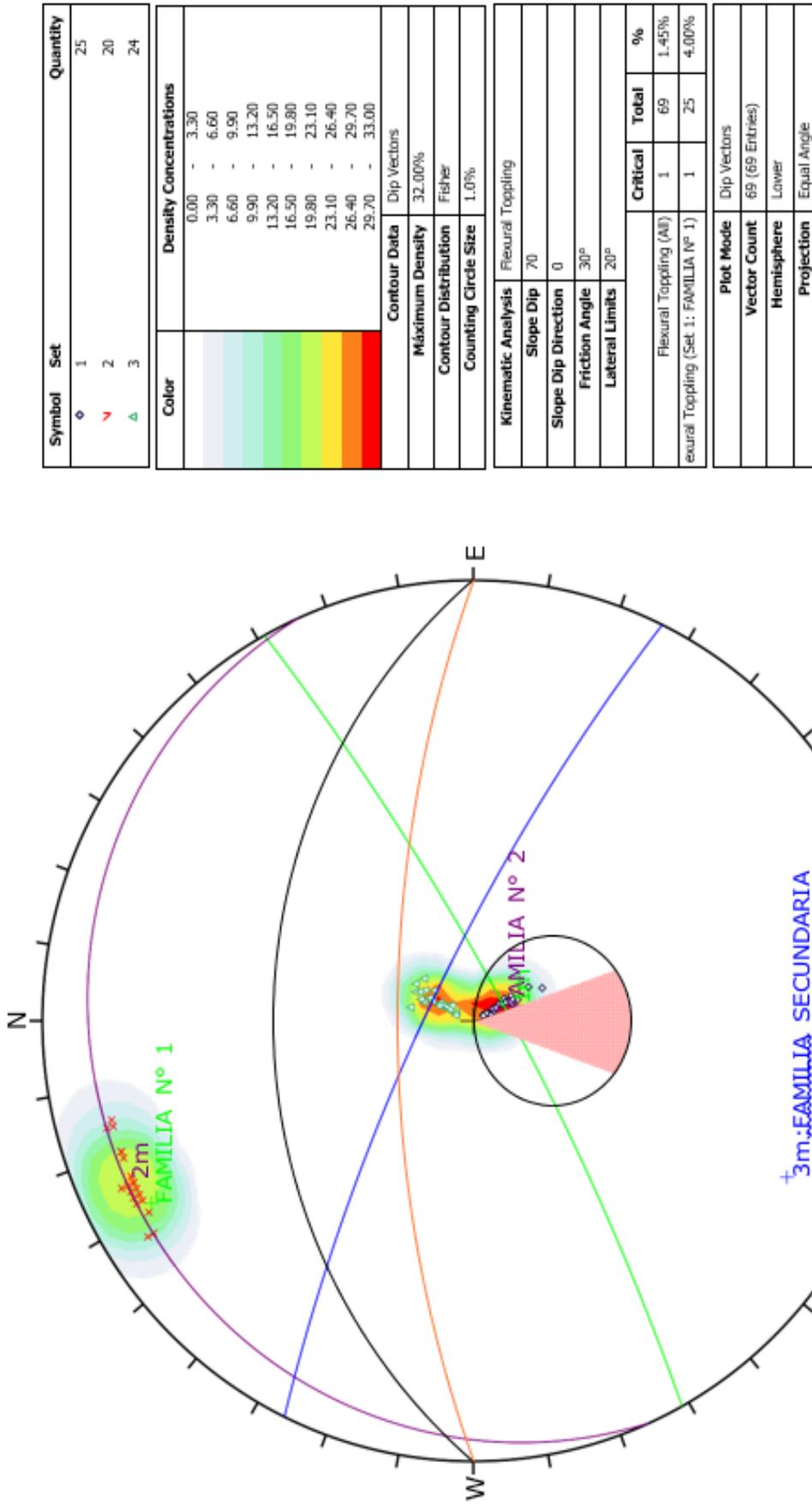


Figura 6. Estereograma de equilibrio de fracturas de la familia N° 3.



