

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**MINIMIZACIÓN DE COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA
MEDIANTE EL REDISEÑO DE MALLA Y CARGA EXPLOSIVA EN LOS
TAJEOS PORVENIR Y ALICIA DE LA EMPRESA MINERA AURÍFERA
ESTRELLA DE CHAPARRA S.A. - AREQUIPA.**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ESTEBAN CONDORI MAMANI

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

MINIMIZACIÓN DE COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE EL REDISEÑO DE MALLA Y CARGA EXPLOSIVA EN LOS TAJEOS PORVENIR Y ALICIA DE LA EMPRESA MINERA AURÍFERA ESTRELLA DE CHAPARRA S.A. - AREQUIPA.

TESIS

PRESENTADA POR:

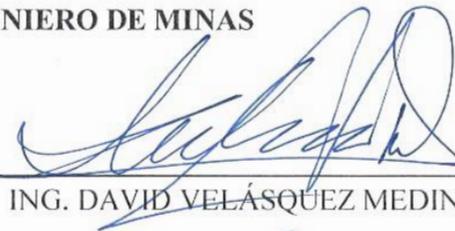
Bach. ESTEBAN CONDORI MAMANI

A la Dirección de la Unidad 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:

PRESIDENTE DEL JURADO :


ING. DAVID VELÁSQUEZ MEDINA

PRIMER MIEMBRO

:


ING. AMILCAR G. TERÁN DIANDERAS

SEGUNDO MIEMBRO

:


ING. ARTURO R. CHAYÑA RODRIGUEZ

DIRECTOR DE TESIS

:


DR. JORGE G. DURANT BRODEN

Área: Ingeniería de Minas

Tema: Análisis de costos mineros

Fecha de sustentación, 04 de diciembre del 2019

DEDICATORIA

A Dios, por su infinito amor y bendición. A mis padres: con todo el cariño y aprecio, quienes han hecho posible la culminación de mi carrera profesional.

A mis hermanos: por todo el apoyo moral y aliento en los momentos más difíciles de mi vida estudiantil para culminar mis estudios.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a Dios, por concederme vida y salud para continuar mis estudios superiores y lograr mi profesión como Ingeniero de Minas.

A mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, por brindar la oportunidad para realizar mis estudios universitarios

A la Facultad de Ingeniería de Minas al personal docente y administrativo por haber transmitido los conocimientos académicos y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

Mi gratitud y agradecimiento a la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. – Arequipa por haber brindado la oportunidad de realizar el presente estudio de investigación.

ÍNDICE GENERAL

| | |
|--|----|
| RESUMEN | 12 |
| ABSTRACT..... | 13 |
| | |
| CAPÍTULO I | 14 |
| INTRODUCCIÓN | 14 |
| 1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA. | 14 |
| 1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA..... | 15 |
| 1.2.1 Problema general. | 15 |
| 1.2.2 Problemas específicos..... | 15 |
| 1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS..... | 15 |
| 1.3.1 Hipótesis general..... | 15 |
| 1.3.2 Hipótesis específicas..... | 15 |
| 1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN. | 16 |
| 1.4.1 Objetivo general..... | 16 |
| 1.4.2 Objetivos específicos | 16 |
| 1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN | 16 |
| | |
| CAPÍTULO II..... | 18 |
| REVISIÓN DE LITERATURA | 18 |
| 2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN..... | 18 |
| 2.2 BASES TEÓRICAS | 20 |
| 2.2.1 Diseño de la malla de perforación y cálculo de carga. | 20 |
| 2.2.2 Mecánica de rotura de rocas. | 22 |
| 2.2.3 Teoría de costos | 30 |
| 2.3 DEFINICIONES CONCEPTUALES | 35 |

| | |
|--|----|
| CAPÍTULO III..... | 38 |
| MATERIALES Y MÉTODOS | 38 |
| 3.1 Diseño metodológico. | 38 |
| 3.2 Población. | 38 |
| 3.3 Muestra. | 39 |
| 3.4 Operacionalización de variables. | 39 |
| 3.4.1 Variable independiente. | 39 |
| 3.4.2 Variable dependiente. | 39 |
| 3.5 Técnicas de recolección de datos. | 39 |
| 3.5.1 Instrumentos de recolección de datos. | 40 |
| 3.6 Ubicación. | 41 |
| 3.7 Accesibilidad. | 42 |
| 3.8 Historia..... | 42 |
| 3.9 Topografía y Fisiografía. | 42 |
| 3.10 Drenaje..... | 43 |
| 3.11 Clima..... | 43 |
| 3.12 Vegetación y fauna. | 43 |
| 3.13 Disponibilidad de recursos..... | 44 |
| 3.14 Geología general. | 45 |
| 3.15 Geología regional..... | 46 |
| 3.16 Geología local. | 47 |
| 3.17 Geología estructural. | 48 |
| 3.18 Geología económica. | 49 |
| 3.19 Estratigrafía..... | 50 |
| 3.20 Mineralización. | 52 |

| | |
|---|----|
| CAPÍTULO IV | 54 |
| RESULTADOS Y DISCUSIÓN | 54 |
| 4.1 ANÁLISIS DE DATOS EN PERFORACION | 54 |
| 4.1.1 Perforación en los tajeos Porvenir y Alicia del nivel 1840 m.s.n.m..... | 54 |
| 4.1.2 Diseño de malla de perforación anterior..... | 55 |
| 4.1.3 Inclinación de taladros en la malla de perforación anterior..... | 56 |
| 4.1.4 Influencia de la inclinación del taladro anterior. | 56 |
| 4.1.5 Cantidad de taladros en la malla de perforación anterior. | 57 |
| 4.1.6 Rediseño de la malla de perforación..... | 58 |
| 4.1.7 Cambios de parámetros operativos para el nuevo diseño de malla. | 59 |
| 4.1.8 Cálculo del burden máximo según la fórmula de Langefors. | 60 |
| 4.1.9 Cálculo de parámetros para hallar el burden máximo. | 60 |
| 4.1.10 Calcular el área de perforación (sección)..... | 63 |
| 4.1.11 Cálculo del volumen fragmentado..... | 64 |
| 4.1.12 Cálculo del volumen en toneladas métricas..... | 64 |
| 4.1.13 Malla de perforación rediseñada..... | 65 |
| 4.1.14 Inclinación de taladros en la malla de perforación rediseñada. | 66 |
| 4.1.15 Cantidad de taladros en la malla de perforación rediseñada..... | 66 |
| 4.1.16 Cálculo de costos de perforación..... | 67 |
| 4.1.17 Control de tiempo en el ciclo de perforación..... | 67 |
| 4.1.18 Cálculo de la velocidad de perforación..... | 68 |
| 4.1.19 Cálculo del tiempo total de perforación..... | 68 |
| 4.1.20 Costos de perforación optimizada..... | 69 |
| 4.1.21 Cálculo de costos de perforación por tonelada métrica. | 72 |
| 4.1.22 Comparación de costos de perforación anterior y la optimizada. | 72 |
| 4.2 ANALISIS DE COSTOS DE VOLADURA..... | 73 |
| 4.2.1 Cálculo de la cantidad de explosivos para los taladros..... | 73 |

| | | |
|----------------------|--|----|
| 4.2.2 | Cálculo de kilogramos de explosivos por voladura. | 75 |
| 4.2.3 | Cálculo de factor de carga. | 75 |
| 4.2.4 | Comparación de costos de voladura anterior y la optimizada. | 77 |
| CONCLUSIONES | | 79 |
| RECOMENDACIONES..... | | 80 |
| BIBLIOGRAFÍA | | 81 |
| ANEXOS | | 83 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|--|----|
| Tabla 1. Constante del tipo de roca "c" | 22 |
| Tabla 2. Accesibilidad a la Empresa Minera | 42 |
| Tabla 3. Parámetros operativos de la Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. | 54 |
| Tabla 4. Parámetros de malla de perforación anterior | 55 |
| Tabla 5. Resultados de perforación anterior | 57 |
| Tabla 6. Cambios operativos para el nuevo diseño de malla..... | 59 |
| Tabla 7. Especificaciones técnicas de explosivo SEMEXSA E-65% | 61 |
| Tabla 8. Coeficiente de constante de roca (c.) | 62 |
| Tabla 9. Factor de fijación de taladros en perforación..... | 62 |
| Tabla 10. Parámetros de la malla de perforación rediseñada..... | 65 |
| Tabla 11. Resumen de rediseño de malla..... | 67 |
| Tabla 12. Control de tiempo en el ciclo de perforación..... | 68 |
| Tabla 13. Costos de mano de obra | 69 |
| Tabla 14. Costo de máquina perforadora | 69 |
| Tabla 15. Costo de aceros de perforación | 70 |
| Tabla 16. Costo de accesorios y lubricantes | 70 |
| Tabla 17. Costo de herramientas y otros..... | 70 |
| Tabla 18. Costo de aire comprimido..... | 71 |
| Tabla 19. Costo de implementos de seguridad | 71 |
| Tabla 20. Resumen de costos de perforación..... | 72 |
| Tabla 21. Análisis comparativo de costos de perforación | 73 |
| Tabla 22. Cálculo de cantidad de cartuchos..... | 75 |
| Tabla 23. Cálculo de cantidad de kg de explosivo..... | 75 |
| Tabla 24. Factor de carga..... | 76 |
| Tabla 25. Costos de dinamita por voladura | 77 |
| Tabla 26. Costos de accesorios de voladura | 77 |
| Tabla 27. Análisis comparativo de costos de voladura..... | 78 |
| Tabla 28. Resultados finales del rediseño de malla y voladura | 78 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1. Diseño de malla de perforación anterior | 55 |
| Figura 2. Inclinación de taladros en la malla de perforación anterior | 56 |
| Figura 3. Determinación de longitud efectiva de perforación anterior..... | 57 |
| Figura 4. Diseño de número total de taladros anterior..... | 57 |
| Figura 5. Estructura de la secuencia de diseño de malla | 59 |
| Figura 6. Malla de perforación rediseñada | 65 |
| Figura 7. Inclinación de taladros en la malla de perforación rediseñada..... | 66 |
| Figura 8. Cantidad total de taladros rediseñada..... | 67 |
| Figura 9. Diseño de malla de voladura optimizada | 74 |

LISTA DE ACRONIMOS

| | | |
|--------|---|-----------------------------------|
| TM | : | Toneladas métricas |
| UTM | : | Universal Transversal de Mercator |
| NW | : | Nor – Oeste |
| Msnm | : | Metros sobre el nivel del mar |
| US\$ | : | Unidad de dólares americanos |
| T.T.P. | : | Tiempo total de perforación |

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulada “MINIMIZACIÓN DE COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE EL REDISEÑO DE MALLA Y CARGA EXPLOSIVA EN LOS TAJEOS PORVENIR Y ALICIA DE LA EMPRESA MINERA AURÍFERA ESTRELLA DE CHAPARRA S.A. – AREQUIPA”, donde el objetivo es minimizar los costos de perforación y voladura, mediante el rediseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada. La metodología para desarrollar el presente estudio de investigación ha consistido en su primera etapa en realizar la evaluación de todo el proceso de perforación y voladura anterior, en donde se ha analizado la malla de perforación considerando el burden, espaciamento, número de taladros, tipo de roca y la carga explosiva a utilizar. Los datos se han recopilado en sus respectivas fichas de control. El tiempo de muestreo se ha realizado en un período de 12 días, equivalente a 24 guardias. En el estudio de investigación se ha rediseñado una nueva malla de perforación según las características de la roca, estas pruebas se han realizado durante 12 días, equivalente a 24 guardias, en dicho periodo se ha evaluado el número de taladros, espaciamento, burden, tipo de roca y la cantidad de explosivos a utilizar. Finalmente se ha obtenido las siguientes conclusiones una vez rediseñado la malla de perforación y la carga explosiva adecuada para voladura se obtiene una reducción de costos desde 912.33 \$. a 760.30\$. reduciendo un total de 152.03\$, y así también se incrementó la producción desde 71.22Tm a 84.29 Tm por lo cual se calculó la reducción de costos desde 12.81 \$/TM a 9.02\$/TM reduciendo un total de 3.79 dólares por tonelada métrica.

Palabras claves: Minimización, costos, rediseño de malla, perforación y voladura.

