

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DEL MINERAL EN LOS TAJEOS  
CARLOTA Y SAN JOSÉ MEDIANTE EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN  
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO EN LA MINERA  
ARIRAHUA S.A. – AREQUIPA**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**DELVIS LEWIS SUCASACA PACOMBIA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2019**



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DEL MINERAL EN LOS TAJEOS  
CARLOTA Y SAN JOSÉ MEDIANTE EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN  
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO EN LA MINERA  
ARIRAHUA S.A. – AREQUIPA**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. DELVIS LEWIS SUCASACA PACOMBIA**

A la Coordinación de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la  
Universidad Nacional del Altiplano como requisito para optar el título de:

**INGENIERO DE MINAS**

**APROBADO POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:**

**PRESIDENTE**

: .....

M.Sc. Henry Arnaldo Tapia Valencia

**PRIMER MIEMBRO**

: .....

Ing. David Velásquez Medina

**SEGUNDO MIEMBRO**

: .....

Ing. Esteban Aquino Alanoca

**DIRECTOR DE TESIS**

: .....

M.Sc. Eugenio Araucano Dominguez

**ÁREA:** Ingeniería de Minas

**TEMA:** Métodos de extracción de yacimientos minerales metálicos

**FECHA DE SUSTENTACIÓN:** 18 de Diciembre del 2018

## DEDICATORIA

A Dios Padre Celestial; por orientar mi sendero y darme la fortaleza en mi vida espiritual para poder continuar diariamente y poder cumplir una meta más en mi vida personal y profesional, a mis distinguidos padres, por su apoyo incondicional y dedicación hacia mi persona para culminar mis estudios superiores y lograr mi anhelo de ser Ingeniero de Minas.

## AGRADECIMIENTO

Primeramente, agradezco a Dios supremo creador del universo y la vida por concederme salud y vida para seguir trabajando por el bienestar de la familia.

A la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, por brindar la oportunidad para realizar mis estudios universitarios, a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas y personal docente por haberme transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

Mi agradecimiento a mis asesores de tesis Ing. Felipe Mamani, y Ms Ing. Eugenio Araucano por sus sugerencias y aportes para realizar el presente proyecto.

Agradecimiento a la Minera Arirahua S.A., en especial al Ing. Marín Llanos Liborio, por haberme brindado la oportunidad de realizar el presente proyecto de investigación.

## ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA .....	iii
AGRADECIMIENTO .....	iv
ÍNDICE GENERAL.....	v
ÍNDICE DE FIGURAS .....	ix
ÍNDICE DE TABLAS .....	x
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS.....	xi
RESUMEN .....	xii
ABSTRACT.....	xiii
INTRODUCCIÓN .....	xv

## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

1.1 Descripción de la realidad del problema.....	1
1.2 Formulación del problema.....	1
1.2.1 Problema general .....	1
1.2.2 Problemas específicos:.....	2
1.3 Objetivos de la investigación .....	2
1.3.1 Objetivo general.....	2
1.3.2 Objetivos específicos .....	2
1.4 Justificación de la investigación .....	2
1.5 Viabilidad del estudio .....	3

## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes del proyecto.....	4
2.2 Marco teórico .....	5
2.2.1 Corte y relleno (cut and fill) .....	5
2.2.2 Desarrollo y minado con método de explotación de corte y relleno ascendente .....	9
2.3 Marco conceptual.....	19
2.4 Formulación de hipótesis .....	21
2.4.1 Hipótesis general.....	21
2.4.2 Hipótesis específicas.....	22
2.5 Caracterización del área de estudio.....	22
2.5.1 Ubicación.....	22
2.5.2 Accesibilidad .....	23
2.5.3 Clima y topografía .....	23
2.5.4 Recursos Hidrológicos .....	23
2.5.5 Geología.....	24
2.5.6 Geología regional.....	24
2.5.7 Geología local .....	25
2.5.8 Geología estructural .....	25
2.5.9 Geología económica .....	26
2.5.10 Geología del yacimiento .....	26

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Diseño metodológico .....	28
3.2 Población .....	29
3.3 Muestra.....	29
3.4 Recopilación de Datos de Información.....	29
3.5 Operacionalización de variables.....	29
3.5.1 Variable Independiente .....	29
3.5.2 Variable Dependiente .....	29
3.6 Técnicas de recolección de datos.....	31
3.6.1 Instrumentos de recolección de datos .....	31
3.6.2 Técnicas para el procesamiento de la información .....	32

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Análisis de resultados de campo.....	33
4.2 Contrastación de las hipótesis .....	33
4.2.1 Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional.....	34
4.2.2 Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado .....	55
4.3 Resultados de perforación y voladura .....	57
4.4 Análisis comparativo de costos de explotación de tajeos convencional y mecanizado.....	70
4.5 Resultados comparativos de los sistemas de explotación .....	83
4.6 Análisis comparativo de producción entre los métodos mecanizado y convencional.....	83
4.7 Contrastación de hipótesis.....	86

CONCLUSIONES .....	87
RECOMENDACIONES.....	88
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	89
ANEXOS .....	91

## ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 2.1	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	7
FIGURA 2.2	ESQUEMA DE CARGUÍO .....	20
FIGURA 3.1	PLANO UBICACIÓN DE VETA BARBARITA.....	30
FIGURA 4.1	BUZAMIENTO PRONUNCIADO DE TAJEO DE EXPLOTACIÓN CARLOTA.....	35
FIGURA 4.2	CICLO DE MINADO ARIRAHUA .....	39
FIGURA 4.3	ESQUEMA DE CARGUÍO DE TALADROS.....	40
FIGURA 4.4	DISEÑO DE CARGUÍO DE TALADROS (5 PIES).....	40
FIGURA 4.5	RESULTADOS DE DESCAJE DE HASTIALES EN TAJEO CARLOTA.....	52
FIGURA 4.6	TRANSPORTE DE MINERALES .....	53
FIGURA 4.7	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIO .	54
FIGURA 4.8	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO	55
FIGURA 4.9	SCOOP DE 1.5 YD <sup>3</sup> .....	64
FIGURA 4.10	RELLENO HIDRÁULICO DEL TAJO .....	69
FIGURA 4.11	DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE ...	84
FIGURA 4.12	DISEÑO DE EXPLOTACIÓN DE LOS TAJEOS CARLOTA Y SAN JOSÉ.....	84
FIGURA 4.13	CICLO DE MINADO DEL SISTEMA MECANIZADO.....	85

## ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 2.1 APLICACIÓN DE MÉTODO DE CORTE RELLENO ASCENDENTE.....	8
TABLA 2.2 RESISTENCIA DE LA ROCA .....	16
TABLA 2.3 CUADRO DE DETERMINACIÓN DEL NÚMERO DE TALADROS .....	16
TABLA 2.4 RESUMEN DE RESERVAS DE MINERAL PROBADO MÁS PROBABLE POR VETAS	19
TABLA 2.5 ACCESO VÍA TERRESTRE A MINAS ARIRAHUA S.A. ....	22
TABLA:2.6 MINERALES DE MENA Y GANGA .....	27
TABLA 3.1 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES .....	31
TABLA 4.1 POTENCIA PROMEDIO DEL TAJO.....	43
TABLA 4.2 PARÁMETROS DE CARGA DE FONDO .....	44
TABLA 4.3 CONTROL DE DATOS DE WINCHE.....	49
TABLA 4.4 CONTROL DE TRABAJO DIARIO Y POR GUARDIA .....	51
TABLA 4.5 CUADRO DE RELLENO DEL TAJEO.....	51
TABLA 4.6 RELACIÓN EXPLOSIVO/ROCA PARA DETERMINAR KB .....	59
TABLA 4.7 PARÁMETROS DE CARGA DE FONDO.....	60
TABLA 4.8 CONTROL DE TIEMPO DE EXTRACCIÓN DE MINERAL CON SCOOP .....	65
TABLA 4.9 CONTROL DE TRABAJOS DIARIA Y POR GUARDIA.....	67
TABLA 4.10 CUADRO DE RELLENO DE LOS TAJOS.....	67
TABLA 4.11 COSTOS DE EXPLOTACIÓN CONVENCIONAL Y MECANIZADO.....	81
TABLA 4.12 INGRESO POR MINERAL EXTRAÍDO POR DÍA .....	82
TABLA 4.13 RESUMEN DE RESULTADOS COMPARATIVOS .....	83
TABLA 4.14 CONTRASTACIÓN Y VERIFICACIÓN DE LA HIPÓTESIS.....	86

**ÍNDICE DE ACRÓNIMOS**

Bp	: By – pass
Ch	: Chimenea
Cm	: Cámara
CRM	: Corte Relleno Mecanizado
Cx	: Crucero
E	: Este
Ga	: Galería
ISRM	: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas
JCS	: Resistencia a compresión simple de la capa superficial de la roca (MPa)
JRC	: Coeficiente de rugosidad de las juntas o estructuras
MPa	: Mega pascales
NE	: Nor este
N	: Norte
NW	: Nor oeste
Rp	: Rampa
RQD	: Índice de calidad de roca
S	: Sur
SE	: Sur Este
Sn	: Sub nivel
SW	: Sur Oeste
Tj	: Tajeo
TM	: Tonelada métrica
Vn	: Ventana
W	: Oeste

## RESUMEN

La Compañía Minera Arirahua S.A., Se encuentra ubicado en la cordillera occidental de los Andes, dentro de la jurisdicción de distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyos y departamento de Arequipa y está explotando minerales de Oro y Plata, utilizando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional con una producción de 230 TM/día y tiene problemas operativos, de baja producción de mineral por día debido a las limitaciones del sistema de explotación convencional.

El objetivo del estudio de investigación es incrementar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José, aplicando un nuevo sistema de explotación subterránea y por las características del yacimiento se ha seleccionado el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado para alcanzar una producción de 285 TM/día con ley de cabeza 4.5 gr-Au/TM, el mismo que depende de la potencia de la veta, perforación y voladura que se realizan por cada block completa de 60 m desde el acceso, para lo cual después de la perforación se realiza el relleno parcial para lograr 2.0 m de altura que servirá para el carguío del explosivo y la iniciación del disparo.

La metodología para desarrollar el trabajo de investigación ha consistido en su primera parte en evaluar todos los procedimientos de explotación de los tajeos Carlota y San José al aplicar el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional, Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se analizó, los datos de todas las operaciones mineras consistentes en taladros perforados, tipo y cantidad de explosivos utilizados, la producción del mineral/día, equipos utilizados, el ciclo de minado, densidad de roca, equipo de carguío y acarreo de mineral, estos datos se han registrado en las fichas de control. Finalmente se ha realizado el análisis comparativo de los dos sistemas de explotación, llegando a las siguientes conclusiones, aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se ha obtenido 230 TM/día, y con el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se ha incrementado a 285 TM/día, haciendo una diferencia de 55 TM/día.

### **PALABRAS CLAVES:**

Incremento, producción, mecanizado, tajeo, productividad.

## ABSTRACT

Compañía Minera Arirahua SA, It is located in the western mountain range of the Andes, within the jurisdiction of Yanaquihua district, province of Condesuyos and department of Arequipa and is exploiting gold and silver minerals, using the method of exploitation of Corte and Conventional Ascendant Filling with a production of 230 TM / day and has operational problems, low mineral production per day due to the limitations of the conventional exploitation system.

The objective of the research study is to increase the production of the mineral per day in the Carlota and San José fellingings, applying a new system of underground exploitation and by the characteristics of the deposit the method of exploitation of Cut and Ascending Filling Machined has been selected to reach a production of 285 TM / day with head law 4.5 gr-Au / TM, the same one that depends on the power of the vein, drilling and blasting that is carried out for each complete block of 60 m from the access, for which after of the perforation the partial filling is done to achieve 2.0 m of height that will be used for the loading of the explosive and the initiation of the shot.

The methodology to develop the research work has consisted in its first part in evaluating all the exploitation procedures of the Carlota and San José tajeos when applying the Conventional Ascending and Cutting and Filling method, Cutting and Ascending Filling Machining was analyzed, the data of all mining operations consisting of drilled drills, type and quantity of explosives used, ore production / day, equipment used, mining cycle, rock density, loading equipment and ore transport, these data have been recorded in the control cards. Finally, the comparative analysis of the two exploitation systems has been carried out, reaching the following conclusions, applying the method of exploitation of Conventional Ascending Cutting and Filling has obtained 230 TM / day, and with the Machining Ascending Cutting and Filling method It has increased to 285 MT / day, making a difference of 55 TM / day.

**Keywords:**

Increase in production, mechanization, mining system, production and productivity

## INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Arirahua S.A., explota minerales de Oro y Plata mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional y viene afrontando problemas de baja producción del mineral por día, debido a las limitaciones del sistema de explotación Convencional y como nueva alternativa se ha planteado la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado con relleno hidráulico.

El yacimiento aurífero de minas Arirahua aflora en rocas Andesíticas de aspecto Lavítico y Porfirítico, con edades que van desde el precámbrico al reciente. En la zona se distinguen varias formaciones, dentro de las principales se encuentra Bella Unión, formación Sencca y Barroso.

Los sulfuros que forman la etapa principal de mineralización son rellenos de cavidades de Cuarzo, por soluciones hidrotermales, la mineralización es clasificada como Epigenético, Hipógeno y Epitermal. La estructura mineralizada varía desde pocos centímetros hasta 30 a 40 cm en algunas a más. Los principales minerales de mena son: Au, Ag, y  $\text{CuFeS}_2$ . La principal veta es Barbarita motivo del presente trabajo en donde se ha estimado una reserva de 875 435 TM, con una ley promedio de 5 gr Au/TM, para una vida útil de la mina de 7 años y medio en promedio.

El trabajo de investigación se divide en cuatro capítulos, en el Capítulo I, se considera la introducción motivo de tesis, en el Capítulo II, se desarrolla la revisión de literatura analizando las bases teóricas fundamentales y definiciones conceptuales que serán la base para realizar el trabajo de investigación, en el Capítulo III, se describe materiales y métodos de la investigación y en el Capítulo IV se plantea el análisis de resultados y discusión del trabajo de investigación.

## CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN

### 1.1 Descripción de la realidad del problema

La Compañía Minera Arirahua S.A., explota los minerales de Oro y Plata en los tajeos Carlota y San José, mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional, y afronta problemas de baja producción de mineral por día, debido a las limitaciones del sistema de explotación Convencional y como alternativa se ha planteado un nuevo método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, según las características del yacimiento a explotar.

Durante la ejecución de su etapa inicial se ha realizado las evaluaciones de las operaciones de producción del mineral aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en donde se ha considerado el ciclo de minado que comprende las etapas de: perforación, voladura, limpieza, acarreo y relleno, encontrando una serie de problemas en los resultados de producción del mineral, a consecuencia de demoras en limpieza de mineral del tajo. También tiene problemas en el tipo de explosivos y control de tiempos de limpieza y acarreo del mineral.

En la ejecución de operaciones de minado subterráneo es de mucha importancia la producción de mineral acorde a una adecuada selección del método de explotación y la selección de equipos a utilizar según las características del yacimiento mineral y de la misma forma es necesario el control de tiempos y son determinantes para cumplir la meta de producción del mineral en un tajeo de explotación.

### 1.2 Formulación del problema

#### 1.2.1 Problema general

¿Cómo incrementamos la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José, mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente

Mecanizado con relación al método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Minera Arirahua S.A. - Arequipa?

### **1.2.2 Problemas específicos:**

- a) ¿Cuál es la producción del mineral por día aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Minera Arirahua S.A. - Arequipa?
- b) ¿Cuál es el incremento de la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la Minera Arirahua S.A. - Arequipa?

## **1.3 Objetivos de la investigación**

### **1.3.1 Objetivo general**

Incrementar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José, mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado con relación al método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.

### **1.3.2 Objetivos específicos**

- a) Determinar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José, aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Minera Arirahua S.A.- Arequipa.
- b) Incrementar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.

## **1.4 Justificación de la investigación**

La Minera Arirahua S.A. mediante los cálculos de reservas minerales, posee buen potencial de mineral probado 875 435 TM y probable 437 718 TM de minerales de

Oro y Plata respectivamente con una ley promedio de 5 grAu/TM para su futura explotación.

La Empresa para la explotación del yacimiento mineral está utilizando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional, cuya aplicación viene generando problemas de baja producción del mineral por día, debido a las limitaciones del sistema de explotación y para incrementar y mejorar la producción del mineral requiere un sistema de explotación coherente a las características del yacimiento mineral para su aplicación eficiente de acuerdo a la innovación tecnológica presente, por tanto es necesario e importante realizar el presente proyecto de investigación para la implementación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, cuya aplicación generará mejores beneficios económicos y mayor rentabilidad para la Empresa Minera Arirahua S.A.

.

### **1.5 Viabilidad del estudio**

El estudio de investigación está íntegramente relacionado con la actividad minera. La minería es una fuente de desarrollo del país y por ende el departamento de Arequipa, en lo económico, infraestructuras, desarrollo social y su importancia a nivel internacional.

Conociendo su grado de importancia es viable para su desarrollo de acuerdo a nuevos métodos y avances de la tecnología minera, para su ejecución se cuenta con recursos económicos y recursos humanos.

## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1 Antecedentes del proyecto

Lozano Curtihuanca, Fernando (2005) FIM-UNA, en su tesis *Método de explotación por Corte y Relleno Ascendente mecanizado Mina Animón Chungar S.A.C. - Cerro de Pasco*, **concluye que el método de explotación de Corte y relleno Ascendente mecanizado, es de alta productividad y de bajo costo de producción.**

**Luque Cutipa, Rolando (2001) FIM-UNA**, en su tesis *Mecanización y explotación de cuerpos mineralizados aplicando Corte y Relleno Ascendente CIA. Minera Atacocha*, concluye que el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, es el más apropiado para la recuperación de cuerpos mineralizados y es rentable.

**Zevallos García, Edgar O. (2003) FIM-UNA**, en su tesis *Aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente en vetas angostas, Mina Arirahua*, concluye que el sistema de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional es el método adecuado con una producción de 456 TM/día, para lo cual se dispone de equipos, personal e instalaciones requeridas.

**Muñoz Bernardo (2006)**, en su tesis *Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000TMD a 3000TMD* , para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y

Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería; concluye que la productividad actualmente del tajeo en rotura en Corte y Relleno Ascendente en Brestring en donde se perfora con Jumbo es de 7.2TM/h-gdia; mientras que en este mismo tajeo implementando un diseño de mallas con voladura controlada, tomando en cuenta las informaciones geomecánicas del terreno la productividad es de 8.4 TM/h-gdia.

## 2.2 Marco teórico

### 2.2.1 Corte y relleno (cut and fill)

Es un método ascendente en que el mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del caserón, y en algunos casos especiales el techo.

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.

Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).

- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

El material de relleno puede estar constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina las que se distribuyen sobre la superficie del caserón. También el material de relleno puede ser de relaves (desecho de plantas de concentración de minerales), o arena mezclada con agua, que son transportados al interior de la mina y se distribuyen mediante tuberías, posteriormente el agua es drenada quedando un relleno competente. El que a veces se la agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura; debe ser lo más barato posible. (Novitzky Alejandro, 1975).

## 1. Características generales

- **Posibilidad de aplicación:** este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias. Como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (2.5- 3 m) es posible controlar mediante apernado o acuñadura cualquier indicio de derrumbe.
- **Seguridad:** este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes.
- **Recuperación:** en general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno. Cabe agregar, que este método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.
- **Dilución de ley:** puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de gran ley) resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.
- **Rendimientos:** sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios. En caserones sin mecanización, se alcanza normalmente rendimientos de orden 4-8 ton/hombre, según el ancho del caserón. En caserones mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza una cifra decente del orden de 14 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno. Si se trata de relleno hidráulico, con caserones mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores. (Araucano Dominguez E. y Mamani Oviedo F., 2017).

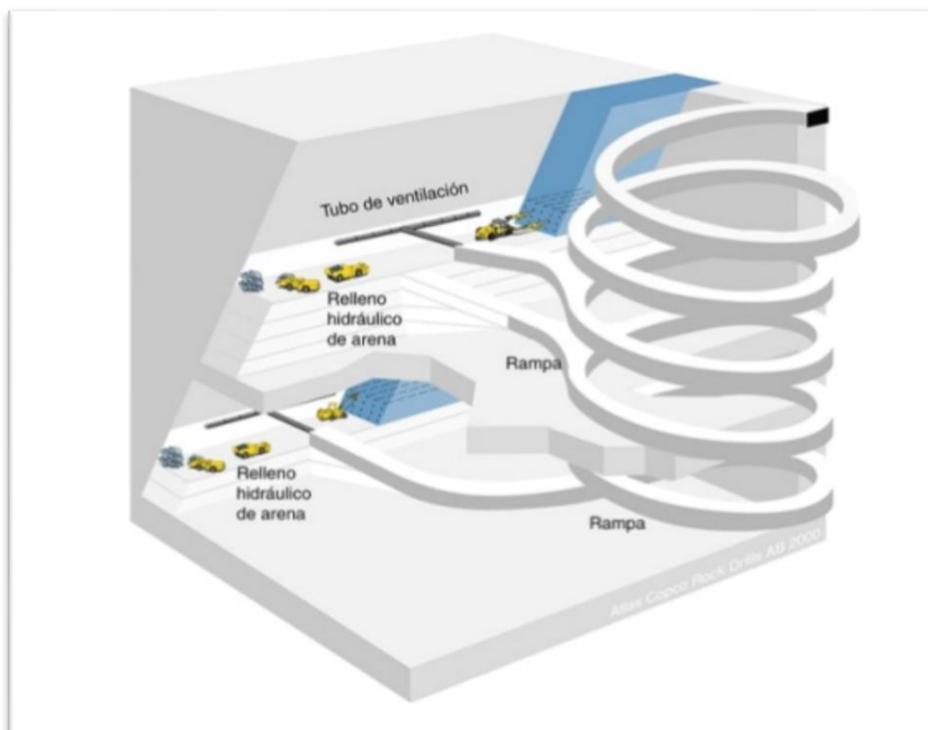


Figura 2.1: Método de explotación de corte y relleno ascendente.

Fuente: Elaboración propia

## 2. Ventajas y desventajas del método de explotación

### a) Ventajas.

- La recuperación es cercana al 100%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.

