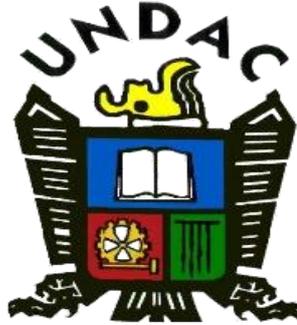


**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**T E S I S**

**Optimización del método de explotación sub level stoping en la mina**

**Chipmo de la compañía de minas Buenaventura S.A.**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor:**

**Bach. Luis Honorato BASILIO GRIJALVA**

**Asesor:**

**Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA**

**Cerro de Pasco – Perú - 2025**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**T E S I S**

**Optimización del método de explotación sub level stoping en la mina**

**Chipmo de la compañía de minas Buenaventura S.A.**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

**Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA**  
**PRESIDENTE**

---

**Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMERCÓ**  
**MIEMBRO**

---

**Ing. Julio Cesar SANTIAGO RIVERA**  
**MIEMBRO**



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

"Año de la Recuperación y Consolidación de la Economía Peruana"



Firmado digitalmente por CONDOR SURICHACUI Santa Silvia FAU 20154605046 soft M... Soy el autor del documento 08.09.2025 06:51:03 -05:00



## INFORME DE ORIGINALIDAD N° 034-2025

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

**Bach. Luis Honorato BASILIO GRIJALVA**

Escuela de Formación Profesional  
**Ingeniería de Minas**

Tipo de trabajo:  
**Tesis**

Título del trabajo  
**"Optimización del método de explotación sub level stoping en la mina Chipmo de la compañía de minas Buenaventura S.A."**

Asesor:  
**Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA**

Índice de Similitud: **22 %**

Calificativo  
**APROBADO**

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 18 de setiembre de 2025.

Sello y Firma del responsable  
de la Unidad de Investigación

## **DEDICATORIA**

A cada uno de mis seres queridos, quienes han sido los pilares que me han sostenido para seguir adelante, dedico este proyecto lleno de alegría, amor y esperanza.

Con todo mi corazón dedico mi tesis a mis padres Honorato Basilio e Ignacia Grijalva hasta el cielo, quienes me han dado la existencia; y en ella la capacidad por superarme.

A mi amada esposa Lesly Cayetano por su apoyo incondicional e hijos Geana Basilio y Lyan Basilio.

## **AGRADECIMIENTO**

Dado que nos inspira y nos da fuerza para seguir en este proceso de lograr uno de los deseos más anhelados, le dedicamos este trabajo de investigación a Dios.

Agradezco a los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas por impartir sus conocimientos a lo largo de la preparación de nuestra carrera profesional.

## **RESUMEN**

El Proyecto de Investigación realizado en la Unidad Minera Orcopampa, denominada “Optimización del Método de Explotación Sub Level Stopping en la Mina Chipmo de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.”, se desarrolló en cuatro capítulos como se detalla a continuación.

Capítulo I, Planteamiento del Problema, en la que se desarrolla el planteamiento del problema, ubicación y accesibilidad a la Mina Chipmo de la Unidad Minera Orcopampa.

Capítulo II, Marco Teórico, donde se pone en consideración los antecedentes de otros trabajos de investigación con cierta similitud al trabajo desarrollado, además se desarrollamos la base teórica de la minería subterránea

Capítulo III, Metodología y Técnicas de Investigación, se describe el tipo de investigación desarrollado, las técnicas utilizadas y el proceso de la investigación, tratamiento estadísticas y la orientación ética de la investigación.

Capítulo IV, Resultados y Discusión donde referimos los resultados obtenidos y las redundancias del proceso.

Palabras claves: Optimización, Método de Explotación, Sub Level Stopping.

## **ABSTRACT**

The Research Project carried out at the Orcopampa Mining Unit, called “Optimization of the Sub Level Stopping Exploitation Method at the Chipmo Mine of Compañía de Minas Buenaventura S.A.”, was developed in four chapters as detailed below.

Chapter I, Problem Statement, in which the problem statement, location and accessibility to the Chipmo Mine of the Orcopampa Mining Unit is developed.

Chapter II, Theoretical Framework, where the background of other research works with a certain similarity to the work developed is taken into consideration, in addition we develop the theoretical basis of underground mining

Chapter III, Research Methodology and Techniques, describes the type of research developed, the techniques used and the research process, statistical treatment and the ethical orientation of the research.

Chapter IV, Results and Discussion where we refer to the results obtained and the redundancies of the process.

Keywords: Optimization, Exploitation Method, Sub Level Stopping.

## INTRODUCCION

La investigación es propuesta en la Mina Chipmo, para optimizar la explotación del oro, mediante un cambio en el método de explotación Corte y Relleno Ascendente por el método de Sub Level Stoping, optimizando el ciclo de minado en el Tajo 420 – 380, para lo cual se realiza el presente trabajo.

La idea original era extraer el mineral del tajo 420-380, que se encuentra en la zona Nazareno, ubicado en el nivel 3490 de la mina Chipmo, perteneciente a la Unidad Económica Administrativa Orcopampa de la Compañía de Minas Buenaventura. Para hacerlo, se propuso utilizar el sistema de minería Corte y Relleno Ascendente con perforación en Breasting. Sin embargo, la producción planeada no estaba siendo cumplida. Por ello se planifica el cambiar el método de minado por Tajeo por Sub Level Stoping con la finalidad de cumplir con la producción programada y a la vez incrementar la producción. El Sub Level Stoping posee la ventaja de obtener mayor producción en un menor tiempo.

La investigación consiste en la comparación entre el método de minado Tajeo por Sub Level Stoping y el método de Corte y Relleno Ascendente, para establecer su aplicación en el Tajo 420-380.

Como se requiere incrementar la producción total de la mina, se contempla el uso del método Sub Level Stoping con optimización técnica para lograr volúmenes más altos de mineral a un costo más bajo.

Para poder llevar a cabo este proyecto, se consideran varios elementos, como la geología del yacimiento, su geomecánica y un análisis económico-financiero de toda la explotación, con el fin de dimensionar correctamente los tajeos.

## INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

INDICE

## CAPÍTULO I

### PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la Investigación.....	2
1.2.1. Ubicación.....	2
1.2.2. Accesibilidad .....	2
1.2.3. Geología local.....	3
1.2.4. Geología estructural.....	5
1.2.5. Geología económica .....	5
1.3. Formulación del problema .....	7
1.3.1. Problema general .....	7
1.3.2. Problemas específicos .....	7
1.4. Formulación de objetivos.....	8
1.4.1. Objetivo general .....	8
1.4.2. Objetivos específicos.....	8
1.5. Justificación de la investigación .....	8
1.6. Limitaciones de la Investigación.....	9

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio .....	10
2.2. Bases teóricas - científicas .....	15
2.2.1. Minería Subterránea .....	15
2.2.2. Método de Aumento de Minas .....	18
2.3. Definición de términos básicos .....	22
2.4. Formulación de hipótesis .....	28
2.4.1. Hipótesis general .....	28
2.4.2. Hipótesis específicos .....	<b>¡Error! Marcador no definido.</b>
2.5. Identificación de las variables .....	28
2.5.1. Variable independiente: .....	28
2.5.2. Variable dependiente: .....	28
2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores .....	29

## CAPÍTULO III

### METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación .....	30
3.2. Nivel de investigación .....	30
3.3. Métodos de la investigación .....	31
3.4. Diseño de la investigación .....	31
3.5. Población y muestras .....	31
3.5.1. Población .....	31
3.5.2. Muestra .....	31
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos .....	32
3.6.1. Técnicas .....	32

3.6.2. Instrumentos de recolección de datos .....	32
3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos. ....	33
3.8. Tratamiento estadístico .....	33
3.9. Orientación ética filosófica y epistémica .....	33

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1. Descripción del trabajo de campo .....	34
4.1.1. Selección del método de explotación .....	34
4.1.2. Cálculo de la dilución y recuperación para el método de tajeo por sublevel stopping .....	39
4.1.3. Cálculo de la dilución y recuperación para el método de corte y relleno ascendente .....	40
4.1.4. Método de tajeo por sub level stopping, así como el método de corte y relleno ascendente .....	41
4.1.5. Del mineral en la situación de los dos métodos de extracción minera .....	43
4.1.6. Productividad para el Método de Minado Tajeo por SubLevel Stopping ..	45
4.1.7. Productividad para el Método de Minado Corte y Relleno Ascendente ..	46
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados .....	47
4.2.1. Comparación de los costos de operación minera entre el método Tajeo por sublevel stopping y el corte y relleno ascendente .....	47
4.2.2. Evaluación económica para establecer el uso de los métodos de minado	49
4.2.3. Flujo de caja económico .....	53
4.3. Prueba de hipótesis.....	54
4.4. Discusión de Resultados .....	55
4.4.1. Procedimiento técnico del método de explotación sublevel stopping.....	55

4.4.2. Sostenimiento .....	60
4.4.3. Acarreo de Mineral .....	65
4.4.4. Personal y maquinaria necesarios en la preparación y explotación.....	68
4.4.5. Ciclo de minado.....	70
4.4.6. Servicios auxiliares.....	72
4.4.7. Relleno de Mina .....	72
4.4.8. Ventilación .....	72
4.4.9. Producción.....	73

## CONCLUSIONES

## RECOMENDACIONES

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

## ANEXOS

## ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Plano de Ubicación y vías de acceso a la U.E.A Orcopampa .....	3
Ilustración 2. Plano Geológico Regional de Orcopampa .....	4
Ilustración 3. Cámaras y Pilares .....	18
Ilustración 4. Subniveles .....	19
Ilustración 5. Esquema Tajo 420 - 380.....	42
Ilustración 6. Esquema de la Galería Superior – Galería Inferior .....	45
Ilustración 7. Flujo de Caja Económico (Tajeo por SubLevel Stopping.....	53
Ilustración 8. Flujo de Caja Económico (Corte y Relleno) .....	54
Ilustración 9. Esquema Malla de Perforacion.....	57
Ilustración 10. Diseño Geométrico del Tajo.....	58
Ilustración 11. Aplicación del Cable bolting .....	61
Ilustración 12. Mezclador de Concreto de 5 HP.....	63
Ilustración 13. Equipo Instalador de Cables bolting .....	64
Ilustración 14. Rendimiento del Scooptram Eléctrico.....	67
Ilustración 15. Ciclo de Minado Porcentajes.....	70
Ilustración 16. Ciclo de Minado horas trabajadas .....	71
Ilustración 17. Tajo 420 – 380 - Finalizada de la preparación .....	71
Ilustración 18. Diagrama de Producción .....	73

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de Variables .....	29
Tabla 2. Geometría del yacimiento y distribución de leyes .....	35
Tabla 3. Clasificación de los métodos de extracción minera en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento .....	35
Tabla 4. Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la zona mineral .....	36
Tabla 5. Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja techo .....	36
Tabla 6. Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja piso .....	37
Tabla 7. Significación de la valoración numérica para la selección del método minero	37
Tabla 8. Valoración del método Tajeo por Subniveles y Corte y Relleno de acuerdo a las características del yacimiento.....	38
Tabla 9. Datos para el cálculo de la dilución en Tajeo por Subniveles.....	40
Tabla 10. Dilución, desmonte y ancho de minado para Tajeo por Subniveles .....	40
Tabla 11. Datos para el cálculo de la dilución en Corte y Relleno Ascendente.....	40
Tabla 12. Dilución, desmonte y ancho de minado para Corte y Relleno Ascendente ...	41
Tabla 13. Características de la veta .....	41
Tabla 14. Recuperaciones mineras para los métodos Tajeo por Subniveles Stopping y Corte Y Relleno según J. S. Redpath Ltd.....	42
Tabla 15. Recursos Medidos e Indicados para el Tajo 420 – 380.....	42
Tabla 16. Reservas obtenidas luego de aplicar una recuperación minera de 86,5% para el método de Tajeo por Subniveles .....	43

Tabla 17. Reservas obtenidas luego de aplicar una recuperación minera de 94,0% para el método Corte y Relleno Ascendente .....	43
Tabla 18. Leyes diluidas en el caso de Tajeo Por Subniveles y Corte y .....	44
Tabla 19. Valor de Mineral para cada método de explotación.....	44
Tabla 20. Datos previos para el cálculo de las productividades en ambos métodos de ..	45
Tabla 21. Productividad empleando el método Tajeo por SubLevel Stopping .....	46
Tabla 22. Productividad del método corte y relleno ascendente en el tajo 420-380 .....	47
Tabla 23. Costos de explotación mina en ambos métodos de minado considerados .....	48
Tabla 24. Reservas Probadas obtenidas utilizando el método de Tajeo por Subniveles	50
Tabla 25. Reservas Probadas, Producción Mensual y Tiempo de Explotación del tajo 420-380.....	50
Tabla 26. Costo de Generación y Distribución de Energía en la mina Chipmo.....	51
Tabla 27. Gastos Administrativos en la mina Chipmo.....	51
Tabla 28. Gastos Varios en la mina Chipmo .....	52
Tabla 29. Tajos en producción en la mina Chipmo.....	52
Tabla 30. Valor Presente Neto para los proyectos considerados.....	54
Tabla 31. Datos para el cálculo del burden .....	56
Tabla 32. Parámetros de la malla de perforación .....	57
Tabla 33. Parámetros de perforación y voladura para un panel .....	59
Tabla 34. Detalle del costo de voladura para un panel de 100 metros de largo .....	59
Tabla 35. Costo de perforación para un panel de 100 metros .....	60
Tabla 36. Costos unitarios finales de perforación y voladura para un panel de 100 metros de longitud.....	60
Tabla 37. Costo del sostenimiento usando cable bolting .....	65
Tabla 38. Características técnicas del scoop eléctrico Wagner de 1yd <sup>3</sup> .....	66

Tabla 39. Rendimiento en TM/h de un scoop eléctrico de 1 yd3.....	66
Tabla 40. Datos técnicos del Scooptrans EST3.5.....	68
Tabla 41. Personal destinado a la fase de preparación en Tajeo por Subniveles .....	69
Tabla 42. Datos técnicos del Simba 1257 .....	69
Tabla 43. Personal destinado a la fase de explotación en Tajeo por Subniveles.....	70
Tabla 44. Compresoras usadas en interior mina.....	72
Tabla 45. Aire requerido para abastecer al personal .....	72
Tabla 46. Producción mensual de los tajos en la Mina Chimpo .....	74

## ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Instrumentos de Recolección de Datos .....	79
Anexo 2. Matriz de Consistencia.....	83
Anexo 3. Producción de Mineral y Ley de Cabeza – UEA. Orcopampa. ....	84
Anexo 4. Panel Fotográfico.....	85

## **CAPÍTULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

#### **1.1. Identificación y determinación del problema**

En la Unidad Orcopampa, en la Mina Chipmo se requiere incrementar la producción para cumplir con lo planificado por la Gerencia Operaciones, se tienen deficiencias en la producción mensual y no se está cumpliendo con lo programado.

Mediante los análisis realizados por Buenaventura, se requiere realizar las evaluaciones necesarias para aplicar un nuevo método de minado con la cual se logre incrementar la producción de la Mina Chipmo, por lo que se propone el Método de Explotación Sublevel Stopping, con la cual se tendrá un minado masivo y por ende se incrementara la producción y cumplir con lo proyectado para el periodo de julio a diciembre.

De acuerdo a los escenarios geológicos y geomecánicos del yacimiento, se podrá determinar si es factible el presente proyecto.

El actual Método Corte y Relleno Ascendente se viene aplicando en todos los tajos de la mina Chipmo, en la unidad Orcopampa.

Analizando estos aspectos Cía de Minas Buenaventura, requiere contar un nuevo método de minado para tener una producción efectiva, por lo que encarga realizar la presente investigación.

## **1.2. Delimitación de la Investigación**

### **1.2.1. Ubicación**

Unidad Orcopampa se ubica en el distrito del mismo nombre, en la provincia de Castilla, dentro de la región Arequipa. Su altitud media es de 3.800 metros sobre el nivel del mar, se encuentra a una distancia de 350 km. de Lima por carretera, de las cuales 190 Km. corresponden a pista asfáltica por la ruta Orcopampa- Viraco- Tipan – Valle de Majes.

### **1.2.2. Accesibilidad**

Se puede llegar al distrito de Orcopampa por tierra o por aire.

Por carretera se tienen tres accesos:

- Arequipa – Aplao – Chuquibamba – Orcopampa: 370 km
- Una segunda ruta, pero menos transitada, es Arequipa – Sibayo por la carretera Arequipa – Aplao – Viraco – Orcopampa
- Caylloma – desvío Mina Arcata – Orcopampa: 320 km.

Por vía aérea

- El aeropuerto de Orcopampa ofrece vuelos en avióneta tres veces al mes: Lima – Orcopampa – Arequipa – Lima; (1,5 horas de Lima a Orcopampa), (20 minutos de Orcopampa a Arequipa), (1,50 horas de Arequipa a Lima).