ABSTRACT

The present research work entitled “MINIMIZATION OF COSTS IN PERFORATION AND FLYING THROUGH THE REDISEÑO OF MESH AND EXPLOSIVE LOAD IN THE PORJEIR AND ALICE CARDS OF THE MINING COMPANY AURÍFERA ESTRELLA DE CHAPARRA S.A. - AREQUIPA”, where the objective is to minimize drilling and blasting costs, by redesigning drilling mesh and adequate explosive loading. The methodology to develop this research study has consisted in its first stage in carrying out the evaluation of the entire previous drilling and blasting process, where the drilling mesh has been analyzed considering the load, spacing, number of drills, type of Rock and explosive charge to use. The data has been collected in their respective control sheets. The sampling time has been carried out over a period of 12 days, equivalent to 24 guards. In the research study a new drilling mesh has been redesigned according to the characteristics of the rock, these tests have been carried out for 12 days, equivalent to 24 guards, in that period the number of drills, spacing, burden, type has been evaluated of rock and the amount of explosives to use. Finally, the following conclusions have been obtained once the drilling mesh has been redesigned and the explosive charge suitable for blasting results in a cost reduction from \$ 912.33. at \$ 760.30. reducing a total of \$ 152.03., and thus also increased production from 71.22Tm to 84.29Tm, so the cost reduction from \$ 12.81 / MT to \$ 9.02 / TM was calculated reducing a total of \$ 3.79 per metric ton.

Keywords: Minimization, costs, mesh redesign, drilling and blasting.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

La Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. – Arequipa, actualmente viene explotando el yacimiento aurífero, mediante el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional, utilizando las labores subterráneas tales como: tajeos, galerías, subniveles, cruceros y chimeneas.

Durante la explotación del yacimiento minero, se ha realizado la evaluación de costos en las operaciones unitarias, encontrando en su ejecución una serie de deficiencias en la malla de perforación, burden, espaciamento y factor de carga, en donde el resultado de análisis determina elevados costos en perforación y voladura y para resolver este problema se ha planteado rediseñar la malla de perforación y determinar la carga explosiva adecuada en los Tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

En la ejecución de las operaciones unitarias de minado subterráneo es de mucha importancia el diseño de la malla de perforación, selección de carga explosiva y los equipos a utilizar, los mismos que son determinantes para minimizar los costos de producción del yacimiento mineral.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.2.1 Problema general.

¿Minimizar los costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla de perforación, burden, espaciamento y factor de carga en la voladura en los Tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa?

1.2.2 Problemas específicos.

- a) ¿Cómo minimizamos los costos de perforación en los Tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa?
- b) ¿Cómo minimizamos los costos de voladura en los Tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa?

1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.

1.3.1 Hipótesis general.

Al rediseñar la malla de perforación el burden, espaciamento y determinar la carga explosiva adecuada el factor de carga, nos permitirá minimizar los costos de perforación y voladura en los tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

1.3.2 Hipótesis específicas.

- a) Mediante el rediseño de la malla, se minimizará los costos de perforación en los tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

- b) Mediante la carga explosiva adecuada se minimizará los costos de voladura en los tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.

1.4.1 Objetivo general

Minimizar los costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla y la carga explosiva adecuada en los Tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

1.4.2 Objetivos específicos

- a) Minimizar los costos de perforación mediante el rediseño de malla en los Tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.
- b) Minimizar los costos de voladura con la carga explosiva adecuada en los Tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. – Arequipa, mediante el estudio de reservas de mineral, tiene un potencial de 45 315 Tm de mineral probado y 22 658 Tm de mineral probable con minerales de oro filoniano con una ley promedio de 8,30 g Au/TM y una ley de corte 2,45 g Au/TM.

Según los estudios realizado en los costos de perforación y voladura de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. se determina que los costos oscilan entre

912.33 dólares/disparo donde este costo es muy alto para una pequeña empresa minera, lo cual es importante determinar la recuperación del mineral en bajo costo, para el cumplimiento de recuperación del mineral en bajo costo se replantea rediseñar los parámetros de perforación y voladura y obteniendo un nuevo costo de recuperación entre 760.30 dólares/disparo, por tanto el presente trabajo de investigación justifica plenamente para su ejecución y un beneficio económico para para la empresa minera y será de mucha importancia para explotar los otros tajeos de la empresa a bajos costos de minado.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Jáuregui, O. A. (2010), en su tesis: “Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”. Indica que la reducción de costos operativos en perforación la reducción del costo es 0.37 \$/TM es decir una reducción del costo de 333 000 \$ al año, por razones análogas a la voladura en que se optimizó la eficiencia en el avance por disparo en labores de producción y desarrollo.

La reducción de costos de perforación y voladura en un tajeo de producción, se obtiene reduciendo el número de taladros y el uso del explosivo adecuado de así se logró la reducción del Costo unitario total en 1.51 \$/TM es decir una reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo.

Mamani, N. (2015), en su tesis: “Optimización de Costos de perforación y voladura en la mina Maribel de Oro A-Ananea”. Indica que, con la aplicación de la nueva malla de perforación, los costos de perforación y voladura se ha reducido de 311.98 US\$/m a 278.61 U\$/m.

La metodología utilizada para optimizar los costos de perforación y voladura ha sido reducir el número de taladros mediante la nueva malla de perforación y la determinación de la carga explosiva según las características del macizo rocoso.

Suasaca, Y. (2014), en su tesis: “Análisis de costos operativos para optimizar la Perforación y Voladura en la Unidad Minera EL COFRE”. Indica que en la voladura se

ha reducido el consumo de explosivos de 483.07 kg a 369.48 kg por corte, cuya diferencia es de 113.61 kg de explosivos por mes.

La metodología utilizada para optimizar la perforación y voladura ha sido el diseño de la nueva malla de perforación en el Tajeo de explotación con lo que se ha reducido el número de taladros y el consumo de explosivos.

Chahuares, F. C. (2012), en su tesis: “Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE”. Indica que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros, siendo la profundidad del taladro de 1.45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 18 kg/disparo a 1.51 kg/disparo. Con respecto al costo de explosivos se reduce de 42.56 US\$/m a 34.55 US\$/m.

Tapia, W. (2015), en su tesis: “Optimización de la producción y avance mediante diseño de perforación y voladura en rampa 650 en la Empresa Especializada IESA S.A. CIA Minera ARES S.A.C.”. Indica que, con la nueva malla de perforación y voladura, el número total de taladros se reduce a 41 taladros cargados y 03 de recorte, lo que reduce la carga explosiva, las mejoras en el avance lineal aumentaron de 2,80 m a 3, 20 m, de esta forma se optimiza la producción y se mejora el avance lineal.

La metodología utilizada para optimizar la perforación y voladura ha sido el diseño de la nueva malla de perforación, reduciendo el número de taladros y el consumo de explosivos.

2.2 BASES TEÓRICAS

2.2.1 Diseño de la malla de perforación y cálculo de carga.

a) Avance del disparo.

Está limitado por el diámetro del taladro y la desviación de los taladros de carga que debe mantenerse por debajo del 2% los avances promedios y deben llegar al 95% de la profundidad del taladro L. También para el diseño de la malla de perforación se ha considerado el tipo de roca y su respectiva constante. (EXSA, 2001).

$$L = 0.15 + 34.1 * D_2 - 39.4 * D_2^2$$

$$D_2 = 0.95 * L$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (metros)

D_2 = Diámetro del taladro de alivio (metros)

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

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

Donde:

D_2 = Diámetro de taladro de alivio equivalente

n = Número de taladros vacíos en el arranque

D_1 = Diámetro del taladro a cargar

b) Principales modelos matemáticos para el cálculo de Burden.

En actualidad existen una cantidad considerable de teorías para el cálculo del burden, por lo que se enumera los más importantes.

c) Modelo matemático de Langefors.

Langefors, es un investigador de origen sueco y que en sus planteamientos representa a la corriente de la Swedish Detonic Research Foundation. Además de considerar que el Burden es uno de los principales parámetros en la voladura de rocas, destaca tres parámetros adicionales para la obtención de resultados satisfactorios; éstos son: (Camac Torres, 2005).

- La ubicación de los taladros.
- La cantidad de carga explosiva.
- La secuencia de salida de disparo.

La fórmula de Langefors para calcular el burden máximo se escribe de la siguiente manera

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_c \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

Donde:

B_{max} = Burden máximo (m)

D = Diámetro de barreno (mm)

ρ_c = Densidad de carga (Kg/m^3)

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo

c = Constante de roca

f = Factor de fijación

S/B = Relación entre el espaciamiento y Burden.

El Burden práctico se determina con la ecuación siguiente:

$$B = B_{max} - 2D - 0.02L$$

B = Burden Real (m)

B_{max} = Burden Máximo (m)

D = Diámetro de Barreno (mm)

L = Longitud de Barreno (m)

Tabla 1. Constante del tipo de roca "c"

| TIPO DE ROCA | CONSTANTE "c" |
|--------------|---------------|
| Roca Suave | 0.2 + 0.75 |
| Roca Media | 0.3 + 0.75 |
| Roca Dura | 0.4 + 0.75 |

Fuente: Técnica moderna de voladura de rocas LANGEFORS

2.2.2 Mecánica de rotura de rocas.

A. Proceso de fracturamiento.

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante,

involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción (Chambi, 2011).

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado (Chambi, 2011).

Estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

B. Fragmentación de la roca

Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a:

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).

- Teoría de expansión de gases.
- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de craterización.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- Teoría de liberación súbita de cargas.
- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde la fragmentación hasta el total desplazamiento del material fracturado (Camac, 2005).

Estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan la fracturación y movimiento de la roca.

- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

C. Dimensionamiento de la voladura

a) Volumen total.

$$(V) = (L \times A \times H)$$

Donde:

V = Volumen m³

L = Largo, en m.

H = Altura, en m

A = Potencia, en m.

Si se desea expresarlo en toneladas de material in situ se multiplica por la densidad promedio de la roca o el material que se pretende volarse.

$$TM = V \times \rho$$

Donde:

TM = Tonelada métrica

ρ = Densidad de roca.

V = Volumen.

b) Cantidad de carga.

$$Q_t = V \times \text{kg/m}^3$$

c) Espaciamiento (E). Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.

Se calcula en relación con la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros. Al igual que con el burden, espaciamientos muy pequeños producen exceso de trituración y caracterización en la boca del taladro, lomos al pie de la cara libre y bloques de gran tamaño en el tramo del burden. Por otro lado, espaciamientos excesivos producen fracturación inadecuada, lomos al pie del banco y una nueva cara libre frontal muy irregular. En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada $E = B$ y de $E = 1,3$ a $1,5 B$ para malla rectangular o alterna (Camac, 2005).

Para las cargas de pre corte o recorte (Smooth blasting) el espaciamiento en la última fila de la voladura generalmente es menor: $E = 0,5$ a $0,8 B$ cuando se pretende disminuir el efecto de impacto hacia atrás.

Si el criterio a emplear para determinarlo es la secuencia de salidas, para una voladura instantánea de una sola fila, el espaciado es normalmente de $E = 1,8 B$, ejemplo para un burden de $1,5 \text{ m}$ ($5'$) el espaciado será de $2,9 \text{ m}$ ($9'$). Para voladuras de filas múltiples simultáneas (igual retardo en las que el radio longitud de taladro a burden (L/B) es menor que 4 el espaciado puede determinarse por la fórmula:

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

Donde:

B = Burden, en pies.

L = Longitud de taladros, en pies.

D. Cálculo y distribución de la carga explosiva

a) **Columna explosiva.** Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro (Mendoza, 2006).

Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de $1/2$ a $2/3$ de la longitud total y puede ser continua o segmentada (Mendoza, 2006).

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

b) **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 al piso, para, junto con la sobre perforación, mantener la rasante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones (Mendoza, 2006).

Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más la sobre perforación: $B + 0,3 B$; luego:

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

No debe ser menor de $0,6 B$ para que su tope superior esté al menos al nivel del piso del banco. Se expresa en kg/m o lb/pie de explosivo. Si se toma en consideración la resistencia de la roca y el diámetro de la carga, la longitud de la carga de fondo variará entre $30 \varnothing$ para roca fácil a $45 \varnothing$ para muy dura.

- c) **Carga de columna (CC).** Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del taladro es menor.

Pesado en relaciones de 10/90 a 20/80. La altura de la carga de columna se calcula por la diferencia entre la longitud del taladro y la suma la carga de fondo más el taco.

$$CC = L - (CF + T)$$

Usualmente $CC = 2,3 \times B$

- d) **Estimación de cargas.**

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

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

Tonelaje = Volumen por densidad de la roca o mineral.

- e) **Volumen de explosivo.** Diámetro de taladro por longitud de la columna explosiva (columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas.

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

- f) **Factor de carga (FC).** Es la relación entre el peso de explosivo utilizado y el volumen de material roto.

$$FC = (W_e/V)$$

- g) **Tonelaje roto.** El tonelaje roto es igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material.

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

- h) **Perforación específica.** Es el número de metros o pies que se tiene que perforar por cada m³ de roca volada.

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

Donde:

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

H = Altura de banco.

B = Burden.

E = Espaciamiento.

- i) **Cálculo general para carga de taladro.**

$$(0,34 \times \emptyset^2 \times p_e), \text{ en lb/pie}$$

Donde:

0,34 = Factor.