**Figura 7.** Estereograma de equilibrio de fracturas de la familia N° 2.



#### **4.4. SISTEMA RMR**

En esencia consiste en determinar a cada tipo de macizo rocoso un índice de calidad denominado RMR, que depende de:

- Efecto del agua
- Condiciones de diaclasamiento
- Resistencia a compresión simple de la roca matriz

#### **4.5. RESULTADOS POR OBJETIVOS**

##### **OBJETIVO 01**

Determinar los costos de explotación aurífera con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

#### **4.6. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**

Este método es conocido también con el término Over Cut and Fill, El mineral se extrae en franjas horizontales y/o verticales, comenzando en el fondo del pozo y progresando hacia arriba en dirección vertical.

Cuando se ha retirado toda la franja, el volumen equivalente se rellena con material estéril (relleno), que se utiliza como superficie de trabajo para los empleados durante todo el proceso de extracción. Al mismo tiempo, sirve de soporte a las paredes, actuando como plataforma para la siguiente rebanada a extraer, y en raras ocasiones, al techo en determinadas circunstancias.

##### **a) Características del método**

Es posible utilizar la minería de corte y relleno en yacimientos que presentan las siguientes características.

- Límites regulares del yacimiento.
- Potencia moderada.



- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente incompetente.
- Fuerte buzamiento, superior a los 60° de inclinación.

## **b) Ventajas y desventajas del método de explotación**

### **Ventajas:**

- Es adecuado para tanques con parámetros físico-mecánicos inadecuados.
- Alcanzar un alto grado de mecanización.
- Es un método seguro.
- Es altamente selectivo, que se pueden trabajar en secciones de alta ley y dejar zonas de baja ley sin explotar.
- La recuperación es al 100%.

### **Desventajas:**

- Consumo elevado de materiales de fortificación.
- Bajo rendimiento debido a la paralización de la producción, trayendo como consecuencia del relleno.
- Costo de explotación elevado.

## **c) Condiciones de diseño**

### Aplicados en yacimientos:

- Disponibilidad del material de relleno.
- El mineral debe tener buena ley.
- Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
- Con cajas medianamente competentes.
- En cualquier depósito y terreno.
- Con buzamientos pronunciados.



## d) Ciclo de minado

### **Perforación**

Además de las máquinas Jack-Leg y Stoper, en el proceso de perforación se utilizan barrenas de 5 pies, lo que da lugar a una media de 20 agujeros cada día. Cuando se requiere una perforación horizontal, se utilizan máquinas Jack-Leg, y como están equipadas con un mecanismo de empuje, la pala neumática permite que la máquina se incline hasta un ángulo bastante alto, un 10% en las chimeneas Stoper y un 50% en las Stopes. Por lo tanto, este equipo es esencial en la construcción de chimeneas, ya que está destinado a perforar agujeros verticales o muy cercanos a la vertical.

Es necesario utilizar dos sistemas de perforación distintos: uno es la perforación vertical o inclinada hacia el techo (que es más frecuente en la minería), y el otro es la perforación horizontal (que no es tan común en la minería). Como inconveniente, cuando se extrae el mineral de la mina, la altura del pozo se eleva a una media de 7,5 metros sobre el nivel del suelo. La voladura genera un techo áspero, que hace más difícil mantener el control sobre el techo y puede ser inseguro para el operador de la mina.

### **Voladura**

El diseño de la malla de perforación influye en la fragmentación del mineral, así como en otros parámetros como la densidad de la carga explosiva, la secuencia de iniciación y otros factores. Estos parámetros se derivan de la experiencia previa de los supervisores y de ciertas teorías vigentes en nuestro entorno. Los accesorios de voladura como conectores, fulminantes, cable detonante, mecha lenta, nonel y fanel, entre otros, se utilizan junto con las dinamitas procedentes de diversas empresas.



## **Limpieza y acarreo**

Uno de los procesos unitarios más significativos en el tajo de corte y relleno es el transporte de material. Es la geometría del tajo la que dicta el proceso de limpieza, que en realidad se divide en dos operaciones: acarreo y transporte. En muchas minas, las distancias entre los equipos de acarreo y transporte vienen determinadas por el radio de acción de los equipos. Cuando se trata de filones finos (tajos largos), sólo es posible examinar dos tipos distintos de equipos.

El paso de mineral, los tajos sencillos y las grandes cantidades de mineral pueden suministrarse directamente a los tajos al colocar las tolvas; esto puede admitirse en potencias horizontales de 2 - 5 m, tajos cada 5 - 7 m, y colocarse en el centro del tajo cuando se utiliza un enfoque tradicional.