### **Ilustración 1. Plano de Ubicación y vías de acceso a la U.E.A Orcopampa**



*Fuente: Departamento de Ingeniería – Orcopampa.*

#### **1.2.3. Geología Local**

La zona aurífera de Chimpo, situada entre el río Chilcaymarca y la quebrada Ocoruro, se ubica a cinco kilómetros al oeste de las antiguas vetas argentíferas de Orcopampa (Manto, Santiago y Calera). La roca que alberga las vetas principales de oro, llamadas Natividad, Prometida y Nazareno, se ha constituido a partir de domos y flujos con una composición de andesita, dacita y cuarzo latita; estos son parte del complejo volcánico Sarpane.

Se reconocen los domos por las fracturas concéntricas radiales y el notable bardeo del flujo.

Los fenocristales de plagioclasas, que son parte de estos domos dacíticos, señalan que fueron depositados entre 19 y 19,6 millones de años atrás.

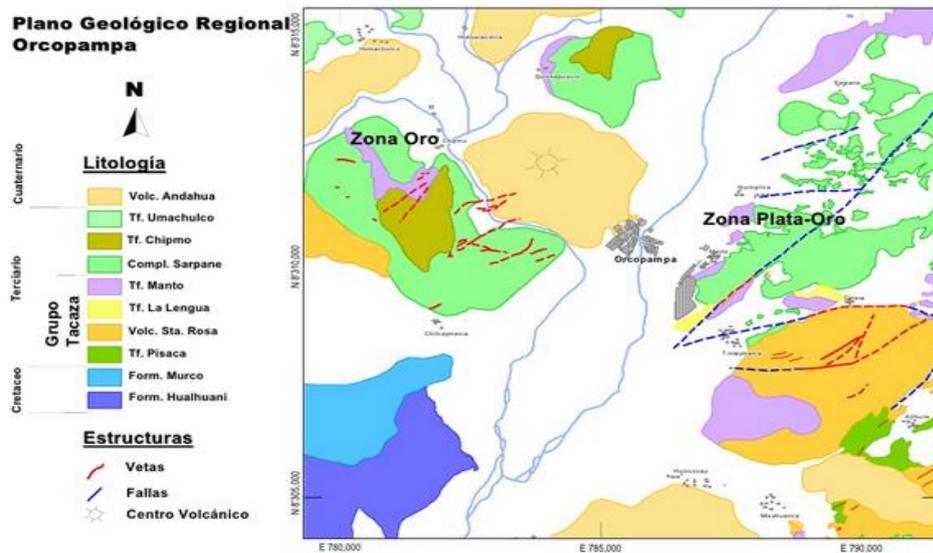
Los tufos 4 riolíticos Manto, surgidos hace 20 millones de años, se encuentran en el área norte. En ese lugar están localizadas las vetas San José 1 y San José. Además, cerca de la veta Nazareno, se han identificado dos diques

hornbléndicos que son relativamente paralelos a la veta. El que está más cerca de la veta tiene una composición andesítica y su principal alteración es propilítica 6.

Los tufos riolíticos Chimpo cubren parcialmente el complejo de domos intrusivos Sarpane en la región de Chimpo.

En la Lámina N° 2 se muestra el plano geológico regional de Orcopampa.

### Ilustración 2. Plano Geológico Regional de Orcopampa



Fuente: Dpto. d Geología.

El área de prospección aurífera de Sausa se encuentra a 4 km al noroeste de Orcopampa. Esta zona se ubica en dacitas y andesitas porfiríticas. Sobre estas, es posible ver tufos ignimbríticos dispuestos de manera horizontal.

El área de Umachulco se encuentra diez kilómetros al norte de Orcopampa. En este lugar se nota la presencia de un estrato volcánico compuesto por intercalaciones de tobas ignimbríticas, cuya composición es riodacítica a dacítica, junto con andesitas del Mioceno tardío. Las coladas de lava, las brechas y los aglomerados se encuentran encima de estas. Los Los estratos volcánicos del lado este contienen las vetas de cuarzo que han sido identificadas.

#### **1.2.4. Geología Estructural**

Las vetas que componen la Mina Chimpo están situadas en una región de sistemas de fallamiento NE-SW. Las vetas Mariana, Prometida, Nazareno y Pucará-sur tienen buzamientos hacia el sur, mientras que las vetas San José 1, San José 2, Pucará-Andrea, Natividad, Lucy y Alejandra presentan buzamientos hacia el norte.

Además, en las vetas Huichupaqui, Ventanilla, Vanesa 1 y Vanesa 2 hay un sistema adicional de fallamientos NW-SE con buzamientos hacia el norte.

En la sección occidental del yacimiento, las anomalías Ocoruro Norte, Centro y Sur se encuentran en una región de fractura de noroeste a sureste.

En la región de Sausa hay cinco crestas que tienen afloramientos discontinuos con rumbo y buzamiento N60°E y 60°NW, respectivamente. En el sector de Umachulco, la dirección del sistema de fallamiento predominante es N60°-80°E, con buzamientos al norte (vetas T y N) de 60 a 75 grados y hacia el sur (vetas O, R y E). Los patrones de fracturamiento a nivel local y regional son iguales en las zonas de

#### **1.2.5. Geología Económica**

##### **Depósitos Minerales**

El sistema epitermal que contiene rellenos de fracturas es el que se encuentra en la mineralización económica del sector de Chimpo. Las vetas Nazareno, Prometida y Natividad de esta zona están compuestas en su mayor parte por oro nativo que se encuentra junto a teluros, además de cobres grises y pirita presentes en estructuras de cuarzo lechoso, venas de dickita-alunita y bandas de baritina.

La veta Sausa, en la zona del mismo nombre, muestra mineralización económica cuando está vinculada con cuarzo ligeramente lixiviado. Se han registrado leyes de hasta 0.500 Oz Au de manera lenticular, con un ancho medio de 0.40 metros y una longitud localmente situada en una superficie de  $\pm 4$  metros. En En términos generales, el sistema Sausa se manifiesta como una estructura silicificada con poco cuarzo y un desarrollo estructural deficiente.

Las vetas de Umachulco están compuestas por cuarzo blanco lechoso, en el que se distribuyen pirita y óxidos de manganeso. El muestreo sistemático realizado en cada estructura señala la presencia de leyes químicas de oro entre 0,5 y 17 gramos localizadas en el lugar. En el interior de la mina, la cantidad promedio de leyes de oro oscila entre 0.5 y 3 gramos, disminuyendo conforme se profundiza.

### **Alteración Hidrotermal**

La argílica<sup>10</sup> avanzada es la modificación más común en el área de Chimpo, tanto a nivel superficial como subterráneo. Se inició mediante el mapeo geológico y el uso de un espectrómetro PIMA (Analizador portátil infrarrojo de minerales). Se estableció lo siguiente:

- Silicificación masiva
- Cuarzo – alunita
- Cuarzo – caolinita
- Cuarzo – dickita
- Argílico
- Propilítico

Estas modificaciones se relacionan con las vetas más importantes, cuyos afloramientos están por debajo de la cota 4000.

En la región noroeste, las transformaciones más comunes en las zonas de Ocoruro Centro, Ocoruro Norte y Ocoruro Sur son la solidificación masiva y el alunita-caolinitacuarczo, que también aparecen entre las cotas 4000 y 4450.

### **Mineralogía**

#### **Área Nazareno**

Mena: Oro nativo asociado a teluros (calaverita, petzita, hessita, krennerita y telurobismutinita).

GANGA: Ensamble de cuarzo gris y blanco – baritina – dickita - caolinita – pirita.

#### **Área Prometida**

Mena: Oro nativo asociado a teluros (calaverita, petzita, nagyagita). Presencia limitada de tetraedrita y tennantita que agregan valores de plata.

GANGA: Cuarzo de varias generaciones (cuarzo gris, blanco granular, lechoso), dickita, caolinita y alunita en menor cantidad.

## **1.3. Formulación del problema**

### **1.3.1. Problema general**

El problema radica en la confrontación entre el método de explotación presente en los tajos de la mina Chipmo, UEA Orcopampa, que es el Corte y Relleno Ascendente, y el procedimiento de minado por subniveles (SLS).

### **1.3.2. Problemas específicos**

- a) Se contempla la posibilidad de implementar el método SLS, ya que es una alternativa que permite conseguir volúmenes más grandes a un costo reducido. Esto se debe a que se requiere aumentar la producción total de la mina.

- b) Para realizar este proyecto, se consideran varios elementos, incluyendo la geología del yacimiento, su geomecánica y un análisis económico con el fin de determinar qué método proporcionará créditos financieros más favorables durante toda la explotación.

#### **1.4. Formulación de objetivos**

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

Para optimizar la productividad, se debe comprobar si el método de explotación tajeo por subniveles es aplicable y compararlo con el método actual de explotación, Corte y Relleno Ascendente.

##### **1.4.2. Objetivos específicos**

- a) Optimizar el Método de Explotaciones Sublevel Stopping para determinar los parámetros geomecánicos en el plazo establecido.
- b) Optimizar el Método de Explotaciones Sublevel Stopping para mejorar la producción de la Mina Chipmo.

#### **1.5. Justificación de la investigación**

Las operaciones en la mina Chipmo, requieren de un nuevo método de minado para optimizar la producción, por lo tanto, el Método de Explotación Sublevel Stopping propuesto es que más se adecua para el minado de los tajos, mediante el cual se optimizará la producción de la mina, con la evaluación geomecánica se tendrá los parámetros necesarios para el diseño y dimensionamiento de los tajos de la mina. Para tal efecto empresa requiere implementar nuevos equipos para que el ciclo de minado se adecue al nuevo método ya que se tendrá una explotación masiva en los tajos de la Mina Chipmo.

## **1.6. Limitaciones de la Investigación**

En la minería siempre se tienen limitaciones ya sea por los equipos, servicios de mina, inestabilidad del terreno, etc., pero todos estos problemas que pueden limitar las operaciones son subsanados con un adecuada coordinación en las reuniones de mina, en el trabajo de investigación las limitaciones que se tuvo se dieron por falta de coordinación para involucrar en el proceso a los colaboradores de las áreas comprometidas para llevar acabo el correcto desarrollo de la investigación, detalles que fueron superados por la motivación del personal, permitiendo una adecuada realización de la investigación.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes de estudio**

##### **Antecedentes Nnacionales.**

(Taco L., 2019), de la Universidad Nacional San Agustín de Arequipa, desarrolla la tesis “Selección y Aplicación del Método de Explotación por Corte y Relleno Ascendente, para Optimizar Costos en la Veta Gino I – Empresa Minera Minas Icas S.A.C. – Ica”, Este estudio, con el fin de elegir un método para explotar la veta Gino I, sigue una metodología sistematizada en la que se toma en cuenta criterios técnicos y económicos. Con base en la valoración y análisis de las condiciones naturales (tales como geometría y geología) y el examen geomecánico de la estructura mineralizada, así como el análisis de las características del macizo rocoso circundante, se elige luego el método de corte y relleno ascendente con el sistema de aproximación numérica según Nicholas (1981). Extracción del yacimiento que alberga Cu y Au con leyes de 3.5% Cu/t y 2.85 g. Au/t. acuerdo con el sistema cuantitativo de Nicholas, se estudian diez técnicas para esta clase de minería subterránea, y es necesario ajustarnos a la que

nos ofrezcan más beneficios, teniendo en cuenta las propiedades geomecánicas, geométricas y geológicas del macizo rocoso, que sea más beneficioso en términos económicos y financieros para la compañía minera, el inconveniente se origina debido a una gestión inadecuada de los datos sobre las propiedades geológicas, geométricas y geomecánicas del macizo rocoso para la apropiada elección del método de explotación. A través de trabajos en el campo e información del departamento de Geotecnia y Geología, se definen las características fundamentales del macizo rocoso, incluyendo la forma del yacimiento (tabular), el buzamiento ( $75^{\circ}\text{NO}$ ), la orientación (vertical), la distribución de leyes (gradual) y el fracturamiento (5 fracturas por metro). También se considera que la calidad de la roca es buena y que el cizallamiento del mineral y las rocas encajonantes es moderado. La viabilidad económica del proyecto se establece a través de la evaluación económica con fluctuaciones en los precios del oro y el cobre, las cuales están fundamentadas en estadísticas de los últimos siete años. Se concluye que la sostenibilidad económica del proyecto existe, así como el nivel de rentabilidad que alcanzará con precios del cobre a 1.55 US\$/lb y del oro a 500 US\$ oz.troy; Sin embargo, estos valores no resultarían favorables para la empresa.

(Gonzales, D, 2020), de la Universidad Nacional del Centro del Perú, presenta su tesis “Optimización del método de explotación OCF, con taladros largos en el manto Madame Elvira, en Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C.”, En nuestro país, numerosas minas subterráneas emplean perforadoras largas, que se utilizan en depósitos metálicos y polimetálicos. A día de hoy, la tendencia de todas las minas es operar de manera segura y con responsabilidad social, mientras se esfuerzan por proteger el medio ambiente. La investigación se centra en la

optimización de las tareas mineras de corte y relleno, específicamente en una de sus variantes que utilizan perforaciones largas para incrementar la producción mineral del manto Madame Elvira. Para ello, se emplearon estudios geológicos y geomecánicos (los cuales se realizan a través de las diversas teorías desarrolladas por distintos expertos en minería subterránea). Se han optimizado las actividades administrativas y las operaciones unitarias, siempre con el objetivo de salvar al potencial humano mediante un trabajo eficaz, eficiente y de calidad.

### **Antecedentes Internacionales**

(Muños, A., 2019), de la Escuela Superior Politécnica del Litoral - Ecuador, presenta tesis de investigación “Optimización del sistema de explotación de la mina metálica subterránea Tiwintza, Camilo Ponce Enríquez – Ecuador”. La mejora del sistema de explotación para la concesión minera Tiwintza, que tiene una extensión de 1 hectárea y está situada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay. Su sistema de extracción de minerales está relacionado con el régimen de minería pequeña. El método de extracción minera en la actualidad es el corte y relleno ascendente. La elaboración del proyecto de tesis se realizó en tres etapas: la recopilación de información, el desarrollo de propuestas y, por último, los resultados y las conclusiones. metros en línea horizontal desde la bocamina y posteriormente alrededor de 80 metros hacia arriba. Se observará el trabajo existente al realizar un levantamiento topográfico. Al mismo tiempo, se examinaron los factores que impactan de manera positiva y negativa las operaciones de perforación y voladura, así como la ventilación y el acarreo y transporte. Al formular las propuestas para el sistema de explotación, se consideran los problemas que involucran las operaciones mineras previamente citadas. Se perfeccionaron las mallas de perforación en chimeneas y sobrelíneas

o tajos, que son los trabajos empleados en el área de estudio, para la sección de perforación y voladura. También se optimizó la carga ideal de explosivos por voladura a través de cálculos. Para la operación de ventilación se inició un sistema de aspiración mecánica desde el área estudiada hasta la superficie. Las operaciones de carga y transporte se mejoraron mediante la instalación de una chimenea de 75 metros desde el área de estudio hasta la línea principal, con una inclinación de 55 grados, utilizando así la gravedad para mover el material.

(Delgado E., 2017), Universidad Pedagógica Tecnológica de Colombia, desarrolla la tesis “Diseño del método de explotación bajo tierra sobre plataforma de software Surpac para la mina El Santuario Minas Paz del Río S.A”. La propuesta de un diseño geométrico subterráneo para la Mina El Santuario se basa en un análisis inductivo, que consiste en diagnosticar y evaluar las condiciones del área con el fin de determinar los atributos que tendrá una explotación subterránea en la vereda el Santuario. El primer capítulo describe las características fundamentales de la empresa; los capítulos que le siguen, en cambio, tratan de averiguar cuáles son las condiciones geotécnicas y geológicas del área para calcular, a partir de teorías o conceptos de mecánica de rocas, el tamaño que puede tener la explotación subterránea. La función matemática entre superficies del programa Surpac fue utilizada para llevar a cabo la descripción geológica. Este método tiene el propósito de crear modelos digitales del terreno, utilizando nubes de puntos que se centran en la superficie topográfica y los contornos estructurales, del techo y el piso del yacimiento. El objetivo es determinar relaciones algebraicas entre estas superficies, lo que produce nuevas superficies tridimensionales de puntos en las que se refleja el parámetro deseado para cada punto, en otras palabras, a cada punto de la nueva superficie digital se

le asigna un nuevo descriptor que puede mostrar el grosor del yacimiento, la profundidad en relación con la superficie topográfica o el buzamiento promedio de la mineralización. El proceso mencionado produce los cinco primeros esquemas que se adjunten a este documento. Una vez que se ha llevado a cabo la interpretación del yacimiento mineral y su relación con el entorno, se procede a determinar y examinar las limitaciones geotécnicas, mineras, ambientales y sociales que de alguna manera obstaculizan la recuperación de las reservas en áreas específicas del yacimiento o dificultan el desarrollo normal del proyecto. Tras la interpretación del yacimiento, cuya extensión es restringida por lo mencionado previamente, y tras calcular las dimensiones de los trabajos subterráneos, se sigue con el diseño minero utilizando un método de explotación elegido en la plataforma del software Surpac de Geovia. Partiendo de la premisa de que el método tiene que adaptarse a las circunstancias del yacimiento y ser flexible ante variables no incluidas en los modelos geotécnicos y geológicos. Una vez que se ha conseguido el diseño, se estudia cómo se llevarán a cabo las actividades unitarias de extracción, la cantidad y calidad del personal que se empleará, los equipos y materiales necesarios para adquirir, así como otros trabajos requeridos para alcanzar una producción objetivo de 25.000 toneladas mensuales. Luego de analizar todos los elementos técnicos y operativos, se procede a calcular el volumen de reservas probables, el orden en que se extraerá la mina, y los servicios necesarios para la operación, como son: ventilación, drenaje, sostenimiento, transporte de insumos, iluminación y seguridad y salud ocupacional. Concentrándose especialmente en los dos primeros, ya que son los más complejos e importantes. En última instancia, se lleva a cabo un análisis económico para determinar la rentabilidad que tendrá el proyecto en las

condiciones descritas. Primero, se calcula la inversión inicial que se requiere realizar y luego, con base en el flujo de fondos, se establecen los índices de rentabilidad económica TIR y VPN propios del proyecto.

