

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**MINIMIZACIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
MEDIANTE EL REDISEÑO DE MALLA EN EL FRENTE DE LAS
CHIMENEAS 905 y 965 EN LABORES CIEGAS DE LA UNIDAD
MINERA ESPERANZA- AREQUIPA**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. URIEL HIDALGO RAMOS TURPO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2018



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

TESIS

MINIMIZACIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE EL REDISEÑO DE MALLA EN EL FRENTE DE LAS CHIMENEAS 905 y 965 EN LABORES CIEGAS DE LA UNIDAD MINERA ESPERANZA- AREQUIPA

PRESENTADA POR:

Bach. URIEL HIDALGO RAMOS TURPO

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

INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR:

PRESIDENTE DEL JURADO

Ing. David Velásquez Medina

PRIMER MIEMBRO

Ing. Amilcar Terán Dianderas

SEGUNDO MIEMBRO

Ing. Arturo Rafael Chayña Rodríguez

DIRECTOR DE TESIS

Dr. Jorge Durant Broden

Área: Ingeniería de Minas

Tema: Análisis de costos mineros

Fecha de sustentación: 07 de setiembre del 2018

DEDICATORIA

A Dios todo poderoso por guiarme en todas mis decisiones, planes que ha de realizarse y por bendecirme con salud y bienestar para así encaminarme como profesional calificado.

A mis distinguidos padres, por su apoyo desinteresado hacia mi persona para culminar mis estudios universitarios y lograr mi anhelo de ser Ingeniero de Minas.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradezco a Dios creador del universo, a mis padres Fermín y Nancy, a mis hermanos Mónica, Alexander y Marco por el apoyo y la oportunidad que me dieron para ser un profesional, ya que siempre han sido mi motor y motivo para poder conseguir los logros que hasta el momento he alcanzado lograr para culminar mi trayectoria profesional.

Así mismo agradezco a mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, por brindar la oportunidad para realizar mis estudios universitarios.

También agradecer a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas y personal docente por haberme transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

Finalmente, mi especial agradecimiento a la Compañía Minera CROACIA E.I.R.L. de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa, por haberme brindado la oportunidad de realizar el presente estudio de investigación.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE GENERAL	v
ÍNDICE DE TABLAS	vii
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE ANEXOS	ix
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS.....	x
RESUMEN	xi
ABSTRACT.....	xii

CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN

1.1 Descripción de la realidad problemática.....	1
1.2 Formulación del problema.....	2
1.2.1 Pregunta general	2
1.2.2 Preguntas específicas:.....	2
1.2 Objetivos de la investigación	2
1.2.1 Objetivo general.....	2
1.2.2 Objetivos específicos	2
1.3 Justificación de la investigación.....	3
1.4 Limitaciones del estudio.....	3
1.5 Viabilidad del estudio.....	3

CAPÍTULO II REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación.....	4
2.2 Bases teóricas.....	5
2.2.1 Diseño de la malla de perforación y cálculo de carga.....	5
2.2.2 Dimensionamiento de la voladura	8
2.2.3 Cálculo y distribución de la carga explosiva	9
2.2.4 Mecánica de rotura de rocas	16
2.2.5 Estimación de los costos de operación	21
2.3 Formulación de la hipótesis.....	27
2.2.3 Hipótesis general.....	27

2.2.4 Hipótesis específicas	27
CAPÍTULO III	28
MATERIALES Y MÉTODOS	28
3.1. Diseño metodológico	28
3.2. Población.....	29
3.3. Muestra.....	29
3.4. Operacionalización de variables	29
3.4.1. Variable independiente	29
3.4.2. Variable dependiente	29
3.5 Técnicas de recolección de datos.	30
3.5.1 Instrumentos de recolección de datos	30
3.5.2 Técnicas para el procesamiento de la información.....	31
3.6 Ubicación.	31
3.7 Accesibilidad	32
3.8 Geología	32
3.8.1 Geología regional.....	32
3.8.2 Geología estructural.....	34
3.8.3 Tipos de depósito	35
 CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN	
4.1 Análisis de resultados.....	36
4.2 Contrastación de las hipótesis.....	37
4.2.1 Resultados comparativos de perforación	37
4.3 Resultados comparativos de voladura.....	41
4.4 Costo de perforación y voladura anterior en la chimenea 905.....	44
4.5 Nuevo diseño de la malla de perforación en la chimenea 965.....	46
4.6. Voladura optimizada en la Chimenea 965	46
4.7 Costo de perforación y voladura optimizado en la chimenea 965	48
4.8. Discusión de resultados de perforación y voladura	50
CONCLUSIONES	55
RECOMENDACIONES	56
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	57
ANEXOS	58