### b) Desventajas:

- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de fortificación. (Luque Cutipa, 2001).

Tabla 2.1: Aplicación de método de explotación de corte relleno ascendente

Geometría del yacimiento	Aceptable	Optimo
<b>Forma</b>	Cualquiera	Tabular
<b>Potencia</b>	Cualquiera	> 3m
<b>Buzamiento</b>	> 30°	> 60°1
<b>Tamaño</b>	Cualquiera	Cualquiera
<b>Regularidad</b>	Cualquiera	Irregular
Aspecto geotécnico	<b>Aceptable</b>	<b>Optimo</b>
<b>Resistencia (techo)</b>	> 30 MPa	> 50° MPa
<b>Resistencia (mena)</b>	s/ profundidad	> 50° MPa
<b>Fracturación (techo)</b>	Alta- Media	Media-Baja
<b>Fracturación (mena)</b>	Media-Baja	Baja
<b>Campo tensional In-situ (profundidad)</b>	Cualquiera	<1000m
<b>Comportamiento tenso-Deformacional</b>	Elástico	Elástico
Aspectos económicos	<b>Aceptable</b>	<b>Optimo</b>
<b>Valor unitario de la mena</b>	Medio-alto	Alto
<b>Productividad y ritmo de explotación</b>	Media- baja	NA

Fuente: Elaboración propia

### 3. Condiciones de diseño

Se puede aplicar en yacimientos:

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

Estas operaciones están constituidas por el reconocimiento geológico y geotécnico de una parte, la realización de la estructura por otra parte. El reconocimiento geológico de la mina comprende: trazado de los subniveles, si los niveles están muy distanciados, así como la abertura de algunas labores verticales en el mineral. Las

operaciones denominadas geotécnicas determinan el comportamiento de la resistencia de las cajas del mineral.

La explotación por corte y relleno constituye un método particularmente flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares.

Las tajadas ascendentes rellenas se ajustan a distancias entre niveles de 25-50 m. a más, mineral pobre se deja en forma de relleno. La resistencia del mineral en el techo puede ser verificada con la excavación de una cámara en el nivel mismo de la galería de base, en resumen, todo esto es muy favorable, por lo que es uno de los menos costosos que se conoce. (Aquise Cornejo Rutber, 2015).

## **2.2.2 Desarrollo y minado con método de explotación de corte y relleno ascendente**

### **Descripción general de mina**

La producción promedio actual de la mina es de 250 TMD leyes promedio de 10.53 oz/TM de Ag, 2.15% de Cu, y 1.10% de Pb.: esta producción es el resultado de algunas mejoras efectuadas en el minado izaje y servicios.

Los tajeos de producción se encuentran distribuidos en seis niveles de operación, siendo de 242 laceros metros diferencia de cota entre los niveles extremos es de 66 y 68.

La mina está dividida en dos zonas por su situación, operativa y por leyes de mineral. La zona sur desde el inclinado Pocomoro es mayormente de mineral de cobre, así como la zona norte, está con trazos de Oro, la zona de mejor mineralización de Plata.

El mineral de cada nivel es transportada con locomotora a los ore-pocket de los inclinados Pocomoro: si el mineral es izado hasta superficie por el inclinado Pocomoro y vertical 108 m. por el primero se iza mineral de la zona central-sur y de los niveles inferiores al nivel 932, mientras el mineral de los niveles superiores el 952 se iza por el segundo pique, entre estos dos piques se ha construido el pique inclinado 025, estratégicamente bien ubicado en el nivel 952, que inicialmente sirvió como pique piloto para desarrollar los niveles inferiores. Actualmente cumple la función de izaje del mineral, servicios y que profundiza al nivel 796, en construcción.

Para dar mayor apoyo a los desarrollados, se ha construido otro pique auxiliar desde el nivel 901 al 866 con la posibilidad de profundizar a los niveles 952 y 796 si se

cuenta con winche eléctrico de mayor potencia.

El drenaje se efectúa mediante bombas eléctricas instaladas en cada nivel. Los niveles de mayor filtración son 027, 967 y 932, a medida que profundiza las labores disminuye la filtración de agua, el caudal total de agua existente es de 44 litros/seg. La ventilación es natural, el aire fresco ingresa por el nivel 092, luego por pique inclinado Pocomoro hasta los niveles inferiores, así ventilando en forma de norte a sur. (Araucano Dominguez E., 2006).

#### a) Preparación

La preparación tiene por objetivo dividir el yacimiento con el objetivo de hacer que cada una de estas forme una unidad propia con:

- a) Fácil acceso
- b) Facilidad para aprovisionamiento necesario de materiales, herramientas, equipos y otros.
- c) Un arranque independiente de mineral por un determinado número de obreros.
- d) Fácil operación de extracción de mineral roto.
- e) Buena ventilación.
- f) Una necesaria facilidad para introducir relleno

En la mina Santa Bárbara estas labores se inician a partir de los niveles principales de extracción. Las labores de preparación, para la aplicación del método de explotación empleado en la mina Santa Bárbara, están clasificados de la siguiente manera.

#### b) Subniveles

Son galerías que avanza el mineral, siguiendo el rumbo o dirección de a veta, se requiere que se encuentre entre dos galerías desarrollados con una diferencia de nivel de 60 metros, la longitud del bloque es de 40 m., entre chimeneas y chimeneas las que son empleadas como echaderos de relleno convencional. Cada 20 m. se construye la tolva-camino que son conservados hasta el nivel superior.

Los subniveles tienen un ancho igual a la potencia de la veta, y se deja un puente de dos metros- comprendido entre el subnivel y la galería base.

A partir de subniveles se empieza el corte o explotación del mineral comprendido entre el techo y subnivel del piso de la galería superior o de cabeza.

**c) Chimeneas**

Se ubican entre 40 metros de separación unas de otra y sus funciones son de ventilar, extracción y relleno.

La sección entre ellas es de 1.20 x 1.5 m. de un solo compartimiento y de dos compartimientos es de 1.2 m x 3 m.

Antes de empezar la perforación se preparan las tuberías de agua y aire bajándola al piso mediante instalaciones en forma de “u” de manera que el paso de aire y agua a otras labores no recibe el impacto de los disparos.

La cuenta se protegerá tapando bien con tablas clava dos o colocando tuberías gruesas, el fin es no permitir que se tapa y dejar el paso del agua.

Se efectúan 4 disparos sobre la misma carga es decir se avanzan unos 5 metros ya que usamos barrenos de 5 pies, los disparos serán de uno por guardia de manera que será 4 guardias para preparar y dos días hay que tener en cuenta, varios trabajos queden interrumpidos.

Una vez limpiado y cargado se procederá a armar la tolva que ha sido preparado de antemano en superficie cuya dimensión son estándar y se indican en el párrafo, luego se coloca escalera que va ser el camino de entrada a la chimenea y generalmente; de ingreso por la galería.

Los puntales de avance se colocan sobre patillas hechas en las cajas después de cada disparo de 5 pies.

La chimenea se llevará con la caja techo, salvo orden especial; a partir de los 10 m. se usan una soga de 5/4 pulgadas.

Comunicado la chimenea se coloca puntales de línea y parrillas de rieles, si el techo ofrece peligro de desplome se armarán cuadros. (Araucano Dominguez, 2006).

**d) Tolvas**

Las tolvas son de eucalipto, puntales redondos de 8 a 10 pulgadas, para postes y sombreros y tablas de 2 x 10 para las aletas y base, la compuerta de fierro de 2, según el modelo que se usa actualmente:

Dimensiones

Alto: 0.80 m.

Ancho: 0.90 m.

Largo: 1.60 a 1.80 m., depende de las condiciones de terreno.

Inclinación: 45° con respecto horizontal.

Altura: 1.45 m. con respecto a la riel y filo de la tolva.

El tipo de tolva generalmente se usa los postes con pata de gallo, (sombrero inclinado con parrilla en caja techo), cuando las condiciones de terreno lo requieren.

#### e) Caminos

Las escaleras que se usan son de madera de eucalipto de 3.10 m. de largo x 0.47 m. de ancho y peldaños de 2 x 1 ½, el paso entre peldaños es de 0.5 m. y el lado que se coloca hacia arriba sobre sale 0.45 m. Del último peldaño las escaleras a excepción de la primera que asienta en la galería, se asentaran sobre entablados llamados descansos, los mismos que se sustentan sobre puntales con patillas en las cajas techo y piso.

El entablado es de tabla de 8 a 10 pulgadas, pero se refiere a listones de 564 con una abertura de las posiciones de las escaleras son alternadas de izquierda a derecha y viceversa y con una inclinación mínima de 60°, con respecto a la horizontal. Para fijar las escaleras se usan alcayatas en forma “u” hecha de fierro liso redondo ¾.

#### f) Desarrollo

El desarrollo se hace sobre vetas propiamente dichas siguiendo la caja piso. La sección de estas galerías es generalmente de 2.2 m. de ancho por 2.2 m. de alto. Este tipo de desarrollo en mineral se denomina productivo. Se realiza para precisar la forma, posición y riqueza del yacimiento.

La gradiente es a favor de la carga o sea positiva y varia de 0.5 a 1 lo que facilita el tránsito del equipo y drenaje del agua, cunetas 0.05, 0.05 m. al lado de la caja piso.

El método que se emplea para el avance de estas galerías es mediante las operaciones sucesivas de perforación, voladura y transporte.

La perforación se efectúa con máquinas Jack leg, marca Montabert, barrenos integrales de 1600 mm. 7/8 de diámetro, para la voladura se usa cartuchos de

dinamita “Exadit 45 %” de 7/8” x 7“; fulminante N° 8 y guías de seguridad, el avance promedio por disparo es de 1.5 m.

El acarreo es una operación que se efectúa siempre mediante palas neumáticas, se hace rompiendo los trozos grandes de roca y separando entre el desmonte y mineral, sobre esto se debe recomendar a los capataces y obreros para que acaten esta disposición.

Terminando la limpieza la pala debe ser lavada y retirada a un lugar seguro.

### g) Cuadros

Si el terreno es suave y amenaza con caerse, inmediatamente deben colocarse cuadros, como una medida de seguridad, para evitar que el techo levante y haga una galería defectuosa, peligrosa aparte de mayor consumo de madera que ocasiona (1.56 \$/TM).

Los cuadros son de eucalipto de 8 a 10 pulgadas, de forma trapezoidal con las siguientes dimensiones:

Alto: 2 metros (postes)

Base inferior: 2 metros (solera)

Base superior: 1.50 metros (sombbrero)

Tirantes: 5 a 6 pulgadas de madera eucalipto.

Un cuadro terminado se considera con sus respectivas tirantes debidamente bloqueado y enrejado en el techo y los costados.

### Método de explotación actual

El método de explotación actual es de corte y relleno ascendente con relleno convencional denominado así a las condiciones tradicionales de trabajo que emplea en perforación, máquina perforadora Jack leg, tipo RH-656-4W, en el acarreo de minerales y desmonte winches neumáticas; relleno detrítico en un 90% y desmonte producto de los cruceros, y tolvas de madera.

Los blocks de mineral son divididos por chimeneas cada 40 m., las que son empleadas como cebaderos de relleno convencional. Cada 20 m. Se construye la tolva camino que son conservados hasta el nivel superior.

El arranque va de los subniveles de forma ascendente con taladros verticales a 5 pies,

con una inclinación de 45° hacia arriba, altura de corte es de 2.10 m., altura de vacío 3.5 m. normalmente se deja un puente de 2 m. por encima de la galería.

### Condiciones de aplicación

Los factores que condicionan la aplicación del método de explotación en la mina de Santa Bárbara son los siguientes:

- Potencia de veta
- Resistencia del mineral.
- Resistencia de las rocas encajonantes.
- Buzamiento.
- Forma de la estructura mineralizada. (Novitzky Alejandro, 1975).

### Ciclos de explotación

Generalmente se efectúa tres ciclos:

**Perforación y voladura:** No presenta nada particular, sin embargo, por el tipo de roca encajonante deja de evitar una excesiva dilución se utiliza una malla adecuada para cada zona.

**Limpieza:** Es la fase más delicada ya que en la mayoría de los arranques hay desprendimiento de falsas cajas o la roca encajonante es bastante colapsada, lo que obliga a realizar la limpieza manual y traslado de mineral con carretilla hasta los buzones. Por esta operación tiene que admitirse una dilución inevitable.

**Relleno:** Consiste en el arrastre del mineral estéril con winches neumáticos de 7.7 HP, con un diámetro del cable 6x19x5/16” y rastra de 24” de ancho.

Este material estéril es procedente de las labores de desarrollo y operación mina de los niveles inferiores que son izados por el pique inclinado 025 hasta el nivel 932, desde el cual son distribuidos a los distintos tajos de producción.

La mayor parte de los tajos presenta potencia entre 0.20 a 0.50 m., con buen contenido de Ag, lo cual obliga a trabajar por el método de circado, que básicamente reside en la explotación selectiva de estas estructuras. Explicamos, algunos de estos ciclos de explotación:

**Perforación:** La perforación es un proceso que consiste en efectuar taladros, ya sea en mineral (tajeos) o roca estéril de tal manera que estas sirvan como depósito de la carga explosiva, al producirse la explosión de la carga en el taladro, produce la rotura del material rocoso o mineral, creando caras libres.

La perforación se hace con perforadora Jack leg marca Atlas Copco, tipo RH-656-4W, no silenciada, con los siguientes datos principales.

Diámetro de pistón	80 mm.
Golpes por minuto	2.5 ton.
Aire necesario	5.5 m <sup>3</sup> /min. = 187 c.f.m.
Conexión de manguera de agua	1/2"
Conexión de manguera de aire	1".
Peso neto	11.1 kg.
Presión de trabajo	6 bar.
Barreno integral de	7/8" x 1600 mm.
Longitud de barreno	5 pies.

Para la determinación del número de taladros, intervienen los siguientes factores: sección de labores varía de 4 a 8 m. (tajeos), el tipo de roca mayor dureza de la roca, se requiere mayor número de taladros, que varía por guardia de 8 horas a un número de 18 a 32 taladros.

**Voladura:** Siendo la característica fundamental de todo explosivo, como herramienta para la rotura de las rocas, la concentración de una gran potencia en zonas limitadas, el cual, al entrar en una reacción química violenta, de origen aquel sólido explosivo se convierte en gas caliente que está a una gran presión luego la roca al no poder soportar dichas presiones se fragmenta.

Se cuenta con factores fundamentales: forma de arranque, distribución y ubicación de taladros+, cálculo de la cantidad de carga y el sistema de disparos.

Métodos de arranque: es el primer disparo para ampliar las caras libres con el fin de facilitar o efectivizar otros disparos subsiguientes. (Lopez Jimeno y Aduvire Osvaldo, 1998).

### Método aplicado en Mina Santa Bárbara-Minsur S.A.

**Corte en v:** se utiliza con frecuencia por su factibilidad de perforación y su eficiencia, sin embargo, tiene la desventaja que el avance es limitado; ángulo adecuado de 60 a 70°, sobre la superficie del frente.

Esta clase de corte en V, se aplica en las rocas que tienen fracturas, en donde las ayudas y los cuadradores se perforan en forma V y el resto de taladros son rectos.

**El corte quemado:** Consiste en perforar en paralelo, barrenos de diámetro pequeño, utilizando el espacio dejado por la perforación de los barrenos de diámetro grande como cara libre. (Araucano Dominguez, 2006)

La distancia entre los barrenos es generalmente corta entre 15 a 25 cm., este sistema tiene gran ventaja, porque como todos los barrenos de arranque son perforados perpendicularmente, sobre la cara de sección son muy fáciles de perforar y también se puede hacer en longitudes más largas, obteniéndose en el resultado de un gran avance.

**Barrenos:** Es todos los disparos se tiene que estudiar bien el trazo o distribución de barrenos, con el fin de obtener buenos resultados de voladura. El número de barrenos, varía según la calidad de la roca, sistema de disparo o clase de explosivos a utilizar; lo que más influye es el tipo de roca, por consiguiente, aquí explicamos sobre tres casos representativos, que se pueden utilizar para roca dura, semidura y blanda.

$$N = P/E + K \times S$$

N = Número de barrenos en una voladura.

P = el perímetro de la sección en metros (generalmente se obtiene el valor aproximado con la siguiente fórmula).

$$P = 4 S^{1/2} \text{ (distancia entre dos barrenos de la sección).}$$

Tabla 2.2 Resistencia de la roca

TIPO DE ROCA	E (m)	K 2
Dura	0.5	2
Intermedio	0.6	1.5
Suave	0.7	1

Fuente: Manual de perforación y voladura

Tabla 2.3 Cuadro de determinación del número de taladros

**Tabla.2.3: SECCIÓN**

PERÍMETRO		ROCA DURA (E: 0.5 K: 2)			ROCA SEMIDURA (E: 0.6 K: 1.5)			ROCA BLANDA (E: 0.7 K: 1.0)		
S	P	P/E	Ks	N	P/E	Ks	N	P/E	Ks	N
<b>M2</b>	M									
<b>5</b>	9	18	10	28	15	8	23	13	13	18
<b>10</b>	13	26	20	46	22	15	37	18	18	28
<b>20</b>	18	36	40	76	30	30	60	26	26	46
<b>30</b>	22	44	60	104	37	45	82	31	31	61
<b>40</b>	25	50	80	130	42	60	102	36	39	76

Fuente: Manual de perforación y voladura

Para el cálculo del número de barrenos, se considera:

0.5 0.7 m. Para los barrenos de cuadradores

0.6 a 0.9 m. Para los barrenos de ayuda.

La longitud del barreno es determinada por la sección y el método del arranque, en el caso del corte quemado, puede perforarse hasta dos o tres metros y en corte “V”, solo se puede perforar en 1 a 2 m.

La longitud de barreno en el caso de corte “V” debe ser:

$$L = \frac{S (m)}{2}$$

L = Longitud de barreno en m.

S = Sección en metros cuadrados.

### Explosivos usados en la mina Santa Bárbara-Minsur S.A.

**Dinamita:** La dinamita usada en la mina es exadit 45%, por ser el más adecuado a la geología, cuyas propiedades son:

Tipo: Amoniacales.

Nombre comercial: Exadit 45%

Potencia por peso: 60%

Simpatía: 12 mm.

Velocidad de detonación: 3300 m/s.

Resistencia al agua: limitada

Volumen: 0.0689 dm<sup>3</sup>

Peso: 0.0756 kg.

Dimensiones: 7/8" x 7".

Presión de detonación: 55000 kg/cm<sup>2</sup>

Volumen normal (expansión): 890 l/kg.

**Fulminante:** El fulminante que se usa es el N° 8, como iniciador de dinamita y del cordón detonante. Consiste en una capsula cilíndrica de aluminio de 45 mm. De longitud, y que se activa con la chispa de la guía de seguridad y secundario lo hace a través del primario por explosión.

**Mecha de seguridad:** La mecha de seguridad es la marca Famesa y tiene una estructura básica de 9 capas de papel e hilos que cubren, y tiene una carga de pólvora es de 6 gr/m., presenta una velocidad de combustible de 145 s/m.

### **Trazados usados para galería en mina Santa Bárbara-Minsur S.A.**

Para una fragmentación eficaz dentro de los límites del perfil asignado a la galería, es necesario tener las siguientes observaciones: el número de taladros debe corresponder a las dimensiones de la galería y a la dureza de la roca el esquema de la distribución de los taladros o plan de tipo debe corresponder a la forma de galería y propiedad físico-mecánico de las rocas. La voladura de los taladros se realiza en una sucesión y orden de salidas del disparo.

### **Producción y productividad**

La producción se viene mejorando paulatinamente en el presente año, debido a la optimización del método dominado; sin embargo, no cumple las metas trazadas por el hecho de trabajar tajeos pequeños.

Por el hecho de trabajar casi en forma manual, tajeos de dimensiones pequeños y estructuras totalmente irregulares, la productividad es baja, aunque en el presente año ha mejorado los estándares. La productividad- general de mina es de 11.75 TM/H-G.

### Programa anual de desarrollo producción

Anualmente se acostumbra elaborar un programa de operación que generalmente se ha venido cumpliendo en un 70% en el presente año se tiene proyectado cumplir aproximadamente el 85% de los programado.

El programa anual contempla una producción de 81 750 TM/año de mineral, de la cual 62 946 TM, proviene de tajeos.

Tabla 2.4 Resumen de reservas de mineral probado más probable por vetas

oz Ag/TC	%Cu	%Pb	Equiv.	T.M.S.	%Distr.
<b>Probados</b>	10.68	2.11	1.16	123 281	66.96
<b>S.Bárbara</b>					
<b>Probable S.B.</b>	8.95	2.29	0.89	30 382	16.5
<b>Probado Ramal</b>	8.69	0.87	1.8	9 164	4.98
<b>Probable Ramal</b>	9.96	0.93	1.6	3 414	1.85
<b>Cerro Hermoso</b>	1.32	0.29	0.75	15 899	8.64
<b>Blanca</b>	8.65	0.89	2.43	1 960	1.07

Fuente: Texto Guía Planeamiento de mina subterránea.

## 2.3 Marco conceptual

### 1. Malla de perforación

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.

### 2. Subterráneo

Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

### 3. Frente de desarrollo

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura.

#### 4. Burden

Distancia desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro. También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre.

Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

#### 5. Explosivos

Los explosivos son mezclas de sustancias químicas, que frente a un estímulo externo (un detonador) tiene la capacidad de reaccionar muy violentamente creando una onda de choque que tritura la roca, también se generan gases que actúan con gran presión sobre las paredes del taladro ayudando a la rotura y desplazamiento de los fragmentos.

Los explosivos se pueden clasificar según su función en:

- a) **Explosivos primarios o iniciadores:** Muy sensibles y violentos, se usan en pequeñas cantidades como cargas en los accesorios de voladura como fulminantes, conectores, mechas; se emplean para iniciar o detonar a los explosivos secundarios.
- b) **Explosivos Secundarios o Rompedores:** Menos sensibles, con fuerte efecto de impacto y generación de gases y alta simpatía. Se emplean como carga de los taladros, son los que efectúan el rompimiento y fracturamiento de la roca.

Ejemplo: Dinamita, Emulsión.