\emptyset = Diámetro del taladro, en pulgadas.

Pe = Densidad del explosivo a usar, en g/cm^3

j) Densidad de carga (Dc)

$$Dc = 0,57 \times pe \times \emptyset^2 \times (L - T)$$

Donde:

Dc = Densidad de carga, en kg/tal.

0,57 = Factor.

\emptyset = Diámetro del taladro, en pulgadas.

pe = Densidad del explosivo a usar.

L = Longitud de perforación.

T = Taco.

2.2.3 Teoría de costos

- a) Estimación de los costos de operación.** El costo de operación depende del método de explotación, tamaño de yacimiento, su forma, grado de irregularidad, resistencia del mineral, calidad de la roca, forma del terreno, preparación de los accesos, tamaño de la producción y también en el nivel de salarios. El sistema de explotación influye mucho en las actividades de perforación y voladura y parcialmente también en el transporte del mineral. Se debe buscar un método más conveniente a emplearse para aumentar el factor de recuperación y disminuir el factor de dilución (Lupaca, 2009).

Los índices de consumo de mano de obra, materiales y energía dependen de las propiedades de las rocas, de la mecanización de los trabajos y de la escala de producción, el consumo de explosivo aumenta en roca dura (Lupaca, 2009).

El valor del costo depende también de la amortización de las inversiones, cuya norma se fija en relación con el tamaño, la vida de la mina y de los gastos generales, cuyo valor absoluto se determina sobre todo por el tamaño de la producción, su estructura y las condiciones naturales (Lupaca, 2009).

Esas dificultades se centran en la búsqueda de correlaciones aceptables entre costos y métodos de explotación. Debido a la gran variedad de componentes de los costos totales de operación y las características tan particulares de cada una de las operaciones mineras, los estimadores de costos se encuentran con grandes problemas para la determinación de los mismos. No obstante, se pueden utilizar los siguientes métodos:

- Método del proyecto similar
 - Método de la relación costo – capacidad
 - Método de los componentes del costo
 - Método del costo detallado
- b) **Método del proyecto similar.** Consiste en suponer que el proyecto, procesos u objeto de estudio es semejante a otro ya existente del cual se conocen los costos. Aunque se disponga de una información detallada existen circunstancias y condiciones como son la geología local, el equipo en operación y la estrategia de la empresa hacen que se aparten mucho del

proyecto en estudio. Por ello se utiliza otro sistema que consiste en aprovechar parte de los datos disponibles, como son los costos del personal y estimar los costos totales a partir de las relaciones conocidas entre los diversos componentes (Sucasaca, 2014).

- c) **Método de la relación costo – capacidad.** Este método se basa en el empleo de gráficos o formulas en los que se han correlacionado los costos con las capacidades de producción de diferentes explotaciones. Esencialmente es el mismo método que se utiliza en la estimación de los costos de capital. La base estadística de la que se parte si no es homogénea amplia y puede dar lugar a la introducción de errores con este procedimiento de estimación. Los datos que han servido para la elaboración de tales relaciones deben estar referidos a un método de explotación específico, con condiciones geográficas y geológicas semejantes. La extrapolación de los costos a partir de los correspondientes a una capacidad de producción conocida se efectúa con fórmulas iguales a las del costo capital. Sin embargo la variación de los costos de operación es más compleja que la de los costos de capital y requiere una descomposición de los mismos (Sucasaca, 2014).
- d) **Método de los componentes del costo.** Cuando el proyecto ha progresado hasta el punto en que se conoce la plantilla de personal, las obras de infraestructura, los consumos de materiales, los equipos necesarios, es posible desarrollar un sistema de estimación de costos basado en los gastos unitarios o elementales tales como:

- Dólares/metro

- Dólares/tonelada

e) **Método del costo detallado.** Finalmente, los costos de operación deben deducirse a partir de los costos principales. Para ello es necesario conocer índices tales como consumo de combustible por hora de operación, vida de los útiles de perforación, consumos específicos de explosivo, accesorios de voladura y otros. En primer lugar, se fijan los criterios básicos de organización relativos a días de trabajo año, relevos al día y horas de trabajo por relevo. Seguidamente para los niveles de producción previstos se establecen los coeficientes de disponibilidad y eficiencia con los cuales se determinan la capacidad de los equipos necesarios y el número de estos. Por último, para cada grupo de máquinas se elabora una tabla detallada indicando las distintas partidas que engloba el costo horario de funcionamiento: personal, materiales, consumos, desgastes, mantenimiento y servicios. Conociendo el número de horas necesarias para una determinada producción el costo horario de la máquina que intervienen en dicho proceso se obtiene de manera inmediata el costo de operación (Sucasaca, 2014).

Este procedimiento constituye el único método seguro para estimar los costos de operación de un proyecto. En la estimación de los costos horario de los equipos los conceptos que se deben tener en cuenta son:

1. Costos directos

- Energía eléctrica
- Combustibles
- Lubricantes

- Reparaciones
- Neumáticos
- Elementos de desgaste
- Operador

2. Costos indirectos

- Amortización
- Intereses del capital
- Seguros
- Impuestos

El porcentaje de imprevistos se aplica sobre los costos de operación (directos, indirectos y generales) para tener en cuenta alguna eventualidad durante el periodo de trabajo (Jáuregui, 2009).

Estos problemas son debidos a condiciones climatológicas adversas, colapsos de terrenos, inundaciones (Jáuregui, 2009).

Las cifras que se utilizan varían entre el 10 a 25%, dependiendo del nivel de detalle de estimación de los costos (Jáuregui, 2009).

Para el análisis de costos se utilizará los siguientes costos:

- Costos unitarios
- Costos directos

- Costos indirectos
- Costos totales

2.3 DEFINICIONES CONCEPTUALES

a) **Perforación.** Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blasthole.

La perforación se basa en concentrar una cantidad de energía en una pequeña superficie, para vencer la resistencia de la roca, aprovechando el comportamiento a la deformación de elástico - frágil que ellas presentan (Famesa, 2008).

b) **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 (Famesa, 2008).

c) **Explosivos.** Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia (Famesa, 2008).

d) **Voladura.** Es un fenómeno físico químico de la mezcla exclusiva que al explosionar rompe un trozo de roca o mineral (Famesa, 2008).

e) **Explotación.** Es el trabajo realizado para extraer el mineral de las labores mineras. Las explotaciones mineras pueden clasificarse genéricamente en dos grandes grupos: subterráneas y a cielo abierto. Existen casos intermedios en

los que se combinan o coexisten técnicas propias de cada uno de los grupos y se dice que son explotaciones mixtas (Borje, 1963).

- f) **Subterráneo.** Es la excavación natural o artificial hecha por el hombre debajo de la superficie de la tierra (Borje, 1963).
- g) **Frente.** Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería, crucero u otra labor, mediante perforación y voladura.
- h) **Parámetros.** Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo (Borje, 1963).
- i) **Burden.** Distancia desde el barrenado al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro también denominado piedra, o línea de menor resistencia a la cara libre y es la distancia perpendicular del taladro hacia cara de menor resistencia (Borje, 1963).
- j) **Factor de carga.** Es la cantidad de explosivo usada por m^3 de roca volada.
- k) **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 (Borje, 1963)
- l) **Macizo rocoso.** Es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades.
- m) **Costos de producción mina.** Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una

operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos (Jáuregui, 2009).

- n) **Costos directos.** Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación y voladura, y actividades auxiliares de la mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos (Jáuregui, 2009).
- o) **Costos indirectos.** Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida (Jáuregui, 2009).

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Diseño metodológico.

Según las características del estudio de investigación es de tipo descriptivo, se refiere a la minimización de costos de perforación y voladura en los tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

La metodología para desarrollar el presente estudio de investigación ha consistido en su primera etapa en realizar la evaluación de todo el proceso de perforación y voladura anterior, en donde se ha analizado la malla de perforación considerando el burden, espaciamiento, número de taladros, tipo de roca, equipos y la carga explosiva utilizada. Los datos se han recopilado en sus respectivas fichas de control. El tiempo de muestreo se ha realizado en un período de 12 días, equivalente a 24 guardias. En el estudio de investigación se ha planteado el rediseño de la malla de perforación según las características de la roca, estas pruebas se han realizado durante 12 días, equivalente a 24 guardias, en dicho periodo se ha evaluado el número de taladros, espaciamiento, burden, tipo de roca equipos y la cantidad de explosivos a utilizar.

Para alcanzar los resultados requeridos se ha realizado el análisis de los costos de perforación y voladura anterior y actual en los tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

3.2 Población.

La población para el presente proyecto de investigación está constituida por los Tajeos Porvenir, Alicia y Santa Teresa, desarrollados en roca andesita y granodiorita

de una densidad promedio de 2,65 TM/m³, en la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. – Arequipa

3.3 Muestra.

La muestra está constituida por los Tajeos Porvenir y Alicia con una dimensión del block de 45 m. de longitud por 1,90 m de ancho y 40 m de altura con una ley promedio de 8,30 g Au/TM desarrollados en roca andesita y granodiorita, de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. – Arequipa.

3.4 Operacionalización de variables.

3.4.1 Variable independiente.

Rediseño de malla de perforación, burden, espaciamento y factor de carga en los Tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. – Arequipa.

3.4.2 Variable dependiente.

Costos de perforación y voladura en los tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

3.5 Técnicas de recolección de datos.

Es muy importante determinar que técnicas se utilizarán para la recolección de datos, en este caso el análisis estadístico y porcentual, la observación del disparo y el grado de fragmentación, y el método de explotación utilizado en la mina.

3.5.1 Instrumentos de recolección de datos.

Los instrumentos utilizados para el estudio de investigación son la liquidación mensual, el reporte diario de operación y la toma de fotografías para evaluar los resultados de la voladura, Recolectando información de acuerdo a los objetivos planteados.

1. Primer Objetivo Específico.

Se realizó mediante la teoría de Langefors para el cálculo de Burden y espaciamiento y luego realizar el rediseño de mallas de perforación, cuyos indicadores son los siguientes.

- Avances lineales
- Accesorios de voladura
- Número de taladros disparados
- Número de horas operadas de los equipos.

2. Según Objetivo Específico.

Para minimizar los costos de voladura es la clave rediseñar la malla de perforación, según la cantidad de taladros se reduce la cantidad de explosivos a utilizar, los cálculos se hicieron teniendo los siguientes indicadores.

- Labor disparada.
- Consumo de explosivos
- Accesorios de voladura

3. Técnicas para el procesamiento de la información.

Se aplicarán instrumentos y procedimientos de acuerdo a lo siguiente.

- Cuadros estadísticos.
- Revisión de los datos recopilados
- Control de la eficiencia de perforación y voladura.

3.6 Ubicación.

La Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. está ubicado en el Distrito de Chaparra, Provincia de Caravelí, Departamento de Arequipa, a una distancia de 265 km en línea recta desde la ciudad de Arequipa en la dirección NW, con una altitud de 1940 m.s.n.m.

La zona de estudio corresponde a una zona de 18-S, presenta las siguientes coordenadas.

Las coordenadas geográficas son:

- Longitud: -75.535100
- Latitud: -15.435171

Las coordenadas UTM son:

- Norte: 8263809.34
- Este: 618840.06
-

3.7 Accesibilidad.

El distrito minero es accesible desde la ciudad de Arequipa por una carretera en su totalidad afirmada, cubriéndose desde Arequipa 463 km en los tramos siguientes:

Tabla 2. Accesibilidad a la Empresa Minera

| TRAMO | DISTANCIA | TIEMPO DE | TIPO DE |
|------------------|-----------|------------|---------------------|
| Puno - Arequipa | 310 km | 4 h 30 min | Carretera Asfaltada |
| Arequipa – Chala | 397 km | 6 h 46 min | Carretera Asfaltada |
| Chala - Chaparra | 54 km | 1 h 40 min | Carretera Afirmada |
| Chaparra - Mina | 12 km | 30 min | Trocha Carrozable |

3.8 Historia.

Se tiene conocimiento de la ocurrencia de los minerales de oro y plata desde el siglo XVIII, época en que los españoles han trabajado, se determina por la magnitud de laboreo antiguo que se observa, habrían extraído alrededor de 100,000 toneladas de menas que fueron procesadas en los ingenios o trapiches, cuyos restos aún se observan cerca al pueblo de Chaparra. Aparentemente, las operaciones mineras permanecieron paralizadas durante todo el siglo XIX, reiniciándose durante el presente siglo en 1952.

3.9 Topografía y Fisiografía.

La topografía presenta sectores de relieve ondulado a semi – accidentado, desarrollada en roca intrusiva del batolito de la costa debido a agentes erosivos, y sectores de relieve abrupto de cumbres redondeados y poco empinadas, formando montañas y quebradas con escasos recursos de vegetación.