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Constante del tipo de roca "K"	7
Tabla 2.2. Tipo De Roca Y Explosivos	7
Tabla 3.1. Operacionalización de variables	30
Tabla 3.2. Coordenadas UTM de la concesión	31
Tabla 3.3. Ubicación del derecho minero esperanza de Caravelí.....	32
Tabla 3.4. Ruta de acceso a la mina esperanza de Caraveli.....	32
Tabla 4.1 Distribución de taladros	38
Tabla 4.2. Distribución de taladros optimizados	40
Tabla 4.3. Consumo de explosivos en la voladura anterior	41
Tabla 4.4. Resumen de resultados en la voladura anterior	43
Tabla 4.5. Distribución de taladros optimizados	46
Tabla 4.6. Consumo de explosivos famesa 65%	46
Tabla 4.7. Resumen de resultados de la voladura optimizada	48
Tabla 4.8. Resumen de resultados comparativos de perforación anterior y optimizada.	51
Tabla 4.9. Resumen de los costos de perforación y voladura.....	53

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Corte angulares pirámide y cuña	10
Figura 2.2. Corte paralelo.	11
Figura 2.3: Formas de distribución de taladros.....	12
Figura 2.4. Posición mostrada en el corte al hastial derecho	12
Figura 2.5. Posición mostrada en el corte.....	13
Figura 2.6. Taladro de alivio de diámetro muy pequeño	14
Figura 2.7. Desviaciones en el paralelismo:	14
Figura 2. 8. Irregular longitud de los taladros.....	15
Figura 2.9. Intersección entre taladros.....	15
Figura 2.10. Sobrecarga.	15
Figura 4.1. Corte quemado	37
Figura 4.2. Diseño de malla de perforación anterior	38
Figura 4.3. Nuevo diseño de malla optimizada	40
Figura 4.4. Resultados comparativos de perforación y voladura.....	52
Figura 4.5. Costos comparativos de perforación y voladura	54

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Diseño de tolva en chimeneas.	59
Anexo 2. Armado de buzón camino en chimeneas de doble compartimiento.	60
Anexo 3. Armado de buzón camino en chimeneas de doble compartimiento.	61
Anexo 4. Armado de cuadros de madera en chimeneas de doble compartimiento.	62
Anexos 5. CUT – OFF 2018	63
Anexo 6. Plano de ubicación y acceso N° 01	64
Anexo 7. Plano geológico superficial N° 02.....	65
Anexo 8. Plano de diseño de mallas de chimeneas de doble compartimiento sección 1.20 x 2.70 N° 03	66

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

TM	:	Tonelada métrica.
NE	:	Noreste.
NW	:	Noroeste.
NNW	:	Norte Noroeste.
SSE	:	Sur Suroeste.
PETS	:	Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro.
IPERC	:	Identificación de Peligros, Evaluación y Control de Riesgo
NV	:	Nivel
m.s.n.m.:		Metros sobre el nivel del mar.

RESUMEN

La Unidad Minera Esperanza, está ubicada en la franja costanera de la Cordillera Occidental de los Andes dentro de la jurisdicción de Distrito de Atico, Provincia de Caravelí, Departamento de Arequipa y actualmente para la explotación del yacimiento aurífero requiere chimeneas en las labores ciegas del nivel 1720, por tanto es necesario construir chimeneas para el movimiento del caudal de aire viciado y mejorar el sistema de ventilación en las labores mineras del nivel 1720. En el desarrollo inicial de estas chimeneas se ha afrontado el problema de elevados costos de perforación y voladura en el avance lineal. El objetivo primordial del trabajo de investigación es minimizar los costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla de perforación y el factor de carga explosiva en el frente de la chimenea 965 del nivel 1720, de la Unidad Minera Esperanza. Las chimeneas 905 y 965 tendrán una longitud de 50 metros lineales y una sección de 1.20m x 2.70m. La metodología ha consistido en su primera fase evaluar el desarrollo de perforación y voladura anterior de la Chimenea 905. Esta operación unitaria se ha realizado durante 10 días de trabajo en donde se ha evaluado el diseño anterior de la malla de perforación, el factor de carga y la cantidad de explosivos utilizados en la voladura. En el proyecto de investigación se ha rediseñado una nueva malla de perforación según las características del macizo rocoso y la carga explosiva requerida, estas pruebas y análisis se han realizado durante 10 días de trabajo en donde se ha evaluado el número de taladros requeridos, espaciamiento, burden, tipo de trazo, el factor de carga explosiva y la cantidad necesaria de explosivos. Luego de realizar estas operaciones de minado se ha realizado el análisis comparativo de costos de perforación y voladura utilizando las dos mallas de perforación anterior y actual en la ejecución de las Chimeneas 905 y 965 del nivel 1720 de la Unidad Minera Esperanza– Arequipa. Finalmente se logró las siguientes conclusiones, con el rediseño de la nueva malla de perforación los costos de perforación y voladura se ha reducido de 206,61 US \$/m a 181.55 US \$/m, con una diferencia de 25,06 US \$/m., y los taladros se han reducido de 30 a 25 taladros perforados con una diferencia de 05 taladros de 5 pies, y el consumo de explosivo FAMESA 65%, se ha reducido de 8,83 kg/m a 6,86 kg/m con una diferencia de 1,97 kg/m.