Figura 2.2 Esquema de carguío

Fuente: Manual de perforación y voladura

**Accesorios de voladura:** Son una serie de dispositivos que se emplean en voladuras con la finalidad de iniciar, propagar o retardar la detonación de las cargas explosivas rompedoras de la roca. Son los siguientes:

- **Fulminante o detonador:** Es una cápsula cilíndrica de aluminio que contiene una carga sensible.

#### **6. Chimenea**

Sirve como acceso personal, material, relleno, tubería de aire y agua.

#### **7. Arranque de frente**

Son taladros perforados y cargados; primero en ser chispeados para generar una cara libre.

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

Es la relación de  $\text{kg-expl/TM}$  roto, sirve para calcular la cantidad de explosivo a utilizar.

#### **9. Sensibilidad**

Habilidad de un explosivo para propagarse a través de la columna explosiva, también controla el diámetro crítico en el cual el explosivo trabaja adecuadamente.

#### **10. Macizo rocoso**

Es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

#### **11. Voladura**

Proceso de reacción química, detonación y explosión para fragmentación de la roca.

#### **12. Yacimiento**

Es la concentración u ocurrencia natural de uno o más minerales.

### **2.4 Formulación de hipótesis**

#### **2.4.1 Hipótesis general**

Con la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado vs el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se incrementará la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A- Arequipa.

### 2.4.2 Hipótesis específicas

- a) Aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se determinará la producción del mineral por día en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.
- b) Mediante la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se incrementará la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.

## 2.5 Caracterización del área de estudio

### 2.5.1 Ubicación.

El yacimiento de Arirahua está políticamente el estudio de investigación está ubicado en el paraje de Arirahua, distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa. Geográficamente se encuentra localizado en la cabecera de la quebrada Huichucuy, dentro del macizo occidental de la cordillera de los Andes, flanco oeste, a una altitud de 3,700 m.s.n.m.

Las coordenadas de Arirahua son: 72° 56' Longitud Oeste y 15° 39' Latitud Sur, ubicado geográficamente en WGS 84 (UTM) / ZONA: 18S/ ESTE: 719256.6200 / NORTE: 8266871.6100 (Ver anexo 1).

Tabla 2.5 Acceso vía terrestre a Minas Arirahua S.A.

DE	A	DISTANCIA (Km)	Medio
<b>Arequipa</b>	Camaná	92 km.	Carretera asfaltada
<b>Camaná</b>	Chuquibamba	118 Km	Carretera asfaltada
<b>Chuquibamba</b>	Cotahuasi	35 Km.	Trocha carrózable.
<b>Cotahuasi</b>	Salamanca	15 Km.	Trocha carrózable.
<b>Salamanca</b>	Arirahua	15 Km.	Trocha carrózable.
<b>TOTAL</b>		<b>275 Km.</b>	

### 2.5.2 Accesibilidad

El distrito minero es accesible desde la ciudad de Arequipa por una carretera asfaltada y afirmada, cubriéndose desde Arequipa 275 Km. en los tramos siguientes:

- Arequipa al desvío de Camaná 92 km. carretera asfaltada.
- Desvío de Camaná – Chuquibamba 118 Km. Carretera asfaltada y Afirmada.
- Chuquibamba - desvío Cotahuasi 35 Km. Carretera afirmada.
- Desvío Cotahuasi – desvío Salamanca 15 Km. Carretera afirmada.
- Desvío Salamanca – Arirahua 15 Km. trocha carrozable.
- Total, Arequipa – Arirahua 275 Km.

### 2.5.3 Clima y topografía

Se presentan dos estaciones bien marcadas verano de diciembre a marzo, caracterizado por las precipitaciones pluviales con notoria presencia de las neblinas en toda la zona, en el invierno de mayo a Julio es seco, pero más frígido, los vientos son intensos al mediodía de 60 - 70 Km/h. El relieve es bastante accidentado con geoformas positivas representado por cerros empinados como el Orpojonte y el Torrepanpa, las geoformas negativas están representadas por una serie de quebradas juveniles que discurren con dirección al Sur - Oeste cortando las diferentes unidades litológicas, las cuales constituyen los tributarios del río Ocoña.

### 2.5.4 Recursos Hidrológicos

La presencia de agua en la unidad es prácticamente escasa por lo tanto el agua que se usa para el consumo humano es traída del manantial de Chiuro con volumen de 12,000 m<sup>3</sup>, el origen de este manantial es por afloramiento de aguas subterráneas y por aguas superficiales producto de los deshielos, una parte de este afloramiento llega a la unidad minera a través de 5 Km. de tubería de 3 pulgadas de diámetro.

### 2.5.5 Geología

La geología se puede observar en la columna geológica regional mostrado en (ver anexo 02).

### 2.5.6 Geología regional

De acuerdo a los estudios realizados por el INGEMMET, se reportan la presencia de rocas metamórficas, ígneas y sedimentarias cuyas edades van desde el precámbrico hasta el cuaternario reciente, (ver anexo 03). En la mina y alrededores afloran unidades litológicas claramente definidos como son:

**Depósitos Cuaternarios Recientes.** - Constituidas por las manifestaciones eruptivas recientes del Volcán Coropuna, las cuales se encuentran rellenando los valles modernos y cubriendo los depósitos morrénicos originados por la glaciación del Pleistoceno Superior, infrayacen a depósitos clásticos recientes originados por la meteorización y erosión actual, estos cubren las planicies y laderas.

#### **Rocas Volcánicas del Terciario Superior y Cuaternario Antiguo**

En esta unidad se incluyen al volcánico Huaylillas y al grupo Barroso:

- **Volcánico Huaylillas.** - Litológicamente está constituido por tobas y brechas tobáceas, principalmente de composición Dacítica a Riolítica de coloración blanco a blanco rosado debido a la alteración como consecuencia de la meteorización, Microscópicamente se observan feldespatos, cuarzo y laminillas de biotita.
- **Grupo Barroso.** - Es un conjunto de rocas volcánicas de amplia distribución en el sur del país, constituido principalmente por andesitas, traquitas y traquiandesitas, sus afloramientos están restringidos a la zona del altiplano sobre altitudes mayores a 4,000 m.s.n.m. yacen en discordancia al volcánico Senca.

**Rocas Intrusivas del Cretáceo Superior.** - En esta unidad se agrupa al Batolito de la Costa: en esta región está representada por las Súper unidades Tiabaya e Incahuasi.

**Rocas Hipabisales del Cretáceo Medio a Superior.** - Está representada por las Rocas Sub volcánicas del Complejo Bella Unión de composición Andesítica a Dacítica, predominando la Andesita porfirítica con fenocristales de horblenda en una matriz afanítica de tonalidad verdosa.

### 2.5.7 Geología local

La litología local se define en base a los afloramientos o unidades litoestratigráficas reconocidas como son:

**Complejo Bella Unión.** - Es la roca predominantemente en el área y está constituida por andesitas y microgranodioritas, que corresponde a un conjunto hipabisal del mismo nombre de edad Cretáceo Inferior. Localmente esta roca es la receptora de los filones o vetas.

**Formación Huaylillas.** Se encuentran sobreyaciendo a las rocas gris verdosas del Complejo Bella Unión, está conformado por piroclásticos, tobas dacíticas y riolíticas de color grisáceo a blanco amarillento.

**Grupo Barroso.** Se encuentra sobreyaciendo al volcánico Huaylillas, litológicamente está constituido por capas estratiformes de 5 m. de espesor que han seguido la pendiente del terreno, son de composición andesítica, traquiandesítica y dacítica de textura porfirítica con abundantes cristales de feldespatos.

**Depósitos Aluviales.** Coluviales del Cuaternario Recientes. - Se ubican en laderas y pequeñas terrazas, son de composición heterogénea, desde materiales finos, gravas, arenas, hasta bloques.

### 2.5.8 Geología estructural

Según el cuadrángulo de Chuquibamba las estructuras guardan estrecha relación con los movimientos tectónicos del ciclo andino. Regionalmente se han reconocido dos grandes fallas: la de Pampacolca que tiene un desplazamiento vertical bastante considerable y la falla de Acospampa que se observa dentro de los volcánicos Terciarios, ambas fallas presentan un rumbo N45°W.

### 2.5.9 Geología económica

Los minerales de mena predominantes son: minerales oxidados auríferos con contenido de metales argentíferos, en un muestreo preliminar se obtuvieron trazas de valores mencionados, también hay presencia de minerales accesorios de Cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ) y Pirita ( $\text{FeS}_2$ ) por su característica hidrotermal y la presencia de limonita en el afloramiento aumentan las posibilidades mineralógicas en profundidad.

En el cálculo de tonelaje potencial del yacimiento inicial, se ha identificado diversas estructuras mineralizadas que por análisis químico y exposición de afloramientos determinamos un tonelaje de 875 435 TM, definiendo un primer frente de explotación, con la veta la Raja, debemos seguir en forma paralela el relevamiento topográfico y análisis para una subsecuente explotación.

La calidad de reservas mencionadas iniciales prospectadas da un orden de:

- Reservas probadas: 875 435 TM.
- Reservas probables: 437 718 TM.
- Mineral por explotar inicial: 69 000 TM/año

El peso específico del mineral de mena es de 2,7 gr/cc.

### 2.5.10 Geología del yacimiento

En un stock de andesita hipoabisal se encuentran las siguientes estructuras:

- Diques ácidos de rumbo E – W.
- Vetas de rumbos E – W, con buzamientos de  $70^\circ$  a  $80^\circ$  S.
- Fallas que desplazan a las vetas, de rumbo N – S, con buzamientos de  $30^\circ$  a  $60^\circ$  E.
- Vetas N – S muy echadas hacia el Este.
- Pequeños cuerpos mineralizados tipos Stock Work.

Localmente las estructuras mineralizadas que se presentan se pueden agrupar en dos sistemas importantes, las de rumbo E – W y N  $45^\circ$  E con un buzamiento mayor de  $75^\circ$  S y  $75^\circ$  SE. Respectivamente, siendo la primera de carácter tensional y la segunda de cizalla. La morfología del yacimiento es tabular o vetiforme, la cual ha sido originada por las soluciones mineralizantes que han rellenado las fracturas de las andesitas porfiríticas del Complejo Bella Unión de edad Cretáceo Superior a Terciario Inferior, su génesis es hidrotermal vinculados con procesos magmáticos del terciario.

### 2.5.11 Geología de la Veta Barbarita

La veta Barbarita se emplaza integralmente por stock work con una mineralización tabular o vetiforme, con relleno andesítico porfíricos de génesis hidrotermal el grado de alteración es variable, por lo general se observa silicificación, sericitización y cloritización.

La veta Barbarita se encuentra emplazada en rocas volcánicas de composición andesítica con una orientación predominante estructural de E W80°S y buzamiento entre 70° a 80° con potencias que varían de 0.8 a 1.5 m a nivel de 3415 msnm.

Esta veta ha sido reconocida en una longitud de 400 m., con potencias mineralizadas que varían desde los 0.8 m hasta los 1.5 m. La veta ha sido formada principalmente por relleno de fracturas, aunque cuando la roca de caja ha sido la caliza, la veta se ha formado por relleno y reemplazamiento irregular de las cajas. Mineralógicamente presenta un ensamble de Esfalerita, Galena, Calcopirita, Pirita y Cuarzo.

La mineralogía de las vetas es bastante simple ya que no hay gran variedad de minerales:

Tabla: 2.6 Minerales de mena y ganga

Minerales de Mena	Minerales de Ganga.
Oro	
Pirita	Cuarzo
Calcopirita	Carbonatos, dolomita y calcita
Cobres grises	
Esfalerita	
Galena	

Fuente: Compañía de Minas Arirahua S.A.

Siendo la Pirita y la Calcopirita los principales portadores de Oro. Alteración de las cajas, existe una amplia zona de epidotización y caolinización y Cuarzo-Sericita, restringida al costado de las vetas; raras veces se encuentra sericita.

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1 Diseño metodológico

Según la naturaleza y las características del estudio de investigación es de tipo descriptivo, el estudio se refiere al incremento de la producción del mineral en los tajeos Carlota y San José mediante el método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizado en la Minera Arirahua S.A. - Arequipa.

La metodología para desarrollar el trabajo de investigación ha consistido en su primera parte en evaluar todos los procedimientos de explotación de los tajeos Carlota y San José al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional, los datos de todas las operaciones mineras consistentes en taladros perforados, tipo y cantidad de explosivos utilizados, la producción del mineral/día, equipos utilizados, el ciclo de minado, densidad de roca, equipo de carguío y acarreo de mineral, estos datos se han registrado en las fichas de control. Posteriormente en el trabajo de investigación con el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se analizó los equipos utilizados, número de taladros perforados, factor de carga, producción del mineral/día, el ciclo de minado, equipo de carguío y acarreo, control de tiempos, personal requerido, distancia de acarreo, los datos se recolectaron en sus respectivas fichas de control. Finalmente se ha realizado el análisis comparativo de los dos sistemas de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional y Mecanizado, llegando a la conclusión que aplicando el Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado logrando una mejor producción.

### **3.2 Población**

La población para el trabajo de investigación está constituida por todas las operaciones de producción de la Mina Arirahua incluye explicación, desarrollos, preparaciones, explotación de tajeos y sistemas de extracción de mineral.

### **3.3 Muestra**

La muestra del proyecto de investiga está conformado por los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.

Los tajeos Carlota y San José se encuentran en la veta Barbarita del nivel 3415 m.s.n.m. (Ver figura 3.1)

### **3.4 Recopilación de Datos de Información**

Se recopila información bibliográfica, información en revistas, folletos e información virtual estilizando el internet acerca del método de Corte Relleno Ascendente, sus condiciones de diseño, costos y rentabilidad, lo cual ayudará a tener un panorama y criterio de selección de materiales, equipos y ciclo de minado.

### **3.5 Operacionalización de variables**

#### **3.5.1 Variable Independiente**

Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.

#### **3.5.2 Variable Dependiente**

Incremento de la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.

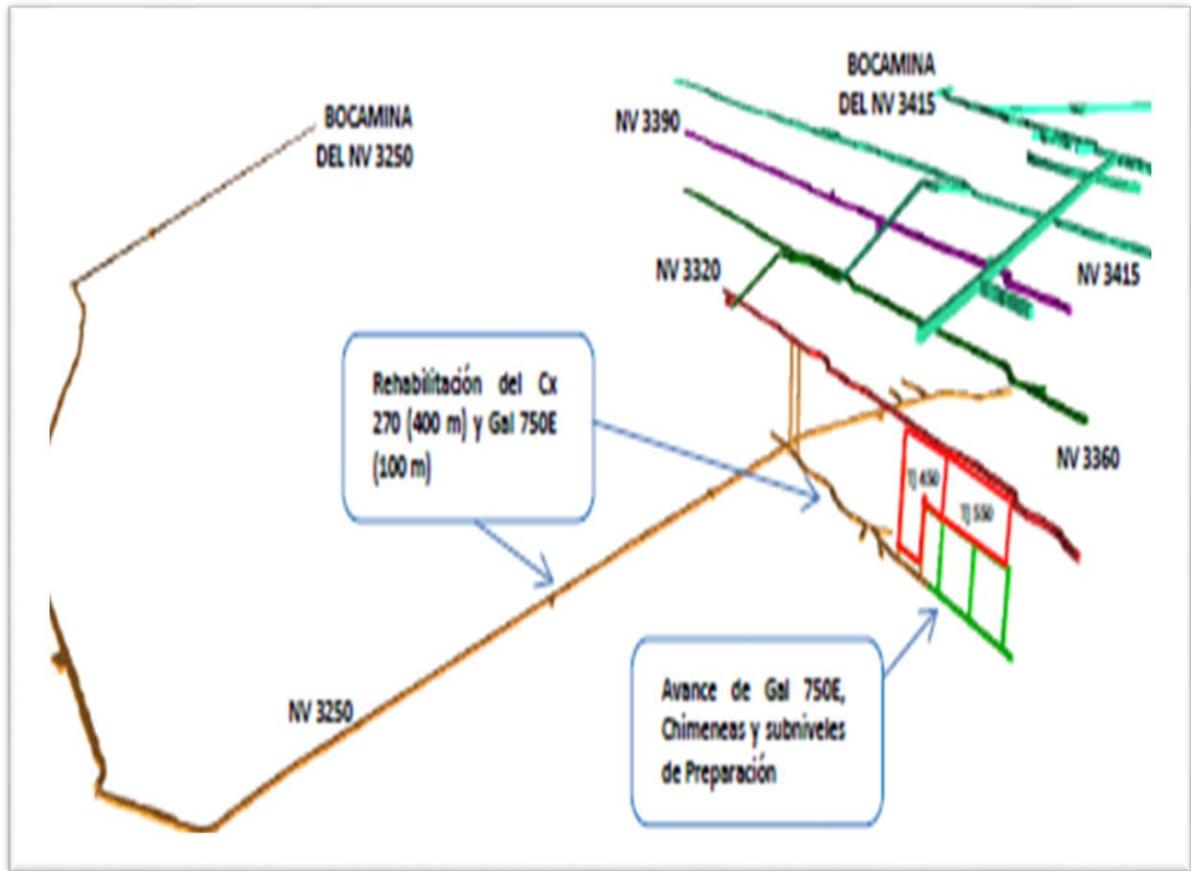


Figura 3.1 Plano ubicación de veta Barbarita

Fuente: Planeamiento MINARSA.

Tabla 3.1 Operacionalización de variables

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
<b>Variable Independiente:</b>	- Reservas minerales	
Método de explotación	- Tipo de yacimiento	
Corte y Relleno Ascendente	- Geomecánica del yacimiento	- N° unidades y tipo
Mecanizado en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.	- Equipos utilizados	- N° de taladros
	- Sección de las labores	- Minutos
	- Malla de perforación	- Minutos
	- Tiempo de carguío	- Metros
	- Tiempo de acarreo	
	- Distancia recorrida	
<b>Variable Dependiente:</b>	- Equipos mina	
Incremento de la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.	- potencia vetas	
	- Producción por guardia	- TM/guardia
	- Producción diaria	- TM/día
	- Producción mensual	- TM/mes
	- Producción anual	- TM/año

Fuente: Elaboración Propia.

### 3.6 Técnicas de recolección de datos

Es de mucha importancia determinar las técnicas que se aplicarán, tales como el análisis estadístico.

#### 3.6.1 Instrumentos de recolección de datos

Para el procesamiento se utiliza la estadística descriptiva, mostrando los datos mediante gráfico de barras y cuadros estadísticos.

Los instrumentos utilizados para el estudio de investigación son los reportes de producción, para verificar el resumen de la producción, el reporte diario de

operación, reporte mensual de operación y la toma de fotografías de la malla de perforación de los tajeos.

#### **Reporte diario de operación.**

- Producción diaria
- N° de taladros disparados
- Consumo de explosivos
- Granulometría.

#### **Reporte mensual de operación**

- Producción mensual
- Número de horas operadas del equipo
- Número total de taladros perforados
- Número de barrenos utilizados
- Consumo total de explosivos.

### **3.6.2 Técnicas para el procesamiento de la información**

Se aplicaron los siguientes instrumentos y procedimientos:

- Cuadros estadísticos.
- Revisión de los datos.
- Información de reporte diario de operación mina

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1 Análisis de resultados de campo

En Minas Arirahua, el yacimiento es del tipo filoniano con vetas angostas con una potencia que varía desde 0.8 m. a 1.5 m. con buzamiento promedio de 85°; las vetas tienen sus propias características que hacen de la explotación un reto muy importante debido a la irregular geometría y distribución de valores, la explotación implica no sólo hacer económica el yacimiento, sino reducir la dilución consiguiendo con ello un adecuado trabajo en perforación y voladura para conseguir el ancho de minado que tenemos como objetivo (0.90 m), en casos que la potencia del mineral reduce. El método de explotación utilizado es el corte y relleno ascendente convencional.

##### a) Datos de campo:

- Densidad de roca : 2.70 ton/m<sup>3</sup>
- Sección de las chimeneas laterales: 2.40 m x 1.20 m. (doble compartimiento)
- Sección de las chimeneas laterales : 1.20 m x 1.20 m. (un compartimiento)
- Diámetro de los taladros : 0.038 m.
- Ley promedio : 5 gr Au/TM
- Longitud del barreno de perforación : 5 pies = 1.52 m
- Longitud del block de explotación : 60 m
- Producción promedio : 230 TM/día
- Tolvas o buzones de extracción.

#### 4.2 Contrastación de las hipótesis

##### HIPÓTESIS I

Aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se ha determinado la producción del mineral por día en la Minera Arirahua S.A. –

Arequipa.

#### 4.2.1 Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional

##### 1. Condiciones de aplicación.

- Yacimientos tipo filoniano (vetas angostas).
- Yacimientos con buzamiento pronunciado  $> 65^\circ$
- Cajas medianamente competentes.
- El mineral debe ser de buenas leyes.
- Buena disponibilidad de relleno.

##### Equipos utilizados

- Perforadoras Jack Leg para descajes
- Perforadoras Stoper para realce
- Winches eléctricos
- Locomotoras a batería
- Carros mineros tipo U
- Palas neumáticas marca Eimco y Atlas Copco

##### Producción

230 TM/día

5 750 TM/mes

69 000 TM/año.



Figura 4.1 Buzamiento pronunciado de Tajeo de explotación Carlota.

Fuente: Compañía de Minas Arirahua S.A.

## 2. Preparación y desarrollo

### a) Preparación de Block

En la Compañía de Minas Arirahua S.A. el block se delimita por 2 chimeneas laterales separados cada 60 m. en sentido vertical se preparan los buzones y caminos distanciados a 20 m. entre si y a partir de estos buzones se ejecuta el subnivel paralelo a la galería de transporte dejando un puente de 3 m. de altura, el cual nos va a servir de piso para iniciar el primer corte de mineral.

#### 1) Especificaciones técnicas en labores de preparación

##### Sub - Niveles:

Tienen una sección de 1.5 m x 2.3 m., se corren sobre estructura mineralizada,

dejando un puente de 3 m. sobre la galería de extracción, el piso se lleva lo más horizontal posible.

**Buzones:**

Sus secciones varían de acuerdo al número de compartimientos.

- Doble compartimiento : 1.2 m x 2.4 m.
- Buzón simple : 1.2 m x 1.2 m.

Su altura es progresiva, ya que se va incrementado cada vez que el ciclo de minado lo requiera por lo general tiene un avance 1.5 m., por cada corte.

**2) Especificaciones en labores verticales.**

En labores verticales se tienen chimeneas, buzones y buzones de doble compartimiento (buzón camino).