## **2.2. Bases teóricas - científicas**

### **2.2.1. Minería Subterránea**

Se conoce como minería subterránea a la que se lleva a cabo mediante trabajos y obras dentro de la tierra, como por ejemplo túneles, cámaras, galerías, pozos o planos. Su objetivo es alcanzar el mineral y extraerlo sin desplazar los materiales estériles o aquellos que cubren el yacimiento. A lo largo de muchos años, la minería ha sido vista de manera negativa y popular; Sin embargo, los otros dos métodos de trabajo han superado a este en términos cuantitativos y valorativos: el cielo abierto y los sondeos. Esto se debe a que el costo de la inversión de capital es significativamente mayor, así como el costo operativo inicial (1 \$/t para el cielo abierto y aproximadamente 10 \$/t para el interior). La disminución gradual y sistemática de la minería subterránea ha sido compensada, por otro lado, con el aumento de relevancia que los trabajos subterráneos han adquirido en los trabajos públicos, la edificación de las ciudades y los usos industriales y militares de almacenes, cámaras e incluso del aprovechamiento de antiguas explotaciones mineras, como se mencionó en el caso de canteras en Kansas e Illinois. La elevada exigencia de capital, la disminución en la productividad debido al alto costo del personal, los obstáculos para lograr una automatización y mecanización, el riesgo por no conocer las condiciones geomecánicas y la ausencia de vocación minera en la mayoría de las aplicaciones laborales, la implementación de esta metodología ha ido disminuyendo en casos de minerales de gran valor, como el platino, la plata y el oro; en los casos no

férreos con leyes altas; o en situaciones especialmente sencillas de explotar, como las capas horizontales y razonablemente potentes de carbón o las canteras subterráneas. No obstante, es necesario admitir que en la minería de interior ha habido un notable aumento de la productividad durante la última década debido a que se han eliminado dos restricciones o "corsés" existentes: las vías férreas tradicionales para el transporte y la madera para el sostenimiento. Estos materiales han sido reemplazados por otros como los neumáticos para el rodaje, así como el acero de los pernos y las mallas utilizadas para sostener techos y paredes de pasadizos, lo cual ha permitido mejorar el gálibo y favorecer un mejor proceso mecanizado, si bien se ha perdido, en cierta medida, un poco de selectividad o recuperación del yacimiento, en beneficio de una seguridad y confiabilidad más altas y un costo más bajo del proceso de minería subterránea; si bien los rendimientos han aumentado desde 1 t/hombre/día a 50 t/hombre/día. El propósito de la minería es la extracción de recursos minerales del planeta. Por otro lado, la minería subterránea incluye todas las acciones que tienen como objetivo sacar materias primas, que se encuentran bajo el suelo y llevan las hasta arriba. Los pozos y galerías que están conectados con la superficie son los responsables de facilitar el acceso a los recursos. Hay alrededor de 70 minerales que son económicamente valiosos, los cuales pueden estar presentes en la tierra solos o en combinación con otros (intercrecimiento). Todas las actividades que se realizan para explotar materias primas a través de medios técnicos están incluidas en la minería subterránea. Incluye, además de la extracción y el transporte, las actividades de exploración y prospección, la provisión de infraestructura (construcción de depósitos e instalación exterior como talleres, oficinas administrativas y conexión a la red vial), así como las acciones que se

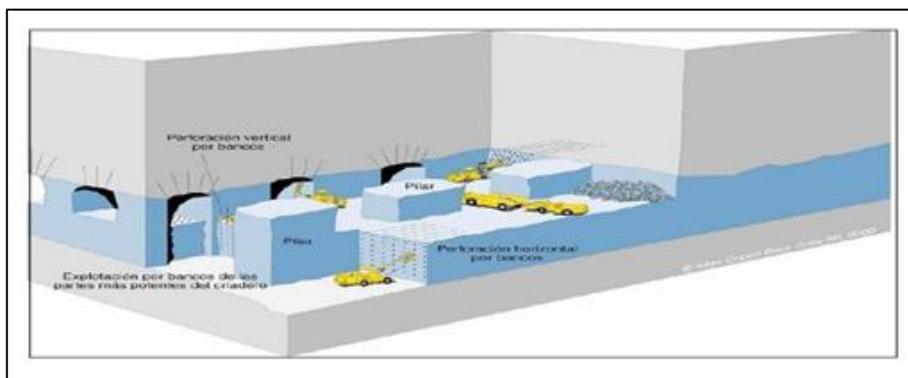
enfocan en asegurar que los mineros estén seguros. Las actividades mineras incluyen:

- Perforación y Voladura
- Extracción
- Ventilación
- Desagüe
- Sostenimiento

En numerosos países son Habituales las excavaciones de cateo poco profundas, que representan un método abierto intermedio entre la minería a cielo abierto y la subterránea. En situaciones particulares, la materia prima tiene la posibilidad de ser extraída y acondicionada para el transporte en su entorno natural, sin que se requiera realizar trabajos previos (por ejemplo, gasificación del carbón in situ, lixiviación in situ y explotación de salinas). La minería subterránea crea espacios en el subsuelo donde laboran personas. Las condiciones laborales, que incluyen la temperatura del aire, la humedad ambiental, la presencia de gases explosivos o radiaciones dañinas, el agua, el polvo y los ruidos emitidos, están sujetas a varios factores como el mineral y la roca encajante, la profundidad de la mina y el empleo de maquinaria. Las minas subterráneas siempre se sitúan en función de la existencia de yacimientos de materias primas. La extracción subterránea se lleva a cabo en todas las áreas climáticas, incluyendo lugares alejados, bajo ciudades grandes, en el fondo del océano y en zonas montañosas. La cantidad extraída cada día puede ser menor de una tonelada o llegar a más de 15.000 toneladas. La profundidad de extracción abarca desde algunos metros hasta más de 4 kilómetros. La minería subterránea genera impactos ecológicos en tres áreas diferentes: en el yacimiento y las piedras

vecinas, en los espacios abiertos bajo tierra y en la capa del terreno. Para que los recursos se utilicen de manera óptima y para contribuir a la reducción de los impactos ambientales, es esencial planificar las operaciones con detalle y elegir adecuadamente las técnicas y métodos de extracción.

**Ilustración 3. Cámaras y Pilares**

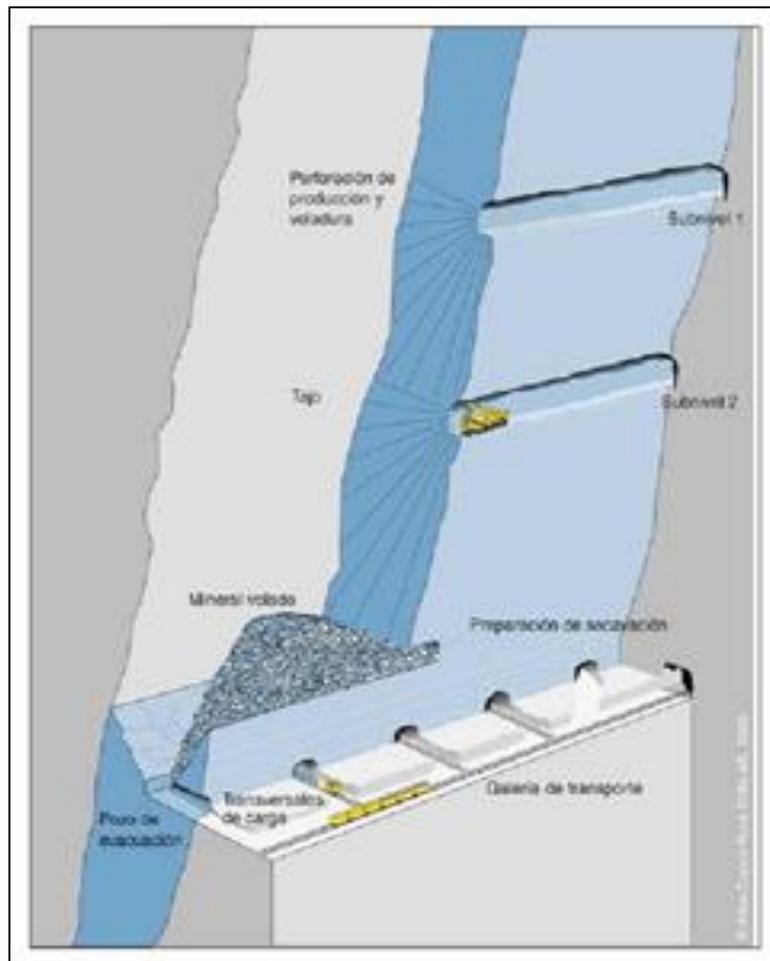


### 2.2.2. Método de Aumento de Minas

#### *Marco Legal*

Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros, que está bajo la autoridad del Ministerio de Energías y Minas (MINEM), es responsable de las actividades mineras-metalúrgicas; el MINEM, por su parte, tiene la potestad legal de aprobar los estudios de Impacto Ambiental (EIA). El marco legal ambiental, que incluye tanto las normas generales como las específicas relacionadas con el medio ambiente y las actividades del sector minero, está incluido en la estructura de desarrollo del EIA.

**Ilustración 4. Subniveles**



**Organismos Reguladores.**

- Ministerio de Ambiente
- Ministerio de Energía y Minas: Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros (DGAAM) • Ministerio de Agricultura.
- Ministerio de Transporte y Comunicación • Ministerio del Interior • Ministerio de Cultura.
- Ministerio del Trabajo y Promoción del Empleo • Ministerio de Salud: Dirección General de Salud Ambiental (DIGESA)
- Ministerio de Cultura
- Gobiernos Regionales: Dirección Regional de Energía y Minas de Arequipa.

- Gobiernos Locales
- D.S. N° 010-2005-PCM: Los estándares de calidad ambiental (ECA) para radiaciones no ionizantes que son aplicables a la legislación del sector minero del proyecto han sido aprobados: • D.S. N° 014-92-EM: Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería
- D.S. N° 03-94-em: Reglamento de Diversos Títulos del Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería
- D.S. N° 016-93-EM, modificado por Decretos Supremos N° 059-93- EM, N° 029-99-EM, N° 058-99-EM, N° 022-2002-EM y N° 078-2009-EM: Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero Metalúrgico.
- D.S. N° 078-2009-EM: Si el minero titular ha llevado a cabo actividades y/o ha ejecutado proyectos relacionados con las actividades mineras descritas en la Ley General de Minería, se ponen en marcha medidas de remediación medioambiental.
- D.S. N° 024-2016-EM y su modificatoria (D.S. N° 023-2017-EM): Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional y otras medidas complementarias en minería.
- D.S. N° 010-2010-MINAM: Se aprueben los límites máximos permitidos para la descarga de efluentes líquidos provenientes de actividades mineras y metalúrgicas.
- R.M. N° 315-96-EM/VMM: Se aprueben límites máximos permitidos de elementos y compuestos en las emisiones gaseosas que provienen de las Unidades Minero-Metalúrgicas.
- Ley N°28090: Ley que regula el cierre de Minas

- Ley N° 28271: Ley que regula los Pasivos Ambientales de la Actividad minera
- D.S. N° 059-2005-EM: Reglamento de pasivos Ambientales de la actividad minera.
- Resolución Directoral N° 134-2000 EM/DGM: Directrices para desarrollar planes de contingencia que deben utilizarse en las actividades minero-metalúrgicas.
- R.M. N° 209-2010-MEM-DM: Al presentar la declaración anual consolidada de 2009, también es necesario presentar la Declaración Jurada Anual de coordenadas UTM (PSAD 56) y se modifica el formulario autorizado por RM. N°184-2005-MEM/DM.
- R.M. N° 304-2008-MEM/DM, Modificada por RM N° 009-2010- MEM/DM Proceso de Participación Ciudadana en el Subsector Minero. • D.S. N° 028-2008-EM: Reglamento del Proceso de Participación Ciudadana en el Subsector Minero.
- D.S. N° 042-2003-EM: Determina el Compromiso Previo como condición necesaria para llevar a cabo las actividades mineras normales complementarias. Modificado a través del DS N° 052-2010-EM.
- Reglamento de plan de cierre (D.S. N° 033-2005-EM) Otras Leyes Ambientales de Importancia Nacional.

#### **Otras Leyes Ambientales de Importancia Nacional**

- Ley N° 26821: Ley orgánica para la utilización sustentable de los recursos naturales.
- Ley N° 26839: Ley sobre la conservación y el uso sostenible de la diversidad biológica.

- D.L. N° 1090 y D.S. N° 014-2001-AG: La legislación y reglamentación sobre fauna silvestre y bosques.
- Ley N° 28256: Transporte terrestre de desechos y materiales peligrosos.
- D.S. N° 021-2008-MTC: Reglamentación Nacional de Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos.
- D.S. N° 021-2008-MTC y sus modificaciones (D.S. N° 030-2008-MTC, D.S. N°043-2008-MTC) y normas relacionadas (R.D. N° 040-2008-MTC14): Reglamento Nacional de Transportes Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos.
- Ley N° 28551: Ley que establece la obligación de elaborar y presentar planes de contingencia.
- Ley N°28296: Ley General del Patrimonio Cultural de la Nación
- Resolución Suprema N° 004-2000-ED: Reglamento de investigadores Arqueológicas • Ley N°27314, modificada por D.L. N° 1065: Ley General de Residuos Sólidos
- D.S. N° 057-2004-PCM: Reglamento de la Ley General de Residuos Sólidos.
- D.S. N° 034-2004-AG: Conceden la categorización de especies silvestres en peligro y la prohibición de cazarlas, capturarlas, poseerlas, transportarlas o exportarlas con fines comerciales.
- D.S. N° 043-2006-AG: Categorización de especies amenazadas de flora silvestre.

### **2.3. Definición de términos básicos**

- **Apertura.** Se refiere a la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o al nivel de apertura que tiene. En cuanto más pequeña sea

la apertura, las condiciones de la masa rocosa serán más favorables; en cambio, si es mayor, las condiciones serán menos óptimas.

- **Buzamiento (DIP):** Es el ángulo que forma la veta, el estrato o el manto con relación a lo horizontal y se mide en un plano vertical.
- **Caballo:** Es la Región estéril de gran tamaño que se manifiesta en el interior de la veta, normalmente compuesta por el mismo material que las rocas encajonantes.
- **Caja Piso:** Es la roca que está por debajo de la veta.
- **Caja Techo:** Es la roca que se encuentra en la parte superior de una veta inclinada.
- **Contactos litológicos:** Que habitualmente constituyen, por ejemplo, la caja de techo y la caja de piso de una veta.
- **Criadero, Yacimiento o Depósito Mineral:** Segmento o fracción de la corteza terrestre en el que se generaron o se están generando sustancias minerales útiles a través de procesos geológicos, las cuales pueden ser explotadas con fines económicos, utilizando los recursos técnicos disponibles.
- **Cuerpo (ORE BODY):** Son depósitos de minerales grandes y con una forma y tamaño indefinidos.
- **Depósitos primarios y secundarios.** Los primeros son los que están vinculados al proceso de formación inicial de las rocas. Los segundos se producen por la modificación de los primeros y, en términos generales, tendencia a dar origen a nuevos minerales.
- **Desmante:** Es todo material estéril que no posee valor económico.

- **Diaclasas:** También llamadas juntas, son fracturas que no han sufrido desplazamiento y que suelen aparecer en la masa rocosa.
- **Diseminaciones.** Son depósitos mineralizados en los que los granos de mineral se distribuyen por toda la masa rocosa.
- **Espaciado:** Es la distancia perpendicular entre discontinuidades vecinas. Éste establece el tamaño de los bloques de roca que permanece intacta. Los bloques serán más pequeños si están menos espaciados y más grandes si están más espaciados.
- **Estratificación:** Es una característica que se encuentra en la superficie de las rocas sedimentarias y que dividen capas con litología igual o distinta. Estas rocas también pueden encontrarse en formaciones que se han creado a partir del metamorfismo de rocas sedimentarias.
- **Explotación.** Es un procedimiento de extracción para obtener el mineral económico, empleando varios métodos de explotación con el fin de ser posteriormente aprovechado en la planta concentradora.
- **Fallas:** Son fracturas que han experimentado desplazamiento. Estas son fracturas de menor tamaño que se encuentran en áreas locales de la mina o estructuras muy relevantes que pueden extenderse por toda la mina.
- **Ganga.** Zona de mineral que no tiene valor, pero está vinculado con la parte de buena ley. Este concepto es relativo, ya que cambia en función del tiempo, las cotizaciones y la ley del mineral.
- **Hilos.** Vetillas de mineral muy delgadas que se cruzan entre sí.
- **Investigaciones Geotécnicas.** - Es un programa de exploraciones geotécnicas a través de perforaciones diamantinas, con el objetivo de adquirir

propiedades y parámetros hidrogeológicos de los materiales localizados en la zona estudiada.