Las palabras claves son: Minimizar, costos, rediseño de malla, perforación, voladura, labores ciegas.

ABSTRACT

The Esperanza Mining Unit is located on the coastal strip of the Western Cordillera of the Andes within the jurisdiction of Atico District, Caravelí Province, Arequipa Department and currently for the exploitation of the gold deposit requires chimneys in the blind work of the level 1720, it is therefore necessary to build chimneys for the movement of the stale air flow and improve the ventilation system in the mining works of level 1720. In the initial development of these chimneys, the problem of high drilling and blasting costs has been faced. the linear advance. The primary objective of the research work is to minimize the costs of drilling and blasting by redesigning the perforation mesh and the explosive load factor on the front of chimneys 905 and 965 of level 1720, of the Esperanza Mining Unit. Chimneys 905 and 965 will have a length of 50 linear meters and a section of 1.20m x 2.70m. The methodology has consisted in its first phase to evaluate the development of drilling and previous blasting of Chimney 905. This unitary operation has been carried out during 10 working days where the previous design of the perforation mesh has been evaluated, the load factor and the amount of explosives used in the blasting. In the research project has been redesigned a new perforation mesh according to the characteristics of the rock mass and the required explosive charge, these tests and analysis have been made during 10 days of work where the number of drills required, spacing, has been evaluated, burden, type of stroke, the explosive load factor and the necessary quantity of explosives. After performing these mining operations, a comparative analysis of drilling and blasting costs was performed using the two previous and current drilling meshes in the execution of Chimneys 905 and 965 of level 1720 of the Esperanza-Arequipa Mining Unit.

The key words considered are: Minimize, costs, mesh redesign, drilling, blasting, blind work.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Descripción de la realidad problemática.

En la actualidad la Unidad Minera Esperanza - Arequipa, viene desarrollando las chimeneas 905 y 965 del nivel 1720 m.s.n.m. con la finalidad de realizar un costo comparativo con la chimenea 905 y chimenea 965 que se ha desarrollado para reducir costos y también para mejorar el sistema de ventilación de las labores mineras.

La chimeneas 905 y 965 tienen una longitud proyectada de 50 metros lineales y una Sección de 1.20m x 2.70m (ver anexo N° 01 al 04 y anexo N° 08).

Durante la ejecución de su etapa inicial se ha realizado las evaluaciones de las operaciones de perforación y voladura, y se encontró una serie de deficiencias en los resultados de avances lineales, fragmentación inadecuada, falta de control de explosivos y accesorios de voladura, mala distribución de taladros y como resultado de análisis se encontró altos costos de perforación y voladura de la chimenea 905. También tiene problemas en el mayor consumo de explosivos por cada taladro y falta de selección del explosivo adecuado de acuerdo a las características del macizo rocoso. En la ejecución de operaciones de minado subterráneo es de mucha importancia el diseño de la malla de perforación, y la selección de la carga explosiva a utilizar, de la misma forma es necesario el control de tiempos y son determinantes para optimizar los costos de perforación y voladura en una labor minera subterránea.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Pregunta general

¿Cómo minimizamos los costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla de perforación y el factor de carga explosiva en el frente de la chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905 en las labores ciegas de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa?

1.2.2 Preguntas específicas:

- a) ¿Cómo Minimizamos los costos de perforación mediante el rediseño de malla de perforación en el frente de la chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa?
- b) ¿Cómo Minimizamos los costos de voladura mediante el nuevo factor de carga explosiva en el frente de la chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa?

1.2 Objetivos de la investigación

1.2.1 Objetivo general

Minimizar los costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla y el factor de carga explosiva en el frente de la chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905, en las labores ciegas de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa.

1.2.2 Objetivos específicos

- a) Minimizar los costos de perforación mediante el rediseño de malla de perforación en el frente de la chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa.
- b) Minimizar los costos de voladura mediante el nuevo factor de carga explosiva en el frente de la chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa.

1.3 Justificación de la investigación.

La Unidad Minera Esperanza, actualmente viene explotando el yacimiento mineral de oro filoneano, y para profundizar la explotación requiere chimeneas en las labores ciegas del nivel 1720, por tanto es necesario construir chimeneas para el movimiento del caudal de aire viciado y mejorar el sistema de ventilación en las labores mineras del nivel 1720. En el desarrollo inicial de estas chimeneas se ha afrontado el problema de elevados costos de perforación y voladura en el avance lineal, incluyendo puntales de avance con un costo total promedio de 182 \$/m.