**Sección:**

- Doble compartimiento : 2.4 m x 1.2 m.
- Un solo compartimiento : 1.2 m x 1.2 m.

**Accesos:**

- **Caminos:** con una sección de 1.2 m x 1.2 m. con aberturas de 0.6 m x 0.6 m. en cada descanso.
- **Escaleras:** se usan escaleras de 12 pies de largo por cada descanso con una inclinación aproximada de 75° a 80°, la escalera sobrepasa el descanso superior en una longitud de 0.6 m.
- **Puntales de avance:** la distancia entre los puntales de avance es de 1.2 m., estos posteriormente servirán de piso de perforación.
- **Puntales de línea:** la distancia vertical de estos es de 1.5 m. y tienen diámetros de 6 a 8 pulgadas, estos van a una distancia de 1.2 m. en el mismo nivel.
- **Tablas:** estos tienen una longitud de 5 pies y son colocados de tal forma que eviten que la carga de los buzones se derrame hacia los caminos.
- **Ranfla:** esta se lleva a una distancia no mayor a 10 m., cubriendo en su totalidad el camino con una inclinación superior a los 45°, sirve para canalizar la carga hacia el buzón, la ventana de acceso debajo de la ranfla es de 0.8 m. x 1.2 m. de altura.

**- Tolvas:**

Estas cuentan con las siguientes especificaciones técnicas:

- La camada tiene una inclinación de 45°, respecto del plano horizontal.
- La distancia vertical del filo de la jeta al riel es de 1.60 m.
- La proyección vertical del filo de la jeta hacia la trocha cae a una distancia de 1” del filo interior del riel.
- La distancia entre chalecos es 1 m.
- Los postes y los muertos tienen un diámetro de 8 pulgadas.
- La base de los postes está ubicado a 0.5 m. del filo exterior del riel.

**3) Especificaciones técnicas en labores horizontales**

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

- **Sección:** 2.4 m x 2.1 m.
- **Cunetas:** Las cunetas tienen una sección de 0.3 m x 0.3 m.
- **Línea cauville:** Esta tiene las siguientes especificaciones:
- **Durmientes.** Se colocan a una distancia máxima de 1 m, y están tendidos en forma perpendicular a la línea.
- **Eclisas.** Estos van colocados a nivel con sus respectivos pernos y tuercas, a su vez estos empalmes van sentados sobre el punto medio de un durmiente.
- **Curvas.** Dependiendo del grado de las características que le da el radio de curvatura apropiado.
- **Gradiente:** Es de 1/5000, y para un buen control está ubicado a un metro de la línea cauville, el área de topografía es el encargado de colocar los puntos, los mismos que posteriormente serán proyectados al frontón.
- **Alcayatas de servicios:** Estas se encuentran a lo largo de las labores horizontales a cada 5 m y a una altura de 1.5 m del piso de la labor, estas sirven de sostén a las tuberías de aire y agua, el cable de energía eléctrica va en el hastial opuesto.

**b) Desarrollo de tajo**

El desarrollo consiste en trazar una Galería principal de transporte que se corre a lo largo de la veta, además se corren chimeneas y caminos laterales los cuales se construyen de acuerdo al diseño del planeamiento. En Arirahua las galerías se desarrollan por los niveles separados por 25.0 - 50.0 m. entre si, en sentido vertical se desarrollan Chimeneas espaciadas cada 60 m. de esta forma la veta queda dividida en bloques o tajeos, constituyendo cada uno de estos blocks una unidad de explotación dentro del conjunto total preparado.

Cada tajo queda limitado por las galerías de nivel a nivel y por las chimeneas laterales, se prepara para la explotación trazando un Buzón-Camino intermedio entre chimeneas, luego se traza, a partir de este, un subnivel a cada ala, paralelo a la galería de transporte, dejando un puente de aproximadamente 3.0 m. de altura, el cual nos va a servir de piso inicial del tajo para iniciar el arranque de la primera tajada de mineral.

- Galería principal
- Chimeneas laterales
- Buzón- Camino intermedio
- Subnivel
- Tolvas o buzones de extracción

**c) Explotación de tajo**

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

- a) Perforación
- b) Voladura
- c) Limpieza de mineral
- d) Descaje y relleno del tajo.

**1) Especificaciones técnicas en labores de explotación**

- El realce se realiza con cortes de 1.45 –1.50 m., buscándose llegar de una manera óptima los 1.60 m.

- El ancho de minado es de 0.8 m. el teórico, pero el ancho de minado de mina viene a ser 1.5 m. a más.
- La altura de perforación es de 2.3 m.
- Para proceder al relleno, se marca la rasante.
- Los echaderos se construyen a medida que los cortes avanzan, el pedido para estos se realiza en minutos.
- Al momento de rastrillar se colocan puntales de seguridad con sus respectivas plantillas, para contener los bloques de roca encajonante, además se construyen andamios y guarda cabezas, para la selección de bancos.
- Antes de realizar el descaje se realiza trabajos de madera (puntales de línea, entablado y otros).
- Para el relleno se colocan barreras de contención con dos puntales de línea y rajados.

### Ciclo de minado

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

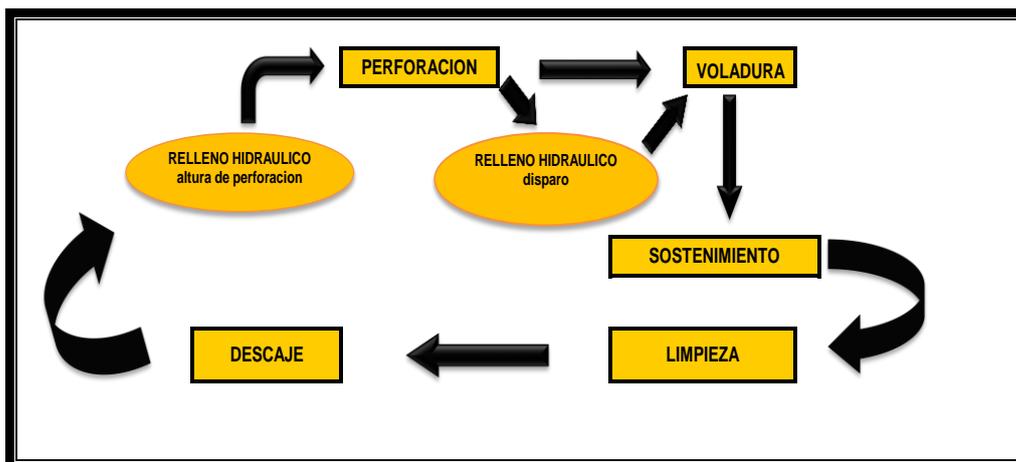


Figura 4.2 Ciclo de minado Arirahua

Fuente: Departamento de planificación mina Arirahua.

## 1. Perforación

Por tratarse de vetas angostas se emplea la perforación vertical con un grado de inclinación promedio de  $83^\circ$  y siguiendo el buzamiento de la veta, es necesario conservar el paralelismo y profundidad de los taladros para dar una mayor uniformidad al techo y a las paredes del tajo y evitar en lo posible la dilución. Para la perforación se utiliza máquina perforadora tipo stoper; el ancho de minado determinado para este tipo de vetas es de 0.50 m. a más. La malla de perforación utilizada en tajeos es de acuerdo a la calidad de la roca y de acuerdo a las pruebas.

## 2. Voladura

La voladura en tajeos se hace de acuerdo al trazo de perforación determinado, los taladros son cargados con Dinamita semexa de 45% y semexa 65% de potencia, conectados y cebados con carmex de 7 pies. Cada tajeo tiene su particularidad de acuerdo a la característica geomecánica, esto hace que para cada corte el cálculo de carga explosiva sea distinta; para mejorar la calidad de voladura se utilizan espaciadores de carrizo de 10 y 30 cm. y el cordón detonante para la simpatía. Los espaciadores se usan para obtener una columna de carga explosiva uniforme.

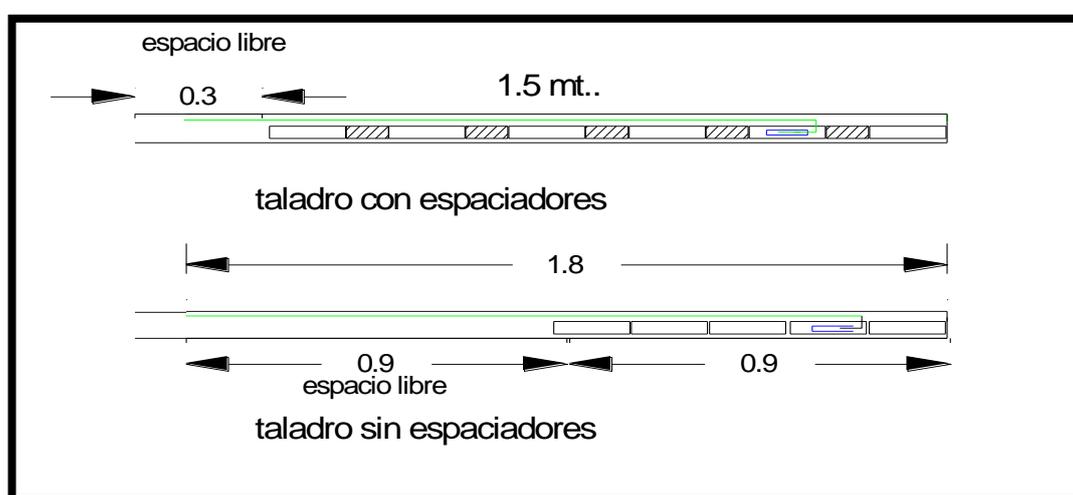


Figura 4.3 Esquema de carguío de taladros

Fuente: Compañía de Minas Arirahua S.A.



Figura 4.4 Diseño de carguío de taladros (5 pies)

Fuente: Diseño de voladura convencional mina El”Cofre”

**Parámetros reales operativos obtenidos**

**Datos operativos**

Tipo de roca	:	Roca volcánica y silisificada
Equipo de perforación	:	Jack leg, Stoper RNP 250
Longitud de tajeo	:	60 m
Potencia del tajeo	:	1.50 m
Tipo de perforación	:	Realce
Diámetro de perforación	:	38 mm
Tiempo de perforación por taladro	:	2.51 min.
Longitud del barreno	:	5 pies (1.52 m).
Longitud efectiva de perforación	:	1.41 m
Numero de cartuchos por taladro	:	5 unidades
Densidad de la roca	:	2.70 TM/m <sup>3</sup>
Densidad del mineral	:	2.90 TM/m <sup>3</sup>
Factor de esponjamiento	:	1.35

**Accesorios de voladura**

- Carmex
- Mecha rápida.

**Eficiencia de perforación**

$$\text{Eficiencia de perforación} = \frac{\text{Long. Perforación efectiva}}{\text{Long perforación teórico}} \times 100 = 92.76\%$$

$$\text{Eficiencia de perforación} = \frac{1.41}{1.52} \times 100 = 92.76 \%$$

**Altura real de corte**

Debido al ángulo de inclinación de la perforación y la eficiencia de perforación la altura de corte no será a la longitud de la barra de perforación.

$$\text{Sen } (70^\circ) = \frac{\text{Cateto opuesto}}{\text{Hipotenusa}}$$

$$\text{Hipotenusa} = \text{Long de perforación} \times \text{eficiencia de perforación}$$

$$\text{Sen } (70^\circ) = \frac{H}{1.70}$$

$$H = \text{long efec de perf} \times \text{Sen } (70^\circ)$$

$$H = 1.41 \times \text{Sen } (70^\circ)$$

$$H = 1.32 \text{ m.}$$

### Potencia Promedio

Tabla 4.1 Potencia promedio del tajo

Item	Dato (m)
Potencia 01	1.35
Potencia 02	1.25
Potencia 03	1.35
Potencia 04	1.47
Potencia 05	1.69
Potencia 06	1.57
Potencia 07	1.6
Potencia 08	1.5
Potencia 09	1.69
Potencia 10	1.39
Potencia 11	1.47
Potencia 12	1.45
Pot promedio	1.50

Fuente: Elaboración propia

#### Línea de menor resistencia o burden:

Según Dr. Calvin J. Konya y Ing. Enrique Albarrán N.

#### Ajustes de burden para el tipo de roca y explosivo.

Cuando un operador se está moviendo hacia una nueva área de trabajo donde no ha tenido experiencia previa, solo tendrá las características generales de la roca y del explosivo a trabajar. Para estimar el burden bajo estas situaciones, la siguiente fórmula empírica resulta de ayuda. (Calvin J. Konia & Ing. Enrique Albarrán N.)

“Diseño de voladuras”

$$B = 0.012 \left( \frac{2 S_{Ge}}{S_{Gr}} + 1.5 \right) D_e$$

Donde:

B = Burden (metros)

S<sub>Ge</sub> = Densidad del explosivo referencia (1.3 gr/cc).

S<sub>Gr</sub> = Densidad de la roca.

D<sub>e</sub> = Diámetro del taladro.

Datos:

$$De = 7/8 \text{ pulg. (22.2 mm.)}$$

$$SGr = 2.7 \text{ gr/cc.}$$

$$SGe = 1.30 \text{ gr/cc.}$$

$$B = 0.012 \times \left( \frac{2 \times 1.3}{2.7} + 1.5 \right) \times 22.2$$

$$B = 0.65 \text{ m.}$$

Burden práctico

$$B = 0.45 \text{ m.}$$

### Espaciamiento

Malla rectangular, entonces  $S = 1.1 * B = 0.50$  metros.

$$S = 0.50 \text{ metros.}$$

### Longitud de carga

#### Carga de fondo (CF)

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura:

$$CF = 1.3 \times B$$

$$CF = 1.3 \times 0.50 = 0.65 \text{ metros.}$$

Tabla 4.2 Parámetros de carga de fondo

Carga de fondo	Datos
0.52	Tacos quedados después de la voladura 0.15 metros, granulometría bloques de un diámetro máximo de 0.30 metros de diámetro.
0.65	Tacos quedados después de la voladura 0.10 metros, granulometría bloques de un diámetro máximo de 0.25 metros de diámetro.
0.80	Tacos quedados después de la voladura 0.05 metros, granulometría bloques de un diámetro máximo de 0.20 metros de diámetro.

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo a las pruebas realizadas la mejor opción es la de 0.80 metros de longitud de la carga de fondo.

**Carga de columna**

Tomando el criterio de la longitud de carga es las 2/3 partes de la longitud de los taladros tenemos:

$$\text{Long}_{\text{carga}} = \text{Long}_{\text{barra}} \times \frac{2}{3}$$

$$\text{Long}_{\text{carga}} = 1.41 \times \frac{2}{3} = 0.94 \text{ metros}$$

$$\text{Long}_{\text{columna}} = 0.94 - 0.65 = 0.29 \text{ metros}$$

**Densidad de carga**

$$Dc = 0.57 \times \rho_E \times \emptyset^2 \times L_{\text{carga}}$$

Donde:

$\rho_E$  = densidad del explosivo a utilizar en gr/cc

$\emptyset^2$  = diámetro del taladro en pulgadas

$\text{Long}_{\text{carga}}$  = longitud de carga

Datos:

$$\rho_E = 1.12 \text{ gr/cc}$$

$$\emptyset^2 = 1.5354 \text{ pulg}$$

$$\text{Long}_{\text{carga}} = 0.94 \text{ metros}$$

$$Dc = 0.57 \times 1.12 \times 1.5354^2 \times 0.94$$

$$Dc = 1.412 \text{ kg/tal}$$

**Número de taladros por fila**

$$N_{\text{tal/fila}} = (\text{potencia promedio/espaciamiento}) + 1$$

$$N_{\text{tal/fila}} = (1.50/0.50) + 1 = 4 \text{ tal/fila.}$$

**Número de filas por corte**

$$N_{\text{filas}} = (\text{long tajeo/burden nominal})$$

$$N_{\text{filas}} = 60/0.50$$

$$N_{\text{filas}} = 120 \text{ filas/corte}$$

**Número total de taladros por corte**

$$N_{\text{tal/corte}} = n_{\text{tal/fila}} \times N^{\circ} \text{ de filas}$$

$$N_{\text{tal/corte}} = 4 \times 120$$

Malla tipo tres bolillos

$$N_{\text{tal/corte}} = 7 \times 60$$

$$N_{\text{tal/corte}} = 420 \text{ tal/corte}$$

### **Eficiencia de voladura**

$$\text{efic}_{\text{voladura}} = \frac{(\text{long de taladro} - \text{taco})}{\text{long de taladro}} \times 100$$

$$\text{efic}_{\text{voladura}} = \frac{(1.32 - 0.05)}{1.32} \times 100$$

$$\text{efic}_{\text{voladura}} = 96.2\%$$

### **Avance efectivo**

$$\text{Avance efectivo} = \text{long de barra} \times \text{efic perf} \times \text{efic voladura} \times \text{sen}(70^\circ)$$

$$\text{Avance efectivo} = 1.52 \times 0.927 \times 0.962 \times \text{sen}(70^\circ)$$

$$\text{Avance efectivo} = 1.27 \text{ m.}$$

### **Total de pies perforados y metros perforados**

$$\text{Total pies} = (\text{Long de barreno} \times \text{efic perfo.} \times \text{N}^\circ \text{ taladros})$$

$$\text{Total pies} = 5 \times 0.927 \times 420$$

$$\text{Total pies} = 1946.7 \text{ pies}$$

$$\text{Total metros} = 1.52 \times 0.927 \times 420$$

$$\text{Total metros} = 591.8 \text{ metros.}$$

### **Volumen por corte in situ**

$$\text{Vol. In situ} = \text{long del tajeo} \times \text{potencia} \times \text{avance efectivo}$$

$$\text{Vol. In situ} = 60 \times 1.50 \times 1.27 = 114.3 \text{ m}^3$$

### **Volumen de roca disparado**

$$\text{Vol. Disparados} = \text{M}^3 \text{ in situ} \times \text{factor de esponjamiento}$$

$$\text{Vol. Disparados} = 114.3 \times 1.35 = 154.31 \text{ m}^3$$

### **Tonelaje roto por disparo**

$$\text{Tonelaje} = \text{vol. In situ} \times \rho$$

$$\text{Tonelaje} = 114.3 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ tn/ m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 308.61 \text{ TMH.}$$

### **Cantidad de cartuchos por taladro**

$$\text{Semexsa 65\%} = 3 \text{ cartuchos por taladro}$$

$$\text{Semexsa 45\%} = 2 \text{ cartuchos por taladro}$$

$$\text{Numero de cartuchos por taladro} = 5 \text{ cartuchos}$$

$$\text{Dimensión de cartuchos } 7/8 \times 7 \text{ pulg.}$$

### **Cantidad de carga por disparo**

$$\text{Semexsa 65\%} = 3 \times 420 \times 0.081 = 102.06 \text{ kg}$$

$$\text{Semexsa 45\%} = 2 \times 420 \times 0.079 = 66.36 \text{ kg}$$

$$\text{Cant. Carga/disparo} = 168.42 \text{ kg.}$$

### **Cantidad de carga por taladro**

$$\text{Carga/tal} = \frac{\text{cant.carga/disparo}}{\text{N}^\circ \text{ taladros}}$$

$$\text{Carga/tal} = \frac{168.42 \text{ kg}}{420}$$

$$\text{Carga/tal} = 0.4 \text{ kg/tal}$$

### **Factor de carga**

$$\text{F.C.} = \frac{\text{cant.carga/disparo}}{\text{vol roca}}$$

$$\text{F.C.} = \frac{168.42}{154.31}$$

$$\text{F.C.} = 1.09 \text{ kg expl/m}^3.$$

**Factor de potencia**

$$F.P. = \frac{\text{cant.carga/disparo}}{TMH/disparo}$$

$$F.P. = \frac{168.42}{308.61}$$

$$F.P. = 0.55 \text{ kg expl/ton.}$$

- 3. Limpieza del mineral del tajo.** La limpieza del mineral dentro de los tajos se realiza empleando winches eléctricos JOY S-21 de 7.5 HP y 10.5 HP; esta tarea es realizada por un hombre por máquina.

Los factores que afectan al ciclo productivo del trabajo de limpieza son los siguientes:

- La granulometría del material a rastrillarse
- Pendiente del canal de rastrillaje
- Distancia del limite
- Condición del camino del rastrillaje
- Ubicación del winche

Que mueven lampones de arrastre de 18” de ancho, las características del winche son los siguientes:

Marca	: Joy S-21
Tipo	: Azadón
Potencia	: 7.5 HP
Ancho de rastrillo	: 18” (45.72 cm)
Capacidad rastrillo	: 08 pies <sup>3</sup>
Capacidad en peso	: 0.22 TM
Rendimiento	: 0.143 m <sup>3</sup> /ciclo

En el cuadro siguiente muestra el total de winches y el número de poleas que utiliza esta operación.

Tabla 4.3 Control de datos de winche

Labor	N° winches/HP	Marca	Poleas de construcción	Poleas de mina	Total poleas
TJ	1/7.5	SIEMNS	1	4	5
CARLOTA					
TJ SAN JOSÉ	1/7.5	SIMENS	1	2	3

Fuente: Elaboración propia

Total de winches = 2

Total de poleas en construcción = 2

Total poleas de mina = 6

Total de poleas de trabajo = 8

**Operación de rastrillaje: (winche 7.5 hp)**

**Ciclo de producción del rastrillo (CP)**

$$CP = \frac{L}{V_c} + \frac{L}{V_v} + T_1 + T_2$$

Donde:

CP: Ciclo productivo (seg/ciclo)

L: longitud de rastrillaje = 40 m.

V<sub>c</sub> = velocidad de rastrillaje con carga = 1.10 m/s.

V<sub>v</sub> = velocidad de rastrillaje vacío retorno = 1.25 m/s.

T<sub>1</sub> = tiempo de cambio para retorno = 1 seg.

T<sub>2</sub> = tiempo de cambio para jale = 2 seg.

$$CP = \frac{40}{1.1} + \frac{40}{1.25} + 1 + 2$$

CP = 72 seg/ciclo.

**a) Carga útil de rastrillo (Cu)**

La relación es:

$$Cu = \frac{C \times T \times V \times E}{2 L}$$

Donde:

Cu = carga útil de rastrillo m<sup>3</sup>/ciclo.

C = capacidad de rastrillo 0.169 m<sup>3</sup>.