- **Lentes.** Es el yacimiento de forma lenticular que se va reduciendo conforme se aleja de su centro. Los lentes son de decenas de metros de largo.
- **Mantos.** Cuerpo mineralizado de forma tabular, que normalmente se ubica en una posición horizontal o con una inclinación leve (menor a 30°), y que posee una potencia bastante significativa.
- **Masa Rocosa:** Es el medio in situ que presenta varias clases de discontinuidades, entre ellas estratos, diaclasas y fallas, así como otros atributos estructurales.
- **Matriz rocosa.** - Muestra de mano o mayor compuesta por material rocoso que no presenta discontinuidades, o bloques de roca intactos que se encuentran entre discontinuidades. Aunque se considerada continua, es anisótropa y heterogénea, relacionada con la fábrica, textura y estructura mineral.
- **Mena.** La sección más valiosa de un mineral desde el cual es posible obtener uno o más metales de manera rentable.
- **Mineral.** Materia inorgánica de origen natural que forma la corteza terrestre, tiene un valor económico y está compuesta por dos elementos: La ganga y la mena. Además, es una materia inorgánica.
- **Minería.** Sector industrial encargado de la búsqueda, extracción, beneficio y comercialización de las rocas y minerales que generan un rendimiento económico.
- **Orientación:** Se refiere a la ubicación de la discontinuidad en el espacio y se caracteriza por su rumbo y buzamiento. Se afirma que un conjunto de

discontinuidades que se orientan de manera parecida, es decir, que son aproximadamente paralelas, constituyen un "sistema" o una "familia" de discontinuidades.

- **Perfil geotectónico:** Es la agrupación de actividades que incluye el estudio del subsuelo, así como los análisis y las sugerencias para diseñar y construir en subsuelo.
- **Perfil litológico:** Es la rama de la geología que analiza la estructura y composición de las rocas, incluyendo su tamaño granular, propiedades químicas y físicas, estructuras metamórficas, entre otros aspectos. Además, incluye su composición mineralógica, su textura, su tipo de transporte y cómo está distribuido en el espacio.
- **Perforación:** Es el primer procedimiento en la preparación de una voladura. Su objetivo es abrir en la roca orificios cilíndricos llamados taladros, que están destinados a contener el explosivo y sus elementos iniciadores.
- **Persistencia:** Es la extensión de una discontinuidad en términos de área o tamaño. La estabilidad de la masa rocosa aumenta con la reducción de la persistencia; por el contrario, disminuye a medida que esto se eleva.
- **Pliegues:** Son Estructuras con estratos curvados, que suelen ser verticales o tener una inclinación pronunciada, y que constituyen intrusiones de roca ígnea tabular.
- **Potencia.** El ancho o espesor de un yacimiento mineralizado se mide de manera perpendicular a las cajas.
- **Productividad.** - Es la proporción entre el número de bienes y servicios producidos y la cantidad de recursos empleados.

- **Relleno:** Son los componentes que se encuentran dentro de la discontinuidad. La competencia de la masa rocosa es inferior cuando los materiales son blandos, y mayor si estos son duros.
- **Roca intacta:** Es el bloque que se encuentra entre las discontinuidades y podría ser representado por una muestra de mano o un fragmento de testigo usado para pruebas en laboratorio.
- **Roca meteorizada:** Es la degradación de minerales y rocas que tiene lugar en o cerca de la superficie terrestre cuando dichos materiales entran en contacto con la atmósfera, la biosfera y la hidrósfera.
- **Rugosidad:** Es la rugosidad o el desajuste de la superficie de la discontinuidad. Mientras más rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será más competente y, en cambio, mientras menos rugosidad tenga, la masa rocosa será menos competente.
- **Rumbo (STRIKE):** Se refiere a la dirección de un manto, estrato o veta con respecto al norte magnético y se calcula en un plano horizontal.
- **Spraycrete:** Sistema automatizado para el soporte de chimeneas utilizando concreto proyectado (Shotcrete).
- **Veta o Filón:** Son pequeñas hendiduras en la corteza terrestre que se rellenan con mineral. Por lo general, tienen una inclinación superior a 30 grados y un desarrollo regular en términos de longitud, ancho y profundidad
- **Yacimiento de Mineral.** Formado por uno o más minerales que tienen componentes metálicos útiles, sin importar su tamaño o la forma en que estén agrupados.
- **Zonas de corte:** Son franjas de material que pueden tener varios metros de grosor y donde se ha producido un fallo en la roca.

- **Zonificación geomecánica.** - Proceso de delimitación de áreas donde la masa rocosa comparte condiciones geomecánicas parecidas y, por ende, una conducta similar.

## **2.4. Formulación de hipótesis**

### **2.4.1. Hipótesis general**

Se utilizará el método de minado SLS para obtener el incremento de producción de mineral en la mina Chipmo.

### **2.4.2. Hipótesis específicas**

- a) El método de minado SLS es la mejor alternativa para la mejora de la producción de mineral en la mina Chipmo.
- b) La producción mejorara con la optimización del método de explotación sub level stoping.

## **2.5. Identificación de las variables**

### **2.5.1. Variable independiente:**

X: Optimización del Método de Explotación en la Mina Chipmo.

### **2.5.2. Variable dependiente:**

Y: Sub Level Stoping en la Mina Chipmo.

## 2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores

**Tabla 1. Operacionalización de Variables**

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Optimización del Método de Explotación en la Mina Chipmo.	La Mina Chipmo se requiere incrementar la producción para cumplir con lo planificado por la Gerencia Operaciones, se tienen deficiencias en la producción mensual y no se está cumpliendo con lo programado. Mediante los análisis realizados por Buenaventura, se requiere realizar las evaluaciones necesarias para aplicar un nuevo método de minado con la cual se logre incrementar la producción de la Mina Chipmo, por lo que se propone el Método de Explotación Sublevel Stopping,	Planeamiento de Mina  Plan de Minado  Metodo de Explotacion	Ciclo de Minado  Parametros Geomecanicos  Tipo de Roca
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Sub Level Stopping en la Mina Chipmo.	Las operaciones en la mina Chipmo en la unidad Orcopampa requieren de un nuevo método de minado para optimizar la producción, por lo tanto, el Método de Explotación Sub level Stopping propuesto es que más se adecua para el minado de los tajos, mediante el cual se optimizará la producción de la mina, con la evaluación geomecánica se tendrá los parámetros necesarios para el diseño y dimensionamiento de los tajos de la mina.	Cia. de Mina Buenaventura	Evaluacion Geomecanica Estabilidad Produccion

*Fuente: Elaboración Propia*

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Tipo de investigación**

Se establece que nuestra investigación es de tipo cuantitativa, según el Método de Explotación.

- Aplicada: Con el propósito principal de optimizar la producción, se lleva a cabo el proceso de explotación y desarrollo de la Mina Chipmo.
- Experimental: Por el estudio realizado a la información recopilada durante el procedimiento de recolección de datos.
- Documental: Fundamentado en los datos hallados y verificados con los que se obtuvieron de la compañía. De Buenaventura.
- De campo y de laboratorio: Debido a los resultados alcanzados en la investigación.

#### **3.2. Nivel de investigación**

Aplicada

### **3.3. Métodos de la investigación**

El método que se empleó para llevar a cabo la investigación actual fue el siguiente:

Método deductivo: Examen de los datos en general para obtener una conclusión definitiva.

Método inductivo: Adquirir la conclusión general a partir de los datos recopilados y el historial de la Mina Chipmo, validando esta información con los resultados obtenidos en el trabajo de campo.

### **3.4. Diseño de la investigación**

El diseño se alinea con la investigación descriptiva, correlacional y cuantitativa, se realiza en base a la adecuación del Método de Explotación, aplicada a con un diseño adecuado y garantizado de acuerdo a la investigación efectuada con respecto al Tipo de Roca en la Mina Chipmo.

### **3.5. Población y muestras**

#### **3.5.1. Población**

Los parámetros Geomecánicos obtenidos en la Mina Chipmo, que determinó la aplicación de Metodo de Explotación Sublevel Stopping vine a ser la población de la investigación.

#### **3.5.2. Muestra**

La información obtenida en las pruebas realizadas para aplicación del minado Sublevel Stopping, las pruebas corresponden a las labores seleccionadas por Buenaventura.

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

#### **3.6.1. Técnicas**

##### **Descripción de las técnicas empleadas**

Para sustentar el presente trabajo utilizaremos la técnica:

- **Recopilación y análisis de data**

La recopilación y análisis de los datos se efectuó en base a la evaluación geomecánica, efectuada para determinar la resistencia de la masa rocosa.

- **Observación directa y toma de datos**

Se realiza observaciones directas para la determinación del tipo de roca en la mina, en base a la evaluación geomecánica realizada, para obtener los parámetros del macizo rocoso.

- **Búsqueda de información bibliográfica**

Se analizó la información proporcionada por Buenaventura y la información obtenida en encuestas a los trabajadores que sirvieron como antecedentes para la implementación del Método Sublevel Stopping.

#### **3.6.2. Instrumentos de recolección de datos**

##### **Materiales**

- Planos topográficos.
- Mapeos geomecánicos Efectuados.
- Informes del Metodo de Explotación.
- Reporte de Geomecánicos
- Informe de detalles de la Perforación y Voladura.
- Libreta de campo.

### **3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.**

El proceso de aplicación del Método de Explotación Sublevel Stopping se llevó a cabo considerando la información obtenida y las observaciones establecidas sobre el tipo de roca, según la caracterización geomecánica.

Es importante precisar que el Modelo Geomecánico, considerado para el análisis de la estabilidad varia segundo la zonificación geomecánicas.

### **3.8. Tratamiento estadístico**

Las acciones que se aplicaron sobre las unidades experimentales y que son objeto de comparación de los Métodos de Explotación aplicados y la comparación con el nuevo método a ser aplicado. Permittiéndonos obtener un modelo estadístico de la investigación.

### **3.9. Orientación ética filosófica y epistémica**

Este trabajo de investigación fue elaborado siguiendo los principios de ética profesional y se aplica a uno mismo, considerando los valores y Principios que rigen la realización de una investigación.

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1. Descripción del trabajo de campo**

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

Se analizará la posibilidad de implementar el método de Tajeo por Subniveles o seguir con el que se usa en toda la mina Chimpo, el Corte y Relleno, tomando en cuenta los datos geomecánicos y geológicos previamente mencionados. Para Para ello, se emplea un método de selección numérica que califica cada parámetro del yacimiento según el método que se está evaluando. Este El método de evaluación tiene su origen en el texto "Explotación Subterránea": "Casos prácticos y métodos". Las tablas siguientes muestran las calificaciones que deben asignarse a los métodos, basándose en los parámetros del yacimiento.

**Tabla 2. Geometría del yacimiento y distribución de leyes**

<b>FORMA</b>			
Masivo: Dimensiones similares en cualquier dirección			
Tabular: Dos dimensiones mucho mayores que la tercera			
Irregular: Dimensiones que varían a distancias cortas			
<b>POTENCIAL DEL MINE</b>			
Estrecha: menor a 10 m.			
Intermedia: Entre 10 y 30 m.			
Potente: Entre 30 y 100 m.			
Muy Potente: Mayor a 100 m.			
<b>INCLINACIÓN</b>			
Echado: Menor a 20°			
Intermedio: Entre 20° y 55°			
Inclinados: Mayor a 55°			
<b>DISTRIBUCIÓN DE LAS LEYES</b>			
Uniforme: Ley del yacimiento constante en cualquier punto de este			
Diseminado: Leyes que presentan distribución zonal			
Errático: Leyes que cambian drásticamente de un punto a otro			

**Tabla 3. Clasificación de las técnicas de extracción minera según la disposición y la forma geométrica de las leyes del yacimiento**

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	FORMA DEL YACIMIENTO			POTENCIA DEL MINERAL				INCLINACIÓN			DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento por bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subnivel	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Tajeo por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3

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

**Tabla 4.** Clasificación de las técnicas según las propiedades geomecánicas del área mineral

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIAS DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIAS DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subnivel	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Tajeo por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy Pequeña G: Grande MG: Muy Grande

**Tabla 5.** Clasificación de las técnicas según los rasgos geomecánicos de la caja techo

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Cámaras por subnivel	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Tajeo por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy Pequeña G: Grande MG: Muy Grande

**Tabla 6.** Clasificación de los métodos con base en las propiedades geomecánicas del piso de la caja

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIAS DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Cámaras por subnivel	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Tajeo por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Cámaras almacén	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

P: Pequeña M: Media A:Alta MP: Muy Pequeña G:Grande MG: Muy Grande

**Tabla 7.** Importancia de la evaluación numérica en la elección del método minero

CLASIFICACIÓN	VALOR
Preferido	3 a 4
Probable	1 a 2
Improbable	0
Desechado	-49

Si Usamos este método de valoración numérica en el caso que nos ocupamos, llegaremos a lo que se muestra en la Tabla 8.

**Tabla 8.** Evaluación de la técnica Tajeo por Subniveles y Corte y Relleno, en función de las propiedades del depósito

GEOMETRIA/DISTRIBUCIÓN	CARACTERÍSTICAS DE LA VETA 380 - 420	CORTE Y RELLENO	TAJEOS POR SUBNIVELES
Forma del yacimiento	Tabular	4	4
Potencia del mineral	Estrecha	4	-49
Inclinación	Inclinado	4	4
Distribución de leyes	Uniforme	3	4
Profundidad	480 m.	0	0
SUB TOTAL		15	-37
<b>GEOMECAÁNICA</b>			
<i>Zona del Mineral</i>			
Resistencia de la roca	Alta	2	3
Espaciamiento entre fracturas	Pequeña	3	2
Resistencia de discontinuidades	Media	3	2
SUB TOTAL		8	7
<i>Zona de la Caja Techo</i>			
Resistencia de la roca	Media	2	2
Espaciamiento entre fracturas	Grande	2	3
Resistencia de discontinuidades	Grande	2	0
SUB TOTAL		6	5
<i>Zona de la Caja Piso</i>			
Resistencia de la roca	Pequeña	4	0
Espaciamiento entre fracturas	Muy Grande	2	4
Resistencia de discontinuidades	Grande	2	4
SUB TOTAL		8	8
<b>TOTAL DE PUNTUACIÓN</b>		<b>37</b>	<b>-17</b>

Esta primera evaluación, que ha tomado en cuenta elementos exclusivamente geológicos y geomecánicos, nos muestra que lo más conveniente es seguir aplicando el método de Corte y Relleno. No, sin embargo, la propuesta de esta tesis de poner en práctica el método de minado Tajeo por Subniveles considera que se emplee un sistema para reforzar las paredes de los tajos futuros a través del cablebolt. La técnica de refuerzo de cablebolting garantizará que no se diluya el mineral debido a posibles desprendimientos del piso de la caja, que según los datos de la Tabla N° 4, es de baja calidad.

Teniendo en cuenta esto y considerando los costos asociados con el sistema de refuerzo que se destinarán al método de Tajeo por Subniveles, se evaluará la conveniencia económica de implementar este método o, si no es factible, aplicar el método del Corte y Relleno Ascendente en el tajo 420-380. Este último es el procedimiento que se utiliza en la mayor parte de los tajos de la Mina Chimpo.

#### **4.1.2. Cálculo de la dilución y recuperación para el método de tajeo por sublevel stoping**

La elección del método de extracción, junto con la disposición geométrica y geológica del depósito, determinan el grado de dilución. La utilización de las siguientes dos fórmulas lleva al cálculo de la dilución:

La primera (1), que fue formulado por O'Hara durante los años ochenta. El porcentaje expresa el valor de la dilución.

$$Dilución = \frac{K}{\sqrt{w} \times \text{Sen } \beta} \quad (1)$$

Dónde:

w : potencia de la veta en metros

$\beta$  : buzamiento, expresado en radianes

k : constante del método de minado

La segunda (2), originada a partir del conocimiento de que la dilución es la porción de estéril o desmonte dentro del total extraído:

$$Dilución = \frac{D}{D + W} \quad (2)$$

Dónde:

D : Desmante en metros

w : Potencia de la veta en metros

D + w : Ancho de minado en metros

**Tabla 9.** Datos para determinar la dilución en el tajeo por subniveles

Potencia de veta (W)	4.5 Metros
Buzamiento (B)	75 Grados
Constante para TPS (K)	50

O'Hara, a partir de una serie de investigaciones realizadas en varias minas del mundo, desarrollaron el valor de la constante k para cada clase de método minero. Por esta razón, k es 50 para el Tajeo por Subniveles y 25 para el Corte y Relleno.