Además la unidad minera según los estudios realizados tiene establecido buen potencial de reservas auríferas para su explotación y una reserva promedio del block de 3 816 TM de mineral de la chimenea 905 a la chimenea 965, con una ley promedio de 7.07 g Au/TM, por tanto el presente trabajo de investigación será de mucha importancia y beneficio para la Empresa Minera porque permitirá seguir con la explotación del yacimiento, obteniendo mejores resultados económicos al reducir los costos de perforación y voladura con un nuevo diseño de malla según las características del macizo rocoso. Con lo que se justifica plenamente su ejecución y es de mucha importancia y servirá como modelo para otros yacimientos similares (Ver Anexo N° 05).

1.4 Limitaciones del estudio.

Para realizar el trabajo de investigación no se tuvo limitaciones en el proceso de su ejecución, se ha ejecutado en el nivel 1720 m.s.n.m. de la Unidad Minera Esperanza-Arequipa. La Empresa Minera apoyó para realizar el desarrollo de la Chimenea 965.

1.5 Viabilidad del estudio.

El trabajo de investigación está íntegramente relacionado con la actividad minera. La minería es una fuente de desarrollo del país y por ende el departamento de Arequipa en lo económico, infraestructuras, desarrollo social y su importancia a nivel internacional. Conociendo su grado de importancia es viable para su desarrollo de acuerdo a nuevos métodos y avances de la tecnología minera, para su ejecución se cuenta con recursos económicos y recursos humanos.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación.

Chahuares, S. F. (2012), en su tesis: “Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE.” Concluye 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.

Mamani, P. N. (2015), en su tesis “Optimización de Costos de perforación en la mina Maribel de Oro -Ananea, Universidad Nacional del Altiplano-Puno”, concluye 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 US\$/m.

Frisancho, T. G. (2006), en su tesis “Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea”, concluye que la perforación y voladura es la primera y tal vez la más importante etapa de la operación minera unitaria en el ciclo total de minado. Los diseños de voladura inadecuados y defectuosos podrían tener graves consecuencias a lo largo de todo el ciclo de minado, empezando por la misma voladura y prosiguiendo a través de las operaciones de acarreo y transporte.

Jáuregui, A. O. (2010), en su tesis “Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, Pontificia Universidad Católica del Perú”, concluye que la reducción de costos operativos en una empresa minera, los estándares óptimos se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y se sintetizan en la supervisión y capacitación continua.

La reducción de costos de perforación y voladura se obtiene reduciendo el número de taladros y el uso del explosivo adecuado.

Quispe, M. F. (2014), en su tesis “Diseño de Perforación y voladura en el desarrollo de la rampa San Francisco – Corporación Minera Ananea S.A.”, concluye que con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación en el frente de la Rampa San Francisco, los taladros se han reducido de 42 a 39 taladros perforados de 5 pies, con una diferencia 03 taladros.

Tapia, C. 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.”, concluye 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.

2.2 Bases teóricas.

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

Avance del disparo.- Está limitado por el diámetro del taladro vacío 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, esto es: (EXSA, 2001).

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

$$D_2 = 0.95 \times L$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (metros)

D₂ = Diámetro del taladro de alivio (metros)

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

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

Donde:

D_2 = Diámetro de taladro de alivio equivalente

N = Número de taladros vacíos en el arranque

D_1 = Diámetro del taladro a cargar

- **Avance de la voladura al 95 %**

ALGORITMO DE HOLMBERG

$$I = 0.95 \times H$$

Donde:

I = Avance de la voladura (metros)

H = Profundidad de los taladros a perforarse (metros)

- **Teoría de Anderson**

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

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

Donde:

B = Burden

D' = Diámetro del taladro en pies.

L = Longitud del taladro en pies.

La relación longitud de taladro-burden influye sobre el grado de fragmentación.

Tabla 2.1. Constante del tipo de roca "K"

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

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2 001

Tabla 2.2. Tipo De Roca Y Explosivos

TIPO DE ROCA Y EXPLOSIVO	VOLADURA EN MINA SUBTERRÁNEA (Kb)
Explosivos densos de densidad 1.6, en roca de baja densidad 2.2	20
Explosivos densos de densidad 1.6, en rocas de densidad promedio 2.7	17
Explosivos de densidad 1.2, en roca de densidad promedio 2.7	15
Explosivos de baja densidad 0.8, en roca de densidad densa 3.2	10

Fuente: Voladura de rocas, Alfredo Cámac Torres (2 008)

- Espaciamiento

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

Donde:

$K_e = 2,0$ para iniciación simultánea de taladros.

$K_e = 1,0$ para taladros secuenciados con retardos largos.