T = tiempo de acarreo ida y vuelta 72 seg.

V = velocidad promedio 1.18 m/seg.

E = eficiencia promedio 70%

L = distancia de rastrillo 40 m

$$Cu = \frac{0.169 \times 72 \times 1.18 \times 0.7}{2 \times 40}$$

$$Cu = 0.143 \text{ m}^3/\text{ciclo}$$

**b) Rendimiento de rastrillo por hora (RH)**

$$RH = Cu \times Fe \times n \times Pe$$

Pe = peso específico del mineral 2.7

N = número de ciclo por hora

Fe = factor de eficiencia 0.7

$$n = \frac{3600 \text{ seg/hora}}{72 \text{ seg/ciclo}}$$

$$n = 50 \text{ ciclos/hora}$$

$$RH = 0.143 \times 0.7 \times 50 \times 2.7$$

$$RH = 13.5 \text{ TM/Hr.}$$

**c) Tiempo de extracción del mineral a los buzones**

$$TeM = \frac{\text{Volumen de roca total}}{\text{Rendimiento de rastrillo}}$$

$$TeM = \frac{308.61}{13.5} = 22.86 \text{ hrs}$$

Tabla 4.4 Control de trabajo diario y por guardia

RESUMEN DE CONTROL EXTRACCIÓN Y CANTIDAD DE TALADROS PERFORADOS / DIA					
No TAL/DIA			TON EXTR / DIA		
Total tal	Tal/guardia	Tal/día	Total ton	Ton/guardia	Ton/día
420	105	210	309	78	156
	105	210		77	154
TJ SAN	53	105	TJ SAN	39	78
JOSÉ			JOSÉ		
TJ	53	105	TJ	39	78
CARLOTA			CARLOTA		

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.5 Cuadro de relleno del tajeo

TON RELLENO / DIA		
TOTAL TON	TON/GUARDIA	TON/DIA
250	63	126
	63	126
TJ SAN	31	62
JOSÉ		
TJ	32	64
CARLOTA		

Fuente: Elaboración propia.

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

**5. El relleno detrítico.** Consiste en transportar un material estéril, con el fin de rellenar los espacios vacíos en el tajo.



Figura 4.5 Resultados de descaje de hastiales en tajeo de explotación Carlota

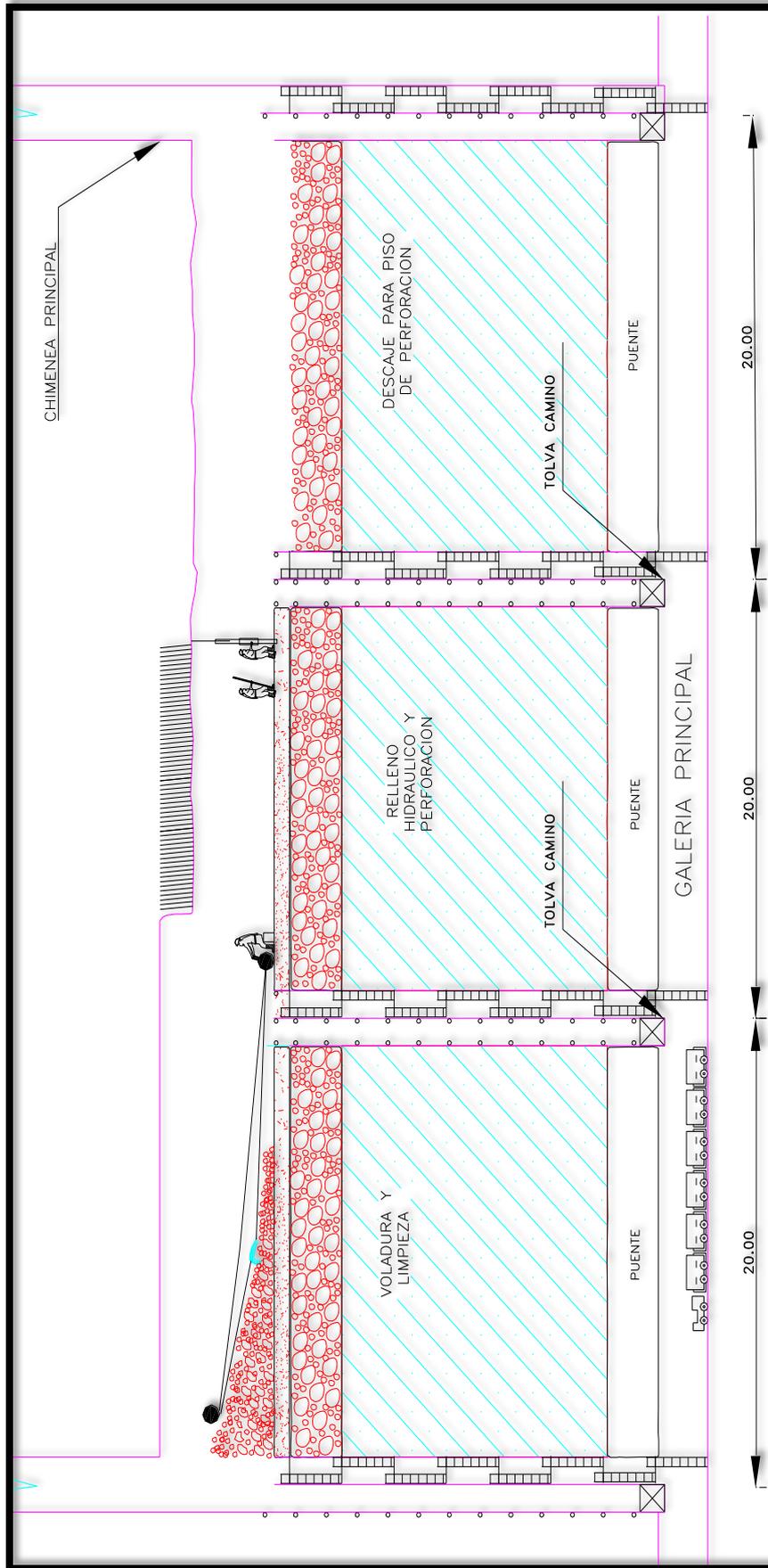
Fuente: Compañía de Minas Arirahua S.A.



Figura 4.6 Transporte de minerales

Fuente: Compañía de Minas Arirahua S.A

**Método de explotación corte y relleno ascendente convencional**



**Figura 4.7 Método de explotación de corte y relleno ascendente convencional**

Fuente: Compañía de Minas Arirahua S.A.

## HIPÓTESIS II

Mediante la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se ha incrementado la producción del mineral por día en los tajos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.

### 4.2.2 Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

En la Compañía de Minas Arirahua S.A. se ha planteado la aplicación del método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, con relleno hidráulico y détrico, su acceso es por rampas basculantes de 3.0 x 3.0 m. con +15% de gradiente negativa, gradiente, a partir de rampas principales y con una longitud de 20 metros de la rampa principal de acceso y avanza hacia los pisos superiores hasta alcanzar una gradiente máxima de 15 %, el mismo que permite el desplazamiento de los equipos LDH desde las galerías principales hacia los tajos, para niveles principales se ejecutan By- Pases a fin de iniciar la explotación desde la cota piso de la galería.

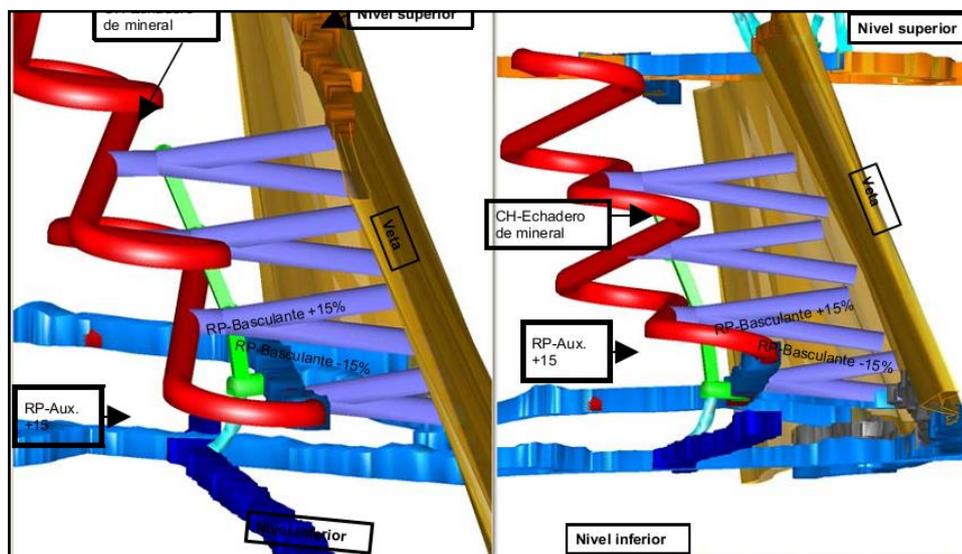


Figura 4.8 Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

Fuente: Elaboración propia.

Las rampas basculantes se ejecutan en la caja piso de la estructura, estas rampas tienen sección transversal en la bóveda y parten de una rampa auxiliar ejecutada en la caja piso, también con sección transversal en la bóveda. La pendiente de la rampa basculante y la rampa auxiliar está limitada por la pendiente máxima que

permita que los equipos puedan circular por estas.

Desde rampa auxiliar se ejecutan las rampas basculantes hasta cortar la veta, y una vez cortada se explota la veta en esa cota en toda la longitud del tajo, a la altura del corte preestablecido. Es preferible que la primera rampa basculante sea ejecutada con pendiente negativa, para aprovechar el máximo número de cortes desde la misma rampa basculante.

La limpieza y extracción de mineral se realiza utilizando Scoops diésel de capacidad de 2.5 yardas cúbicas de cuchara y en los tajeos angostos Scoops diésel de 1.5 yd<sup>3</sup> de capacidad.

#### **Condiciones de aplicación.**

- Yacimientos tipo filoniano (vetas angostas).
- Yacimientos con buzamiento pronunciado  $> 65^\circ$
- Cajas medianamente competentes.
- El mineral debe ser de buenas leyes.
- Buena disponibilidad de relleno.

#### **Equipos utilizados**

- Perforadoras Jack Leg para descajes
- Perforadoras Stoper para realce
- Scoop diésel de 2.5 yd<sup>3</sup> de capacidad de cuchara
- Scoop diésel de 1.5 yd<sup>3</sup> de capacidad de cuchara
- Dumper de 6 TM y 12 TM.

#### **Producción**

285/día.

7 125 TM/mes.

85 000 TM/año.

#### **a) Preparación del block**

El Tajo será preparado iniciando la ejecución de la rampa auxiliar positiva con una gradiente de +15% con sección de 3 m. x 3 m. a partir del crucero principal. Seguidamente se construye las rampas basculantes desde la rampa hasta la veta con una pendiente de -15% y que se realizan hasta alcanzar una pendiente de +15%, dichas basculantes servirán para iniciar la etapa de explotación del tajo.

Se construyen dos chimeneas de sección 1.50 m x 1.50 m (ore pass) desde el nivel inferior que se conectaron al inicio del brazo basculante para darle velocidad a la limpieza y extracción del mineral/desmante.

### 4.3 Resultados de perforación y voladura

#### 1) Perforación y voladura

Mediante un control de operación de perforación y voladura se mejoró las eficiencias, lo cual nos indica la estandarización. Con la aplicación de estos estándares se mejorará el control de estabilidad de la masa rocosa aumentando la seguridad de los trabajadores.

#### Parámetros reales operativos obtenidos

##### Datos operativos

Tipo de roca	: Roca volcánica y silisificada
Equipo de perforación	: Jack leg, Stoper
Longitud de tajeo	: 60 m
Potencia del tajeo	: 1.90 m
Tipo de perforación	: Realce
Diámetro de perforación	: 38 mm
Tiempo de perforación por taladro	: 2.51 min.
Longitud del barreno	: 1.83 m
Longitud efectiva de perforación	: 1.70 m
Numero de cartuchos por taladro	: 6 unidades
Densidad de la roca	: 2.70 TM/m <sup>3</sup>
Densidad del mineral	: 2.90 TM/m <sup>3</sup>
Factor de esponjamiento	: 1.35

##### Accesorios de voladura

- Carmex
- Mecha rápida

##### Eficiencia de perforación

Longitud de la barra de perforación	= 6' (1.83m)
Longitud de perforación efectiva	= 1.70 m.
Eficiencia de perforación	= $\frac{\text{Long. Perforación efectiva}}{\text{Long perforación teórico}} \times 100 = 94\%$
Eficiencia de perforación	= $\frac{1.70}{1.83} \times 100 = 92.8 \%$

**Altura real de corte**

Debido al ángulo de inclinación de la perforación y la eficiencia de perforación la altura de corte no será a la longitud de la barra de perforación.

$$\text{Sen } (70^\circ) = \frac{\text{Cateto opuesto}}{\text{Hipotenusa}}$$

Hipotenusa = Long de perforación x eficiencia de perforación

$$\text{Sen } (70^\circ) = \frac{H}{1.70}$$

$$1.70$$

$$H = \text{long efec de perf} \times \text{Sen } (70^\circ)$$

$$H = 1.70 \times \text{Sen } (70^\circ)$$

$$H = 1.597 \text{ metros.}$$

**Línea de menor resistencia o burden:**

Empleando la teoría de RICHARD ASH tenemos:

Formula de RICHARD ASH

$$B = Kb_2 \times \frac{d}{12} \dots\dots\dots (1)$$

Según la tabla, determinamos Kb, para una roca media y explosivos de alta densidad, lo cual nos indica la Tabla 4.6

Tabla 4.6 Relación explosivo/roca para determinar Kb

Tipo de roca y explosivo	constante kb
Explosivos densos, densidad 1.6 g/cc., (slurries, emulsiones) Roca de baja densidad 2.2 g/cc.	20
Explosivos densos, densidad 1.6 g/cc. Roca de densidad promedio 2.7 g/cc.	17
Explosivos de densidad 1.2 g/cc, Roca de densidad promedio 2.7 g/cc.	15
Explosivos de baja densidad 0.8 g/cc. Roca densa 3.2 g/cc.	10

Fuente: Elaboración propia.

Se toma un Kb promedio, kb = 15

$$Kb_2 = Kb_1 \times \left[ \frac{dr_1}{dr_2} \right]^{\frac{1}{3}} \times \left[ \frac{SG_2 \times (V_2)^2}{SG_1 \times (V_1)^2} \right]^{\frac{1}{3}} \dots\dots\dots (2)$$

Donde:

- B = Burden (pies)
- Kb = Estándar del burden.
- d = Diámetro del taladro.
- dr1 = Densidad de roca promedio (2.7 TM/m3).
- dr2 = Densidad de la roca a disparar.
- SG1 = Densidad del explosivo referencia (1.3 gr/cc).
- SG2 = Densidad del explosivo a utilizar.
- V1 = VoD del explosivo referencia (3657.6 m/seg).
- V2 = VoD del explosivo a usar.

Datos:

- Kb1 = 15
- d = 1.5 pulg.
- dr1 = 2.7 TM/m3).
- dr2 = 2.9 TM/m3).
- SG1 = 1.30 gr/cc.
- SG2 = 1.10 gr/cc.
- V1 = 3 600 m/seg.

$$V_2 = 4500 \text{ m/seg.}$$

En la formula (1)

$$Kb_2 = 15 \times \left[ \frac{2.7}{2.9} \right]^{\frac{1}{3}} \times \left[ \frac{1.1 \times (4200)^2}{1.3 \times (3660)^2} \right]^{\frac{1}{3}}$$

$$Kb_2 = 15.18$$

En la formula (2)

$$B = 15.18 \times \frac{1.5}{12} \times 0.3048$$

$$B = 0.57 \text{ metros.}$$

Burden empleado

$$B = 0.55 \text{ metros.}$$

**Espaciamiento**

Malla rectangular, entonces  $S = 1.1 * B = 0.60$  metros.

$$S = 0.60 \text{ metros.}$$

**Longitud de carga**

**Carga de fondo (CF)**

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del Taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura:

$$CF = 1.3 \times B$$

$$CF = 1.3 \times 0.50 = 0.65 \text{ metros.}$$

Tabla 4.7 Parámetros de carga de fondo

Carga de fondo	Datos
0.52	Tacos quedados después de la voladura 0.15 metros, granulometría bloques de un diámetro máximo de 0.30 metros de diámetro.
0.65	Tacos quedados después de la voladura 0.10 metros, granulometría bloques de un diámetro máximo de 0.25 metros de diámetro.
0.80	Tacos quedados después de la voladura 0.05 metros, granulometría bloques de un diámetro máximo de 0.20 metros de diámetro.

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo a las pruebas realizadas la mejor opción es la de 0.80 metros de longitud de la carga de fondo.

### **Carga de columna**

Tomando el criterio de la longitud de carga es las 2/3 partes de la longitud de los taladros tenemos:

$$\text{Long}_{\text{carga}} = \text{Long}_{\text{barra}} \times \frac{2}{3}$$

$$\text{Long}_{\text{carga}} = 1.70 \times \frac{2}{3} = 1.133 \text{ metros}$$

$$\text{Long}_{\text{columna}} = 1.133 - 0.80 = 0.333 \text{ metros.}$$

### **Densidad de carga**

$$Dc = 0.57 \times \rho_E \times \emptyset^2 \times L_{\text{carga}}$$

Donde:

$\rho_E$  = densidad del explosivo a utilizar en gr/cc

$\emptyset^2$  = diámetro del taladro en pulgadas

$\text{Long}_{\text{carga}}$  = longitud de carga

Datos:

$$\rho_E = 1.12 \text{ gr/cc}$$

$$\emptyset^2 = 1.5354 \text{ pulg}$$

$$\text{Long}_{\text{carga}} = 1.133 \text{ metros}$$

$$Dc = 0.57 \times 1.12 \times 1.5354^2 \times 1.1333$$

$$Dc = 1.7056 \text{ kg/tal}$$

### **Número de taladros por fila**

$$N \text{ tal/fila} = (\text{potencia promedio/espaciamiento}) + 1$$

$$N \text{ tal/fila} = (1.90/0.60) + 1 = 4 \text{ tal/fila.}$$

### **Número de filas por corte**

$$N \text{ filas} = (\text{long tajeo/burden nominal})$$

$$N \text{ filas} = 60/0.55$$

$$N \text{ filas} = 110 \text{ filas/corte.}$$

**Número total de taladros por corte**

$$N \text{ tal/corte} = n \text{ tal/fila} \times N^{\circ} \text{ de filas}$$

$$N \text{ tal/corte} = 4 \times 110$$

Malla tipo tres bolillo

$$N \text{ tal/corte} = 7 \times 55$$

$$N \text{ tal/corte} = 385 \text{ tal/corte.}$$

**Eficiencia de voladura**

$$\text{efic}_{\text{voladura}} = \frac{(\text{long de taladro-taco})}{\text{long de taladro}} \times 100$$

$$\text{efic}_{\text{voladura}} = \frac{1.597-0.05}{1.597} \times 100$$

$$\text{efic}_{\text{voladura}} = 96.8\%.$$

**Avance efectivo**

$$\text{Avance efectivo} = \text{long de barra} \times \text{efic perf} \times \text{efic voladura} \times \text{sen}(70^{\circ})$$

$$\text{Avance efectivo} = 1.8 \times 0.944 \times 0.968 \times \text{sen}(70^{\circ})$$

$$\text{Avance efectivo} = 1.54563 \text{ metros}$$

**Total de pies perforados y metros perforados**

$$\text{Total pies} = (\text{Long de barreno} \times \text{efic perfo.} \times N^{\circ} \text{ taladros})$$

$$\text{Total pies} = 6 \times 0.944 \times 385$$

$$\text{Total pies} = 2180.64 \text{ pies}$$

$$\text{Total metros} = 1.80 \times 0.944 \times 385$$

$$\text{Total metros} = 654.19 \text{ metros}$$

**Volumen por corte in situ**

$$\text{Vol. In situ} = \text{long del tajeo} \times \text{potencia} \times \text{avance efectivo.}$$

$$\text{Vol. In situ} = 60.00 \times 1.90 \times 1.54563 = 176.19 \text{ m}^3.$$

**Volumen de roca disparado**

Vol. Disparados =  $M^3$  in situ x factor de esponjamiento

Vol. Disparados =  $176.19 \times 1.35 = 237.86 \text{ m}^3$ .

**Tonelaje roto por disparo**

Tonelaje = vol. In situ x  $\rho$

Tonelaje =  $176.19 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ TM/ m}^3$

Tonelaje = 475.71 TMH

**Cantidad de cartuchos por taladro**

Semexsa 65% = 4 cartuchos por taladro

Semexsa 45% = 2 cartuchos por taladro

Numero de cartuchos por taladro = 6 cartuchos

Dimensión de cartuchos  $7/8 \times 7$  pulg

**Cantidad de carga por disparo**

Semexsa 65% =  $4 \times 385 \times 0.081 = 124.74 \text{ kg}$

Semexsa 45% =  $2 \times 385 \times 0.079 = 60.83 \text{ kg}$

Cant. Carga/disparo = 185.57 kg

**Cantidad de carga por taladro**

$$\text{Carga/tal} = \frac{\text{cant.carga/disparo}}{\text{N}^\circ \text{ taladros}}$$

$$\text{Carga/tal} = \frac{185.57 \text{ kg}}{385}$$

Carga/tal = 0.482 kg/tal.

**Factor de carga**

$$\text{F.C.} = \frac{\text{cant.carga/disparo}}{\text{vol roca}}$$

$$F.C. = \frac{185.57}{237.86}$$

$$F.C. = 0.78 \text{ kg expl}/m^3$$

### Factor de potencia

$$F.P. = \frac{\text{cant.carga/disparo}}{\text{TMH/disparo}}$$

$$F.P. = \frac{185.57}{475.71}$$

$$F.P. = 0.39 \text{ kg expl/ TM.}$$

#### 1) Limpieza del mineral del tajo.

La limpieza del mineral se efectúa con scoop R1300G de 1.5 yd<sup>3</sup> de capacidad, equipo que permite tener mayores rendimientos y menores tiempos de limpieza de mineral y desmonte en los frentes.

Los scoop limpian el mineral hacia los buzones de extracción de los tajos Carlota y San José optimizando el tiempo de limpieza y dar mayor eficiencia en el ciclo de minado.