La fisiografía de la zona de estudio ha sido impartida por la acción degradacional de las erosiones presentadas, dado que se observan indicios inequívocos de este suceso. Presenta superficies estriadas o laminares como consecuencia de la abrasión efectuada en superficies rocosas.

3.10 Drenaje.

Los recursos hídricos, la presencia de agua es muy escasa en la zona porque no presentan precipitaciones fluviales por tal no existe ni ríos, lagos o lagunas, no hay afloramiento de aguas subterráneas en la zona de estudio.

3.11 Clima.

En la unidad operativa Estrella de Chaparra presenta un clima muy variado, las estaciones del año juega un papel muy importante, generalmente es seco construyendo zonas áridas, la temperatura varía en media anual y de esa forma cambia el clima en los meses de enero, febrero y marzo con una temperatura de 30°C.

El clima está dividido en dos estaciones marcadamente diferentes durante el año. Una seca y fría entre abril y noviembre, en esta época se producen las más bajas temperaturas (lloviznas), la otra estación seca se presenta entre los meses de diciembre y marzo originando el incremento de temperatura (verano).

3.12 Vegetación y fauna.

La vegetación que predomina en la zona es muy escasa por causa de aridez, la flora que presenta es casi nula, alguna vegetación que se presenta es similar a los de desierto costero, esporádicamente los cactus, plantas raquílicas temporales y especie halófilas distribuidas en pequeñas manchas verdes en extenso arenal grisáceo eólico.

Las condiciones mencionadas anteriormente como el clima en la zona se indicaron que la región es cálido y árido por falta de agua, casi nula de vegetación hacen que zona minera no tenga una gran diversidad de especies. Sin embargo, la fauna natural presenta algunas especies como de animales menores.

3.13 Disponibilidad de recursos.

a) Suministro de energía.

El suministro de energía eléctrica para la unidad operativa minera aurífera estrella de chaparra es por generador Diesel, porque no cuenta con una energía interconectada, la fuente de energía eléctrica para las operaciones mineras, planta de tratamiento y el campamento minero es suministrada por un generador diesel con un consumo promedio de 10 Gal/hrs la cual alcanza suministrar hasta 480 Kw.

b) Hidrografía.

El suministro de agua para la perforación, planta concentradora, relleno y consumo; se traslada desde el distrito de Chaparra, que se encuentra aproximadamente a 12 Km. De la unidad operativa minera aurífera estrella de chaparra, también para las operaciones en interior mina se recircula el agua por un sistema de bombeo desde superficie de los depósitos de agua en tanques.

El drenaje de la zona es del tipo dendrítico, cuando percola el agua desde los más altos de los cerros buscando el cauce más fácil sorteando las dificultades del terreno y aprovechando los rasgos estructurales.

c) Recursos Humanos.

En la unidad operativa minera aurífera estrella de chaparra laboran 120 personas en total como obreros y profesionales, de los cuales 105 son obreros y 15 empleados; cuya mano de obra es calificada, ya que el personal obrero es evaluado constantemente, recibiendo capacitación, entrenamiento y charlas de seguridad con metodología del trabajo y no sufrir accidentes voluntarios.

Debido al sistema de rotación aplicado, la población que habitualmente se encuentra en la operación es alrededor de 80 personas. El régimen de trabajo es de 21 días en la operación y 7 días libre.

3.14 Geología general.

La geología de la mina de Estrella de Chaparra está compuesta por una sucesión de flujos lávicos andesíticos a dacíticos de gran espesor, intercalados con rocas vulcano-clásticas tanto de origen primario como re TRABAJADAS, las lavas son porfídicas con fenocristales abundantes de plagioclasas tabular, de alrededor de 1.0 cm de longitud, y minerales ferro-magnesianos principalmente agujas de piroxenas de pocos milímetros y láminas de biolita también pequeñas que no superan el centímetro de diámetro, en algunas lavas se han reconocido escasos fenocristales de cuarzo. Los fenocristales suelen estar dispersos en una pasta afanítica de color gris medio a oscuro. Comúnmente estos flujos lávicos poseen decenas de metros de espesor, son macizos o con disyunción columnar intercalados con los depósitos lávicos se reconoce una potente sucesión de rocas vulcano-clásticas formadas principalmente por flujos piro-clásticos compuestos por brechas matriz sostén, que muestran diferentes grados de soldamiento.

3.15 Geología regional.

El yacimiento de Estrella de Chaparra se encuentra localizado en el segmento sur de la Cordillera de los Andes, donde afloran extensamente rocas volcánicas Cenozoicas genéticamente relacionadas con varios yacimientos epitermales de Oro y Plata existentes en el área tales como Caravelí, Orcopampa, Ares, y otros.

Estrella de Chaparra se encuentra situada en un amplio arco volcánico de edad miocena, conformado por lavas y rocas vulcano-clásticas de composición intermedia a ácida y afiliación calco-alcalina, típicas de márgenes continentales de la zona. La secuencia volcánica se deposita discordantemente sobre rocas sedimentarias de origen marino de edad jurásica-cretácica. Las vulcanitas del Mioceno inferior se encuentran plegadas y deformadas por la fase Quechua I (Mégard et al., 1984), mientras que las rocas más jóvenes se encuentran no deformadas.

El distrito de Chaparra se caracteriza por la presencia de dos juegos de lineamientos regionales conjugados de rumbo noroeste y noreste, que actuarían paralelos y transversales al arco volcánico mioceno, respectivamente. Sobre impuesto a estos lineamientos se reconoce una estructura circular de aproximadamente 15 kilómetros de diámetro. Posiblemente se trate de una estructura de colapso relacionada al evento volcánico ya que se encuentra centrada por un domo de composición ríolítica. En este marco, las vetas de minera aurífera estrella de Chaparra se disponen asociadas a las fracturas arqueadas paralelas al margen de dicha estructura circular y hacia su borde norte-noreste.

En Chaparra afloran rocas ígneas y hipabisales de diferente composición que forman el basamento en la región, y rocas volcánicas que adquieren mayor

importancia, porque en ellas se alojan la mayoría de las estructuras mineralizadas. Las características físico-químicas del yacimiento de Estrella de Chaparra, permiten clasificarlo como un depósito epitermal de metales preciosos de baja sulfuración, del tipo adularia-sericita.

3.16 Geología local.

La geología de la mina de Estrella de Chapar está compuesta por una sucesión de flujos lávicos ande-síticos a dacíticos de gran espesor, intercalados con rocas vulcano-clásticas tanto de origen primario como retrabajadas, donde muestra la distribución del afloramiento en dos escalas diferentes.

Las lavas son porfídicas con fenocristales abundantes de plagioclasas tabulares, y minerales ferro- magnesianos, principalmente agujas de piroxenas y láminas de biotita. En algunas lavas se han reconocido escasos fenocristales de cuarzo.

Los fenocristales suelen estar dispersos en una pasta afanítica de color gris medio a oscuro. En general, la disposición de los fenocristales es azarosa, aunque en sectores se observa una alineación que evidencia cierta fluidalidad. Comúnmente, estos flujos lávicos poseen decenas de metros de espesor, son macizos o con disyunción columnar.

Intercalados con los depósitos lávicos descritos se reconoce una potente sucesión de rocas vulcano-clásticas formadas principalmente por flujos piro-clásticos de origen primario y rocas vulcano-clásticas retrabajadas. Las piroclastitas primarias están constituidas por brechas matriz soportadas, formadas en general por abundantes fragmentos pumáceos sub redondeados a alargados que alcanzan 3 centímetros de diámetro/largo. Los lito-clastos son menos abundantes, poseen formas angulosas y

diferentes composiciones, comúnmente son fragmentos de rocas volcánicas porfídicas de intermedias a ácidas.

Las estructuras de veta de la mina Estrella de Chaparra, ocurren dentro de una potente secuencia de rocas volcánicas, de edad miocena tardía a plioceno, constituido mayormente por derrames andesíticos intercalados con brechas de la misma composición y lentes pseudo estratificados de tobas y tufos compactados.

La base de esta secuencia volcánica, está constituida por flujos de ignimbrita riolítico de una edad radiométrica de 6,3 millones de años. Domos volcánicos riolíticos afloran al suroeste y noreste del distrito de Chaparra, cortando a las rocas volcánicas.

Las edades radiométricas de estos domos, indican una edad de 5,4 millones de años. Rocas volcánicas post-minerales más recientes, no alteradas y de composición andesítica-basáltica, también ocurren supra-yaciendo a las rocas de caja alteradas, que al parecer fueron eyectadas de varios conos volcánicos que se presentan en el yacimiento y alrededores.

3.17 Geología estructural.

En el área de la mina se observa estructuras que manifiestan un fuerte tectonismo ocurrido en la región, posiblemente debido al levantamiento andino (pleistoceno), estas fuerzas tectónicas han dejado vestigios impresos en las diversas estructuras existentes como fallas u fisuras, a las que se han dividido de acuerdo al tiempo que se formaron.

Dentro de las más importantes fallas y fisuras pre minerales, están las fallas gravitacionales en las cuales se hallan emplazadas las vetas: Dichas fallas tienen un rumbo general NW y SW y buzamiento promedio de 60° SW.

La escarpa de la falla de veta alta se presenta en forma conspicua a lo largo de 3 kilómetros. La veta baja se puede apreciar a lo largo de 2,5 kilómetros mientras que la veta estrella de chaparra tiene una corrida de 1 kilómetro.

Las fallas y fracturas post-minerales se han producido por movimientos orogénicos epirogenéticos que han dado lugar al callamiento y fracturamiento en forma diagonal o transversal a los sistemas mineralizados, pero no han afectado mayormente a las vetas anteriormente detallados.

3.18 Geología económica.

La mineralización económica en el distrito ocurre en vetas, exhibiendo texturas típicas de relleno de espacios abiertos, evidenciadas por el bandeamiento y crustificación de los minerales de mena y ganga.

La mineralización de mena de Estrella de Chaparra, se presenta mostrando un zoneamiento vertical muy claro. En los afloramientos más elevados de las vetas poco erosionadas, solamente se presentan valores geoquímicos de Oro y Plata por encima de los clavos mineralizados en vetas angostas. Hacia profundidad, estos valores, se incrementan gradualmente alcanzando valores de mena aproximadamente a partir de los 45 y 100 m. de profundidad, constituyendo debajo de estos niveles, un horizonte de Oro Plata, alargado y casi continuo.

En general, aproximadamente por encima del nivel -150, los valores de Plata disminuyen gradualmente; incrementándose inversamente, los minerales de Oro y en

profundidad aumenta el mineral de Plata, indicando una posición paragenética más antigua.

En resumen, la mineralización de mena, del horizonte de metales preciosos y básicos muestra un intervalo vertical de aproximadamente 300 m y una extensión lateral de 1,500 a 2,500 m.

El borde superior del horizonte de metales preciosos, de la mayoría de las vetas, se encuentra parcialmente oxidada y constituye una franja estrecha de 20 a 60 m más o menos subparalela a la superficie topográfica erosionada. Esta franja de oxidación, está constituida mayormente por óxidos de manganeso (Pirolusita), hierro limonitas y remanentes de minerales de Plata.

3.19 Estratigrafía.

a) Rocas Sedimentarias.

Son las rocas más antiguas de la región de la edad cretácica y está representada por las siguientes formaciones:

- **Formación Hualhyani.**

Pertenece al grupo Yura y está conformada por cuarcitas con intercalación de areniscas y lutitas carbonosas con un espesor aproximado de 100 metros.

- **Formación Murco.**

Aflora parcialmente con una potencia de 100 metros y está compuesta por areniscas y lutitas que se vuelven rojizas por intemperismo. El tope de esta secuencia corresponde a la formación Arcurquina, que está constituida por calizas grises y azulinas se estima una potencia de 200 metros.

- **Formación Maure.**

Corresponde a los depósitos lacustrinos expuestos en forma localizada en ciertas áreas y sobreyacen en discordancia angular a los volcánicos Orcopampa y Shila, está compuesta de una interrelación de areniscas con tufos retrabajados de coloración verdosa; se estima que tiene un espesor de aproximadamente de 150 a 400 metros.

b) Rocas Volcánicas

- **Volcánicos Terciarios**

Los volcánicos terciarios sobreyacen en discordancia erosional a las cuarcitas Huarhuani e infrayacen a los basaltos Andagua. Está representado por los siguientes:

- **Volcánico Orcopampa**

Regionalmente es conocido como volcánicos Tacaza ampliamente distribuido en la sierra sur del Perú. En la región cubre gran parte del área y se encuentra sobre yaciendo en discordancia angular a las formaciones cretáceas. Está compuesta de una alternancia de brechas andesíticas gris verdosas con lavas andesíticas gris oscuras, presentando ocasionalmente depósitos lacústricos en la base y en predominio de piroclastos hacia el techo. La secuencia tiene un espesor de 500 a 600 metros.