$K_e = 1,2$ a $1,8$ para taladros secuenciados con retardos cortos

2.2.2 Dimensionamiento de la voladura

a) Volumen total (V)

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

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.

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

Donde:

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 craterización 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.

Para las cargas de pre corte (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. (EXSA, 2001).

2.2.3 Cálculo y distribución de la carga explosiva

Columna explosiva

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

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

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

Perforación de arranque

Son los taladros que van a permitir hacer una cara libre más y a partir de ésta segunda cara libre generada, se amplía la abertura con los taladros de primera y segunda ayuda, que están alrededor del arranque, hasta que la delimitación sea total de la labor a ejecutar. En toda malla de perforación se debe mantener la simetría de los taladros de tal forma de generar una buena secuencia de salida.

Tipos de arranques

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

a) Cortes angulares

Son taladros que hacen un ángulo con el frente donde se perfora, con el objeto de que al momento de la explosión formen un “cono” de base (cara libre) amplia y de profundidad moderada, dependiendo del tipo de terreno. Entre los cortes angulares

tenemos:

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

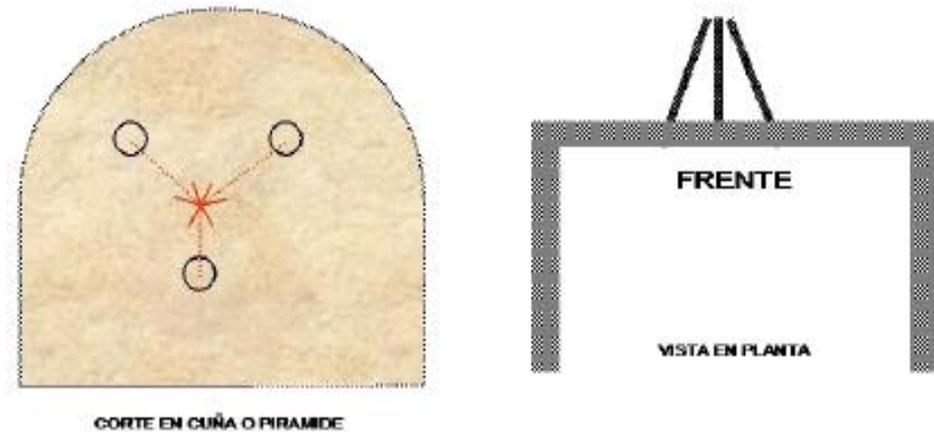


Figura 2.1. Corte angulares pirámide y cuña

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura

b) **Cortes paralelos**

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

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

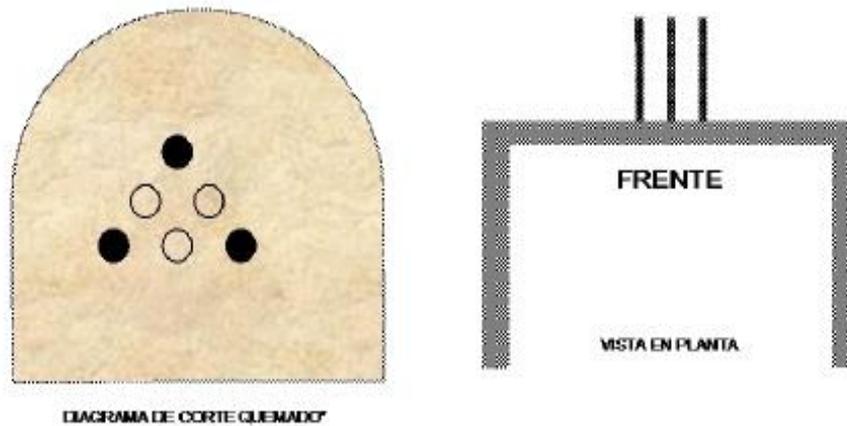


Figura 2.2. Corte paralelo.

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura

Distribución y denominación de taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

- a) **Arranque.**- Son los taladros que se disparan primero, para formar la cavidad inicial. Por lo general la carga explosiva es mayor que los otros taladros.
- b) **Ayudas.**- Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo el burden y espaciamiento.
- c) **Cuadradores.**- Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos de la galería.
- d) **Alzas.**- Son los que forman el techo o bóveda de la galería. También se les denominan taladros de la corona.
- e) **Arrastres.**- Son los taladros que se encuentran al piso de la galería; y se disparan al final de toda la secuencia.