**Tabla 10.** Dilución, desmante y ancho de minado para Tajeo por Subniveles

Dilución (%)	24.4
Desmante (m)	1.5
Ancho de minado (m)	6.0

#### 4.1.3. Cálculo de la dilución y recuperación para el método de corte y relleno ascendente

Los datos que se necesitan para calcular la dilución están incluidos en la Tabla 11, mientras que los resultados se encuentran en la Tabla 12.

**Tabla 11.** Datos para el cálculo de la dilución en Corte y Relleno Ascendente

Potencia de veta (W)	4.5 Metros
Buzamiento (B)	75 Grados
Constante para CRA (K)	25

**Tabla 12.** Dilución, desmonte y ancho de minado para Corte y Relleno Ascendente

Dilución (%)	12.2
Desmonte (m)	0.6
Ancho de minado (m)	5.1

**4.1.4. Método de tajeo por sub level stoping, así como el método de corte y relleno ascendente**

Los resultados derivados de los cálculos anteriores no se pueden presentar sin antes considerar la información que aparece en la Tabla 13, que se utilizará para calcular las reservas y los recursos.

**Tabla 13.** Peculiaridades de la veta

CARACTERISTICAS DE LA VETA	
Largo del cuerpo	200 m.
Alto del cuerpo medido	40 m.
Alto del cuerpo indicado	10 m.
Potencia	4.5 m.
Buzamiento	75°
Densidad del mineral	3 TM/m <sup>3</sup>
Densidad de desmonte	2.7 TM/m <sup>3</sup>

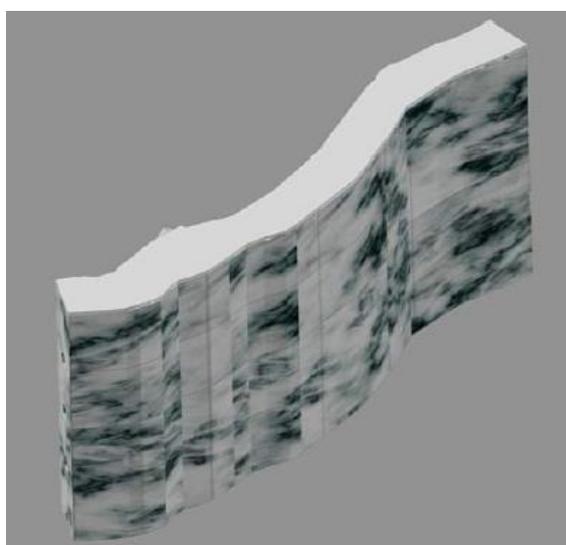
Asimismo, la tabla 14 presenta las recuperaciones en minas metálicas que han sido explotadas por debajo de la superficie para los métodos de tajeo por subniveles y corte y relleno ascendente, según lo investigado por la empresa canadiense J. S. Redpath Ltd en 1986.

**Tabla 14.** *Recuperaciones en minería para las técnicas de Tajeo por subniveles Stoping y Corte y Relleno, según la compañía J. S. Redpath Ltd*

Método de Explotación	Recuperación Minera
Tajeo por Subniveles	86.50%
Corte y Relleno	94.00%

La tabla 15 muestra los recursos estimados y calculados para el tajo 420-380, los cuales se obtuvieron a partir de las dimensiones geométricas encontradas para la veta

**Ilustración 5.** *Esquema Tajo 420 - 380*



*Fuente: Dpto. Geología.*

**Tabla 15.** *Recursos Indicados y Medidos para el Tajo 420 – 380*

	TM	TCS
Recursos Medios	108000	119050
Recursos Indicados	27000	29763

Los valores de las reservas probadas se obtendrán a partir de los valores encontrados de los recursos medidos, y, con los correspondientes a los recursos indicados, se determinarán los valores de las reservas probables. Para Para ello, se consideran los datos de recuperación minera para cada técnica en el cálculo. Los resultados mencionados se encuentran en las tablas 20 y 21.

**Tabla 16.** Reservas obtenidas luego de aplicar una recuperación minera de 86,5% para el método de Tajeo por Subniveles

	TM	TCS
Reservas Probadas	120559	132894
Reservas Probables	30140	33223

**Tabla 17.** Reservas adquiridas después de realizar un proceso de recuperación minera del 94,0% utilizando la técnica Corte y Relleno Ascendente

	TM	TCS
Reservas Probadas	114217	125903
Reservas Probables	28554	31476

#### 4.1.5. Del mineral en la situación de los dos métodos de extracción minera

Para Determinar el valor del mineral, en primer lugar, calcularemos las leyes diluidas para cada método. La ley de oro en el bloque, según la Tabla 3, es de. Para obtener las leyes diluidas para los dos métodos, se utilizará la fórmula que aparece a continuación:

$$Ley\ diluida = \frac{TRM \times LM + TD \times LD}{TRP}$$

Donde:

TRM: Tonelaje de Recursos Medidos

TRP: Tonelaje de Reservas Probadas

TD: Tonelaje de Desmonte

LD: Ley de Desmonte

LM: Ley de Mineral

Al Aplicar esta fórmula a los datos de ley de mineral, tanto para las reservas probadas por corte y relleno como para las reservas probadas por tajeo subniveles, obtenemos estos resultados:

**Tabla 18.** *Las leyes son menos estrictas en el caso del tajeo por subniveles y el corte y relleno*

LEYES DILUIDAS		
Método de Extracción	oz Au/TCS	oz Au/TM
Tajeos por Subniveles	0.433	0.477
Corte y Relleno	0.457	0.504

El porcentaje de recuperación de oro, que alcanzó el 95.4%, también es una cifra obtenida de la Planta Concentradora. Supondremos que el porcentaje a pagar es del 87%. Usaremos el precio de 888.75 US\$ / Oz Au del metal para calcular el valor del mineral.

Los valores minerales que se conseguirían para cada técnica de minería, que aparecen en la Tabla 19, se obtienen al aplicar las condiciones mencionadas anteriormente en la fórmula siguiente.

Valor de mineral – Ley Diluida x Precio del Metal x Recuperación Metalúrgica x % Pagable

**Tabla 19.** *Valor de Mineral para cada método de explotación*

Método del Explotación	Valor de Mineral (US\$/TCS)
Tajeo Por Subniveles	319.5
Corte y Relleno	337.2

#### 4.1.6. Productividad para el Método de Minado Tajeo por SubLevel

##### Stoping

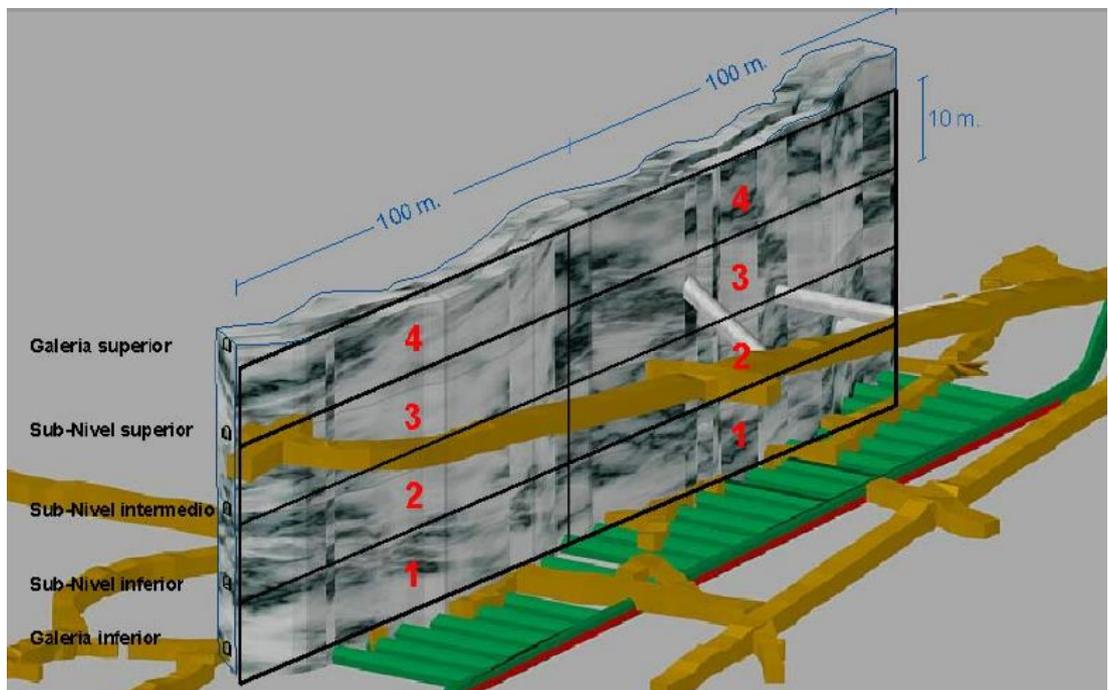
Se tomará en cuenta para los siguientes cálculos las consideraciones sobre los regímenes laborales, las cuales se describen a continuación en la tabla.

*Tabla 20. Datos previos para el cálculo de las productividades en ambos métodos de minado en el tajo 420-380*

Días/mes	25
Guardias/día	2
Hora/Guardia	8

De la Tabla 21 Es posible obtener diversos valores de productividad según el nivel de exactitud que se quiera manejar.

##### Ilustración 6. Esquema de la Galería Superior – Galería Inferior



*Fuente: Dpto. de Geología.*

**Tabla 21. Productividad usando el sistema Tajeo por SubLevel Stopping en el tajo 420-380**

PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO TAJEO POR SUBLEVEL STOPING		
Longitud de panel	100	m.
Ancho de minado	6.0	m.
Longitud de perforación	10	m.
Número de taladros perforados	236	
Metros perforados	2360	
Metros perforados por día	160	
Días para perforar el panel	15	
Volumen del panel	5952.5	m <sup>3</sup>
Densidad de la roca	3	TM / m <sup>3</sup>
Tonelaje del panel	17857.5	TM
TM / día	1210.7	
TM / mes	30267.0	
m <sup>3</sup> volado / mes	10089.0	
TCS / mes	33363.9	
TCS / día	1334.6	
TCS / hr.	83.4	

#### **4.1.7. Productividad para el Método de Minado Corte y Relleno**

##### **Ascendente**

Se obtuvieron los valores de la Tabla 22, tomando como referencia el régimen laboral vigente en las labores operativas de la mina.

**Tabla 22.** Productividad del método corte y relleno ascendente en el tajo 420-

380

PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON PERFORACIÓN EN BREASTING	
Números de taladros perforados	27
Longitud de perforación	2.4 m.
Metros perforados por guardia	65.8
Longitud de avance	2.3 m.
Diámetro de perforación	0.035 m.
Ancho de sección	5.1 m.
Alto de sección	2.4 m.
Volumen roto	28.1 m <sup>3</sup>
Densidad de la roca	3 TM / m <sup>3</sup>
Tonelaje a romper por guardia	84.3 TM
TM / día	168.6
TM / mes	4215.7
m <sup>3</sup> volado / mes	1405.2
TCS / mes	4647.0
TCS / día	185.9
TCS / hr.	11.6

#### 4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

##### 4.2.1. Comparación de los costos de operación minera entre el método

##### Tajeo por sublevel stoping y el corte y relleno ascendente

La Tabla 23 a continuación presenta los resultados de las dos comparaciones:

*Tabla 23. Costos de explotación mina en ambos métodos de minado considerados*

COMPARACIÓN DE COSTOS ENTRE SUB LEVEL STOPING Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE		
	COSTO (\$ / TCS)	
ACTIVIDAD	SUB LEVEL STOPING	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Perforación y voladura	3.12	4.19
Sostenimiento	10.14	12.77
Limpieza y acarreo	1.60	0.80
<b>TOTAL COSTO DE EXPLOTACIÓN EN EL TAJO 420 - 380</b>	<b>14.86</b>	<b>17.76</b>
	COSTO (\$ / TCS)	
PERSONAL	TAJEO POR SUBNIVELES	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Perforista Cabletec	0.07	---
Perforista Jack leg	---	0.43
Ayudante	---	0.34
Ayudante	0.05	---
Ayudante Servicios	0.05	0.34
Operador Scoop	0.06	0.43
Operador Dumper	0.06	0.43
<b>TOTAL COSTO PERSONAL</b>	<b>0.29</b>	<b>1.96</b>
	COSTO (\$ / TCS)	
ITEM	TAJEO POR SUBNIVELES	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Relleno	2.00	2.20

ACTIVIDAD	COSTO (\$ / TCS)	
	SUB LEVEL STOPING	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Izaje por pique	1.00	1.00
Servicios auxiliares (15% del costo de explotación)	2.23	2.66
Costo de transporte de pique a cancha de acopio	1.00	1.00
Blending de mineral en cancha de acopio	1.24	0.70
Transporte de cancha de acopio a planta	4.60	4.60
<b>TOTAL DE COSTOS DE SERVICIOS, CARGUIO Y TRANSPORTE EN SUPERFICIE</b>	<b>10.07</b>	<b>9.96</b>

ACTIVIDAD	COSTO (\$ / TCS)	
	SUB LEVEL STOPING	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Preparaciones	2.42	1.18
<b>COSTO TOTAL DE EXPLOTACIÓN MINA (\$ / TCS)</b>	<b>29.64</b>	<b>33.07</b>

Los resultados muestran que el costo de explotación de la mina utilizando el método de tajeo por subniveles equivale a cerca del 90% del costo total de explotación del corte y relleno.

#### **4.2.2. Evaluación económica para establecer el uso de los métodos de minado**

Antes de llevar a cabo la evaluación económica para determinar la aplicabilidad de un método en particular, se introducirán algunos datos preliminares que serán útiles para realizar los cálculos correspondientes.

Es importante saber los tonos para poder calcular las ventas que generarán ambos métodos. Las Tablas 20 y 21 ya detallaron esos tonelajes, no obstante, la

Tabla 24 los transcribe de forma más sencilla para tenerlos disponibles durante el análisis

**Tabla 24.** *Reservas Probadas obtenidas mediante el método de Tajeo por Subniveles de Corte y Relleno Ascendente*

	Reservas Probadas (Incluida la recuperación minera)	
	TCS / mes	TM / mes
Tajeo por Subniveles	33364	30267
Corte y Relleno Ascendente	4066	3689

Utilizando las Tablas 24, 25 y 26, se obtiene la Tabla 25 en la que se determina los periodos de explotación, ya sea para un método o para otro.

La producción mensual que permite implementar las características de cada método determina estos períodos.

**Tabla 25.** *Reservas probadas, producción mensual y duración de explotación para el método de minería considerado, en el tajo 420-380*

	Sub Level Stopping	Corte y Relleno Ascendente
Reservas Probadas (TCS)	132894	125903
Producción Mensual (TCS / mes)	33364	4647
Meses de Explotación	4.0	27.1

En esencia, el tajo se estaría agotando después de cuatro meses de trabajo con el método Tajeo por Sub Level Stopping, cumpliendo así con las expectativas de producción a corto plazo que la compañía necesita. Por otra parte, empleando el método de Corte y Relleno, se requerirían 27 meses para agotar las reservas. Sin embargo, es importante recordar que el tiempo que se necesita para realizar la preparación de cada trabajo debe sumarse a estos periodos. Estos tiempos

pueden parecerse a los actuales cuando se presentan, en esta tesis, los diagramas de flujo.

En el cuadro 23 se determinó el valor de mineral para cada método de minado.

Los costos asociados al cálculo de la utilidad neta que se obtiene cada mes durante la vida del proyecto fueron tomados del "Resumen de Costos por Unidad de la UEA Orcopampa". Se emplear los cuadros:

**Tabla 26.** Costo de Generación y Distribución de Energía en la mina Chipmo

COSTO DE GENERACIÓN Y DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA	
CARGO	COSTOS
Plantas Hidroeléctricas	5271.00
Plantas Termoeléctricas	10235.00
Energía de terceros	278815.00
Distribución de energía de alta tensión	21162.00
Depreciación general de distribución de energía	552.00
<b>TOTAL</b>	<b>364035.00</b>

**Tabla 27.** Gastos Administrativos en la mina Chipmo

GASTOS ADMINISTRATIVOS	
CARGO	COSTOS
Superintendencia	142100.00
Contabilidad y Caja	21365.00
Relaciones Industriales	90856.00
Logística	48194.00
Servicio Social	15318.00
Hospital	44717.00
Hotel y Otros	26118.00
Oficinas de Apoyo	181843.00
Depreciación Admin. Unidad Minera	32292.00
Refinación	82840.00
<b>TOTAL</b>	<b>685643.00</b>

**Tabla 28. Gastos Diversos en la mina Chipmo**

GASTOS POR SERVICIO TÉCNICO, SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE	
CARGO	GASTOS
Servicio Técnico	276938.00
Servicio de Talleres	41754.00
Servicio de Mantenimiento	12092.00
Seguridad	62988.00
Servicios Generales de Superficie	29506.00
Mantenimiento de Equipo en Superficie	32492.00
Depreciación General de Servicio Técnico y Seguridad Minera	1958.00
Control Medio Ambiente	32396.00
<b>TOTAL</b>	<b>490124.00</b>

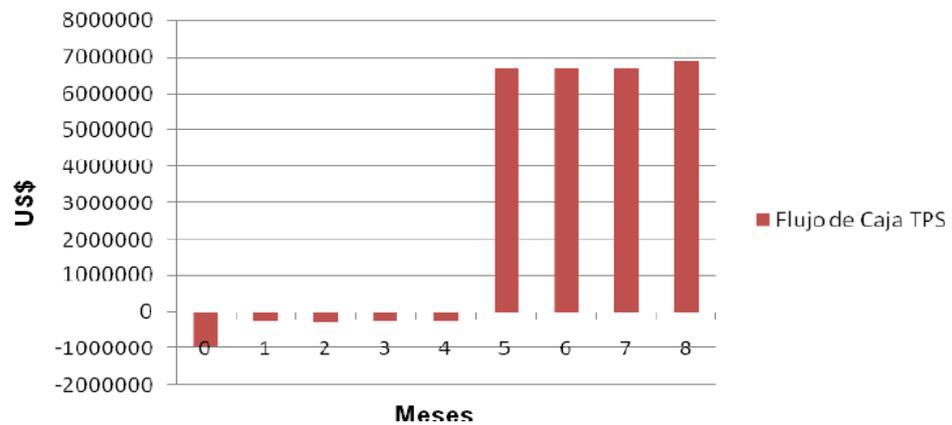
Ya que el tajo 420-380 no es el único con el que dispone la mina Chipmo para cubrir su producción y, por ende, no podrá hacerse cargo de todos estos gastos y costos, se optó por dividir los costos totales presentados en las Tablas N° 29, 30 y 31 entre el número de tajos productivos de la mina. El 420-380 se inclusión en ellos porque se busca determinar el costo que tendría cada tajo. En la Tabla 29 se presentan los tajos mencionados, cuyo total es trece.