- **Volcánico Shila.**

Se expone al sur de Caravelí, la secuencia está constituido por lavas brechosas y brechas volcánicas de composición riodacíticas, estimándose un espesor de 60 metros.

- **Volcánico Sencca.**

Se presenta en dos fases, una constituidas por tufos ignimbricos brechoides de composición riodacíticas y la otra compuesta por domos riolíticos.

c) **Volcánicos cuaternarios pleistocénicos.**

- **Volcánico Barroso.**

Se expone en el área sobre yaciendo en su mayor parte a los volcánicos Orcopampa y en menor área al domo riolítico y formación Maure. Está compuesto por conglomerados y aglomerados volcánicos seguidos por una potente columna de lavas andesíticas y andesitas basálticas porfíritica, se estima un espesor de 400 a 500 metros.

- **Volcánico Andagua.**

Afloran en el sur del área de Caravelí, cubriendo mayormente a los volcánicos Orcopampa y a los volcánicos Shila. Constituye la actividad volcánica más reciente y se caracteriza por el desarrollo conos volcánicos bien formados se considera un espesor de 100 a 500 metros.

3.20 Mineralización.

La mineralización del distrito de Chaparra se localiza en vetas sub paralelas, de rumbo predominante noroeste, continuas y bien desarrolladas. Existen algunas

estructuras que se disponen transversalmente con alto ángulo a las precedentemente mencionadas, aunque son estructuras menores y sólo forman clavos de importancia en raras ocasiones. Las vetas poseen desde pocos centímetros hasta más de 10 metros de potencia, con texturas de relleno de espacios abiertos como bandeados costriformes, en cucarda, crecimientos en peine y brechas. Los clavos mineralizados suelen ser continuos tanto horizontal como verticalmente. La mineralización consistente en Oro con cantidades variables de Plata y metales base.

La alteración hidrotermal más ampliamente distribuida es la propilitización, caracterizada por una alteración a clorita de los minerales máficos y en la pasta de las vulcanitas, mientras que las plagioclasas se encuentran alteradas de débil a fuertemente por sericita y/o calcita. En las cercanías de las vetas se reconoce un fuerte metasomatismo potásico, caracterizado por la presencia de cuarzo y adularia, con las plagioclasas frecuentemente sericitizadas y los minerales máficos cloritizados, y abundante pirita diseminada, mientras que en los sectores más altos se ha reconocido marcasita en cavidades y venillas. La alteración potásica y la silicificación suelen estar sobreimpuestas a la alteración propilítica dando a la roca un aspecto de brecha, con textura en rompecabezas y abundantes venillas de cuarzo-adularia.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 ANÁLISIS DE DATOS EN PERFORACION

La optimización de perforación y voladura se ha realizado en los Tajeos Porvenir y Alicia en el nivel 1840 m.s.n.m. de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. - Arequipa.

Para el diseño de perforación se han considerado los siguientes parámetros

Tabla 3. Parámetros operativos de la Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A.

| Parámetros | Anterior | Rediseñada |
|-------------------------|------------------------|------------------------|
| Tipos de roca | Semidura | Semidura |
| Densidad de la Roca | 2.65 Tm/m ³ | 2.65 Tm/m ³ |
| Potencia de tajeo | 1.90 m | 1,90 m |
| Equipo de perforación | Jack-leg | Stoper RNP |
| Longitud de tajeo | 45 m | 45 m |
| Tipo de perforación | Inclinada | Realce |
| Diámetro de Taladro | 38 mm | 38 mm |
| Longitud de barreno | 1.50 m | 1.80 m |
| Explosivo Semexsa E-65% | 1 ¼" x 8" | 1 ¼" x 8" y 7/8" x 7" |
| Buzamiento de la veta | 88 grados | 88 rados |

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.1 Perforación en los tajeos Porvenir y Alicia del nivel 1840 m.s.n.m.

La explotación del yacimiento mineral se ha realizado mediante el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional, indicando que en el tajeo Porvenir en su etapa inicial se ha realizado la perforación anterior y en el tajeo Alicia y Porvenir, también se ha realizado la perforación actual con el nuevo diseño de

mallas, calculando en ambos tajeos el número de taladros perforados y la cantidad de explosivos utilizados.

4.1.2 Diseño de malla de perforación anterior.

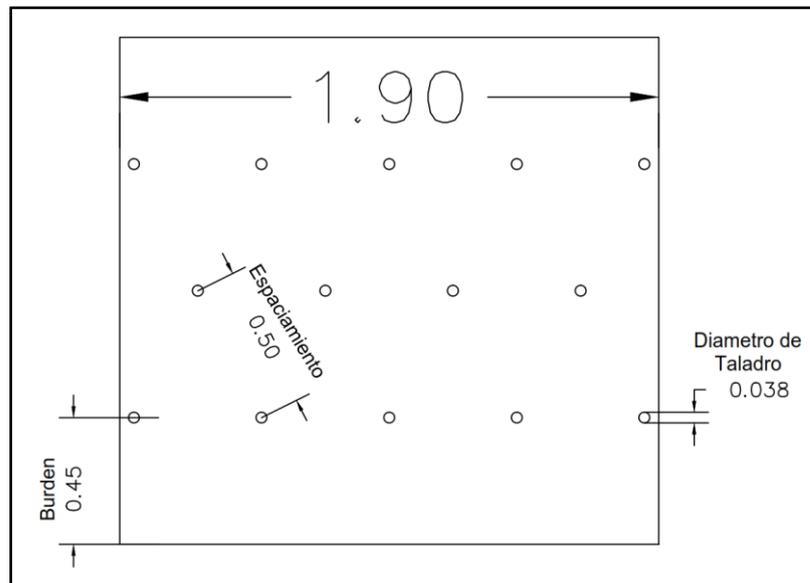
En el diseño de la malla de perforación anterior tiene una anchura de tajeo de 1,90 metros, cuyo Burden ha sido de 0,45 m y el espaciamiento cada 0,50 m, donde la forma de malla es en posición de taladros en triangular.

Tabla 4. Parámetros de malla de perforación anterior

| Parámetros | Valores |
|---------------------|---------|
| Burden | 0,45 m |
| Espaciamiento | 0,50 m |
| Ancho del tajeo | 1,90 m |
| Diámetro de taladro | 0,038 m |

Fuente: Departamento de planeamiento.

Figura 1. Diseño de malla de perforación anterior

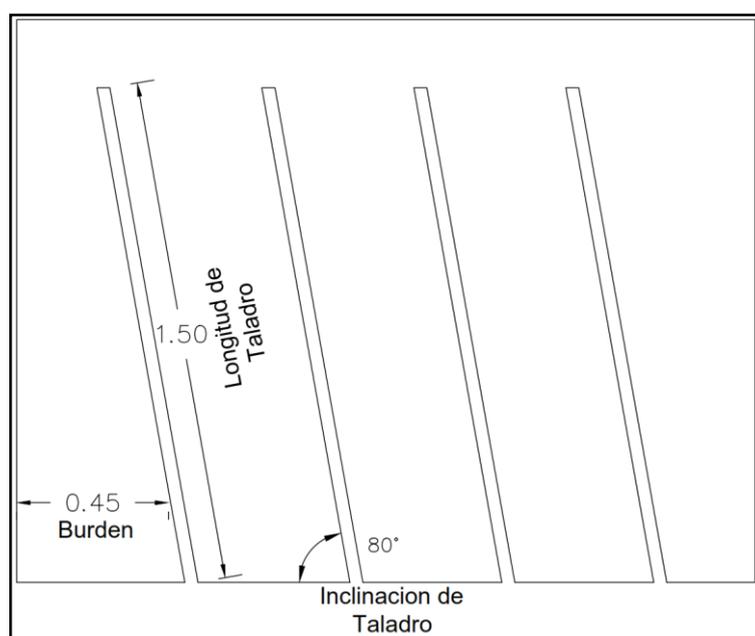


Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.3 Inclinación de taladros en la malla de perforación anterior.

La inclinación de los taladros en la malla de perforación es de 80° grados, donde la longitud de taladro es de 1,50 (Ver fig. 2) y esta inclinación tiene una eficiencia en la producción de toneladas por cada disparo realizado y eso de determinará posteriormente.

Figura 2. Inclinación de taladros en la malla de perforación anterior

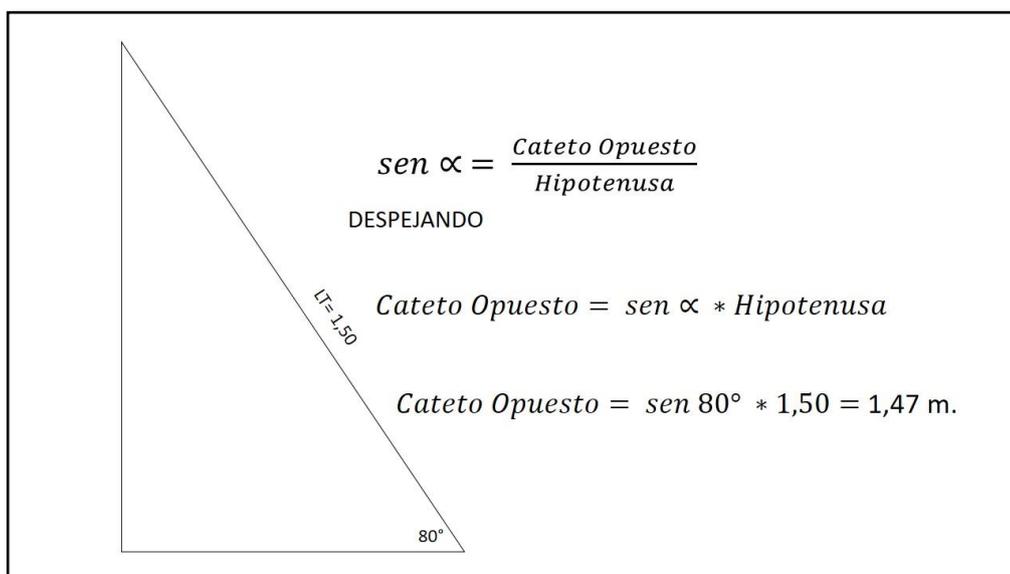


Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.4 Influencia de la inclinación del taladro anterior.

La longitud efectiva de perforación de un taladro inclinado se determina con el ángulo de la perforación seno de alfa igual al cateto opuesto entre hipotenusa, aplicando el **teorema de Pitágoras** y así obtendremos la nueva longitud de taladro anterior (Ver Fig. 3).

Figura 3. Determinación de longitud efectiva de perforación anterior

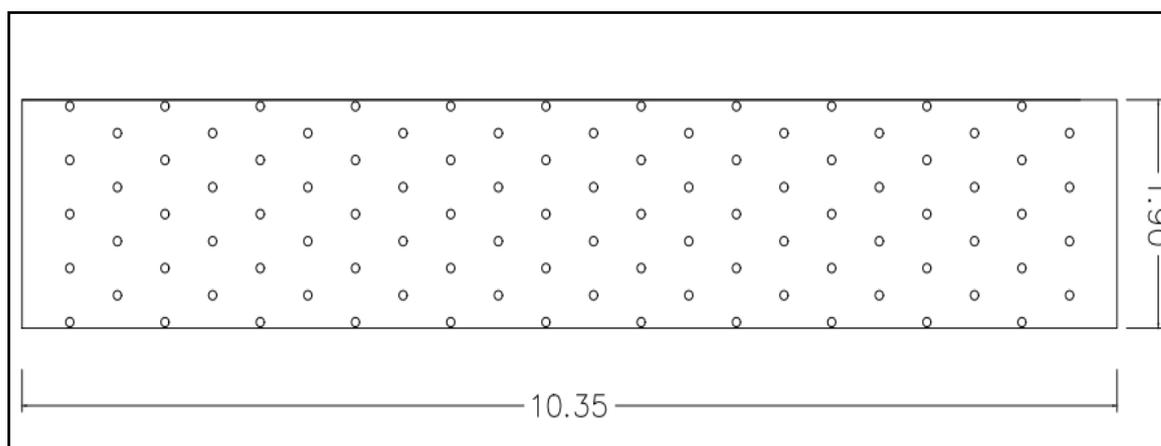


Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.5 Cantidad de taladros en la malla de perforación anterior.

El diseño de malla de perforación anterior es de tipo triangular de una dimensión rectangular de 10,35 metros de largo y 1,90 metros de ancho, donde la cantidad es de 99 taladros, distribuidos en forma zig – zag con 11 filas de 5 taladros y otras 11 filas de 4 taladros donde más se detalla en la tabla 5.