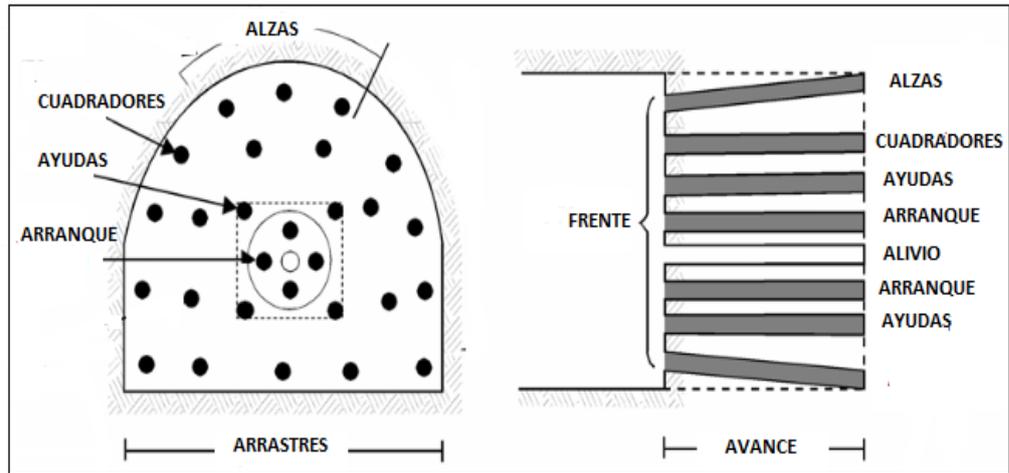


Figura 2.3: Formas de distribución de taladros

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura.

Posición de corte en el frente

La ubicación del corte en un frente es un tema a considerar porque requiere de mayor carga específica causando, las sobre vibraciones y sobre presión; la ubicación del corte tiene que ver con el comportamiento geomecánico de las cajas y techo.

La posición mostrada depende del comportamiento geomecánico de las cajas, y de las direcciones relativas de los estratos con respecto al eje de la galería; En otras palabras si el hastial derecho es de mala calidad rocosa el corte se debe realizar casi junto al hastial izquierdo y viceversa.

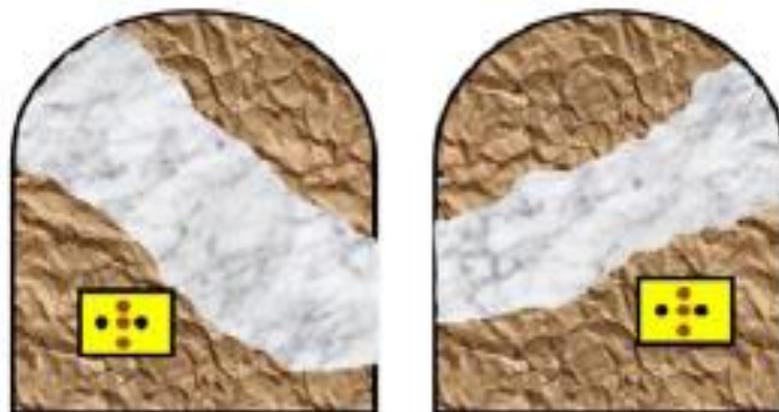


Figura 2.4. Posición mostrada en el corte al hastial derecho

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura.

Posición mostrada es la más común utilizada generalmente, pero se debe utilizar cuando no tenemos problemas alguno de calidad de macizo rocoso tanto en cajas y techo.

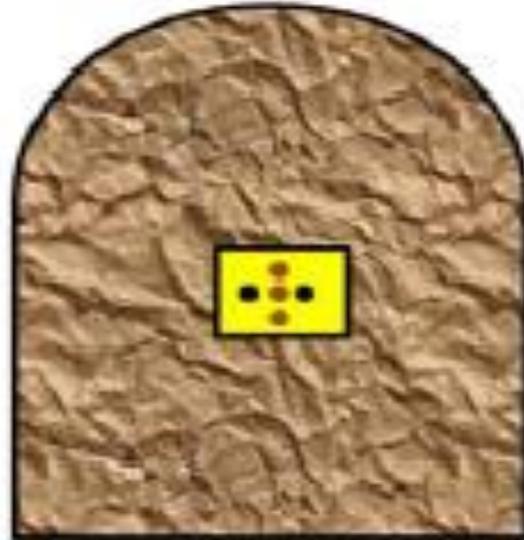


Figura 2.5. Posición mostrada en el corte.

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura

Errores y defectos en la perforación

La perforación debe ser realizada, en el menor tiempo y con acabado de calidad. Evitando que se quede mineral en las cajas o que se diluya por deficiente perforación. También en las labores de desarrollo el avance debe ser el 95% de la longitud perforada de lo contrario no estamos realizando un trabajo eficiente. EXSA (2004). “Manual práctico de voladura de rocas”.

Los conocimientos necesarios que le faltan para mejorar su trabajo, el perforista debe ser consiente en su capacitación buscando ser habiloso, flexible al cambio permanente, participando en grupos de mejoramientos continuo.