El uso de un carro minero manual o motorizado: Resulta fascinante tender una vía férrea, cargar el mineral en un vagón y luego transportar este vagón hasta el vertedero más cercano, siendo el vagón capaz de transportar hasta 40 metros de media. Se ha conseguido mejorar la velocidad de carga incorporando una pala motorizada al sistema de vías.

## **Sostenimiento**

Existen dos tipos de sistemas de sostenimiento: naturales y artificiales. Los sistemas de sostenimiento naturales deben cumplir ciertos requisitos para poder ser utilizados, como que el mineral y la roca de recubrimiento sean relativamente competentes, es decir, de un alto grado de clasificación geomecánica. Los sistemas de apoyo artificiales deben cumplir unos requisitos específicos para poder ser utilizados (II o I). Por el contrario, en el segundo escenario, cuando el suelo es de mala calidad, es necesario utilizar diferentes formas de sostenimiento para evitar



el derrumbe de las labores y garantizar la seguridad de los trabajadores y de la obra.

(Ver anexo N° 3).

#### **4.7. COSTOS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**

Para calcular los costos del sistema se ha considerado de:

Ancho del tajeo = 1,90 m

Longitud efectiva de perforación = 1,64 m

Longitud del tajeo para el 1° disparo = 9 m

Densidad de roca = 2,60 t/m<sup>3</sup>

Volumen = 1,90 m x 1,64 m x 9 m = 28,04 m<sup>3</sup>

Tm = 28,04 m<sup>3</sup> x 2,60 t/m<sup>3</sup>

**Tm = 72,90**

##### **a) Costo de perforación**

Personal requerido para perforación = 4

Máquina perforadora = 1 Stoper

Barra cónica = 1 Barra

Broca = 38 mm

Aceite de perforación para la máquina

Para calcular los costos de perforación se ha considerado lo siguiente:

- Tm de mineral producido en el tajeo de explotación por guardia
- Costo de mano de obra
- Costo de máquina perforadora
- Costo de materiales de perforación
- Costo de herramientas y otros materiales
- Costo de implementos de seguridad



**Costo de perforación = 6,27 US\$/Tm**

**b) Costo de voladura**

Personal requerido = 2

Explosivo semexsa 65%

Fulminante N° 8

Mecha de seguridad

Para calcular los costos de voladura se ha considerado lo siguiente:

- El número de taladros perforados por guardia
- Tm de mineral producido en el tajeo por guardia
- Costo de mano de obra
- Costo de explosivo dinamita 65%
- Costo de fulminante N°8
- Costo de mecha de seguridad
- Costo de herramientas

**Costo de voladura = 7,05 US\$/Tm**

**c) Costo de limpieza**

Personal requerido = 2

Winche neumático = 2 de 10 HP

Accesorios y otros

Para calcular los costos de limpieza se ha considerado lo siguiente:

- Tm de mineral a limpiar por guardia
- Tiempo de limpieza
- Costo hora máquina
- Costo de mano de obra (operador)



**Costo de limpieza = 4,85 US\$/Tm**

**d) Costo de sostenimiento**

Personal requerido = 3

Materiales y herramientas

Para calcular los costos de sostenimiento se ha considerado lo siguiente:

- Costos de puntales de madera
- Tiempo de instalación
- Costo de herramientas
- Costo de mano de obra

**Costo de sostenimiento = 2,78 US\$/Tm**

**e) Costo de relleno**

Personal requerido = 4

Para calcular los costos de relleno se ha considerado lo siguiente:

- Tm de material de relleno
- Tiempo de traslado material
- Costo hora máquina
- Costo de mano de obra

**Costo de relleno = 4,45 US\$/Tm**

**f) Costo de ventilación**

Personal requerido = 2

Para calcular los costos de ventilación se ha considerado lo siguiente:

- Cálculo de aire requerido
- Tiempo de ventilación
- Costo hora- ventilación
- Costo de materiales y equipos de ventilación.