**Tabla 29. Tajos en producción en la mina Chipmo**

TAJOS EN PRODUCCIÓN - MINA CHIMPO
Tajo 710
Tajo 340
Tajo 270
Tajo 365
Tajo 1260
Tajo 785
Tajo 945
Galería 850
Tajo 280
Tajo 290
Galería 411
Crucero 862
Tajo 420 - 380

Los diagramas que resultan de los cálculos se presentan aquí. El proyecto tiene una tasa de interés nominal anual del 12%. Se encontró que la tasa efectiva mensual es del 1%, dado que la capitalización se realiza mensualmente. Por lo tanto, el flujo de caja para el método de Tajeo por Sub Level Stoping es:

**Ilustración 7. Flujo de Caja Económico (Tajeo por SubLevel Stoping)**



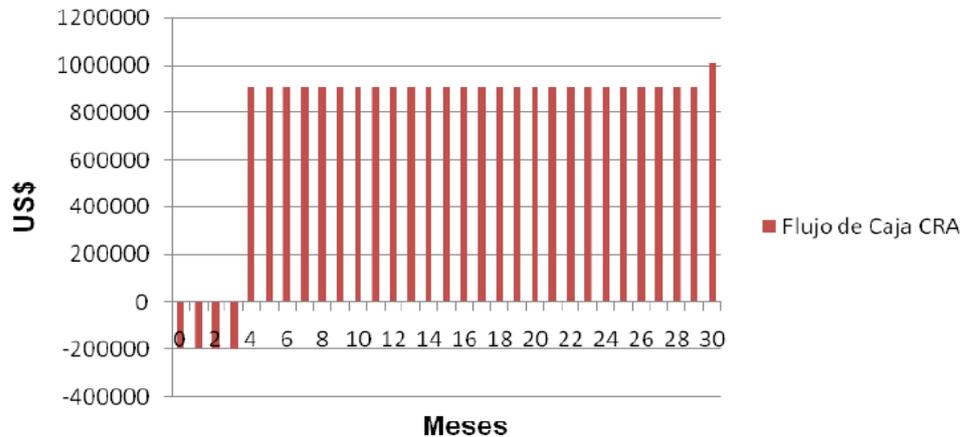
Fuente: Of. de Planeamiento.

Según la Tabla número 28, el tiempo de explotación del tajo utilizando el método Tajeo por Subniveles es de cuatro meses. En el flujo de caja, además del tiempo mencionado, se tomó en cuenta el lapso de preparación del tajo, que dura cinco meses. El Valor Presente Neto (VPN) equivalente a la Ilustración 7 es de US\$ 23172 138.

#### 4.2.3. Flujo de caja económico

El flujo de caja económico para el método Corte y Relleno se muestra a continuación.

**Ilustración 8. Flujo de Caja Económico (Corte y Relleno)**



El tiempo y el costo de preparar el tajo también se tomaron en cuenta en este diagrama. La duración del tiempo de preparación es de cuatro meses. El valor actual neto (VPN) para este flujo es de US\$ 19 810 438.

Los valores de VPN para los dos métodos se presentan en la Tabla 30. El método de Tajeo por Sublevel Stopping presenta una VPN más elevada. Esto implica que la utilización de este método proporcionará al proyecto una rentabilidad más elevada.

El VPN evidencia la rentabilidad y el retorno de la inversión con respecto al método de Corte y Relleno, siempre que se tomen las precauciones necesarias en términos de seguridad y se realicen las versiones adecuadas en los equipos, para así garantizar una mayor confiabilidad del proyecto

**Tabla 30. Valor neto para los proyectos estimados**

VPN (US\$)	
Tajeo Por Subniveles	Corte y Relleno Ascendente
\$ 23 172 138	\$ 19 810 438

#### 4.3. Prueba de hipótesis

Se lleva a cabo de acuerdo con las variables:

Independiente y dependiente, que se definieron previamente. Por eso, se acepta la hipótesis en la cual el Estudio Geomecánico se lleva a cabo para implementar el Sostenimiento con Shotcrete vía húmeda en la Mina Coturcan - Compañía Minera Lincuna SA.

- **H0:** Investigación geomecánica para realizar el soporte en la mina Coturcan.
- **H1:** Soporte con Shotcrete por vía húmeda en la Mina Coturcan.

#### **4.4. Discusión de Resultados**

##### **4.4.1. Procedimiento técnico del método de explotación sublevel stoping**

Después de haber establecido el método de extracción que se utilizará en la explotación del tajo.

Hay un plano de perforación que tiene 200 metros de largo y seis metros de ancho. Este plano horizontal se perforará según la malla que se obtendrá al emplear las fórmulas del Dr. Konya, investigador de la obra "Diseño de Voladuras".

Sin embargo, es importante considerar que el cuerpo se ha dividido en ocho paneles, cada uno tiene una longitud de 100 metros, una profundidad de 10 metros y un ancho de 6 metros.

Por Finalmente, si se precisa lo que se presentó previamente, existe un plano de perforación que tiene cien metros (100) de longitud y seis metros (6) de ancho.

Konya afirma que la expresión para determinar el load15 de la red de perforación en estas operaciones es:

$$B = 0.012 \left( \frac{2SGe}{SGr} + 1.5 \right) De$$

Dónde:

B: Burden (m)

S<sub>Ge</sub>: Gravedad Específica o Densidad del Explosivo (g/cm<sup>3</sup>)

S<sub>Gr</sub>: Gravedad Específica o Densidad de la Roca (g/cm<sup>3</sup>)

De: Diámetro del Explosivo (mm)

Los datos que se muestran en la Tabla 31 fueron los utilizados para insertar en esa fórmula.

**Tabla 31.** Datos para el cómputo del burden

DATOS			
De	51	Mm.	
S <sub>Ge</sub>	0.95	g/cm <sup>3</sup>	solanfo
S <sub>Gr</sub>	3	TM/m <sup>3</sup>	g/cm <sup>3</sup>

Según esto, el valor resultante de carga es 1,31 metros. Sin embargo, el autor de Diseño de Voladuras sostiene que es conveniente realizar una corrección por factores geológicos para garantizar una voladura más efectiva. El factor de corrección que se multiplica al load para la roca que se aborda en este proyecto es 1,3; por lo tanto, el nuevo valor corregido es de 1,7 metros.

Según Konya, el espaciamento<sup>16</sup> se calcula así:

$$S = B$$

Donde:

S: Espaciamento (m)

B: Burden (m)

Por lo tanto, el espaciamento es de 1,7 metros

Para que la carga explosiva funcione adecuadamente dentro del taladro, ésta debe encontrarse bien confinada. El confinamiento se logra con la ayuda de

material inerte que posea las características adecuadas. La distancia del taco se halla con:

$$T = 0,7B$$

Donde:

T: Taco (m)

B: Burden (m)

Entonces la distancia de taco resulta ser 1,19 metros.

La tabla que viene a continuación resume todos los resultados obtenidos:

**Tabla 32.** *Parámetros de la malla de perforación*

Burden	1.7 m.
Espaciamiento	1.7 m.
Taco	1.19 m.

Se presenta a continuación una gráfica que ilustra la malla de perforación, obtenida de los cálculos previos.

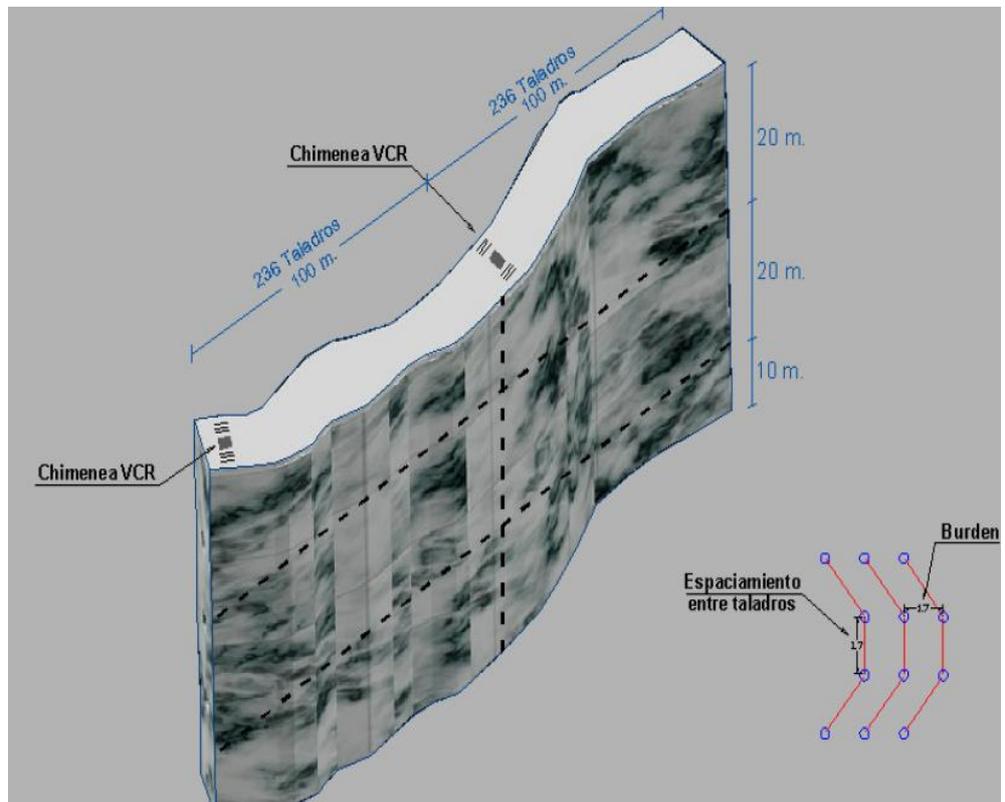
**Ilustración 9.** *Esquema Malla de Perforacion*



Fuente: Of. Planeamiento.

El Gráfico ilustra el cuerpo mineralizado y destaca algunas de sus propiedades geométricas. La distribución esquemática de los taladros de producción se puede observar en la parte inferior derecha del gráfico.

**Ilustración 10. Diseño Geométrico del Tajo**



Fuente: Of. de Planeamiento.

**Insumos y Costos Implicados en la Perforación y Voladura.**

Como se explicó con anterioridad, la veta se procesará en ocho paneles. Los parámetros relacionados con la perforación y la voladura de un panel se ilustran en el cuadro que sigue. Los datos de la Tabla 33 fueron relevantes para determinar el número de taladros.

**Tabla 33.** *Parámetros de perforación y voladura para un panel*

PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA		
ITEM	CANTIDAD	UNIDAD
Taladros perforados	236	Taladro
Taladros cargados	236	Taladro
Longitud de taladro	10	m.
Diámetro de taladro	51	mm
Metros perforados	2360	m
Longitud del panel (m.)	100	m
Ancho de minado (m.)	6	m
Densidad	3	TM / m <sup>3</sup>
Volumen	5953	m <sup>3</sup>
Factor de carga	0.7	Kg / m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0.2	Kg / TM
Toneladas voladas	17858	TM
Toneladas voladas	19685	TCS
TCS mineral / metro perforado	8.34	
Kg ANFO/Taladro	17.1	
Booster/Taladro	2	

Gastos de voladura y perforación. Los costos de algunos materiales se obtuvieron del inventario o la lista de precios de la compañía.

**Tabla 34.** *Especificación del costo de voladura para un panel de 100 mt. de largo*

COSTO DE VOLADURA				
EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS	CONSUMO		COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL (\$)
ANFO	4036	kg.	10.33 \$/Kg	41690.39
Booster	472	und.	6.50 \$/und.	3068
Cordón 5G/4G	400	m.	0.60 \$/m.	240
Retardo 25 ms.	232	und.	3.50 \$/und.	812
Mecha lenta	2360	m.	0.50 \$/m.	1180
Fulminante	472	und.	2.50 \$/und.	1180
TOTAL				48170.39

**Tabla 35. Precio de perforación para un panel de 100 metros**

COSTO DE PERFORACIÓN			
ITEM	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL (\$)
Metros perforados	2360 m.	5.6 \$/m.	13216

La Tabla 36 que viene a continuación presenta las conclusiones relacionadas con los costos unitarios de perforación y voladura, basadas en los datos y resultados expuestos en las tablas precedentes.

**Tabla 36. Costos unitarios finales de perforación y voladura para un panel de 100 metros de longitud**

COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR PANEL DE 100 m. DE LONGITUD	61386.39	US\$
COSTO UNITARIO DE PERFORACIÓN POR VOLUMEN	2.22	\$/m <sup>3</sup>
COSTO UNITARIO DE VOLADURA POR VOLUMEN	8.09	\$/m <sup>3</sup>
COSTO UNITARIO TOTAL POR VOLUMEN	10.31	\$/m <sup>3</sup>
COSTO UNITARIO DE PERFORACIÓN POR TONELAJE	0.74	\$/TM
COSTO UNITARIO DE VOLADURA POR TONELAJE	2.70	\$/TM
COSTO UNITARIO TOTAL POR TONELAJE	3.44	\$/TM
<b>COSTO UNITARIO TOTAL POR TCS</b>	<b>3.12</b>	<b>\$/TCS</b>

#### 4.4.2. Sostenimiento

##### Concepto de Cable bolting

En otro concepto el sistema de cable bolting es fortificar la roca dentro del cual se emplea. Es decir, los cables bolts, debidamente instalados, optimizan las características del macizo rocoso.

El cable Bolt convencional es un tendón flexible que se compone de varios hilos de acero enrollados para formar un solo cable, el cual se cementa dentro de

una perforación. el fin de proporcionar soporte y reforzar las paredes, el piso el techo en las aberturas subterráneas, se coloca en taladros espaciados de manera regular.

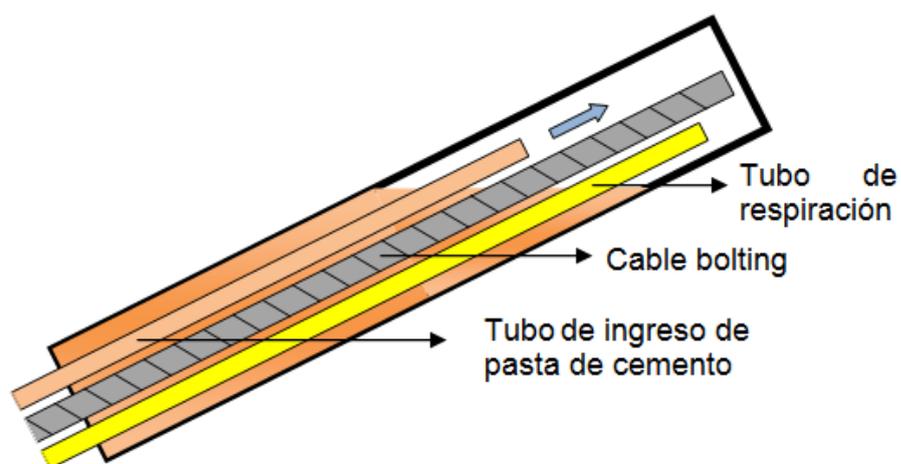
El método de instalación del cablebolt tiene una gran influencia en los beneficios que este proporciona a las propiedades del macizo rocoso.

Es relevante considerar que, una vez terminada la instalación de perno que, cable, no se puede detectar si ha sido realizada de manera incorrecta. Por esta razón, es necesario tomar medidas rigurosas para una instalación adecuada que incluya la limpieza del taladro, la colocación del cable, el cementado y el tensado.

Es Elija relevante el uso del cemento, ya que contribuye a la transmisión de las cargas de la roca al cable.