Finalmente el perforista debe cumplir satisfactoriamente las órdenes de sus jefes, tener un conocimiento perfecto de los procedimientos escritos de trabajo PETS, estándares de trabajo, realizando sus IPERC y trabajar con ellas. A continuación se muestra los errores en la perforación:

a) Taladro de alivio de diámetro muy pequeño

Los errores son significativos, especialmente si afectan al arranque del disparo.

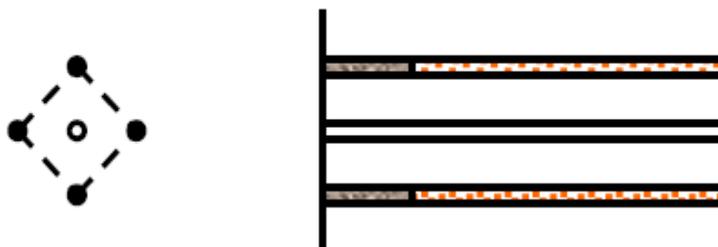


Figura 2.6. Taladro de alivio de diámetro muy pequeño

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura

b) Desviaciones en el paralelismo

En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance.

Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

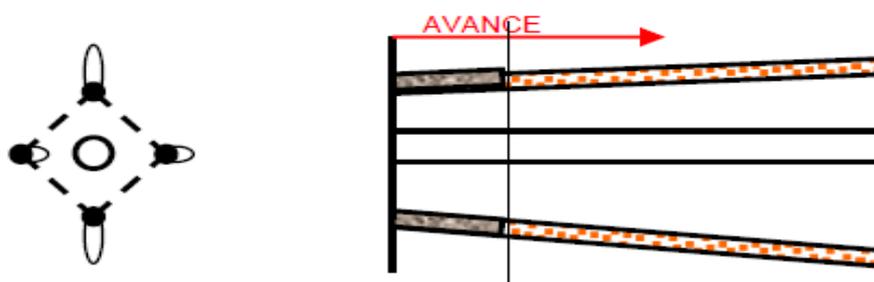


Figura 2.7. Desviaciones en el paralelismo:

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura

c) Irregular longitud de los taladros

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.



Figura 2. 8. Irregular longitud de los taladros

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura

d) **Intersección entre taladros**

Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

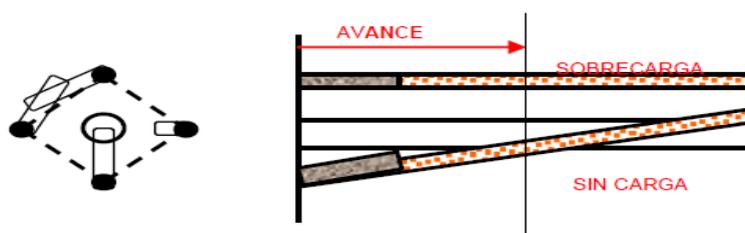


Figura 2.9. Intersección entre taladros

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura

e) **Sobrecarga (excesiva densidad de carga):**

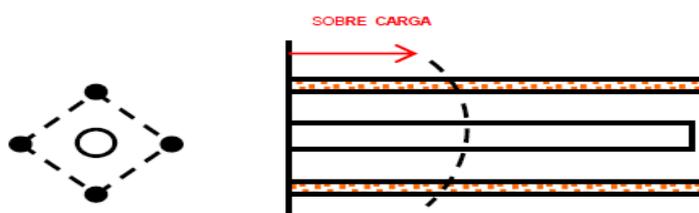


Figura 2.10. Sobrecarga.

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura

Perforación secundaria

Se origina estos tipos de perforación cuando después de la voladura por mala fragmentación debido a deficiencias en los disparos, también se origina por efectos de fisuras naturales de la roca, estos tipos de perforación es peligrosa y cara, suele traer retrasos en el trabajo. La eliminación de estos bancos es mediante perforaciones cortas de 2 a 4 pies llamados “Cachorros”, para depositar el explosivo, de otro modo

se elimina colocando explosivos en la superficie de falla, llamado “Plasta” esto dependerá del tamaño del banco. (López Jimeno C. - 2002).

¿Qué pasa cuando sopla un disparo?: Bien analizamos, hemos perforado taladros de 1.52 m a taqueado 40cm el frente avanzó 1.20m, pero hemos usado las brocas por éste 40 cm de taco, también hemos utilizado explosivo por 40 cm de taco, además el próximo frente vamos a perforar otro 1.52 m pero siempre estamos menos 40cm. Ahora suponemos que el costo por metro es de S/. 378.00, entonces hemos perdido S/. 378 x40cm S/. 151.2 por el disparo de una guardia, pero si todos los días tenemos el mismo defecto; en un mes vamos a perder S/. 151.2 x 25días es igual a S/. 3780, por solo una labor. En un año sería S/. 3780 x 300 días trabajado el valor será S/. 1 134 000 al año. El pequeño análisis es solo de una sola labor, pero en la mina hay más de una labor de desarrollo. Si perforamos un frente sin usar un trazo adecuado, tendríamos que hacer mayor número de taladros que el necesario, con un gasto excesivo de explosivo. Además probablemente no conseguiríamos un avance satisfactorio, e inclusive podría “soplar”. Finalmente es necesario perforar siempre un buen trazo, para mantener uniforme el tamaño y la forma de la sección de la labor, especialmente cuando se trata de labores principales, controlando debidamente su construcción.