Figura 4. Diseño de número total de taladros anterior



Fuente: Departamento de planeamiento

Tabla 5. Resultados de perforación anterior

| Valores Operativos | Valores |
|--|-----------------|
| Dimensión de malla general | 10,35 m x 1,90m |
| Numero de taladros (<i>N° Tal</i>) | 99 Taladros |
| Longitud efectiva de perforación (<i>LEP</i>) | 1,47m |
| Eficiencia (<i>eff</i>) | 93% |
| Metros cúbicos por disparo (m^3) | 28,90 m^3 |
| Densidad de la roca (<i>d</i>) | 2.65 Tm/ m^3 |
| Toneladas métricas por disparo ($m^3 * d * eff$) | 71.22 tm |

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.6 Rediseño de la malla de perforación.

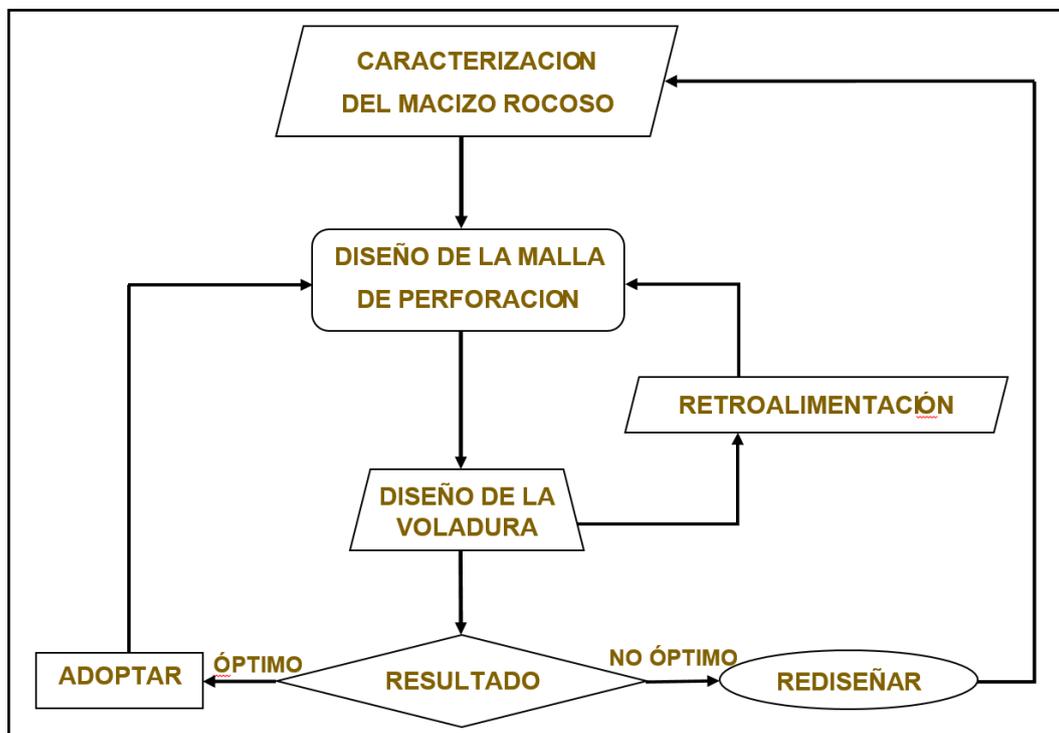
Para el rediseño de la malla de perforación, uno de los aspectos necesarios es la caracterización del macizo rocoso como un parámetro principal, y esto debe estar enlazado con el diseño de voladura dando una relación de ambos diseños.

El diseño de la voladura es la secuencia del encendido de los taladros y esto tiene la finalidad de conseguir una mejor fragmentación del material disparado y cada vez esto tiende a tener una mejora continua como una retroalimentación hasta mejorar el diseño.

Los resultados de los diseños de perforación y voladura son evaluados bajo los términos (óptimos y no óptimos) sí son óptimos es decir que tienen costos razonables y con alta rentabilidad, de acuerdo a eso se toma decisiones; los resultados son óptimos de dicho diseño estos son adoptados para poder trabajar y poco a poco mejorar dicho diseño, pero si estos resultados no son óptimos llegan

a ser rediseñados de acuerdo a los factores que intervienen del macizo rocoso a dicho diseño no óptimo.

Figura 5. Estructura de la secuencia de diseño de malla



Fuente: Departamento de planeamiento

4.1.7 Cambios de parámetros operativos para el nuevo diseño de malla.

Los cambios operativos que serán de mucha importancia para el nuevo diseño de malla de perforación, cuyos parámetros se muestran en la tabla 6.

Tabla 6. Cambios operativos para el nuevo diseño de malla

| Parámetros | Antes | Después |
|-------------------------|-------------------------------|----------------------------------|
| Longitud de barreno | 5 pies (1,50 metros) | 6 pies (1,80 metros) |
| Forma de malla | Triangular (taladros zig-zag) | Rectangular (taladros paralelos) |
| Inclinación de taladros | 80° | 90° |

Fuente: Departamento de planeamiento

4.1.8 Cálculo del burden máximo según la fórmula de Langefors.

La propuesta de Langefors para calcular el burden real primer se debe calcular el Burden Máximo con la siguiente expresión:

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_c \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

Donde:

B_{max} = Burden máximo (m)

D = Diámetro de barreno (mm)

ρ_c = Densidad de carga (Kg/m³)

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo

c = Constante de roca

f = Factor de fijación

S/B = Relación entre el espaciamiento y burden

4.1.9 Cálculo de parámetros para hallar el burden máximo.

Para hallar el Burden máximo es necesario calcular los parámetros que el criterio de Langefors propone, cuyos parámetros es la Densidad de carga, Constante de roca, Factor de fijación donde a continuación de determina.

- **Densidad de carga.**

La densidad de carga se obtiene a partir de los parámetros de explosivo, se determina con la siguiente expresión.

$$\rho_c = \rho_{exp.} \times D^2 \times 0.507$$

Donde:

ρ_c = Densidad de carga (kg/m)

$\rho_{exp.}$ = Densidad de explosivo (g/cm³)

D = Diámetro de explosivo (mm)

Para determinar la densidad de explosivo en g/cm³, se recurre a la tabla 7, donde se muestra las especificaciones técnicas.

Tabla 7. Especificaciones técnicas de explosivo SEMEXSA E-65%

| ESPECIFICACIONES TECNICAS | UNIDADES | SEMEXSA - E 65% | SEMEXSA - E 65% |
|---------------------------|-------------------|-----------------|-----------------|
| | | 1 1/4" x 8" | 7/8" x 7" |
| Densidad | g/cm ³ | 1.12 +/- 3% | 1.12 +/- 3% |
| Velocidad de detonación | m/s | 5,100 | 4,200 |
| Energía | KJ/Kg | 3,640 | 3,430 |
| Presión de detonación | Kbar | 80 | 70 |
| RWS** | % | 92 | 89 |
| Masa | g/Un | 84 | 79 |
| Dimensiones | mm | 28 x 200 | 22 x 180 |

Fuente: Semexsa E-65% (2019).

Reemplazando:

$$\rho_c = 1.12g/cm^3 \times (28mm)^2 \times 0.507$$

$$\rho_c = 0.45 \text{ Kg/m}$$

- **Constante de roca.**

La constante de roca se puede recurrir a la tabla 8 donde en el lugar de estudio se encuentra roca media por lo cual se toma $0,3 + 0,75 = 1.05$.

Tabla 8. Coeficiente de constante de roca (c.)

| ESPECIFICACIONES TECNICAS | CONSTANTE DE ROCA (c.) |
|---------------------------|------------------------|
| Roca Suave | 0.2 + 0.75 |
| Roca Media | 0.3 + 0.75 |
| Roca Dura | 0.4 + 0.75 |

Fuente: Langefors 1963.

- **Factor de fijación.**

Para el factor de fijación se tomará el valor de 1 debido de barrenos verticales (90°), cuyo valor se detalla en la tabla 9.

Tabla 9. Factor de fijación de taladros en perforación

| ESPECIFICACIONES TECNICAS | FACTOR DE FIJACION (f.) | |
|---------------------------|-------------------------|------|
| Barrenos Verticales | 90° | 1 |
| Barrenos Inclinas | 3:1 | 0.9 |
| Barrenos Inclinas | 2:1 | 0.85 |

Fuente: Langefors 1963.

Teniendo los datos reemplazables se determina el Burden maximo (B_{max})

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_c \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

$$B_{max} = \frac{38}{33} \sqrt{\frac{0.45 \times 0.91}{1.05 \times 1 \times 1.15}}$$

$$B_{max} = 1.15 \sqrt{0.30}$$

$$B_{max} = 0.64m$$

- **Burden real.**

El valor de burden real o (burden práctico) se obtiene a partir del burden máximo, considerando una corrección por la desviación de los barrenos y error de emboquillado, cuya fórmula es:

$$B = B_{max} - 2D - 0.02L$$

B = Burden real (m)

B_{max} = Burden máximo (m)

D = Diámetro de barreno (mm)

L = Longitud de barreno (m)

Reemplazando:

$$B = 0.64\text{m} - 2(0.038\text{m}) - 0.02(1.80\text{m})$$

$$B = 0.50\text{m}$$

- **Espaciamiento (S).**

El espaciamiento es la distancia entre taladros de la misma fila, se calcula en relación con la longitud del borde; y se determina con la siguiente expresión.

$$S = (1 - 1.5)B$$

S = Espaciamiento (m)

B = Burden Real (m)

Reemplazando:

$$S = 1.15(0,50\text{m})$$

$$S = 0.58\text{m}$$

4.1.10 Calcular el área de perforación (sección).

$$A = b \times l$$

$A = \text{Área (m}^2\text{)}$

$b = \text{Ancho (m)}$

$l = \text{Largo (m)}$

Reemplazando:

$$A = 1.9\text{m} \times 10\text{m}$$

$$A = 19\text{m}^2$$

4.1.11 Cálculo del volumen fragmentado.

$$V = A \times L \times Ep.$$

$V = \text{Volumen Volado (m}^3\text{)}$

$A = \text{Área del Tajo (m}^2\text{)}$

$L = \text{Longitud de barreno (m)}$

$Ep. = \text{Eficiencia de avance (\%)}$

Reemplazando:

$$V = 19\text{m}^2 \times 1.80\text{m} \times 0.93$$

$$V = 31.81\text{m}^3$$

4.1.12 Cálculo del volumen en toneladas métricas.

$$T_{Vol.} = V \times \rho_r$$

$Vol. = \text{Volumen en toneladas (TM)}$

$V = \text{Volumen volado (m}^3\text{)}$

$\rho_r = \text{Densidad de la roca (TM/ m}^3\text{)}$.

Reemplazando:

$$T_{Vol.} = 31.81m^3 \times 2.65TM/m^3$$

$$T_{Vol.} = 84.29TM$$

4.1.13 Malla de perforación rediseñada.

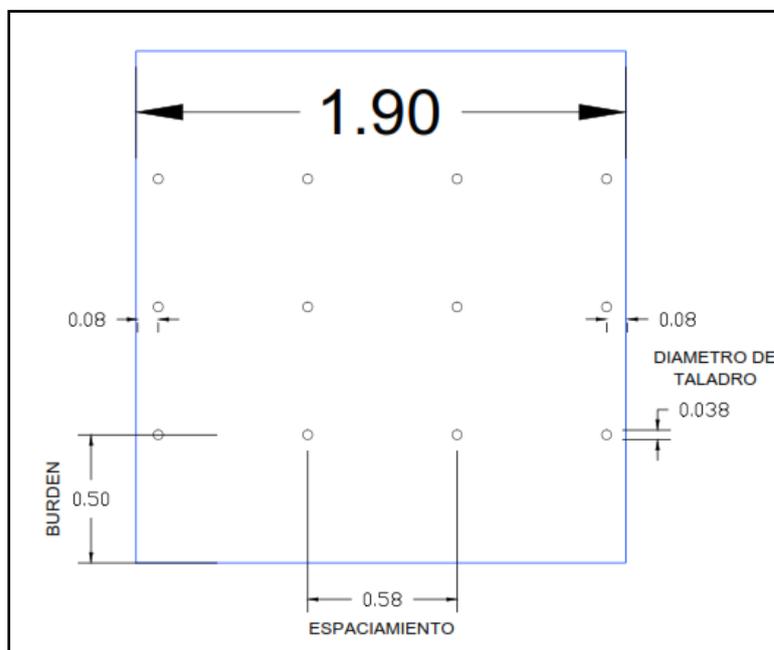
La malla de perforación rediseñada, cuyo Burden es de 0,50 m y el espaciamiento es de 0,58 m, donde la forma de malla en posición de taladros en rectangular con taladros paralelos.

Tabla 10. Parámetros de la malla de perforación rediseñada

| Parámetros | Valores |
|---------------------|---------|
| Burden | 0,50 m |
| Espaciamiento | 0,58 m |
| Ancho del tajeo | 1,90 m |
| Diámetro de taladro | 0,038 m |

Fuente: Departamento de planeamiento.