Existen métodos específicos para rellenar el taladro con una mezcla de cemento, sin importar la dirección de los taladros. Christopher Windsor, en un artículo que publicó, sugiere la siguiente aplicación:

**Ilustración 11.** *Aplicación del Cable bolting*



*Fuente: Christopher Windsor.*

Esta forma de implementación tiene las siguientes características:

- ✓ El fluido enfrenta una resistencia positiva provocada por el cemento, que va adquiriendo altura, y por la fricción de las paredes del taladro.
- ✓ Como resultado de lo expuesto anteriormente, se establece un período de tiempo en el que el cemento se vuelve a combinar.
- ✓ El taladro estará lleno de cemento, sin importar la proporción de agua y cemento que contenga.
- ✓ El mismo artículo habla sobre lo importante que es emplear una relación agua-cemento baja junto con el reforzamiento de la roca.

Esto apoya a:

Incrementar la productividad de la colocación del cemento

- Aumentar la firmeza y resistencia del cemento.
- Optimizar el sistema de refuerzo en su totalidad.

A su vez necesita:

- Utilizar equipos de mezclado adecuado.
- La aplicación de un bombeo permanente.

La eficiencia de la mezcla de cemento se verá significativamente afectado por los vacíos, y no contribuye a que las partículas de la mezcla se hidraten completamente.

Si no se lleva a cabo una mezcla eficaz, la mezcla resultante será muy viscosa y, por lo tanto, será necesario el empleo de agregados que disminuyan la viscosidad.

Se decidió comprar el equipo que se muestra a continuación para cumplir con los requisitos necesarios de una mezcla de cemento adecuada:

### **Ilustración 12. Mezclador de Concreto de 5 HP**



*Fuente: CEMAP SAC.*

Es una máquina mezcladora de cemento con una capacidad que varía entre 3 y 5 pies cúbicos. La bomba tiene una velocidad de entre 18 y 20 revoluciones por minuto.

Después de un disparo, se utilizará una mezcla de cemento de 0.16 m<sup>3</sup> para asegurar las cajas con cablebolt. Como se indicó, la bomba de la mezcladora tiene una capacidad que varía entre 3 y 5 CFT, es decir, entre 0,76 y 3,50 metros cúbicos; por tanto, su empleo resulta apropiado

#### **Equipo Cabletec**

Atlas Copco ® tiene dos plumas: una se utiliza para perforar y la otra, para instalar el cablebolt.

Este equipo tiene el sistema RCS (Rig Control System), RCS (Rig Control que incluye), que incluye funciones como el desatascamiento en los taladros.

funciones como el desatascamiento en los taladros. Los paneles de control del cementado (grouting) y de la perforación no están juntos.

Es importante mencionar que el Cabletec LC tiene una unidad de control de calidad para el cemento a utilizar, lo cual es esencial para asegurar un buen desempeño del refuerzo.

El flujo de caja del proyecto ha incorporado el costo, que se estima en 500.000 dólares, de este equipo.

El gráfico muestra el equipo Cabletec LC. (Figura extraída de la página web de Atlas Copco).

*Ilustración 13. Equipo Instalador de Cables bolting*



*Fuente: Atlas Copco.*

### **Costo del Sostenimiento**

Para prevenir que partes de las cajas se despeguen diluyendo el mineral volado, se Utilizará este método de sostenimiento. La Tabla 37 muestra el costo

de este método. Se Instalarán los cables siguiendo una malla de 2,2 metros por 2,2 metros cuadrados.

**Tabla 37. Precio del sostenimiento usando cable bolting**

SOSTENIMIENTO CON CABLE BOLTING	
Peso específico de la roca	3 TM/m <sup>3</sup>
Espaciamiento entre cable bolting	2.2 m.
Altura de corte	10 m.
Ancho de minado	6 m.
Diámetro de taladro	0.051 m.
Volumen por taladro	0.02 m <sup>3</sup>
Longitud del cable bolting	10 m.
Número de cables por disparo	8 cables
Longitud del cable usado por disparo	80 m.
Costo de cable	75.5 US\$/m.
Costo de cable por disparo	6040 US\$
Tiempo de sostenimiento	2.27 Hr.
Tonelaje a volar por guardia	605.34 TM
Costo del sostenimiento por cable bolting	9.98 US\$/TM
Costo volumétrico de Cemento Grout	125.5 US\$/pie <sup>3</sup>
Costo volumétrico de Cemento Grout	4431.99 US\$/m <sup>3</sup>
Costo Total de Cemento Grout por disparo	724.3 US\$/m <sup>3</sup>
Costo de Cemento Grout por TM disparo	1.2 US\$/TM
Costo Total de Sostenimiento	11.17 US\$/TM
Costo Total de Sostenimiento	10.14 US\$/TCS

Si se aplica el cablebolting para reforzar las paredes del tajo, la dilución del método de Tajeo por Subniveles permanecerá en 24.4%. Esto hará que el método sea más atractivo que el de Corte y Relleno.

#### 4.4.3. Acarreo de Mineral

Se evaluará si Es mejor utilizar Scoops de 1 yd<sup>3</sup> o el Scoop EST3.5 de Atlas Copco, que la mina también tiene disponible. A continuación, se presentan los datos recopilados del equipo de 1 yd<sup>3</sup>.

**Tabla 38.** Características técnicas del scoop eléctrico Wagner de 1yd<sup>3</sup>

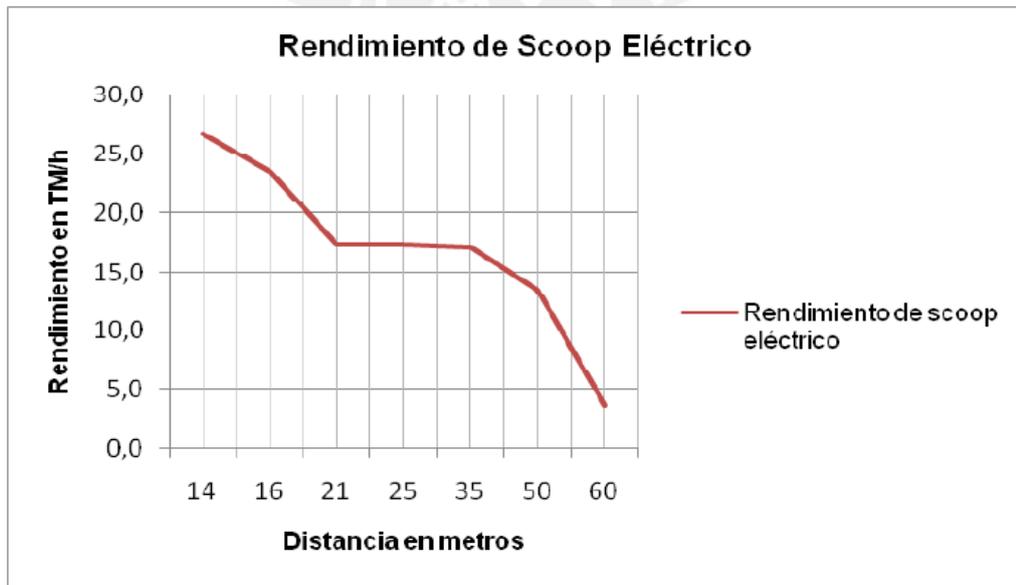
SCOOP ELÉCTRICO DE 1 yd <sup>3</sup>	
Modelo	Wagner
Motor	Eléctrico
Capacidad de cuchara	1.00 yd <sup>3</sup>
Capacidad de cuchara	0.76 m <sup>3</sup>
Longitud	6.65 m.
Altura	2.09 m.
Ancho	1.56 m.
Tiempo promedio de cuchareo	0.30 min.
Tiempo promedio de descarga	0.30 min.
Esponjamiento	30 %
Densidad de mineral roto	2.80
Factor de llenado de la cuchara	95 %
Capacidad real de cuchara	0.61 TM / Cuchara

**Tabla 39.** Rendimiento en TM/h de un scoop eléctrico de 1 yd<sup>3</sup>

Distancia (m)	TM / Cuchara	Nº de Cucharas	TM / Viaje	Horas	Minutos	TM / Hr.
14	0.61	27	16.5	0	37	26.7
16	0.61	23	14	0	36	23.4
21	0.61	52	31.7	1	50	17.3
25	0.61	9	5.5	0	19	17.3
35	0.61	7	4.3	0	15	17.1
50	0.61	7	4.3	0	19	13.5
60	0.61	4	2.4	0	40	3.7

Para estimar el desempeño de las scoop eléctricas que se encuentran en la mina para este proyecto, se elaboró la tabla y el gráfico a continuación, obteniendo en los datos obtenidos durante las prácticas preprofesionales. Que demostramos en la siguiente tabla y gráfico.

#### Ilustración 14. Rendimiento del Scooptram Eléctrico



*Fuente: Control de Equipos.*

La distancia de 40 metros. La extracción tendrá una longitud de esta distancia. A partir de la distancia mencionada y empleando el gráfico experimental anterior, se consigue un rendimiento de 16 toneladas métricas por hora, que corresponde a 17,6 TCS/hora. Sin embargo, el tajo generará 83,4 TCS/hora. Por este motivo, para transportar lo producido en el tiempo requerido, se necesitarían 5 cucharadas. No sería apropiada esta medida, ya que las 5 cucharadas de 1 yd<sup>3</sup> no podrían funcionar de manera adecuada debido a la circulación en las tareas planificadas

Ahora se examinará la viabilidad de emplear únicamente el Scooptrans EST3.5 de Atlas Copco. La Tabla 40 presenta sus características técnicas.

**Tabla 40. Datos técnicos del Scooptrans EST3.5**

SCOOP LÉCTRICO EST 3.5	
Fábrica	Atlas Copco
Motor	Eléctrico Trifásico
Capacidad de cuchara	3.1 m <sup>3</sup>
Capacidad de cuchara	4.1 yd <sup>3</sup>
Longitud	8.85 M
Altura, Sombrero / Cabina	2.12 M
Altura Cubeta, máx	3.94 M
Ancho	1.91 M
Esponjamiento	30 %
Densidad de mineral roto	2.8 TM / m <sup>3</sup>
Factor de llenado	95 %
Capacidad real de cuchara	2.47 TM / Cuchara
Rendimiento	60.9 TM / Hr

La información de la Tabla 40 proviene del sitio web de Atlas Copco. Sin embargo, el rendimiento se calculó a partir de mediciones realizadas en campo. Este El equipo podrá evacuar las 83,4 TCS/horas generadas por el Tajeo por Subniveles debido a su producción de 67,13 TCS/hora. En otras palabras, el acarreo de mineral se llevaría a cabo en cerca de 1.24 horas.

#### **4.4.4. Personal y maquinaria necesitados en la preparación y explotación**

Se muestra de manera continua la distribución del personal por guardia, tanto en la fase de explotación como en la de preparación. Asimismo, se especifica el tipo de maquinaria que se empleará para realizar cada operación:

**Tabla 41.** Personal destinado a la fase de preparación en Tajeo por Subniveles

		Hombre / Guardias	Equipo
Personal en frente	Perforistas	2	Jumbo
	Ayudantes	2	
	Servicios	2	
	Operador	1	EST 3.5
Personal en Chimenea	Perforistas	2	Jack Leg
	Ayudantes	2	Jack Leg
	Servicios	1	
Total Personal en Preparación		12	Hombres / guardia

Se ha decidido emplear el modelo Simba 1257, cuyos rasgos son los siguientes:

**Tabla 42.** Datos técnicos del Simba 1257

Diámetro del taladro	51 - 89 Mm
Profundidad del taladro	20 M
Ancho	2 M
Altura	2.1 m
Rendimiento Aproximado	35.3 mp/Hr

Los datos de la tabla 42 se obtuvieron de la página web de Atlas Copco. Para señalar que este valor no fue obtenido de esa página, sino que es un dato experimental, se especifica el rendimiento aproximado.

**Tabla 43.** Personal destinado a la fase de explotación en Tajeo por Subniveles

		Hombre / Guardia	Equipo
Personal en tajo	Perforista	1	Cabletec
	Ayudante	1	
	Servicios	1	
	Operador	1	EST 3.5
	Operador	1	Dumper
Total de personal		5	Hombre / guardia
Productividad en explotación		133	TCS / Hombre-Guardias

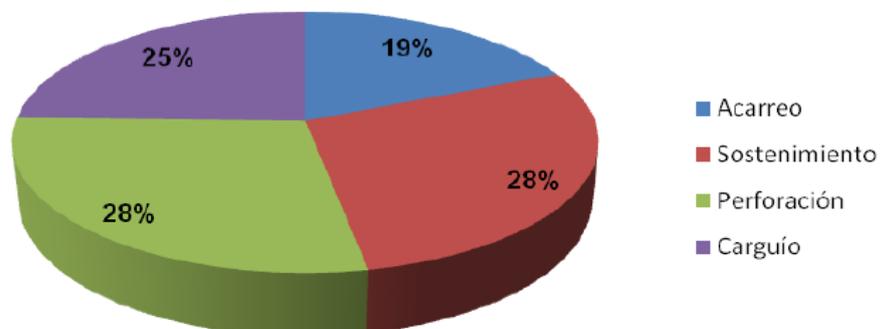
Se Comprará un equipo Cabletec con dimensiones de 14 metros de longitud y 3,1 metros de ancho para la producción y el mantenimiento. Su peso es de alrededor de 28 toneladas.

#### 4.4.5. Ciclo de minado

Las estimaciones de cuánto tiempo requerirían cada tarea se hicieron con base en la producción proyectada para el método de Tajeo por subniveles, específicamente en el tajo 420-380. En el siguiente gráfico se presentan estos periodos para un turno regular de 8 horas.

**Ilustración 15.** Ciclo de Minado Porcentajes

**Distribución de tiempo para el ciclo de minado durante una guardia de 8 horas**



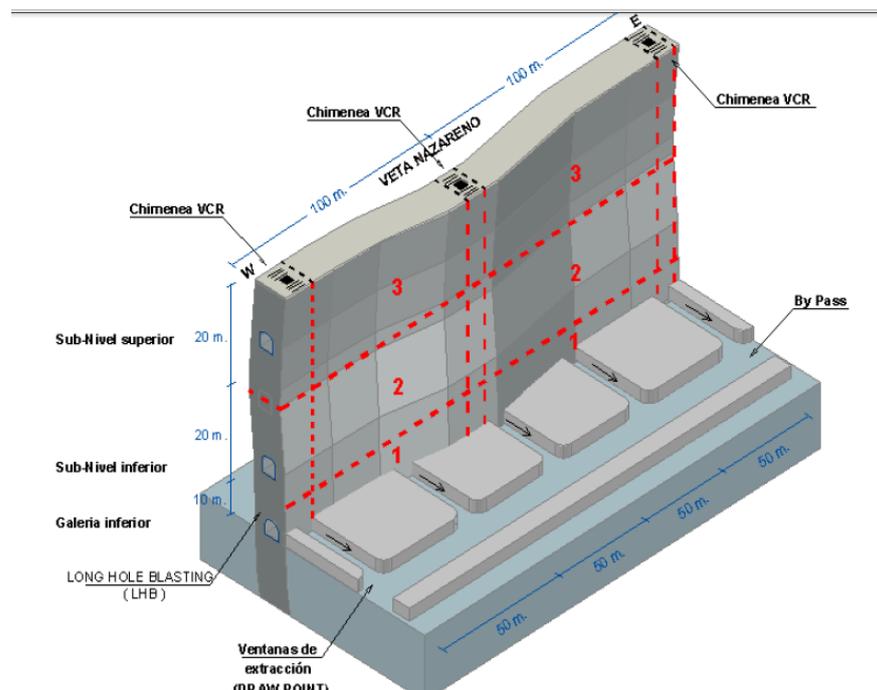
### Ilustración 16. Ciclo de Minado horas trabajadas

Distribución de tiempo para el ciclo de minado durante una guardia de 8 horas



El gráfico que sigue ilustra cómo quedaría el tajo 420-380 una vez que las tareas de preparación hayan concluido. Además, se observe la segmentación en paneles del cuerpo mineralizado que será explotado más adelante.

### Ilustración 17. Tajo 420 – 380 - Finalizada de la preparación



Fuente: Of. de Planeamiento.

#### 4.4.6. Servicios auxiliares

##### Aire Comprimido

La mina dispone de una serie de compresores que proporcionarán aire comprimido para las operaciones en el interior. Las siguientes tablas las mencionan.

**Tabla 44.** *Compresoras utilizadas en interior mina*

MARCA	TIPO	RPM	CAUDAL TEÓRICO (cfm)	PRESIÓN (psi)
Sullair	TS - 32	1780	3100	100
Sullair	TS - 32	1780	3100	95
Ingersoll Rand	XLE	720	1000	100
TOTAL			7200	

#### 4.4.7. Relleno de Mina

El desmonte se produce una raíz de los progresos lineales en las tareas de preparación, exploración y proyectos en el interior de la mina. Los volúmenes de desmonte extraídos alcanzan los 12.242 m<sup>3</sup>, de los cuales el 72% se utiliza en los tajos y el 28% se lleva a la superficie.