**Costo de ventilación = 3,26 US\$/Tm**

**Tabla 5.**

*Resumen de Costos con el Método de Corte y Relleno Ascendente Convencional*

<b>DESCRIPCION</b>	<b>US\$/Tm</b>
Costo unitario de perforación	6,27
Costo unitario de voladura	7,05
Costo unitario de limpieza	4,85
Costo unitario de sostenimiento	2,78
Costo unitario de relleno	4,45
Costo unitario de ventilación	3,26
<b>Costo total con el método de explotación</b>	<b>28,66</b>

Fuente: Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

**OBJETIVO 02:**

Minimizar los costos de explotación aurífera con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

**4.8. COSTOS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**

**MECANIZADO**

Para calcular los costos del sistema se ha considerado de:

Ancho del tajeo = 1,90 m

Longitud efectiva de perforación = 1,70 m

Longitud del tajeo para el 1° disparo = 9 m

Densidad de roca = 2,60 t/m<sup>3</sup>

Volumen = 1,90 m x 1,70 m x 9 m = 29,07 m<sup>3</sup>

Tm = 29,07 m<sup>3</sup> x 2,60 t/m<sup>3</sup>

**Tm = 75,58**

**a) Costo de perforación**

Personal requerido para perforación = 4



Máquina perforadora = 1 Stoper

Barra cónica = 1 Barra

Broca = 38 mm

Aceite de perforación para la máquina

Para calcular los costos de perforación se ha considerado lo siguiente:

- Tm de mineral producido en el tajeo de explotación por guardia
- Costo de mano de obra
- Costo de máquina perforadora
- Costo de materiales de perforación
- Costo de herramientas y otros materiales
- Costo de implementos de seguridad

**Costo de perforación = 5,85 US\$/Tm**

**b) Costo de voladura**

Personal requerido = 2

Explosivo semexsa 65%

Fulminante N° 8

Mecha de seguridad

Para calcular los costos de voladura se ha considerado lo siguiente:

- El número de taladros perforados por guardia
- Tm de mineral producido en el tajeo por guardia
- Costo de mano de obra
- Costo de explosivo dinamita 65%
- Costo de fulminante N°8
- Costo de mecha de seguridad



- Costo de herramientas

**Costo de voladura = 6,18 US\$/Tm**

**c) Costo de limpieza**

Personal requerido = 4

Scooptram = 2 de 2,5 Yd<sup>3</sup>

Dumper = 2 de 10 Tm

Accesorios y otros

Para calcular los costos de limpieza se ha considerado lo siguiente:

- Tm de mineral a limpiar por guardia
- Tiempo de limpieza
- Costo hora máquina
- Costo de mano de obra (operador)

**Costo de limpieza = 4,39 US\$/Tm**

**d) Costo de sostenimiento**

Personal requerido = 3

Materiales y herramientas

Para calcular los costos de sostenimiento se ha considerado lo siguiente:

- Costos de pernos Split set y malla electrosoldada
- Tiempo de instalación
- Costo de herramientas
- Costo de mano de obra



**Costo de sostenimiento = 2,45 US\$/Tm**

**e) Costo de relleno**

Personal requerido = 4

Para calcular los costos de relleno se ha considerado lo siguiente:

- Tm de material de relleno
- Tiempo de traslado material
- Costo hora máquina
- Costo de mano de obra

**Costo de relleno = 4,34 US\$/Tm**

**f) Costo de ventilación**

Personal requerido = 2

Para calcular los costos de ventilación se ha considerado lo siguiente:

- Cálculo de aire requerido
- Tiempo de ventilación
- Costo hora- ventilación
- Costo de materiales y equipos de ventilación.

**Costo de ventilación = 2,65 US\$/Tm**

**Tabla 6.***Costos con el Método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado*

<b>DESCRIPCION</b>	<b>US\$/Tm</b>
Costo unitario de perforación	5,85
Costo unitario de voladura	6,18
Costo unitario de limpieza	4,39
Costo unitario de sostenimiento	2,45
Costo unitario de relleno	4,34
Costo unitario de ventilación	2,65
<b>Costo total del método de explotación</b>	<b>25,86</b>