En otros casos los el scoop limpia de la cámara de acumulación directamente hacia los volquetes en las llamadas cámaras de transferencia, y estos posteriormente se dirigen hacia la planta concentradora.



Figura 4.9 Scoop de 1.5 yd<sup>3</sup>

Fuente: MINARSA.

**Cálculo de capacidad real de cuchara**

$$CRC = (\text{volumen cuchara} * \text{p.e.} * \text{fl}) / fe$$

Dónde:

CRC = Capacidad real de la cuchara; TMS

Volumen cuchara = Volumen de la cuchara, dado por el fabricante; m<sup>3</sup>

p.e. = Peso específico del mineral; adimensional

fl = Factor de llenado que depende del tamaño del mineral, estado de la máquina, pericia del operador, etc. Oscila entre 0,5 a 0,8

fe = Factor de esponjamiento del mineral roto, es decir espacios vacíos entre trozos; está dado por el p.e., grado de fragmentación, humedad, etc. Oscila entre 1,1 a 2,5.

$$Crc = (1.5 \text{yd}^3 * 0.764 \text{m}^3 / \text{yd}^3 * 2.7 \text{ton} / \text{m}^3 * 0.65) / 1.3$$

$$Crc = 1.58 \text{ TM.}$$

**Cálculo aproximado de número de lampones**

Total toneladas de mineral por corte

Capacidad de toneladas de lampón de scoop

642.22 TMH

1.58 TMH

402 cucharones.

Tabla 4.8 Control de tiempo de extracción de mineral con scoop una prueba de 40 cucharones para una distancia de 40 m

Nº de viajes	carga (seg)	traslado (min)	descarga (seg)
1	32	1.4	26
2	35	1.4	27
3	34	1.5	22
4	33	1.5	23
5	33	1.4	25
6	35	2.1	27
7	36	2.0	29
8	33	1.3	23
9	35	1.4	22
10	32	1.5	25
11	37	1.3	24

12	32	1.4	25
13	31	1.5	24
14	37	1.4	27
15	35	1.4	28
16	34	2.1	23
17	34	1.3	22
18	33	2.0	24
19	32	1.5	25
20	33	1.4	23
21	37	2.2	22
22	38	1.5	25
23	38	1.4	26
24	35	2.0	27
25	34	2.1	25
26	36	2.2	23
27	35	2.0	24
28	33	2.1	26
29	35	2.3	22
30	36	2.0	35
31	32	2.2	33
32	34	1.3	32
33	35	1.4	26
34	34	1.5	25
35	36	1.5	23
36	34	1.4	22
37	32	2.0	30
38	31	2.1	29
39	35	2.1	25
40	34	1.5	27
	1370	67.5	1021
Total		1hr 48 min	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.9 Control de trabajos diaria y por guardia

Resumen de control extracción y cantidad de taladros perforados /día					
no tal/día			ton extr / día		
Total tal	Tal/guardia	Tal/día	Total TM	TM/guardia	TM/día
420	105	210	572	286	286
	105	210			
TJ SAN JOSÉ	53	105	TJ SAN JOSÉ	286	286
TJ	53	105	TJ	286	286
CARLOTA			CARLOTA		

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.10 Cuadro de relleno de los tajos

TM RELLENO / DIA		
TOTAL TM	TM/GUARDIA	TM/DIA
440	220	220
TJ SAN JOSÉ	220	220
TJ	220	220
CARLOTA		

Fuente: Elaboración propia.

### 1) Relleno hidráulico

Según el reglamento D.S. N° 024-2016- EM y su modificatoria D.S. N° 023-2017- EM tiene límites para cumplir con el siguiente sistema de relleno hidráulico

**Artículo 227.-** En el caso de relleno hidráulico se deberá contar con:

- a) El estudio hidrogeológico de la zona a rellenar.
- b) Prueba de laboratorio para determinar la velocidad de percolación, velocidad de compactación, densidad relativa y velocidad de consolidación.
- c) Diseño de los tapones hidráulicos, de drenaje de relleno y de la infraestructura de transporte de relleno.

**Artículo 228.-** En las labores mineras que permanezcan abiertas tales como: cruceros, galerías, cortadas, rampas, túneles y tajeos, se podrá utilizar como elemento de sostenimiento el hormigón, manteniendo las características técnicas de

resistencia a la compresión simple, a la tracción, al flexo-tracción y a la adhesión. Dicho tipo de sostenimiento puede ser combinado con pernos de roca, mallas, fibras, barras ranuradas de fricción, entre otros, teniendo en consideración la geomecánica de las rocas.

En todos los casos, el uso del hormigón requerirá pruebas de laboratorio que garanticen las características técnicas de resistencia. Igualmente, los pernos de sostenimiento serán sometidos a pruebas de arranque, cuyos resultados estarán disponibles para la supervisión, inspección o fiscalización correspondiente de las autoridades competentes.

**Artículo 367.-** En labores subterráneas, las instalaciones de agua, aire comprimido, gas y relleno hidráulico se ubicarán separadas de las instalaciones de electricidad, por una distancia mínima de un (1) metro.

Es una mezcla de relave cicloneado con agua y la pulpa es transportada mediante tuberías de 4 pulgadas accionadas por bombas o por gravedad a las labores; ofrece muchas ventajas sobre el relleno convencional tales como:

- a) El relave como material se halla en forma gratuita.
- b) Es mucho más eficiente, económico y veloz.
- c) La adición de cemento en la capa superior reduce la mezcla del mineral con el relleno.
- d) Flexibilidad en las técnicas mineras permitiendo transformar el método de baja eficiencia a método más eficiente.
- e) Permite realizar un planeamiento más exacto.
- f) Facilita el carguío de material disparado por equipos LHD, etc.

Dentro de las limitaciones tenemos:

- a) Alta inversión inicial.
- b) Mayor volumen de agua es introducido a la mina, requiriéndose la evacuación por bombeo o por gravedad.
- c) Si el drenaje es deficiente, habrá fuga ocasionado obstrucciones en galerías inferiores.
- d) Si la percolación no es adecuada crea el fenómeno del embudo, ocasionando derrumbamiento en lo posterior.
- e) Problemas de tuberías obstruidas, desgastadas cambio de válvula ocasionará paradas de bomba y/o planta preparación de relleno.

Efectuada la limpieza del tajo se prosigue a preparar el tajo para la realización del relleno hidráulico, el cual consiste en realizar primero: levantar y tapar los espacios abiertos que sean necesarios como son: los caminos en la chimenea de acceso y el echadero de mineral (Ore Pass). El acondicionamiento de los echaderos y caminos se efectúan colocando puntales en línea de 4 ó 6 pulgadas de diámetro firmemente bloqueados a las cajas a una distancia de 1.50 m. ó 2.0 m., y clavando a estos puntales por la parte extrema se forra con las tablas de 2", el enrejado deja una luz entre ellos de 3 pulgadas entre tabla y tabla, por lo que internamente se forra con una manta (Tipo Yute) el cual impedirá la fuga del relleno y se introduzca a los echaderos o caminos produciendo el atascamiento de estas.

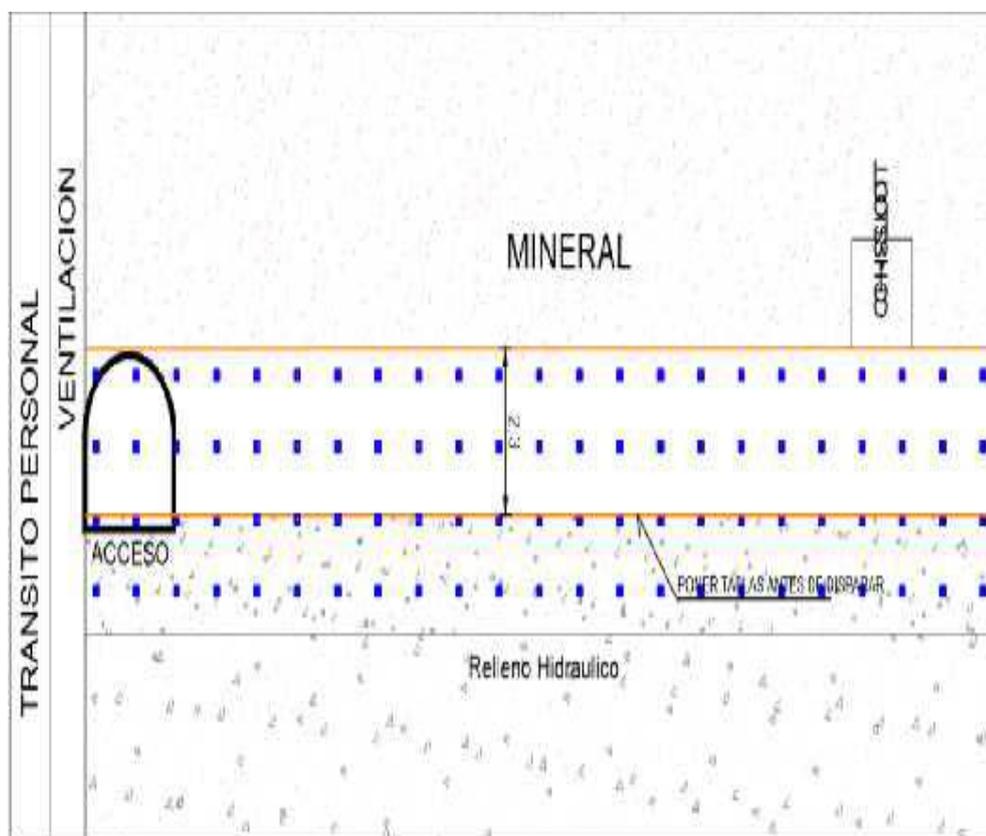


Figura 4.10 Relleno Hidráulico del Tajo

Fuente: Planeamiento MINARSA

4.4 Análisis comparativo de costos de explotación de tajos convencional y mecanizado

**COSTO DE EXPLOTACIÓN UNITARIO: EXPLOTACIÓN DE TAJEO CONVENCIONAL**

PARAMETROS DE CÁLCULO							
Potencia :	> 0.90						
Ancho de Minado:	1.50 mis.						
Longitud de Corte:	60.00 mis.						
Longitud de perforación :	1.27 mis.						
P.E.	2.70						
Producción Tajeo/Mes (T.M.)							
Eficiencia Operativa	100%						
Producción Tajeo/Mes (T.M.)	-						
Con Winche y Relleno Detrítico	Malla 2x1						
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo	tareas	Vida	Costo x	COSTO/TM S/.
			Unit.S/.		Útil	disp. S/.	
<b>MANO DE OBRA</b>							
Perforista	Tarea	1.00	96.37			96.37	
Ayudante Perf.	Tarea	1.00	92.27			92.27	
Rastrillero – Enmaderador	Tarea	1.00	92.27			92.27	
		<b>3.00</b>				<b>280.90</b>	<b>0.91</b>

**EXPLOSIVOS**

Dinamita Semexsa 45%	Kgr.	67.00	8.90	596.30
Dinamita Semexsa 65%	Kgr.	103.00	8.96	922.88
Carmex	Pza.	420.00	2.78	1,167.60
Mecha Rápida de ignición	Mts.	31.80	1.56	49.49
<b>BARRENO DE 5'</b>	P.P.	2,520.00	371.89	1,000.00
				937.15
				<b>2,736.27</b>
				<b>8.87</b>
				3.04

**EQUIPO PERFORACIÓN**

Perforadora	P.P.	2,520.00	23,000	95,000	610.11
Aceite perforadora	Gln.	4.20	28.84	600.00	121.13
Manguera de jebe de 1"	Mts.	25.00	12.48	150.00	2.08
Manguera de jebe de 1/2"	Mts.	25.00	15.00	150.00	2.50
				<b>735.81</b>	<b>2.38</b>

**HERRAMIENTAS Y OTROS**

Piedra esmeril	Afilad.	16.80	55.00	50.00	18.48
Corvina de 36"	Pza.	1.00	140.00	150.00	0.93
Azuela de 2.1/2"	Pza.	1.00	39.30	150.00	0.26
Pico minero	Pza.	3.00	46.00	60.00	2.30
Barretillas 4',6' y 8'	Pza.	6.00	130.00	150.00	5.20
Lampa minera	Pza.	2.00	45.00	30.00	3.00
Comba de 6 lbs.	Pza.	1.00	30.00	75.00	0.40

Llave stillson 14"	Pza.	2.00	102.00	200.00	1.02
Mango de pico	Pza.	1.00	9.38	60.00	0.16
				<b>31.75</b>	<b>0.10</b>
<b>IMPLEMENTOS SEGURIDAD</b>					
Tareas con Ropa de agua	Tar.	4.00	14.89		59.57
Tareas sin Ropa de agua	Tar.	2.00	12.49		24.99
				<b>84.56</b>	<b>0.27</b>
<b>COSTOS DIRECTOS</b>					
					<b>15.57</b>
<b>TOTAL</b>					
					<b>15.57</b>
<b>IMPREVISTOS</b>					
		3%			0.47
<b>GASTOS GENERALES</b>					
		5%			0.78
<b>Utilidad</b>					
		10%			1.56
<b>COSTO FIJO</b>					
				18.45	
<b>COSTO TOTAL S./ TM</b>					
		S/.		<b>36.83</b>	
					<b>(10.83 \$/TM)</b>
<b>Costo de relleno detrítico</b>					
Costo de relleno detrítico (US\$/TM) = 1.8					

<b>EXTRACCIÓN</b>						
Extracción mineral/desmonte		310 TM./guardia				
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo Unit.S/.	Vida Útil	Costo x Parcial.S/.	Costo X MT S/.
<b>MANO DE OBRA</b>						
Maestro motorista	Tarea	5	96.37		481.86	
Ayudante motorista	Tarea	5	92.27		461.33	
		<b>10</b>			<b>943.19</b>	
						<b>3.04</b>
<b>RAMIENTAS Y OTI</b>						
Lanipa	pza	1	45	60	0.75	
Pico	pza	1	46	60	0.77	
Barretillas de 4' y 6'	pza	2	130	150	1.73	
Comba de 6 libras	pza	1	30	120	0.25	
					<b>2.75</b>	<b>0.02</b>
<b>JEMENTOS SEGURO</b>						
Tareas sin ropa de ag	Tar.	2	21.07		42.14	
						<b>0.28</b>
<b>COSTO DIRECTOS</b>						
						<b>3.34</b>
<b>TOTAL</b>						
						<b>3.34</b>
<b>IMPREVISTOS</b>						
		<b>3%</b>				<b>0.1</b>
<b>GASTOS GENERAL</b>						
		<b>5%</b>				<b>0.17</b>
<b>Utilidad</b>						
		<b>10%</b>				<b>0.33</b>
<b>COSTO TOTAL (S/</b>						
					<b>S./TM.</b>	<b>3.94</b>

<b>COSTO LIMPIEZA</b>		<b>winche</b>
Costo de equipo	\$/hr	7.12
Tiempo de limpieza	hr/mes	181
Horas mínimas de utilización	hr/mes	180
Factor de utilización	%	1.0
Costo equipos limpieza	\$/mes	1,282
<b>Costo limpieza</b>	<b>\$/TM</b>	<b>0.9</b>

**COLOCACIÓN DE SPLIT SET**

Longitud de Perforación	8.00	pies
Nro. Taladros/Disp.:	14.00	tal.
Avance/disp. :	20.00	Pernos instalados

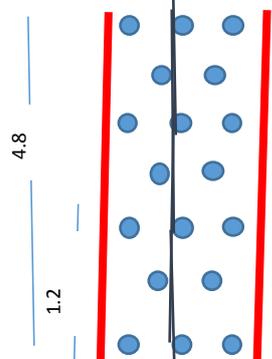
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo		Vida Útil	Costo x Parcial. S/.	COSTO/Pza S/.
			Unit.S/.	Unit.S/.			
<b>MANO DE OBRA</b>							
Perforista	Tarea	1.00	96.37			96.37	
Ayudante Perf.	Tarea	1.00	92.27			92.27	
		2.00				188.64	<b>9.43</b>
<b>BARRENO DE 8'</b>	<b>P.P.</b>	<b>112.00</b>	<b>385.56</b>		<b>900.00</b>	<b>47.98</b>	<b>2.40</b>
<b>EQUIPO PERFORACIÓN</b>							
Perforadora	P.P.	320.00	23,000		90,000	81.78	
Aceite perforadora	Gln.	0.30	28.84		600.00	0.01	
Manguera de jebe de 1"	Mts.	30.00	12.48		150.00	2.50	
Manguera de jebe de 1/2"	Mts.	30.00	15.00		150.00	3.00	



**COSTO DE EXPLOTACIÓN UNITARIO: EXPLOTACIÓN DE TAJEO MECANIZADO**

**EXPLOTACIÓN TAJEO MECANIZADO**

<b>Potencia :</b>	1.20	<b>Tipo de roca:</b>	Semidura
<b>Ancho de Minado :</b>	1.90 mts.	<b>TM :</b>	492.48
<b>Longitud de Corte :</b>	60.00 mts.	<b>N° de taladros :</b>	385
<b>Altura de corte :</b>	1.60 mts.	<b>TM/Tal :</b>	1.28
<b>P.E. :</b>	2.70	<b>Explosivo :</b>	Dinamita
<b>Producción Tajero/Mes (T.M.) :</b>	7,125.00	<b>Malla de perforación :</b>	3 x 2
<b>Eficiencia Operativa :</b>	100%	<b>Burden :</b>	0.6
<b>Producción Tajero/Mes (T.M.) :</b>	7,125.00	<b>F.P.</b>	0.28



<b>Relleno :</b>	Detrítico/descaje/Hidráulico	<b>Burden</b>	= 0.55 mts
<b>Nro. Taladros Cargados :</b>	385.00 tal./disparo/guardia	<b>Espaciamiento</b>	= 0.60 mts
<b>Nro. Taladros Perforados:</b>	385.00 tal./disparo/guardia		

<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>Unid.</b>	<b>Cant.</b>	<b>Costo Unit.S/.</b>	<b>tareas</b>	<b>Vida Util</b>	<b>Costo x disp. S/.</b>	<b>COSTO/TM S/.</b>
<b>MANO DE OBRA</b>							
Perforista	Tarea	1.00	96.37			96.37	
Ayudante Perf.	Tarea	1.00	92.27			92.27	
Scooper	Tarea	1.00	96.37			96.37	
Parrillero	Tarea	1.00	92.27			92.27	
		4.00				377.27	0.77
<b>EXPLOSIVOS</b>							
Dinamita Semexsa 45%	Kgr.	62.00	9.02			559.24	
Dinamita Semexsa 65%	Kgr.	125.00	8.96			1,120.00	
Carmex	Pza.	385.00	2.78			1,070.30	

Mecha Rápida de ignición	Mts.	70.00	1.56	108.94	
				2,858.48	5.80
<b>BARENO DE 8'</b>	P.P.	160.00	385.56	1,000.00	61.69
				61.69	0.13
<b>EQUIPO PERFORACIÓN</b>					
Perforadora	P.P.	160.00	23.000	95,000	38.74
Aceite perforadora	Gln.	0.27	28.84	600.00	0.01
Manguera de jebe de 1"	Mts.	50.00	20.00	75.00	13.33
Manguera de jebe de 1/2"	Mts.	50.00	15.00	75.00	10.00
				62.08	0.13
<b>HERRAMIENTAS Y OTROS</b>					
Corvina de 36"	Pza.	1.00	140.00	75.00	1.87
Azucla de 2.1/2"	Pza.	1.00	35.61	75.00	0.47
Pico minero	Pza.	1.00	35.93	25.00	1.44
Lampa minera	Pza.	1.00	45.00	25.00	1.80
Comba de 6 lbs.	Pza.	1.00	30.06	50.00	0.60
Llave stillson 14"	Pza.	1.00	160.00	100.00	1.60
Barretilla 4' 6' 8' 10' y 12'	Pza.	5.00	130.00	25.00	26.00
				33.78	0.07
<b>EQUIPO SCOOP 1.5 Yd3</b>					
Limpieza de mineral	Hr	4.50	100.50		452.25
Acomodo de relleno	Hr	2.50	100.50		251.25
				703.50	1.43
<b>IMPLEMENTOS SEGURIDAD</b>					
Tareas con Ropa de agua	Tar.	1.00	14.89		14.89
Tareas sin Ropa de agua	Tar.	1.00	12.49		12.49
				27.39	0.06
<b>COSTOS DIRECTOS</b>					
					<b>8.37</b>

<b>TOTAL</b>		<b>8.37</b>
<b>IMPREVISTOS</b>	3%	0.25
<b>GASTOS GENERALES</b>	8%	0.67
<b>Utilidad</b>	10%	0.84
<b>COSTOS FIJOS</b>		18.15
<b>COSTO TOTAL S./ TM</b>		<b>S/. 28.28</b>
		<b>(8.12 \$/TM)</b>

**COLOCACIÓN DE SPLIT SET**

<b>Longitud de Perforacion</b>	6.00	pies
<b>Nro. Taladros/Disp.:</b>	14.00	tal.
<b>Avance/disp. :</b>	25.00	Pernos instalados

<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>Unid.</b>	<b>Cant.</b>	<b>Costo Unit.S/.</b>	<b>Vida Útil</b>	<b>COSTO/Pza S/.</b>	
					<b>Costo x Parcial. S/.</b>	<b>COSTO/Pza S/.</b>
<b>MANO DE OBRA</b>						
Perforista	Tarea	1.00	96.37			96.37
Ayudante Perf.	Tarea	1.00	92.27			92.27
		2.00				188.64
						<b>7.55</b>

<b>BARRENO DE 8'</b>	<b>P.P.</b>	<b>84.00</b>	<b>385.56</b>	<b>900.00</b>	<b>35.99</b>	<b>1.44</b>
----------------------	-------------	--------------	---------------	---------------	--------------	-------------

<b>EQUIPO PERFORACIÓN</b>						
Perforadora	P.P.	300.00	23,000	90,000		76.67
Aceite perforadora	Gln.	0.30	28.84	600.00		0.01
Manguera de jebe de 1"	Mts.	30.00	12.48	150.00		2.50
Manguera de jebe de 1/2"	Mts.	30.00	15.00	150.00		3.00