Figura 6. Malla de perforación rediseñada

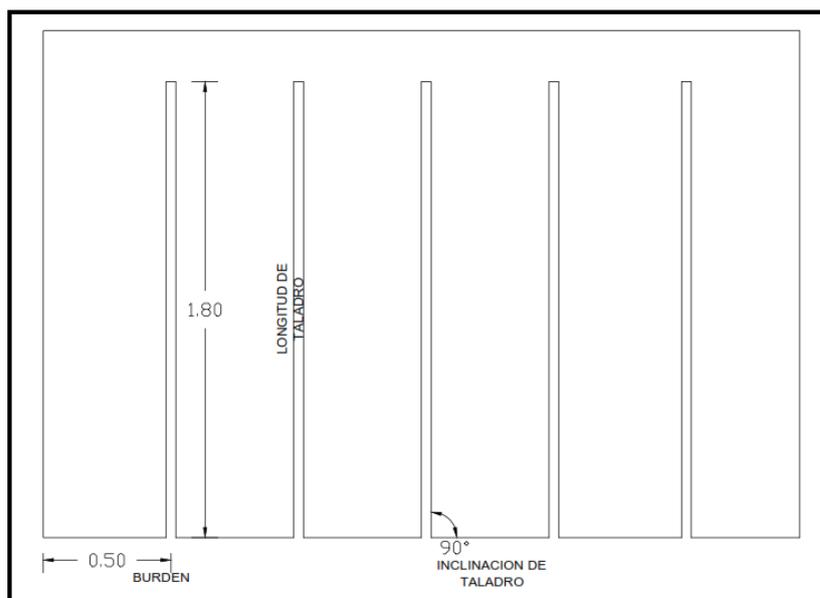


Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.14 Inclinación de taladros en la malla de perforación rediseñada.

La inclinación de los taladros en la malla de perforación es de 90° grados, donde la longitud de taladro es de 1,80 (Ver fig. 7).

Figura 7. Inclinación de taladros en la malla de perforación rediseñada

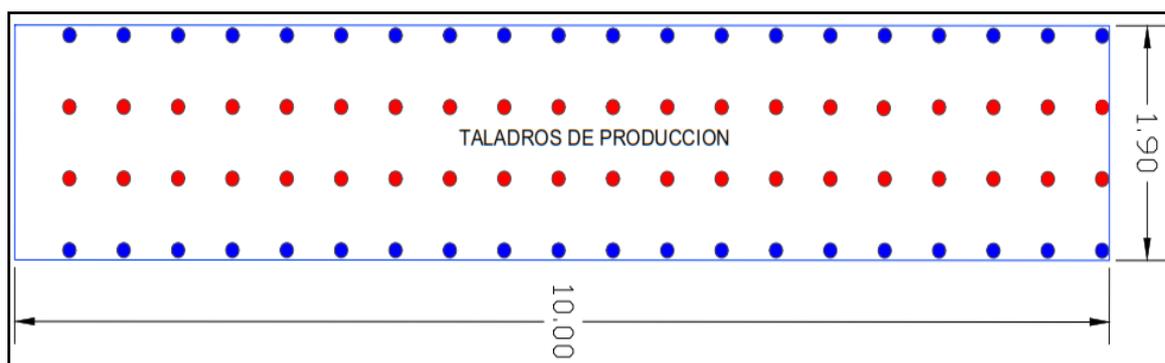


Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.15 Cantidad de taladros en la malla de perforación rediseñada.

El diseño de malla es de tipo rectangular de una dimensión de 10 metros de largo y 1,90 metros de ancho, donde la cantidad es de 80 taladros distribuidos en forma paralela con 20 filas de cuatro taladros cada uno. Lo cual se muestra en la figura 8.

Figura 8. Cantidad total de taladros rediseñada



Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 11. Resumen de rediseño de malla

| Valores Operativos | Valores |
|--|------------------------|
| Dimensión de malla general | 10 m x 1,90m |
| Numero de taladros (<i>N° Tal</i>) | 80 Taladros |
| Longitud efectiva de perforación (<i>LEP</i>) | 1,80m |
| Eficiencia (<i>eff</i>) | 93% |
| Metros cúbicos por disparo (<i>m³</i>) | 31,81 m ³ |
| Densidad de la roca (<i>d</i>) | 2.65 Tm/m ³ |
| Toneladas métricas por disparo (<i>m³ *d</i>) | 84.29tm |

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.16 Cálculo de costos de perforación.

Para poder hallar los costos de perforación se determina el tiempo total del ciclo de perforación y la velocidad de perforación.

4.1.17 Control de tiempo en el ciclo de perforación.

En la tabla 15, se muestra los tiempos de perforación y demoras operativas, para calcular el ciclo de perforación, se tiene que hacer el proceso de recolección de datos en el campo o en el frente de perforación, para determinar dichos tiempos se toma el tiempo de perforación efectiva, tiempo de demoras operativas y el tiempo total de dicho proceso.

Tabla 12. Control de tiempo en el ciclo de perforación

| Proceso | Tiempo |
|------------------------------------|--------------------|
| Empate | 0.10 min |
| Perforación por taladro | 3.42 min |
| Retracción de barreno | 0.20 min |
| Cambio o reposición | 0.40 min |
| Imprevisto | 0.18 min |
| Tiempo total de perforación | 4.3 min/tal |

Fuente: Oficina técnica de perforación

4.1.18 Cálculo de la velocidad de perforación.

Para el cálculo de la velocidad de perforación es importante contar la longitud de avance de Perforación, el tiempo de perforación por taladro, seguidamente se calcula por la formula siguiente.

$$\text{Velocidad de Perforación} = \frac{\text{Longitud de taladro}}{\text{Tiempo efectivo por taladro perforado}}$$

$$\text{Velocidad de Perforación} = \frac{1.80}{4.3} = 0.40 \text{ m/min}$$

4.1.19 Cálculo del tiempo total de perforación.

En el tiempo total de perforación se suma la cantidad de tiempos muertos, en donde el personal de perforación no realiza ningún tipo de trabajo, cumplen con el protocolo que consta charla de cinco minutos, llenado de herramientas de gestión, inspección a la zona de trabajo y la instalación de equipos de perforación, el total de esos tiempos muertos es de 40 minutos en promedio, cuyo cálculo se determina por la siguiente formula.

$$T.T.P. = \text{Ciclo perf./taladro} \times \#\text{Taladros} + \text{Tiempos Muertos}$$

$$T. T. P. = 4.3 \text{ min/tal} \times 80 \text{ Tal} + 40$$

$$T. T. P. = 384 \text{ min equivalente a } \mathbf{6.4 \text{ horas}}$$

4.1.20 Costos de perforación optimizada.

En cada guardia se perfora un total de 80 taladros de 6 pies, la longitud lineal de perforación es de 480 pies que demora un total de 6.4 horas, cuyos costos de perforación serán calculados de la siguiente manera.

Tabla 13. Costos de mano de obra

| Mano de obra directa | Número de personal | Jornal en Soles | Costo *US \$. |
|----------------------|--------------------|-----------------|---------------|
| Supervisor de mina | 01 | 65 | 19.40 |
| Perforista | 01 | 65 | 19.40 |
| Ayudante perforista | 01 | 55 | 16.42 |
| Bodeguero | 01 | 50 | 14.93 |
| Sub total | | | 70.15 |
| Leyes sociales | 60% | | 42.09 |
| Total | | | 112.24 |

*1US\$ = 3.35 soles.

Fuente: Oficina técnica.

Tabla 14. Costo de máquina perforadora.

| Equipo | Costo US \$ | Vida útil Pies | US \$/pie perforados | US \$. |
|---------------------|-------------|----------------|----------------------|--------|
| Máquina Perforadora | 5 120 | 120,000 | 0.043 | 20.64 |

Fuente: Administración de la empresa.

Tabla 15. Costo de aceros de perforación

| Accesorios | Cantidad | US\$ /unid | Vida útil/pie | US \$/pie perforados | US \$. |
|-------------------|-----------------|-----------------------|--------------------------|---------------------------------|---------------|
| Barreno | 1 | 110 | 1000 | 0.11 | 52.8 |
| Barra cónica | 1 | 95 | 1200 | 0.08 | 38.0 |
| Broca de 38mm | 1 | 45 | 400 | 0.11 | 54.0 |
| Total | | | | | 144.8 |

Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 16. Costo de accesorios y lubricantes

| Mangueras y Accesorios | Cant | US \$/m | Vida útil /pie | US \$/pie perforados | US \$. |
|-----------------------------------|-------------|----------------|---------------------------|---------------------------------|---------------|
| Manguera de ½ pulg. | 40 m | 1.50 | 1 100 | 0.05 | 24 |
| Manguera de 1 pulg. | 40 m | 2.85 | 1 100 | 0.10 | 48 |
| Aceite de perforación | 0.25gal | 12.5 \$/gal | 1 | | 3.12 |
| Total | | | | | 58.92 |

Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 17. Costo de herramientas y otros

| Descripción | Medida | Cantidad | Costo US \$. | Vida Útil /día | US \$. |
|--------------------|---------------|-----------------|-------------------------|---------------------------|---------------|
| Barrerillas | Unidad | 1 | 10.35 | 60 | 0.17 |
| Lampas | Unidad | 1 | 14.60 | 120 | 0.12 |
| Picos | Unidad | 1 | 14.70 | 120 | 0.12 |
| Alambre | kg. | 0.25 | 1.50 | 1 | 1.60 |
| Llave stilson N°14 | Unidad | 1 | 16.60 | 360 | 0.05 |
| Atacador de madera | Unidad | 1 | 2.50 | 60 | 0.04 |
| Costo total | | | | | 2.11 |

Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 18. Costo de aire comprimido

| Costo/hora | Tiempo de Perforación | US \$. |
|------------|-----------------------|--------|
| 10 \$ | 6.4 horas | 64 \$ |

Fuente: Administración de la empresa.

Tabla 19. Costo de implementos de seguridad

| Descripción | Medida | Cant. | US \$/Pza | Vida Útil/Día | US \$. |
|------------------------|--------|-------|-----------|---------------|--------------|
| Protector | Pza | 4 | 12.9 | 300 | 0.2 |
| Guantes de cuero | Pza | 4 | 4.75 | 25 | 0.76 |
| Correa porta lámpara | Pza | 4 | 3.7 | 300 | 0.48 |
| Botas de jebe | Pza | 4 | 21.15 | 180 | 0.48 |
| Mameluco | Pza | 4 | 23.5 | 180 | 0.56 |
| Respirador | Pza | 4 | 22.6 | 180 | 0.6 |
| Filtro de respiradores | Pza | 4 | 5.7 | 15 | 1.52 |
| Tapón de oídos | Pza | 4 | 2.5 | 120 | 0.12 |
| Ropa de jebe | Pza | 4 | 31.65 | 120 | 1.12 |
| Lentes de seguridad | Pza | 4 | 10.45 | 120 | 0.36 |
| Lámpara a batería | Pza | 4 | 116.2 | 120 | 3.88 |
| Costo total | | | | | 10.08 |

Fuente: Departamento de planeamiento.

- **Resumen del costo total de perforación.**

El costo total de perforación se determina sumando los costos de mano de obra, máquina de perforación, aceros, accesorios, herramientas y otros lo cual se detalla en la tabla 23.

Tabla 20. Resumen de costos de perforación

| Descripción | US \$ |
|-----------------------------------|------------------|
| Costo de mano de obra | 112.24 \$ |
| Costo de máquina de perforación | 20.64 \$ |
| Costo de aceros de perforación | 144.8 \$ |
| Costo de aire comprimido | 64 \$ |
| Costo de accesorios y lubricantes | 58.92 \$ |
| Costo de herramientas y otros | 2.11 \$ |
| Costo de implementos de seguridad | 10.08 \$ |
| Costo total perforación. | 412.79 \$ |

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.21 Cálculo de costos de perforación por tonelada métrica.

Para hallar los costos de tonelada métrica se tomarán en cuenta el costo total perforación invertidos en un disparo entre la producción total del disparo.

$$\text{Costo por tonelada} = (\text{Costo de perforacion } (\$)) / (\text{Produccion (tm)})$$

Reemplazando:

$$\text{Costo por tonelada} = 412.79 \$ / 84.29$$

$$\text{costo por tonelada} = \mathbf{4.90 \$ / tm}$$

4.1.22 Comparación de costos de perforación anterior y la optimizada.

Los costos operativos son determinados por la cantidad de pies perforados anteriores lo cual en la malla anterior se perforaba 99 taladros cada uno con una dimensión de 5 pies que en total son 495 pies.