**Tabla 7.***Resumen de costos de explotación aurífera*

<b>Operaciones</b>	<b>Anterior</b>	<b>Optimizado</b>	<b>Diferencia</b>
<b>Unitarias</b>	<b>Método de Corte y Relleno Ascendente Convencional</b>	<b>Método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado</b>	<b>(US\$/Tm)</b>
	<b>(US\$/Tm)</b>	<b>(US\$/Tm)</b>	
Perforación	6,27	5,83	0,44
Voladura	7,05	6,18	0,87
Limpieza	4,85	4,39	0,46
Sostenimiento	2,78	2,45	0,33
Relleno	4,45	4,34	0,11
Ventilación	3,26	2,65	0,61
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>28,66</b>	<b>25,84</b>	<b>2,82</b>

Fuente: Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

#### **4.9. DISCUSIÓN DE RESULTADOS**

En los resultados del presente trabajo de investigación se concluyó que al utilizar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional los costos de explotación fueron de 28,66 US\$/Tm y mediante la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado los costos de explotación aurífera se



minimizaron de 28,66 US\$/Tm a 25,84 US\$/Tm con una diferencia de 2,82 US\$/Tm, en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa. Los resultados son similares a los cálculos obtenidos en los tajeos Farallón y Santa Rosa, que mediante la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional los costos fueron de 27,74 US\$/TM y con el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos, los costos de minado se han optimizado de 27,74 US\$/ TM a 21,22 US\$/TM con una diferencia de 6,52 US\$/ TM en los tajeos Farallón y Santa Rosa de la Unidad Minera Raura - Huánuco (Ramos, A. 2019).



## V. CONCLUSIONES

Utilizando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional los costos de explotación fueron de 28,66 US\$/Tm en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

Al realizar la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado los costos de explotación aurífera se minimizaron de 28,66 US\$/Tm a 25,84 US\$/Tm con una diferencia de 2,82 US\$/Tm, en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.



## VI. RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar un estudio geomecánico del macizo rocoso y las características de la veta para determinar el método de explotación más adecuado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

Se recomienda realizar un estudio detallado de los costos unitarios de la explotación aurífera en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.