						<b>82.18</b>	<b>3.29</b>
<b>HERRAMIENTAS Y OTROS</b>							
Piedra esmeril	Afilad.	0.80	55.00	50.00	0.88		
Acoplamiento para split set	Pza.	2.00	450.00	60.00	15.00		
Plataforma	Pza.	1.00	500.00	90.00	5.56		
Pintura	Gal	0.13	15.00	3.00	0.63		
Pico minero	Pza.	1.00	46.00	60.00	0.77		
Barretillas de 4' y 6'	Pza.	2.00	130.00	150.00	1.73		
Lampa minera	Pza.	1.00	45.00	30.00	1.50		
Llave stillson 14"	Pza.	2.00	102.00	200.00	1.02		
Mango de Pico	Pza.	1.00	9.38	60.00	0.16		
					<b>27.24</b>		<b>1.09</b>
<b>IMPLEMENTOS SEGURIDAD</b>							
Tareas con ropa de agua	Tar.	2.00	14.89		29.79		<b>1.19</b>
					<b>29.79</b>		<b>14.55</b>
<b>COSTOS DIRECTOS</b>							
							<b>14.55</b>
<b>IMPREVISTOS</b>							
			3%				<b>0.44</b>
<b>GASTOS GENERALES</b>							
Utilidad			10%				<b>1.46</b>
<b>COSTO TOTAL (S/. /Pza.)</b>							
						<b>S/. /Pza.</b>	<b>17.17</b>
							<b>(3.39\$)</b>

<b>COSTO LIMPIEZA</b>		<b>scoop</b>
Costo de equipo	\$/hr	60
Tiempo de limpieza	hr/mes	200
Horas mínimas de utilización	hr/mes	300
Factor de utilización	%	1.0
Costo equipos limpieza	\$/mes	12,007
<b>Costo limpieza</b>	<b>\$/TM</b>	<b>2.5</b>

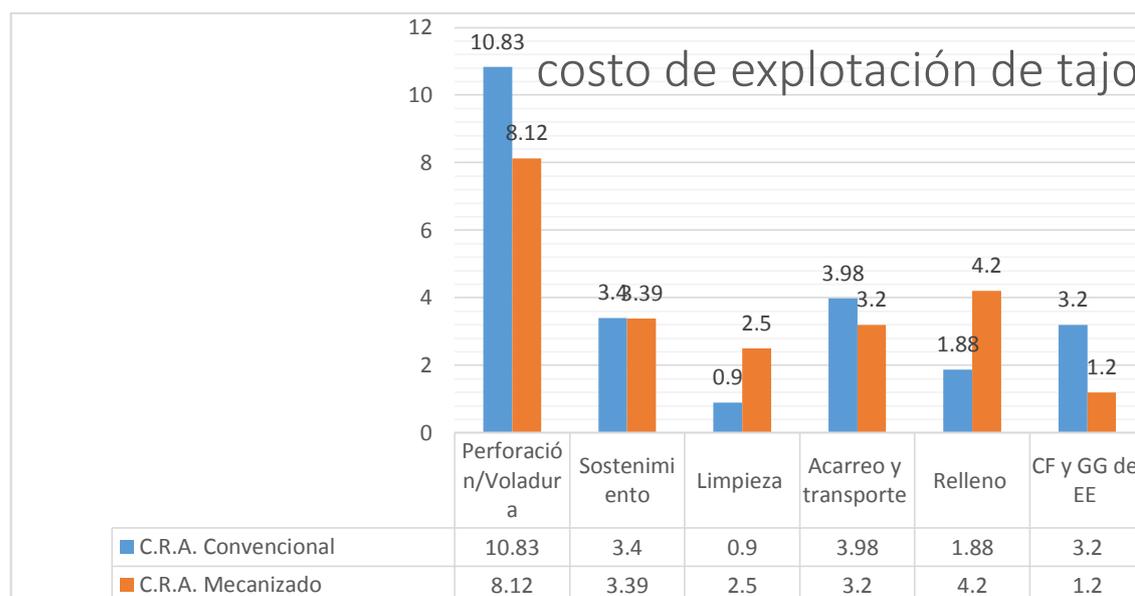
**ANÁLISIS DE PRECIO UNITARIO RRELLENO HIDRAÚLICO**

PARTIDA	RELLENO DE PANELES PRIMARIOS	LOG. LABOR	LOG. LABOR	60 m				
AREA BARRERA	1.9 X 1.6 m2	AREA	3.5 m2	VOL. RELLENAR 210 m3				
ITEM	DESCRIPCIÓN	INCID.	UNI.	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	P. PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/M3
	MANO DE OBRA Y SUMINISTROS	1	h-h	493.71	1.93 \$/Hr	952.87	47.64	
	BARRERA Y CEMENTO							
1	BARRERA DE MADERA	m2		16	16.5 \$/m2	264	13.2	
2	CEMENTO	ton		0	110.00\$/m2	0	0	
<b>TOTAL COSTO METRO LINEAL DE PANEL EN US\$</b>								<b>60.842</b>
<b>TOTAL COSTO M3 DE RELAVE EN US\$</b>								<b>4.225 (\$/TM)</b>

**Resultado de precio unitario de costo de explotación de corte relleno ascendente convencional y mecanizado**

<b>COSTO DE EXPLOTACIÓN</b>	<b>\$/TM</b>	<b>C.R.A. Convencional</b>	<b>C.R.A. Mecanizado</b>
Perforación/Voladura		10.83	8.12
Sostenimiento		3.4	3.39
Limpieza		0.9	2.5
Acarreo y transporte		3.98	3.2
Relleno		1.88	4.2
CF y GG de EE		3.2	1.2
<b>COSTO DE EXPLOTACIÓN</b>	<b>\$/TM</b>	<b>24.19</b>	<b>22.61</b>

Tabla 4.11 Comparación de costo de explotación convencional e mecanizado



Fuente: Elaboración propia

**Ingresos por venta del mineral extraído en mina Arirahua S.A.**

Método de explotación	TM/día	ley de mineral de oro (gr/TM)	precio (\$/gr)	Recuperación Metalúrgica (%)	ingreso (\$/TM)	INGRESO (\$)
CRC	230	5	33	0.7	<b>115.5</b>	26565
CRM	285	4.5	33	0.7	<b>103.95</b>	29625.75
INCREMENTO	55	4.5	33	0.7	<b>103.95</b>	5717.25

Tabla 4.12 ingreso por mineral extraído por día



#### 4.5 Resultados comparativos de los sistemas de explotación

Tabla: 4.13 Resumen de resultados comparativos

Descripción	Unidades	Corte y Relleno	Corte y Relleno	Diferencia
		Ascendente Convencional	Ascendente Mecanizado	
Reserva	TM	875 435	875 435	
Reserva tajo Carlota y San José	TM	30 850	30 850	
Producción diaria	TM/día	230	285	55
Producción mensual	TM/mes	5 750	7 125	1 375
Producción anual	TM/año	69 000	85 500	16 500
Número de cortes		40	32	8
Costo de producción	\$/TM	24.19	22.61	1.58
Equipo de perforación		Jack- Leg Stoper	Jack- Leg Stoper	
Explosivo utilizado		Semexa 45 % Semexa 65%	Semexa 45 % Semexa 65%	
Equipo de Limpieza		Winches eléctricos	Scoop de 2.5 yd <sup>3</sup>	
Equipo de acarreo		Locomotoras Palas neumáticas Carros mineros	Scoop de 2.5 yd <sup>3</sup> Scoop de 1.5 yd <sup>3</sup> Dumper 6TM, 12 TM	
Vida de tajeos	meses	4	3	1

Fuente: Elaboración propia

#### 4.6 Análisis comparativo de producción entre los métodos mecanizado y convencional

De la evaluación de ambos métodos de explotación que se muestran en la tabla 4.13 que la mejor alternativa es la explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, es decir la producción se incrementa de 230 TM/día a 285 TM/día, haciendo una diferencia de 55 TM/día, y el costo de explotación que minimizará de 24.19 \$/TM a 22.61 \$/TM con una diferencia de 1.58 \$/TM y a una producción de 381 TM/corte realizado mediante el método de explotación de corte y relleno ascendente convencional y 640 TM/corte realizando mediante el método de corte relleno ascendente mecanizado, esta diferencia de TM/corte es al utilizar la longitud de barreno. Además la explotación de los tajeos Carlota y San José aplicando el Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Convencional se ejecuta en 4 meses, mientras que aplicando el Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se requiere un tiempo de 3 meses, lo que demuestra en términos económicos la rentabilidad del sistema mecanizado.

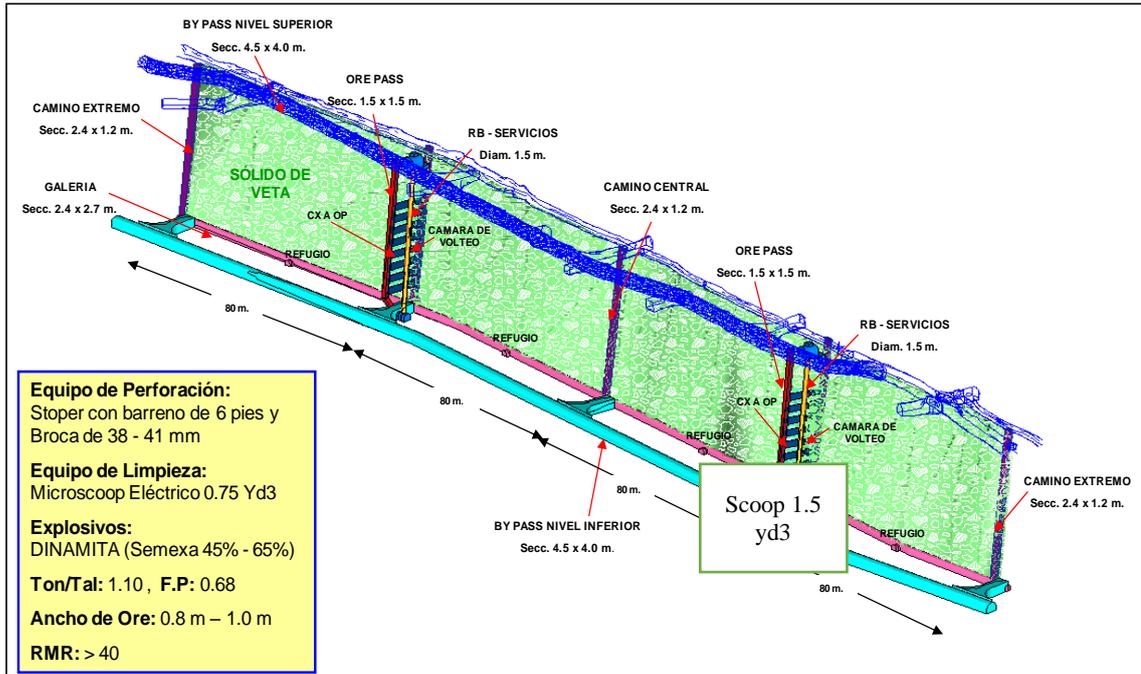


Figura 4.11 Diseño del método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

Fuente: Elaboración propia

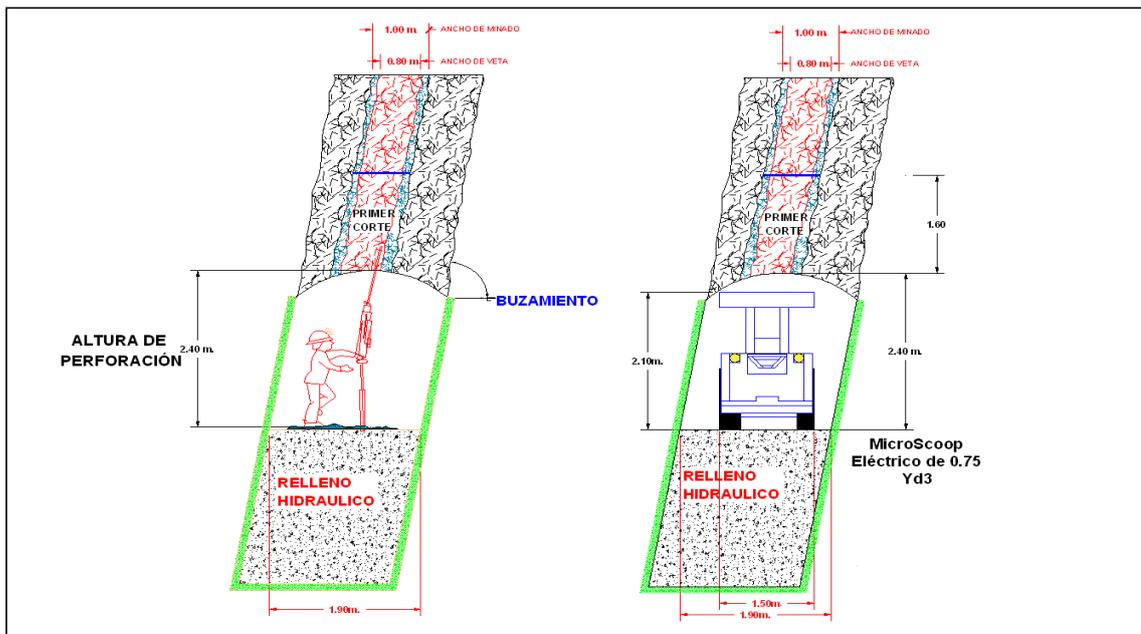


Figura 4.12 Diseño de explotación de los tajos Carlota y San José

Fuente: Elaboración propia.

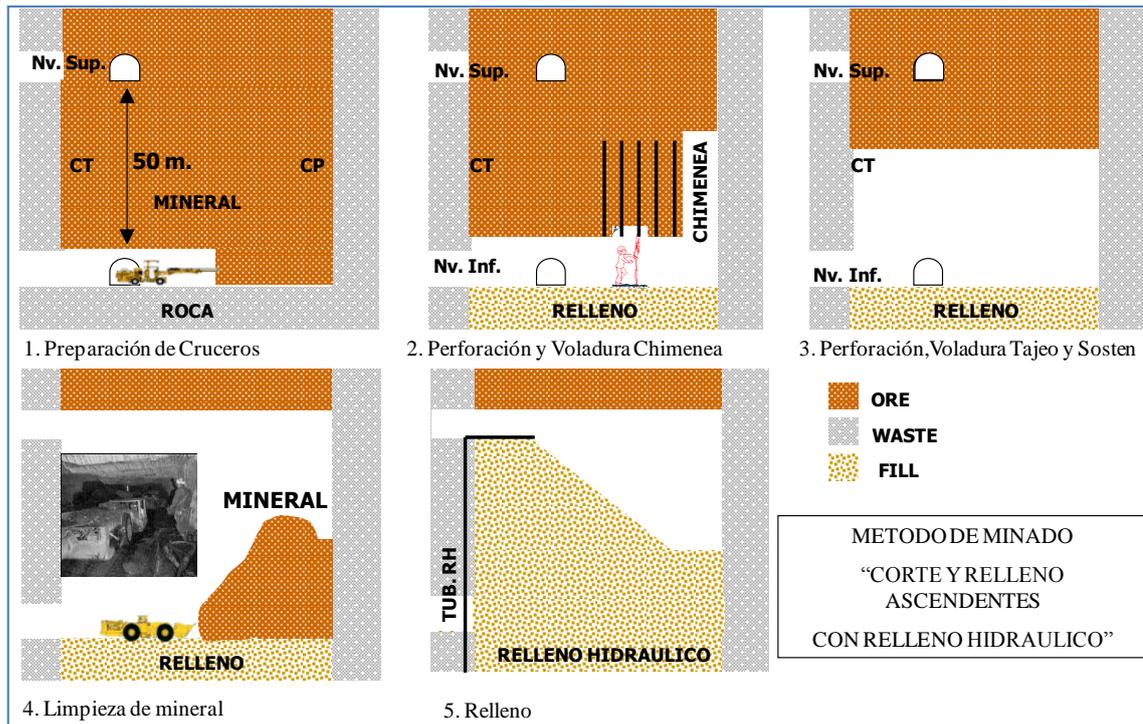


Figura 4.13 Ciclo de minado del sistema mecanizado

Fuente: Atlas Copco.

### 4.7 Contrastación de hipótesis

Tabla 4.14 Contrastación y verificación de la hipótesis

HIPOTESIS GENERAL	OBJETIVO GENERAL	OBJETIVOS ESPECIFICOS	CONCLUSIONES PARCIALES
<p><b>Al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado vs el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se incrementará la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A.- Arequipa.</b></p>	<p>Incrementar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José, mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado vs el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.</p>	<p>a) Determinar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José, aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Minera Arirahua S.A.- Arequipa.</p> <p>b) Incrementar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.</p>	<p>a) <b>Mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se ha obtenido una producción de 230 TM/día en los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A.- Arequipa.</b></p> <p>b) <b>Al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la explotación de los tajeos Carlota y San José se ha incrementado a una producción de 285 TM/día haciendo una diferencia de 55 TM/día en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.</b></p>

Fuente: Elaboración propia

## CONCLUSIONES

Con la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado para explotar los tajeos Carlota y San José, se ha incrementado la producción de 230 TM/día, obtenido mediante el método de corte y relleno ascendente convencional a 285 TM/día, con el método de corte y relleno ascendente mecanizado, con un incremento de 55 TM/ día, con una ley promedio de 4.5 gr Au/TM, en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.

Mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se ha obtenido una producción de 230 TM/día en los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A.- Arequipa, solo utilizando equipos livianos y sobre rieles.

Al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la explotación de los tajeos Carlota y San José se ha incrementado a una producción de 285 TM/día en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa, utilizando en la perforación taladros de 6 pies, acarreo entorno se utiliza Dumper de 6 TM y 12 TM sistema track less Mining.

}

## RECOMENDACIONES

De acuerdo a la investigación realizada en yacimiento con variado estructuras mineralizadas tal como se tiene en la compañía Minera Arirahua, recomienda aplicar el método de corte Relleno Mecanizado para generar mayor producción y obtener mayor rentabilidad y recuperación en tratamiento del mineral.

Corte y relleno ascendente Mecanizado se aplicará para mejorar mayor rendimiento de la producción. Y de acuerdo a las estructuras del mineral.

Para incrementar la producción es necesario tener en cuenta la cubicación de reservas minerales económicas mayor inversión inicial en equipos y contar con personal altamente calificado.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ARAUCANO DOMINGUEZ E. & MAMANI OVIEDO F. (2017) *texto guía académica “planeamiento en minería subterránea”*
- BUSTILLO REVUELTA MANUEL (1997): *Manual de evaluación y diseño de explotación de minas*; Universidad Politécnica de Madrid- 1997
- CÓRDOVA ROJAS DAVID, REGALADO DAVID, (2004), “*Dimensionamiento del minado del cuerpo Magaly – Tajeo 775 Mina Socorro*”. Pág. 1-24.
- DELGADO VEGA, JOSÉ: 2008 *Apuntes del Curso de Planificación de Minas. Planificación Subterránea y de Superficie [diapositivas]. Material de Enseñanza. Antofagasta: Universidad de Antofagasta*
- EXSA (2001), *Manual Práctico de Voladura Edición Especial*. Perú.
- HARTMAN HOWARD L., 1992, *Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.*, “*SME Mining Engineering Handbook*”. David E. Nicholas “*Applications of underground mining methods*”, pag. 2093
- HUSTRULID W. & BULLOCK (2001): *R: Underground Mining Methods Handbook*, SME
- INSTITUTO GEOLOGICO, MINERO Y METALURGICO (1999): *Análisis del estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea aplicadas en las minas del Perú convenio INGEMMET-KFW-OIM*.
- LUQUE CUTIPA, ROLANDO (2001), *Mecanización y explotación de cuerpos mineralizados aplicando Corte y Relleno Ascendente CIA. Minera Atacocha*.
- LOPEZ JIMENO CARLOS (1994): *Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Tecnológico Geo minero de España. 2a ed. Madrid, Instituto Geológico y Geominero de España*.
- NOVITZKY ALEJANDRO (1975): *Métodos de explotación subterránea y Planificación de minas*.
- OYARZÚN MUÑOZ JORGE (2016.): *Evaluación de Impactos ambientales Depto. Ingeniería de Minas Universidad de La Serena (Chile)*.
- REGLAMENTO SUPREMO DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL EN MINERÍA: *D.S. 024-2016-EM y su modificatoria D.S. 023-2017-EM*.
- SNMPE: (2001) *Texto de la minería del Oro en Iberoamérica, Ed. Gráficos Monte Reyna S.A. Madrid*
- TINTAYA ORTIZ, JOSE A. (2002), *Optimización de costos de minado en labores de desarrollo de la Unidad Minera Andaychagua – Cia Volcan S.A.*
- TUMIALAN, PEDRO (2003). *Compendio de Yacimientos Minerales en el Perú. Edit. Ingemmet. Lima – Perú*.
- VILLAGOMEZ PAUCAR ALBERTO Y OTROS (2023). *Metodología de la Investigación*

*Científica y elaboración de Tesis, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Edit. San Marcos Lima - Perú*

ZEVALLOS GARCIA, EDGAR O. (2003), "*Tesis Aplicación del método de corte y relleno ascendente en vetas angostas, mina Arirahua*".