Tabla 21. Análisis comparativo de costos de perforación

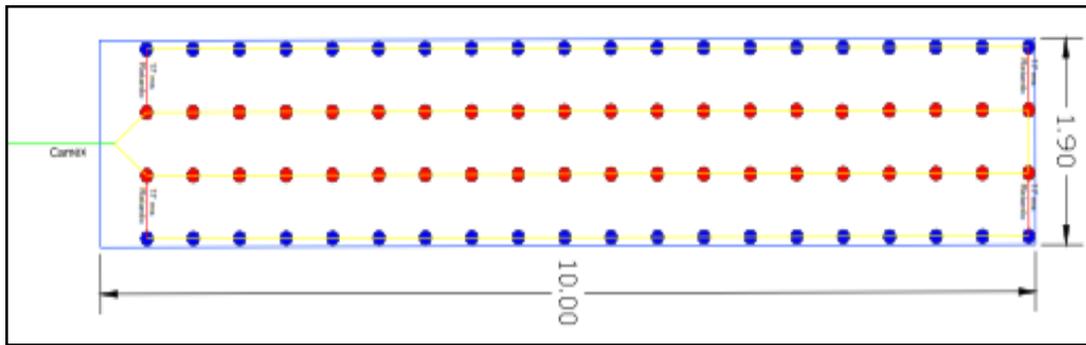
| Descripción | Anterior | Optimizado |
|--|-------------------|-------------------|
| | (99tal) | (80tal) |
| Costo de mano de obra (costo/tal =1.403) | 138.9 \$. | 112.24 \$. |
| Costo de máquina de perforación | 25.54 \$. | 20.64 \$. |
| Costo de aceros de perforación | 178.2 \$. | 144.8 \$. |
| Costo de aire comprimido | 79.2 \$. | 64 \$. |
| Costo de mangueras y accesorios | 72.9 \$. | 58.92 \$. |
| Costo de herramientas y otros | 2.61 \$. | 2.11 \$. |
| Costo de implementos de seguridad | 12.47 \$. | 10.08 \$. |
| Costo total de perforación | 509.82 \$. | 412.79 \$. |
| Producción por toneladas | 71.22 Tm | 84.29 Tm |
| Costo por TM | 7.16 \$/Tm | 4.90 \$/Tm |

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.2 ANÁLISIS DE COSTOS DE VOLADURA

4.2.1 Cálculo de la cantidad de explosivos para los taladros.

Para hallar la cantidad de cartuchos por cada taladro se menciona que en este nuevo diseño de malla está constituido por 80 taladros de los cuales 40 taladros de centro (rojos) son de producción y los 40 taladros extremos son de recorte y estos taladros contendrán diferentes explosivos.

Figura 9. Diseño de malla de voladura optimizada

Fuente: Departamento de planeamiento.

Para hallar la cantidad de explosivos se usa la siguiente formula

$$N^{\circ}\text{cart.} = \frac{\frac{2}{3} \times L_{\text{tal}}}{L_c}$$

Donde:

$N^{\circ}\text{cart.}$ = Número de cartuchos

L_{tal} = Longitud de taladro (m)

L_c = Longitud de cartucho (m).

Para hallar el número de cartucho por taladros se requiere multiplicar la cantidad de cartuchos por taladros por la cantidad de taladros de producción y recorte respectivamente.

$$\frac{N^{\circ} \text{ Cart}}{\text{disparo}} = \# \text{cart/tal} \times \text{total de taladros}$$

Tabla 22. Cálculo de cantidad de cartuchos

| Descripción | Tal. Producción | Tal. Recorte |
|------------------------------------|-----------------|---------------|
| Numero de taladros | 40 | 40 |
| Tipo de cartucho (Semexsa E-65%) | 1 ¼” x 8” | 7/8” x 8” |
| Longitud de cartucho | 0.20m | 0.18m |
| Numero de cartuchos por taladros | 6 | 6.74 |
| Cantidad total de cartuchos | 240 | 269.60 |

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.2.2 Cálculo de kilogramos de explosivos por voladura.

Para hallar la cantidad de kilogramos de explosivo por cada disparo se determina multiplicando la cantidad de total de cartuchos utilizados con el peso del cartucho.

$$\frac{\text{Kg Exp.}}{\text{Vol}} = \# \text{ Cart} \times \text{peso del cartucho en kg}$$

Tabla 23. Cálculo de cantidad de kg de explosivo

| Descripción | Tal. Producción | Tal. Recorte |
|---------------------------------------|-----------------|-----------------|
| Tipo de cartucho (Semexsa) | 1 ¼” x 8” | 7/8” x 8” |
| Peso de cartucho | 0.139 kg | 0.079 kg |
| Cantidad total de cartuchos | 240 | 269.60 |
| Cantidad de kg de explosivo | 33.36 kg | 21.30 kg |
| Cantidad de total kg explosivo | | 54.66 kg |

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.2.3 Cálculo de factor de carga.

El factor de carga la relación de la cantidad de Kilogramos de explosivo utilizado para romper una tonelada de Roca, cuya expresión se calcula con la siguiente ecuación.

$$F_c = T_{Exp.} / T_{Vol.}$$

Kilogramos de explosivo a utilizar para romper una tonelada de roca

Reemplazando:

$$Fc = 54.66\text{kg}/84.29\text{Tm}$$

$$Fc = 0.64 \text{ Kg/TM}$$

Kilogramos de explosivo a utilizar para romper un metro cubico de roca

Reemplazando:

$$Fc = 54.66\text{kg}/31.81\text{m}^3$$

$$Fc = 1.72 \text{ Kg/m}^3$$

Kilogramos de explosivo a utilizar para avanzar un metro lineal en tajo

Reemplazando:

$$Fc = 54.66\text{kg}/1.80\text{m}$$

$$Fc = 30.37 \text{ Kg/ml}$$

Tabla 24. Factor de carga

| Factores de Carga | Tal. Producción |
|-------------------|-----------------|
| Kg/TM | 0.64 |
| Kg/Metro cubico | 1.72 |
| Kg/ Metro lineal | 30.37 |

Fuente: Departamento de planeamiento.

Los costos de voladura son hallados de acuerdo a los costos de SEMEXSA E-65% y los, así como se detalla en las siguientes tablas.

Tabla 25. Costos de dinamita por voladura

| Dinamita | US \$/Unid | Cantidad | US \$. |
|----------------------------------|-------------------|-----------------|-------------------|
| Semexsa E-65% 1.1/4" +/- 8" | 0.50 | 240 | 120 \$. |
| Semexsa E-65% 7/8" +/- 7" | 0.35 | 269.6 | 94.36 \$. |
| Costo total de explosivo. | | | 214.36 \$. |

Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 26. Costos de accesorios de voladura

| Descripción | Unidad | US \$. | Cantidad | US \$. |
|--------------------|---------------|---------------|-----------------|-------------------|
| Cordón detonante | Metros | 0.45 | 90 | 40.5 \$. |
| Exsanel | Unidad | 1.08 | 80 | 86.4 \$. |
| Retardos | Unidad | 1.23 | 4 | 4.92 \$. |
| Carmex | Unidad | 0.65 | 1 | 0.65 \$. |
| Total | | | | 132.47 \$. |

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.2.4 Comparación de costos de voladura anterior y la optimizada.

El análisis comparativo de los costos de voladura optimizada y con la anterior se hizo muchos cambios uno de ellos es el uso de pistola de carguío y también se utilizaba en ves de taco el ANFO y cosa que en el nuevo diseño de voladura ya no se utiliza el ANFO sino al contrario se utiliza tacos envueltos en periódicos para tapar la cantidad restante de los 2/3 del taladro, más detalles se muestra en la tabla 27.

Tabla 27. Análisis comparativo de costos de voladura

| Descripción | Unidad | Anterior | Optimizado |
|---------------------------------------|--------------|---------------|---------------|
| | | (99tal) | (80tal) |
| Costo de dinamita E-65% 1.1/4" +/- 8" | \$. | 148.5 | 120 |
| Costo de dinamita E-65% 7/8" +/- 7" | \$. | - | 94.36 |
| Costo de ANFO | \$. | 150 | - |
| Costo de accesorios voladura | \$. | 104.07 | 132.47 |
| Costo total de voladura | \$. | 402.57 | 346.83 |
| Producción por tonelada | Tm | 71.22 | 84.29 |
| Costo por TM | \$/Tm | 5.65 | 4.12 |

Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 28. Resultados finales del rediseño de malla y voladura

| Descripción | Anterior | Optimizado | Diferencia |
|-----------------------------------|-------------------|-------------------|-------------------|
| Costos de perforación | 509.82 \$. | 412.79 \$. | 97.03 \$. |
| Costos de perforación (Tm) | 7.16 \$/Tm | 4.90 \$/Tm | 2.26 \$/Tm |
| Costos de voladura | 402.57 \$. | 346.83 \$. | 55.74 \$. |
| Costos de voladura (Tm) | 5.65 \$/Tm | 4.12 \$/Tm | 1.53 \$/Tm |
| Costo total | 12.81 \$/Tm | 9.02 \$/Tm | 3.79 \$/Tm |
| Total, de producción (Tm) | 71.22 Tm | 84.29 Tm | 13.07 Tm |
| Costo total de producción | 912.33 \$. | 760.30 \$. | 152.03 \$. |

Fuente: Departamento de planeamiento.

CONCLUSIONES

Una vez rediseñada la malla perforación, la cantidad de taladros ha disminuido desde 99 taladros a 80 taladros, también tiene una reducción de costos considerables desde 509.82 dólares a 412.79 dólares con una diferencia de 97.03 dólares, se obtiene una reducción de costos en perforación un total de 19.03% de beneficio para la Empresa.

Con el nuevo diseño carga explosiva, los costos de voladura se han minimizado desde 402.57 dólares a 346.83 dólares con una diferencia de 55.74 dólares, también se obtiene una reducción de costos en voladura un total de 13.85% de beneficio para la Empresa.

RECOMENDACIONES

1. Se debe de cumplir las medidas establecido del nuevo diseño de malla de perforación, controlar los parámetros en el proceso de perforación, hacer constante retroalimentación en el diseño de malla de perforación, de esa forma seguir optimizando los costos en perforación.
2. Cumplir con la cantidad de carga explosiva ya establecida, si es necesario recalcular el factor de carga según las características del macizo rocoso, analizar los resultados de la voladura para adoptar o sino para rediseñar el proceso.
3. La perforación y voladura son actividades mineras estrechamente ligadas y también son inyectivas el control de ambas operaciones, se recomienda constante capacitación a los involucrados en la operación de perforación y voladura de rocas.

BIBLIOGRAFÍA

- Cámac, T. (2005), *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. FIM-UNA. Puno.
- Chambi, A. (2011), *Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A.*
- Chahuares, S. (2012), *Nuevo Diseño de Malla para Mejorar la Perforación y Voladura en Proyectos de Explotación y Desarrollo Mina EL COFRE.*
- EXSA. (2001), *Manual Práctico de Voladura, Edición Especial, Perú.*
- Frisancho, G. (2006), *Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea”*
- Famesa, E. (2008), *Seguridad asociada a la manipulación y uso de explosivos en mina subterránea.*
- Jáuregui, A. (2009), Tesis, *Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura”*. Presentada a la Facultad de Ciencias Ingeniería, Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Laricano, E. (1995), *Optimización de Costos en las Labores de Desarrollo Minera Pachapaqui S.A.*
- López, C. (1994), *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*, Instituto Geológico y Minero España. Edición 1994.
- López, C. (1997), *Manuel de Túneles y Obras Subterráneas Madrid*, Gráficas Arias Montano.
- Langerfors, U. (1963), *Técnica Moderna de Voladura de Rocas España, ediciones URMO S.A. 2^{da} edición*
- Lupaca, J. (2009), *Costos en Operaciones Mineras Unitarias Subterráneas.*
- Mamani, N. (2015), en su tesis *Optimización de Costos de perforación y voladura en la mina Maribel de Oro A-Ananea*, Universidad Nacional del Altiplano-Puno.

- Mendoza, J. (2006), *Perforación y voladura*, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.
- Rodríguez, R. (2011), *Mejoramiento de Operaciones Unitarias en Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Unidad Minera EL COFRE*.
- Suasaca, Y. (2014), en su tesis *Análisis de costos operativos para optimizar la Perforación y Voladura en la Unidad Minera EL COFRE*, Universidad Nacional del Altiplano-Puno.
- Tapia, W. (2015), en su tesis *Optimización de la producción y avance mediante diseño de perforación y voladura en rampa 650 en la Empresa Especializada IESA S.A. CIA Minera ARES S.A.C.*, Universidad Nacional del Altiplano- Puno.
- Ticlavilca, E. (2010), *Diseño de Perforación y Voladura en el tajo Susan de la Unidad Minera Corihuarmi Compañía Minera I.R.L.*
- Vargas, E. (2009), *Voladura controlada en labores de desarrollo y preparación de la mina Animon Chungar S.A.C."*

ANEXOS