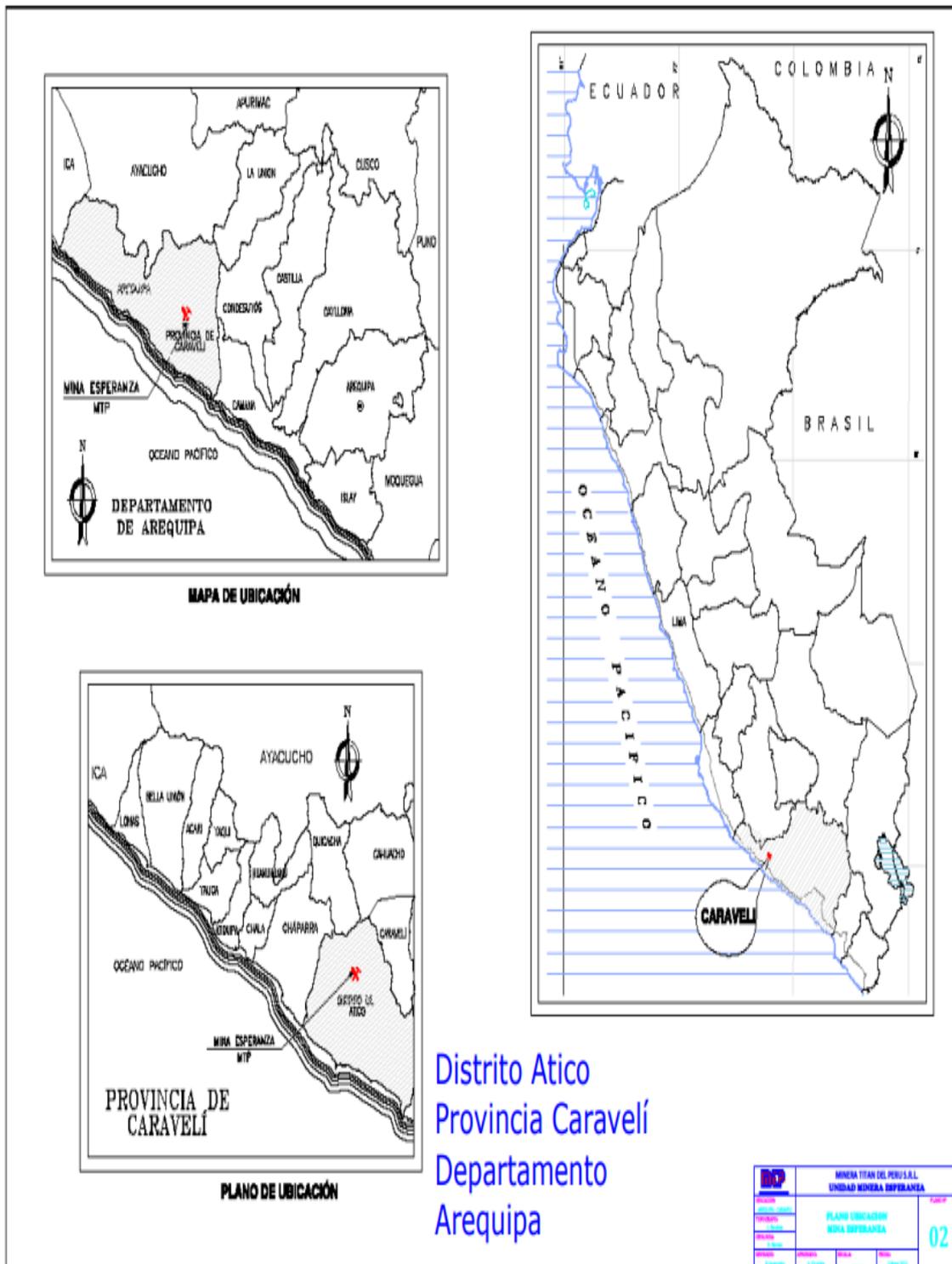
## VII. BIBLIOGRAFÍA

- Carreón, Q. (2001). *Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Chahuares, S. (2012). *Nuevo Diseño de Malla de Perforación y Voladura en el Proyecto de Explotación y Desarrollo, Mina El COFRE*.
- Chambi, F. (2011). *Optimización de Perforación y Voladura de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A. - Cerro de Pasco*.
- Frisancho, T. (2006). *Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea*.
- Jauregui, A. (2003). *Reducción de los Costos Operativos en Mina, Mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura*.
- López, S. (2003). *Evaluación de energía de los explosivos mediante modelos termodinámicos de detonación*.
- Lupaca, M. (2009). *Costos Unitarios en Operaciones Mineras Subterráneas*.
- Muñoz, L. (2012). *Modelo de Costos para la Valorización de planes Mineros*.
- Ramos, A. (2019). *Optimización de costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa mediante el método de explotación de Sub Level Stopping con taladros largos en la Unidad Minera Raura – Huánuco*.
- Robles, N. (1994). *Excavación y sostenimiento de túneles en roca*. Editorial Libertad E.I.R.L.- Trujillo.
- Rodríguez, V. (2011). *Mejoramiento de Operaciones Unitarias de Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Convencional Unidad Minera el COFRE - PUNO*



## ANEXOS

### Anexo 1: Plano de ubicación geográfica de la mina Esperanza de Caravelí.



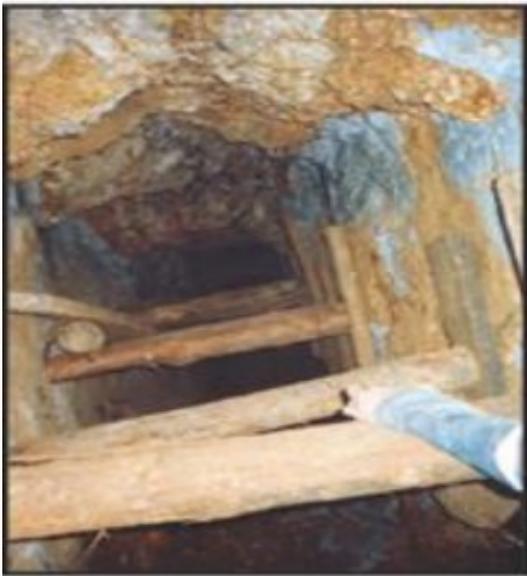
Fuente: Área Geología - Unidad Minera Esperanza de Caravelí.