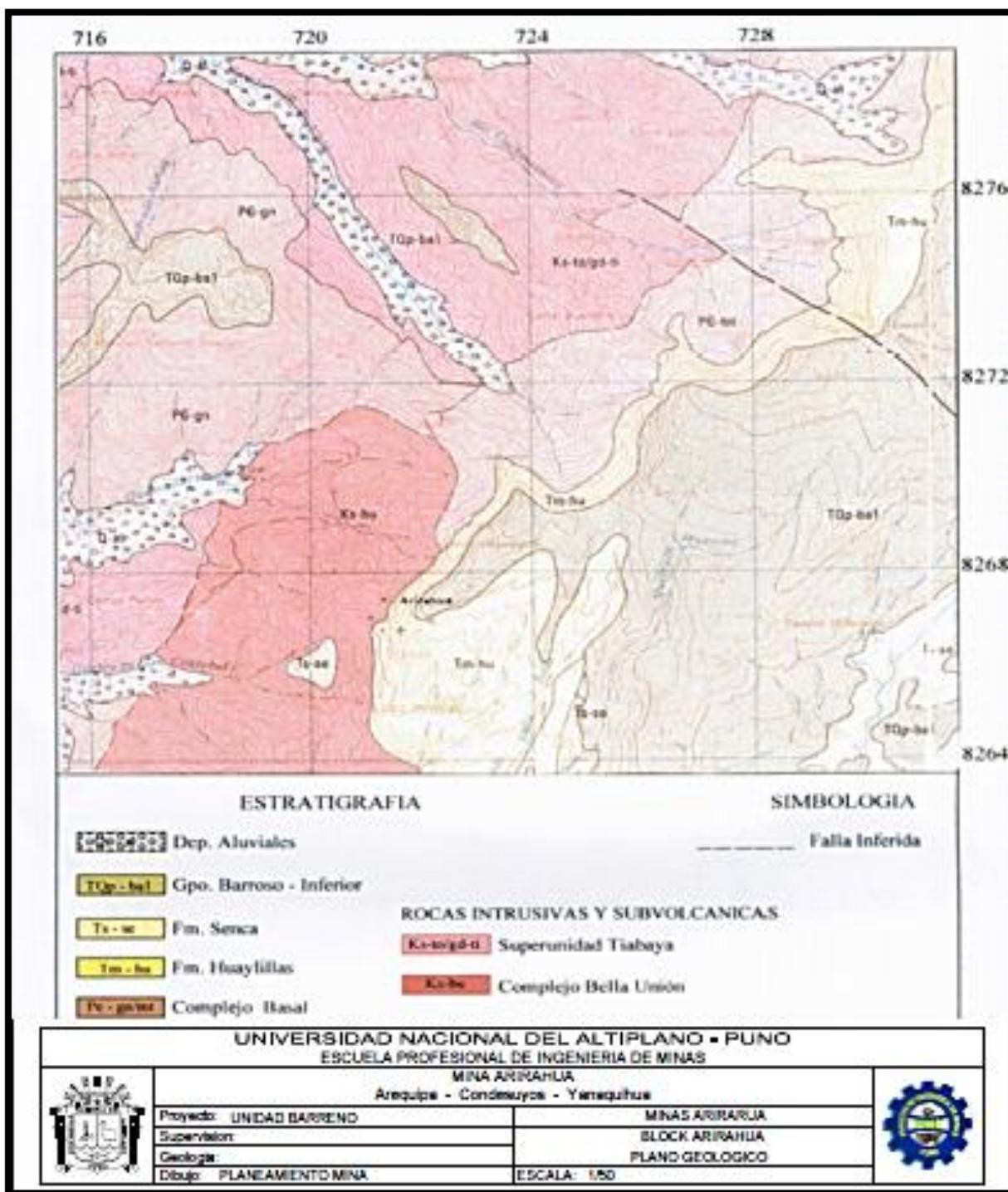
**ANEXOS**

ANEXO N° 01 Plano ubicación.



Fuente. Compañía de Minas Arirahua S.A. MINARSA

ANEXO N° 02 Plano geológico



Fuente. Compañía de Minas Arirahua S.A.

**ANEXO N° 03****FUNDAMENTACIÓN PLAN DE PRODUCCIÓN APLICADO EN UNA MINA SUBTERRANEA.****General Planning of the Noncoal Underground Mine By Richard L. Bullock****I.-DEFINICIÓN**

Es la aplicación de los métodos, sujeto a las variables del yacimiento como ley de mineral, condiciones geomecánicas, reservas minables, diseño del método, etc. A la minería a cielo abierto o subterránea.

Planear consiste en preparar alternativas de minado más económico, en función a los programas de desarrollo y preparación, asignando los recursos necesarios de acuerdo al plan de producción programada.

**II.-INFORMACION NECESARIA PARA EL PLANEAMIENTO****2.1 INFORMACIÓN TECNICA PRELIMINAR**

La información necesaria para realizar un planeamiento adecuado que debe contar cualquier yacimiento a explotar son los siguientes parámetros principales:

- Condiciones geológicas del yacimiento.
- Geometría del yacimiento y distribución de leyes.
- Características geomecánicas del yacimiento.
- Evaluación económica en base a los precios de minerales y costos de producción.
- Ritmo de producción, recursos necesarios, etc.

**2.2 INFORMACIÓN GEOLOGICA MINERALOGICA**

- longitud, potencia y buzamiento de la veta o cuerpo mineralizado, acortamiento o ensanchamiento de la zona mineralizada.
- Relación de desmonte/mineral.
- Estimar la contribución (reservas) en aéreas mineralizadas.
- Presencia de zonas de alteración en aéreas mineralizadas y desmonte.

**2.3 INFORMACION ESTRUCTURAL**

- la profundidad de encampane (cobertura) rasgos estructurales con relación a la zona mineralizada y al desarrollo propuesto en la mina.
- Estructura de roca madre (techo, piso, paredes), incluyendo porosidad y permeabilidad, calidad de roca encajonante de la zona mineralizada a ser minado.
- Estructura del material mineralizado, tendencia del mineral roto a oxidarse, pérdida de finas y compactado a una masa sólida.

## 2.4 INFORMACIÓN ECONÓMICA

- Reservas probadas en TM, con ley en las zonas a ser minado, incluyendo las reservas probables e inferidas.
- Localización de la mina con respecto a accesos existentes.
- Grado de estabilidad de la política tributaria y legal.
- Condiciones de mercadeo y el precio del metal.
- Ley de mineral requerido y su recuperación metalúrgica, capacidad de producción de mina.

## III.-PLANIFICACIÓN, ORGANIZACIÓN Y REQUIRIMIENTO DE EQUIPOS

La cantidad de equipos, mano de obra, maquinaria e insumos que se necesita para la operación de una mina se estima de acuerdo a la productividad programada y rendimiento de los equipos, ratio de consumo, etc.

### 3.1.-RECURSOS HUMANOS

Es necesario considerar los siguientes factores para el planeamiento:

- Suministro adecuado de personal para mantener un nivel de producción.
- Las relaciones laborales en el área, deben ser óptimas.
- Entrenamiento del personal para operaciones de producción.
- Contratación del personal para las operaciones, con destreza para evitar gastos en programas de aprendizaje.

### 3.2 REQUIRIMIENTO DE EQUIPOS

- El equipo seleccionado, debe provenir de fabricantes con experiencia tecnológica, con pruebas efectuadas en varias minas del medio.
- El equipo debe garantizar el mantenimiento fácil, servicios, performance alto y financiamiento.
- Buena aceptación y de uso común en trabajos mineros y de construcción.
- Flexibilidad de aplicación en trabajos diferentes relacionados al método y labores de desarrollo así como labores de preparación, etc.

## IV.-PLAN OPERACIONAL DE MINADO.

En esta etapa de planificación se busca:

- Maximizar la ley media.
- Aumentar la producción.
- Minimizar la dilución.
- Minimizar el costo de producción.

En esta etapa de planificación también existen algunas restricciones como:

- Control de extracción. Esta restricción está altamente relacionada con la vida de la mina a través de la dilución y la estabilidad Geomecánico.
- Índice de Uniformidad. Este índice mide la diferencia de tonelaje extraído entre un punto de extracción y sus vecinos para controlar la dilución.
- Distribución granulométrica en el punto de extracción. Medida de la madurez del punto de extracción debido a la fragmentación secundaria.
- Estado del punto de extracción. Registro de la disponibilidad de recursos con los cuales se quiere hacer la planificación.

## ANEXO N° 04

**I.- SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN Y DIMENSIONAMIENTO DE LA MINA. Instituto Tecnológico Geominero de España - 1991****1.-POR SU FORMA.**

- **Isométricos.** - Las que se extienden en todas direcciones por igual, por ejemplo, los depósitos masivos.
- **Estratificados y filonianos.** - Aquellos que se presentan siguiendo direcciones preferentes y albergan un tonelaje relativamente pequeño.
- **Columnares o cilíndricos.** - Los que se extienden en una sola dirección.
- **Intermedios o mixtos.** -Que combinan características de dos o más de los grupos anteriores, debido a su propia génesis o a la tectónica que los ha dislocado o replegado.

La morfología de los yacimientos marca acusadamente la geometría final de las explotaciones, la secuencia de extracción y el método minero más adecuado.

**2.-POR SU RELIEVE DEL TERRENO ORIGINAL.**

- **Horizontales o planos.** - Cuando la superficie es relativamente llana u horizontal.
- **En ladera.** - Puede ser a favor del talud o contra talud, según la disposición de las masas mineralizadas.
- **Montañosos.** - El terreno es irregular y presenta importantes accidentes topográficos.

- **Submarinos o subacuáticos.** - Si están cubiertos por una lámina de agua. La geometría del terreno determina, en cierta medida, el método de explotación y la aplicabilidad de los medios mecánicos para llevar a cabo la extracción de los distintos materiales.

**3.-POR SU PROXIMIDAD A LA SUPERFICIE.**

- **Superficiales.** - Cuando no existe material de recubrimiento o éste presenta un espesor inferior a los 20 ó 30 metros.
- **Profundos.** -Localizados a profundidades mayores, entre los 40 y los 250 m.

- **Variabes.** - Aquellos en los que una parte es económicamente explotable a cielo abierto y el resto por minería subterránea al ir desarrollándose en profundidad.

La posición de un yacimiento puede ser, con respecto a la superficie, regular o irregular, no pudiendo clasificarse en algunos casos en único grupo de los indicados, al compartir características propias de varios grupos. La posición relativa de un yacimiento determina el tamaño de la explotación, tanto en planta como en profundidad, y de los sistemas aplicables, especialmente en cuanto a medios de transporte se refiere.

#### 4.-POR SU INCLINACIÓN.

- **Horizontales.** - Con ángulos que pueden variar desde los 0° hasta los 10° ó 15° sobre el plano horizontal.
- **Tumbados.** - Con ángulos de 10°-15° hasta los 25°
- **Inclinados.** - Aquellos cuyos ángulos superan los 25°-35 y llegan hasta los 70° - 80°.
- **Verticales.** - Con ángulos comprendidos entre 70° y 90°.

El ángulo que presentan las masas mineralizadas, además de condicionar la elección del método de explotación, afecta de forma importante a las relaciones de estéril y mineral y, consecuentemente, a la economía de las operaciones a cielo abierto, así como a la probabilidad de rellenar los vacíos creados en yacimientos alargados para proceder a la recuperación de los terrenos.

#### 5.-POR SU COMPLEJIDAD O NÚMERO DE MINERALIZACIONES.

- **Simple.** - Se caracteriza por unas características homogéneas sin presencia de otros niveles mineralizadores o inclusiones; en este caso todos los minerales se extraen conjuntamente del yacimiento.
- **Complejos.** - Puede contener, junto con minerales de alta leyes, masa de mineral pobre o esterilizado con unos contactos claros; en tales casos la explotación se realiza de forma selectiva para evitar la pérdida o dilución del mineral aprovechable.

También se incluyen, dentro de este grupo, aquellos depósitos con diferentes masas o niveles mineralizados que obligan a una explotación más compleja, aun cuando los contactos con el estéril sean nítidos.

## II.-POR LA DISTRIBUCIÓN DE LA CALIDAD DEL MINERAL EN EL YACIMIENTO

- **Uniformes.** - Cuando la calidad o ley del mineral es la misma dentro de los límites del yacimiento. En este caso la explotación se lleva cabo con uno o varios tajos, pero sin proceder a la mezcla de los minerales extraídos.
- **No uniformes.** - Cuando la mineralización presenta calidades distintas en alguna dirección en planta o en profundidad dentro del depósito. En estos casos se suele efectuar la extracción simultánea en varias zonas, para proceder a la mezcla y homogeneización de los minerales extraídos.

### A. POR EL TIPO DE ROCA DOMINANTE:

- El recubrimiento de estéril y el mineral son rocas compactas metamórficas o ígneas.
- El recubrimiento está constituido por rocas no homogéneas con alternancias de estériles blandos y duros, ígneos o metamórficos, y el mineral e intrusiones de estériles son rocas compactas o meteorizadas y también de origen ígneo o metamórfico.
- Las rocas del estéril de recubrimiento son blandas y densas, con el mineral y rocas de intrusión compactas o meteorizadas de origen ígneo o metamórfico.
- Tanto el recubrimiento como la zona mineralizada están constituidas por rocas ígneas o metamórficas meteorizadas.
- Las rocas de recubrimiento son blandas y sedimentarias y el mineral no es homogéneo.
- El recubrimiento y el mineral son blandos y de origen sedimentario.

Profundidad tipo de explotación	Resistencias de las Rocas	Sistema de arranque	Geometría	Método
	Consolidadas con cualquier resistencia	Mecánicos	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Cualquier forma e inclinación, potente de grandes dimensiones.</li> <li>- Tabular y masivo, cualquier inclinación, potente y dimensiones reducidas.</li> <li>- Tabular, reducida inclinación, poco potente, escaso recubrimiento y grandes dimensiones.</li> <li>- Tabular, reducida inclinación, potencia media, bastante recubrimiento y grandes dimensiones.</li> <li>- Tabular, reducida inclinación, pequeña potencia, recubrimiento y dimensiones variables.</li> <li>- Tabular, tumbado, pequeña potencia, macizos remanentes.</li> </ul>	<p>Corta</p> <p>Cantera</p> <p>Descubierta</p> <p>Terrazas</p> <p>Contorno</p> <p>Auger</p>
	consolidadas o permeables	Hidráulicos	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Tabular, tumbado pequeña potencia, dimensiones reducidas.</li> <li>- Tabular, tumbado, bastante potencia, grandes dimensiones.</li> <li>- Cualquier forma e inclinación, potente y grandes dimensiones.</li> <li>- Cualquier forma, inclinado, potente y grandes dimensiones.</li> </ul>	<p>Monitor</p> <p>Hidráulico</p> <p>Dragado</p> <p>Minería por sondeos</p> <p>Lixiviación.</p>

Rocas Competentes, desde resistencia a medias	Sin sostenimiento	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Tabular, tumbado, estrecho y grandes dimensiones.</li> <li>- Tabular, tumbado, potente y grandes dimensiones.</li> <li>- Tabular, inclinado, estrecho y cualquier tamaño.</li> <li>- Tabular, inclinado, potente y grandes dimensiones.</li> </ul>	<p>Cámaras y pilares</p> <p>Cámaras y pilares por banqueo</p> <p>Cámara almacén.</p> <p>Cámaras por subniveles.</p>
Rocas incompetentes, desde débiles a medias	Con sostenimiento	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Forma variable, inclinada, estrecha y pequeña dimensiones.</li> <li>- Tabular, inclinado, estrecho y pequeñas dimensiones.</li> <li>- Cualquier forma e inclinación, potente y cualquier tamaño.</li> </ul>	<p>Corte y relleno</p> <p>Entibación con pies derechos</p> <p>Entibación por marcos</p>
Rocas excavables, desde débiles a medias.	Con hundimiento	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Tabular, tumbado, estrecho y grande dimensiones.</li> <li>- Tabular o masivo, inclinado, potente y grandes dimensiones.</li> <li>- Masivo, inclinado, potente y grandes dimensiones.</li> </ul>	<p>Tajo largo</p> <p>Hundimiento por subniveles</p> <p>Hundimiento por bloques</p>

**III.-METODOLOGÍA.**

La selección del método de explotación se realizará por el procedimiento numérico de selección propuesto por Nicholas (1 982).

Se realizará por dos etapas; la primera etapa por mayor peso contempla la Geometría, Leyes del depósito y las propiedades geo mecánicas del mineral y estériles adyacentes. La segunda etapa se procederá a la evaluación económica, además un estudio complementario del ritmo de producción, la ley de corte, necesidades de personal, impactos ambientales y procedimientos de restauración y otras consideraciones.

## A. GEOLOGÍA.

La investigación geológica llevada a cabo debe permitir, por un lado, la correcta evaluación de los recursos y reservas que alberga el depósito, pero, además, debe facilitar información relativa a los principales de reocas, zonas de alteración, estructuras principales, accidentes tectónicos, etc. Todo ello debe plasmarse sobre planos y secciones a la escala adecuada para que pueda ser visualizado e interpretado fácilmente el yacimiento. La extensión del estudio en el sentido horizontal se recomienda que mantenga unas relaciones Profundidad del yacimiento / Limite del entorno de  $\frac{1}{2}$ , si se va a explorar por métodos subterráneos, y de  $\frac{1}{3}$  a  $\frac{1}{4}$  si va a ser a cielo abierto.

## B. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LAS LEYES.

La geometría del yacimiento se define a través de su forma general, potencia, inclinación y profundidad. La distribución de las leyes se definirá como uniforme, gradual o diseminada, y Errática.

### 1. FORMA

- **Equidimensional o masivo.**- Todas las direcciones son similares en cualquier dirección.
- **Tabular:** Dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera.
- **Irregular:** Las dimensiones varían a distancias muy pequeñas.

### 2. POTENCIA DEL MINERAL

- **Estrecho** ( $< 10$ )
- **Intermedio** ( $10 - 30$  m)
- **Potente** ( $30$  a  $100$  m)
- **Muy potente** ( $> 100$  m)

### 3. INCLINACIÓN

- **Tumbado** ( $< 20^\circ$ )
- **Intermedio** ( $20 - 55^\circ$ )
- **Inclinado** ( $> 55^\circ$ )

### 4. PROFUNDIDAD DEL YACIMIENTO

### 5. DISTRIBUCIÓN DE LAS LEYES

- **Uniforme.**- La ley media del yacimiento se mantiene prácticamente constante en cualquier punto de éste.
- **Gradual o diseminado:** La leyes tienen una distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.
- **Erráticos.** No existe una relación espacial entre leyes, ya que éstas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancia muy pequeñas.

El estudio de estos factores se hará hecho durante la fase de modelización del yacimiento, tanto si ésta se ha llevado a cabo por procedimientos manuales o informáticos. En cualquier caso, se harán obtenido plano de niveles y secciones verticales en los que se inclinarán los tipos dominantes de rocas, la forma de depósito y la distribución espacial de las leyes.

**C. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL ESTÉRIL Y DEL MINERAL**

El comportamiento geotécnico de los diferentes materiales depende básicamente de: las resistencias de las rocas, el grado de fracturación de los macizos rocosos y de la resistencia de las discontinuidades. La resistencia de la matriz rocosa es la relación entre la resistencia a la compresión simple y la presión ejercida por el peso del recubrimiento. Esa última puede calcularse a partir de la profundidad y la densidad de la roca, mientras que a la resistencia a la compresión se determina mediante el ensayo de la carga puntual.

El espaciamiento entre las fracturas puede definirse en términos de fracturas por metro o por el RQD (Rock Quality Designation) EL RQD es el porcentaje de trozos de testigo con una longitud superior a 10 cm.

La resistencia de las discontinuidades se determinará por observación directa de acuerdo con la tabla siguiente:

<b>1. RESISTENCIA A LA MATRIZ ROCOSA.</b>			
(Resistencia a compresión simple (Mpa)/Presión del recubrimiento (Mpa)			
<ul style="list-style-type: none"> <li>- Pequeña (&lt; 8)</li> <li>- Media (8 a 15)</li> <li>- Alta (&gt; 15)</li> </ul>			
<b>2. ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS</b>	<b>ENTRE</b>	<b>Fracturas/m</b>	<b>RQD. (%)</b>
		> 16	0 – 20
- Muy pequeño		10 – 16	20 – 40
- Pequeño		3 – 10	40 – 70
- Grande		3	70 – 100
- Muy grande			
<b>3. RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES.</b>			
<ul style="list-style-type: none"> <li>- Pequeña: discontinuidad limpias con una superficie suave a con material de relleno blando</li> <li>- Media : discontinuidad limpias con una superficie rugosa</li> <li>- Grande: discontinuidades rellenas con un material de resistencia igual o mayor que a roca.</li> </ul>			

**D. PROCEDIMIENTO NUMÉRICO DE SELECCIÓN.**

El procedimiento numérico de selección del método de explotación consiste en asignar a cada uno de éstos unas calificaciones individuales en función de las características y parámetros que presentan los yacimientos. En la siguiente tabla se dan las puntuaciones de cada uno de los métodos de explotación atendiendo a la geometría del depósito y distribución espacial de las leyes.

Métodos de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral				Inclinación			Distribución de las leyes		
	M	T	I	E	I	P	MP	T	IT	IN	U	D	E
Ciclos cubiertos	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 subniveles	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Tajo largo	-49	0	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Fajas ascendentes	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Entibación con marcos	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	5	3	3

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

Después de totalizar las puntuaciones, los métodos que presentan las calificaciones serán los que tendrán mayores probabilidades de aplicación y con los que se procederá a cubrir la segunda etapa de estudio.

**E. OTROS FACTORES A CONSIDERAR.**

Son muchos los factores que, al margen de los puramente técnicos, vistos anteriormente pueden influir en la selección del método de explotación adecuado. Entre los deben ser analizados en etapas de estudio más avanzadas se encuentran. El ritmo de producción, la disponibilidad de mano de obra especializada, las limitaciones ambientales, la hidrogeología y otros aspectos de índole económica.

**VALORES EN FUNCIÓN DE LA CLASIFICACIÓN**

Clasificación	Valor
Preferido	3-4
Probable	1-2
Improbable	0
Desechado	-49

**IV.-PRODUCCIÓN DIARIA Y RENDIMIENTO POR JORNAL PARA LOS DIFERENTES MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN**

Método de Explotación	Producción diaria (TM/día)	Rendimiento por jornal (TM/H-G)
Hundimiento por bloques		
- gravedad		115 – 300
- LHD	2,500 – 40,000	65 - 160
- Cuchara de arrastre		70 - 180
Minería continua	2,000 – 30,000	100
Corte y relleno	100 – 8,000	6 - 12
Barrenos largos	350 –10,000	60 - 95
Cámara y pilares		
- Roca dura	1,500 – 8,000	80 - 100
- Roca blanda	800 – 9,500	100 - 140
Cámara almacén		
Entibación con marcos	100 - 4,000	3 - 10
Cráteres invertidos	20 – 200	4 - 8
	650 – 4,000	105 - 200

**V.-COSTO UNITARIO DE EXTRACCIÓN DE LOS PRINCIPALES MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN MINERÍA SUBTERRÁNEA.**

Método de explotación	Costos de extracción		
	Bajo	Medio	Alto
Hundimiento por bloques	XXXXX XXX	XX	
Cámaras por subniveles		XXXXX	
Hundimiento por subniveles		XXXX X	X XXX
Cámaras y pilares			XXXX
Cámaras almacén			XXXX
Corte y relleno			
Entibación con marcos			