#### 4.4.8. Ventilación

##### Caudal de Aire Requerido en el Tajo 420-380

La tabla que sigue enseña el caudal de aire necesario para ventilar apropiadamente la zona productiva.

**Tabla 45.** *Aire necesario para proveer al personal*

Consumo de aire por persona	180 cfm
Velocidad de aire en el tajo	20 m/min
Aire requerido para abastecer al personal	2160 cfm.
Aire requerido para obtener los 20 m/min.	11152.37 cfm.

Para Lograr el caudal que se solicita en la Tabla 45, se utilizará un ventilador con una potencia de 32 HP y 24 kw. Este El ventilador proporcionará un caudal de 30000cfm a la actividad laboral.

#### 4.4.9. Producción

El estudio sobre la implementación del método de Tajeo por Subniveles se originó con el propósito de satisfacer y cumplir las metas productivas que la empresa había establecido. La viabilidad económica del proyecto se ha constatado. De igual manera, el uso de los elementos de refuerzo apropiados asegurará que las condiciones geomecánicas sean las correctas para una extracción del mineral segura. A continuación, se mostrará la producción mensual que se generaría en el tajo 420-380 utilizando el sistema de extracción por subniveles, con el fin de alcanzar la meta de producción de onzas de oro.

**Ilustración 18.** *Diagrama de Producción*



*Fuente: Of. de Planeamiento.*

En enero se logró una producción de 20 919 onzas de oro, en comparación con las 22 639,8 que se habían proyectado. En otras palabras, hubo un 7.6% de incumplimiento. En el mes posterior, la estimación fue de 20 962,7 onzas y lo que se llevó a cabo fue 18 001,8. En esa ocasión, el margen de incumplimiento

se duplicó en comparación con enero, ya que no se logró completar la tarea de manera satisfactoria, quedando un 14.12% para ello.

Siguiendo el método de Tajeo por Subniveles y calculando en las Tablas número 2, 17 y 24, se obtendría un total de 13968 onzas de oro de mina al mes. Esta cifra contribuirá a mantener el ritmo de producción en los meses de producción e incluso a conservar una cierta cantidad de mineral en inventario.

**Tabla 46.** *Producto mensual de los tajos en la Mina Chimpo*

Producción Enero 2012			
Labor	TCS	Oz Au / TCS	Oz Au
Tajo 710	797	0.312	240
Tajo 340	1511	0.75	1133
Tajo 270	7744	0.595	4608
Tajo 365	82	0.31	25
Tajo 1260	6330	0.928	5874
Tajo 785	1196	0.543	649
Tajo 945	279	0.177	49
Galería 850	190	1.4	266
Tajo 280	1768	0.29	513
Tajo 290	68	0.847	58
Galería 411	2610	0.553	1443
Crucero 862	66	0.22	15
<b>TOTAL</b>			<b>14882</b>

## CONCLUSIONES

- Desde una perspectiva geomecánica, el método de tajeo por subniveles con refuerzo de cablebolt es el más apropiado para ser utilizado en la explotación de los tajeos, ya que asegura la estabilidad de las cajas piso y techo que contienen el mineral. Según El análisis económico, el método SLS con cablebolt obtuvo una VPN de US\$ 23.172138, cifra que supera en un 17% a la del corte y relleno.
- Se Tuvo en cuenta la adquisición de los equipos requeridos para montar correctamente los pernos de cable como parte de los costos del método tajeo por subniveles. Estos equipos están compuestos por una mezcladora de cemento que tiene un alcance de entre 3 y 5 pies cúbicos, y el Cabletec LC de Atlas Copco. La suma total de ambos equipos es de 510.000 dólares estadounidenses.
- Para llevar a cabo la explotación en los tajos utilizando el método de tajeo por subniveles, se dividirá la veta en ocho paneles. Cada uno de estos tendrá unas dimensiones de 6 metros de ancho, 100 metros de largo y 10 metros de profundidad.
- El cablebolting garantiza la extracción a gran escala de mineral, lo que produce una productividad mensual de 13.968 onzas de oro, manteniendo la dilución del método de tajeo por subniveles en un 24.4%.
- El proyecto de minado con tajeo por subniveles tiene una vida útil de 9 meses, periodo que abarca la preparación del tajo.
- La producción de onzas mensuales de oro mediante el método tajeo por subniveles será de 13968. Esta cifra es solamente un 6.14 % inferior a la producción total, que es de 14882 Oz Au por mes, de los doce tajos que tiene la mina Chipmo.

## **RECOMENDACIONES**

- Se aconseja implementar acciones rigurosas para una instalación adecuada del empernado de cables, que incluyan la limpieza instalación del taladro del atornillado de cables, la inserción del cable, el cementado y el tensado.
- Desde la perspectiva geomecánica, el método más apropiado para realizar la explotación en el tajo 420-380 es el Tajeo por Subniveles con refuerzo de Cable Bolting, ya que posibilita que las cajas (techo y piso) se mantengan estables.
- Para la implementación de este proyecto, se aconseja considerar varios elementos, entre ellos el estudio económico, la geomecánica y la geología del yacimiento
- Dado que se requiere optimizar la producción total de la mina, se está evaluando la opción de implementar el método SLS porque posibilita alcanzar volúmenes más altos a costos más bajos.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Barton, N. (1992- 1993). Predicting the behavior of underground openings in rock. New Delhi.

Bath, C., y S. Duda. 1968. Secular Seismic Energy release in the circum pacific belt.

Bernal, I., y H. Tavera. 2005. Evaluación de la sismicidad y distribución de la energía sísmica en Perú. IGP Boletín de la Sec. Geológica del Perú V 98 p 54-86

Calvin Conya: Blast Design Handbook.

Compañía Minera Buenaventura S.A.A. – UP. Uchucchacua: Departamento de Geología/Geomecánica – 2018

CORDOVA R. David. “Asesoramiento Geomecánico Mina San Cristóbal”, Informe visita 12 - 13 de Diciembre 2016.

Córdova Rojas, David. Técnicas Geomecánicas Básicas para Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas. Mina Uchucchacua, Perú. 2 011.

Dave Landriault. Tecnología de Pasta para Aplicaciones de Relleno Subterráneo. Golder Paste Technology Ltd. Curso Internacional, Perú. 1 998.

Del Río Thomas, F. “Comercialización de Minerales”. Ed. Lirio. Lima, Perú, 2005. 436 pp. • Delgado Peña, R. “Los Minerales y la Economía Peruana”. Ed. Retama. Lima, Perú, 2006. 133 pp.

Exsa (2010). “Manual Práctico de Voladura” ultima Edición. Lima – Perú

EXSA (Sexta edición): “Manual técnico de voladura”.

GALA SOLDEVILLA, F: “Apuntes de clase de Valorización Minera”.

GONZALES DE VALLEJO L., INGENIERÍA GEOLÓGICA, Pearson – Prentice Hall, Madrid.

GONZÁLES DE VALLEJO, L. (2004): “Ingeniería geológica”.

Hoek, E. (1999). Strength of rocks and rock masses. ISRM New Journal 5 (2), pg 12-26.

HUTCHINSON, J. & DIEDERICHS, M: “Cable bolting in underground mines”.

KARZULOVIC A. “Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice GSI”.

KARZULOVIC, Antonio; SISTEMAS DE CALIFICACION Y CLASIFICACION GEOTÉCNICA DE MACIZOS ROCOSOS.

KONYA, C. Y ALBARRÁN, E. (1998): “Diseño de voladuras”.

LÓPEZ JIMENO, C., LÓPEZ JIMENO, E. Y GARCÍA BERMÚDEZ, P. (2003): “Manual de perforación y voladura de rocas”.

López Jimeno: Perforación y Voladura 1995

Manual de perforación y voladuras de rocas, instituto geológico y minero de España, año 1.987, (EPM), estudios y proyectos mineros año 1.987

U.E.A. Orcopampa – Compañía de Minas Buenaventura: Departamento de geología, minas y geomecánica.

U.E.A. Orcopampa – Compañía de Minas Buenaventura: Departamento de planeamiento.

Universidad Nacional de Ingeniería, Pruebas de Laboratorio de Mecánica de Rocas. Noviembre 2018.

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO – PUNO (1999): “Explotación subterránea”

Weiss F. y Córdova D. “Influencia de las condiciones naturales en la selección del método de explotación en minería subterránea”, Informe INGEMMET – 1991.

William Hustrualid: Blasting principle for open pit mining.

## ANEXOS

### **Anexo 1. Instrumentos de Recolección de Datos**

- (1) Terrazas Aluviales: Son pequeñas plataformas sedimentarias construidas en un valle fluvial a causa del depósito de los propios sedimentos del río que se acumulan a los lados del cauce en los lugares en los que la pendiente del mismo se hace menor. Por ello la capacidad de arrastre decrece.
- (2) Cono Volcánico: Elevación troncocónica con una abertura en la cima. Es parte elemental de un volcán.
- (3) Domo: Es un relieve anticlinal en el que el buzamiento de todos los estratos se dirige a diferentes direcciones a partir de un punto central que se ubica en la cima del domo. Es un anticlinal abombado por las fuerzas internas que elevan los estratos ejerciendo presión hacia arriba en un punto o a lo largo de una línea relativamente corta. Cuando el motivo de dicho abombamiento es la formación de una intrusión ígnea como un lacolito o batolito, los estratos superficiales resultan levemente erosionados y llegan a conformar estructuras de crestas concéntricas conformadas por los estratos más resistentes a la erosión.
- (4) Tufo: Es una roca magmática y, en particular, es el tipo más común de roca piroclástica.
- (5) Dique: Es una masa intrusiva de magma solidificado que se inyecta verticalmente en forma de chimenea, o cono invertido. Es por tanto discordante con las estructuras primigenias.
- (6) Alteración Propilítica: Involucra epidota, albita, clorita, leucóxeno y carbonato, además sericita, pirita, arsenopirita y óxidos de hierro y menos frecuentemente zeolitas o montmorillonita. Esta denominación fue empleada por primera vez para describir la alteración metasomática débil de las andesitas de Comstock Lode

(Nevada, USA). Esta alteración se ha caracterizado por las siguientes asociaciones: Clorita-calcita-caolinita Clorita-calcita-talco Clorita-epidota-calcita Clorita-epidota En las tres primeras es considerable la concentración de CO<sub>2</sub>. En aquellas áreas donde la alteración hidrotermal observa una zonación, pasa gradualmente hacia rocas frescas. Los sulfuros asociados, principalmente pirita, tienen una relación azufre/metal baja a intermedia. Es un tipo común de alteración en depósitos de cuarzo aurífero y en otros presentes en rocas intrusivas y volcánicas félsicas a intermedias. Durante la propilitización se introduce abundante agua, pudiendo haber también adición de CO<sub>2</sub>, S, As. Algo de sílice es generalmente extraída durante el proceso y puede haber también pérdida de sodio, potasio y alcalinos térreos en algunos depósitos. Esta alteración puede penetrar grandes volúmenes de rocas y no estar directamente relacionada con los depósitos minerales epigenéticos.

- (7) Ignimbrítico: Adjetivo geológico para nombrar a la erupción volcánica explosiva, propia de volcanes alimentados por lavas félsicas muy viscosas.
- (8) Estrato Volcán: Edificio volcánico construido por la múltiple sobre posición de los materiales expulsados por el volcán en su vida. Es decir, el volcán ha formado su cono en cada erupción, colocándose una capa de material sobre la anterior, creando estratos distintos, los cuales pueden ser lavas solidificadas, lapilli, tefras o bombas volcánicas.
- (9) Yacimientos Epitermales Au: Se originan a partir de temperaturas entre 200 y 300 °C y a menos de 1 a 2 kilómetros de profundidad. Este tipo de yacimiento está asociado a rocas volcánicas continentales y subaéreas. El contenido de oro va desde 0,5 a 20g/t. Se ubican en regiones volcánicas y están relacionados principalmente a rocas piroclásticas (permeables). La mayoría se halla en zonas de tectónica

extensional, asociadas a fallas normales. Existen dos tipos de yacimientos epitermales: low sulfidation y high sulfidation; cuya diferencia radica en la composición de las soluciones mineralizantes. (10) Alteración Argílica: Se caracteriza por la presencia de minerales de arcilla. Este tipo de alteración se debe al metasomatismo intenso de  $H^+$  ("acid leaching - lixiviación ácida) en temperaturas entre  $100^\circ$  y  $300^\circ C$ . Los minerales típicos de este tipo de alteración son la montmorillonita, illita, clorita, el grupo del caolín y sericita pero esta última algo escasa. El feldespato potásico preexistente puede estar inalterado. Si el ataque ácido es más intenso, los feldespatos y los minerales máficos pueden ser destruidos completamente lo que se conoce como alteración argílica avanzada. Las condiciones muy ácidas de la alteración argílica y argílica avanzada se deben a la oxidación de los sulfuros produciéndose  $H_2SO_4$  y la consecuente formación de alunita y caolinita.

- (11) Silicificación: Consiste en el remplazo de carbonatos por formas de sílice (cuarzo o calcedonia).
- (12) Valor Presente Neto: Es el resultado de traer del futuro al presente cantidades monetarias a su valor equivalente.
- (13) Proyectos mutuamente excluyentes: Son proyectos en los que la ejecución de uno de ellos anula los beneficios del otro proyecto o lo convierte en inviable. De hecho, un ejemplo de ello se da en la decisión de selección de método de explotación que es el tema de esta tesis.
- (14) Valor Anual Equivalente: Es un indicador de cómo se distribuyen las ganancias de un proyecto si dicha distribución fuera equitativa para cada año. Dicho de otro modo, es la anualidad del valor presente. Es útil al momento de comparar proyectos con diferentes expectativas de vida porque permite ver su rendimiento cada año.

Es importante cuando se evalúan proyectos que podrían ser repetidos al término de su vida útil.

- (15) Burden: “Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados” (Konya).
- (16) Espaciamiento: Distancia entre taladros que pertenecen a una misma fila.
- (17) Taco: Porción superior del taladro que se suele rellenar de material detrítico para proporcionar el confinamiento necesario.

*Anexo 2. Matriz de Consistencia*

<b>TÍTULO: Optimización del Método de Explotación Sub Level Stopping en la Mina Chipmo de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.</b>						
<b>Tesista: Bach. Luis Honorato Basilio Grijalva</b>						
<b>PROBLEMA</b>	<b>OBJETIVOS</b>	<b>HIPÓTESIS</b>	<b>VARIABLES</b>	<b>DIMENSIONES</b>	<b>INDICADORES</b>	<b>TIPO Y NIVEL DE INVEST</b>
<p><b>GENERAL:</b> El problema consiste en la comparacion entre el metodode minado tajeo por subniveles(SLS) y el metodo de explotacion usado actualmente en los tajos de la mina chipmo,U.E.A. orcopampa como es el corte y relleno ascendente.</p> <p><b>Problemas Específicos</b> <b>A.</b>debido a que se necesita mejorar la produccion total de la mina,se considera la posibilidad de aplicar el metodo SLS dado que permite obtener mayores volumenes a menores costos. <b>B.</b>para llevar acabo este proyecto,se tendra en cuentadiversos factores como la geologia del yacimiento,su geomecanicaasi como un estudio economico para dilucidar que metodo ofrecera mejores reditos financieros a lo largo de la explotacion.</p>	<p><b>GENERAL:</b> Verificar la aplicabilidad del metodo de explotacion tajeo por subniveles compararlo con el actual metodo de explotacion corte y relleno ascendente, a fin de implementarlo para mejorar la produccion.</p> <p><b>Objetivos Específicos</b> <b>A.</b>optimizar el metodo de explotacion sublevel stopping para determinar los parametros geomecanicos en el plazo establecido. <b>B.</b>Optimizar el Método de Explotaciones Sublevel Stopping para mejorar la producción de la Mina Chipmo.</p>	<p><b>GENERAL</b> Se utilizara el metodo de minado SLS para obtener el incremento de produccion de mineral en la mina chipmo..</p> <p><b>Hipótesis Específicos</b> <b>A.</b>El metodo de minado SLS es la mejor alternativa para la mejora de la produccion de mineral en la mina chipmo. <b>B.</b>La produccion mejorara con la optimizacion del metodo de explotacion sub level stopping.</p>	<p><b>INDEPENDIENTE</b> X: Optimización del Método de Explotación en la Mina Chipmo.</p> <p><b>DEPENDIENTE.</b> Y: Sub Level Stopping en la Mina Chipmo.</p>	<p>Planeamiento de Mina Plan de Minado Metodo de Explotacion Cia. de Mina Buenaventura</p>	<p>Ciclo de Minado Parametros Geomecanicos Tipo de Roca Evaluacion Geomecanica Estabilidad Produccion</p>	<p><b>TIPO:</b> Aplicada. <b>NIVEL:</b> Evaluativa.</p>

*Anexo 3. Producción de Mineral y Ley de Cabeza –  
UEA. Orcopampa.*



*Anexo 4. Panel Fotográfico.*

**Foto 01: Comunidad Campesina de Orcopampa**



**Foto 02: Viata Panoramica de la Comunidad de Orcopampa**



**Foto 03: Vista Panorámica de UM. Orcopampa**



**Foto 04: Relavera UM. Orcopampa**