## Anexo 2. Columna estratigráfica del yacimiento de la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.

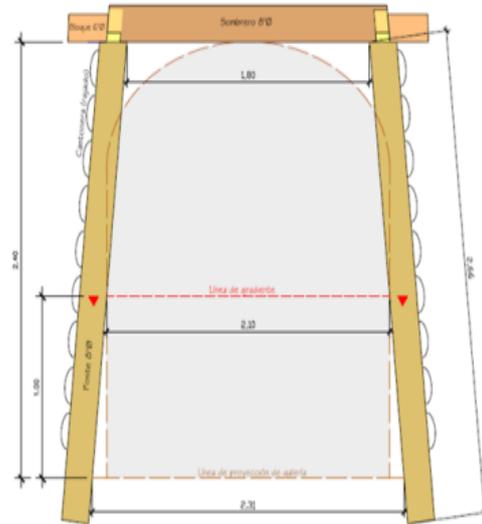
ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		ROCAS INTRUSIVAS	
					PLUTONICAS	HIPABISALES
CUATERNARIO	CUATERNARIO	RECIENTE	Depositos luviales	Qr-al		
			V. Sara Sara - V. Molibamba	Qr-vm		
	PLEISTOCENO	Grupo Barroso	Serie Superior	Qp-vbss		
			Serie Inferior	TQp-vbsi		
	PLIOCENO	Volcánico Sencca		Ts-vse		
	MIOCENO	Form. Huayllas		Tm-hu		Tms-an Andesitas
	OLIGOCENO	Form. Camana		Tm-ca		Tms-da Dactas
	EOCENO	Form. Paracas		Ti-ca		
PALEOCENO	Form. Caravelí		Ti-pa			
MESOZOICA	CRETACEO	SUPERIOR			Ka-pi-ti Superunidad Tiabaya	
					Ka-gáto-in Incahuasi	
					Ki-di-n Incahuasi	
	MEDIO	Grupo Mitu		Kms-af		Complejo Bella Union
	INFERIOR	Grupo Yura	Form. Hualhuasi	Ki-hu		
Form. Labra-Cachio			Jb-laca			
JURASICO	SUPERIOR					
PROTEROZOICO	PRECAMBRIANO	Complejo Basal		PE-gn		

Fuente: Área Geología, Unidad Minera Esperanza de Caravelí.

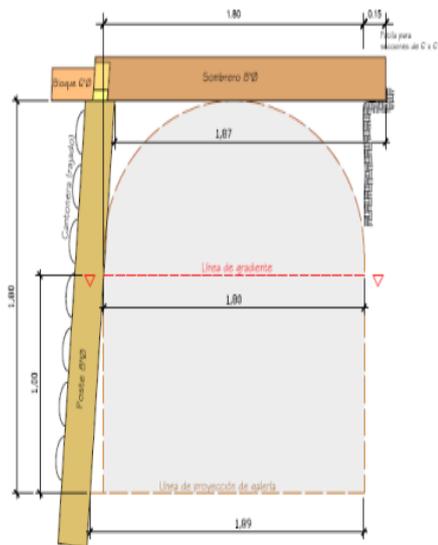
### Anexo 3. Sostenimiento en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa.



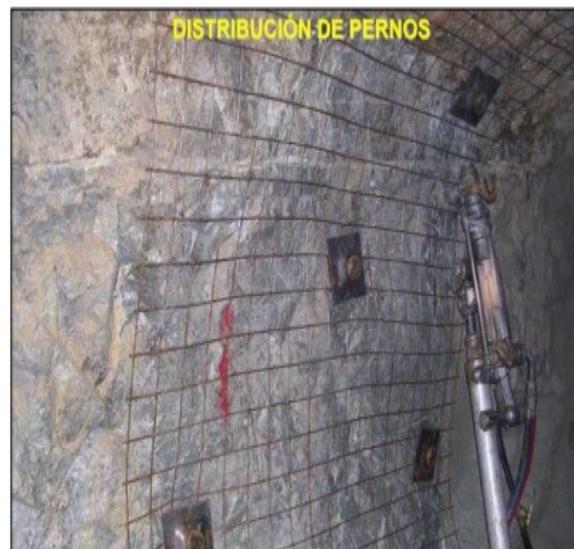
Puntal de seguridad.



Dimensionamiento de sostenimiento con cuadro



Componentes de un cuadro cojo



Distribución de pernos helicoidales

Fuente: Departamento de Geomecánica - Unidad Minera Esperanza de Caravelí.