Burden

Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.

2.2.4 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.

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, 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:

- a) Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- b) Teoría de expansión de gases.
- c) Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- d) Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- e) Teoría de caracterización.
- f) Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- g) Teoría de liberación súbita de cargas.
- h) 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.

Estas etapas son:

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

C) Carga explosivas

1) 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.

Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más la sobre perforación:

$$B + 0,3 B; \text{ luego:}$$

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

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.

2) Carga de columna (CC)

Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menor 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 $CC = 2,3 \times B$

3) 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.

4) Volumen de explosivo

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

$$Ve = (\emptyset \times Ce), \text{ en } m^3$$

5) Factor de carga (FC)

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

$$FC = (We/V)$$

6) Tonelaje roto

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

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

7) 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.

8) Factor de perforación (FP)

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

Luego:

Perforación total

FP x volumen total

9) Cálculo general para carga de taladro

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

Donde:

0,34 = Factor.

\emptyset = Diámetro del taladro, en pulgadas.

pe = Densidad del explosivo a usar, en g/cm³

10) 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.

- p_e = Densidad del explosivo a usar.
L = Longitud de perforación.
T = Taco.

2.2.5 Estimación de los costos de operación

El costo de operación depende del sistema de explotación, tamaño de yacimiento, su forma, grado de irregularidad, resistencia del mineral, resistencia de las cajas, carga de los terrenos, método de acceso y de preparación, tamaño de la producción y también el nivel de salarios. El sistema de explotación influye mucho sobre los trabajos de tajeo y de preparación y parcialmente sobre el transporte del mineral. Se debe buscar un compromiso entre los siguientes valores: precio de costo, factor de recuperación, factor de dilución. *(Muñoz López, 2012)*

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 en tajeo y preparación aumenta en roca dura. La carga de los terrenos es un factor de inseguridad de mantenimiento elevado y rendimiento mediocre. *(Muñoz López, 2012)*

El valor del costo depende también de la amortización de las inversiones, cuya norma se fija en relación con el tamaño y 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. *(Muñoz López, 2012)*

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

a) Método del proyecto similar

Consiste en suponer que el proyecto, procesos o 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. (Muñoz López, 2012)

b) 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. (Muñoz López, 2012)

c) 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

d) 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 ultimo 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. (Muñoz López, 2012)

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 de funcionamiento

- a. Consumos
 - Energía eléctrica
 - Combustibles
 - Lubricantes
- b. Reparaciones
- c. Neumáticos
- d. Elementos de desgaste
- e. Operador

2. Costos indirectos

- a) Amortización
- b) Intereses del capital
- c) Seguros
- d) Impuestos

3. Imprevistos

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. Estos problemas son debidos a condiciones climatológicas adversas, colapsos de terrenos, inundaciones. Las cifras que se utilizan varían entre el 10 a 25%, dependiendo del nivel de detalle de estimación de los costos. (Muñoz López, 2012)

Para el análisis de costos se utilizará los siguientes costos:

- Costos unitarios
- Costos directos
- Costos indirectos
- Costos totales.

2.3 Definiciones conceptuales.

1. Perforación

Para realizar la voladura es necesario efectuar el confinamiento del explosivo, para esto es necesario perforar la roca a esta operación de agujerea en la roca se le denomina perforación y a los agujeros se le conoce con el nombre de taladros, usualmente cuanto más suave es la roca más es la velocidad de penetración, por otro lado cuanto más resistente sea a la compresión, mayor fuerza y torque serán necesarios para perforarla.

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.

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.

2) 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.

3) Subterráneo

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

4) Frente

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

5) Parámetros

Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

6) Burden

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

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

7) 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. Se fabrican con diferentes potencias, dimensiones y resistencia al agua, según se requiera.

8) Chimenea

Es una labor vertical que se realiza sobre el mineral o veta, las secciones son variables.

9) Arranque

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

10) Factor de carga (kg/m^3)

Es la cantidad de explosivo usada por m^3 de roca volada.

11) 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.

12) Macizo rocoso

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

13) Voladura

Es un fenómeno físico químico de la mezcla explosiva que al explosionar rompe un trozo de roca o mineral.

14) Yacimiento

Es la concentración u ocurrencia natural de uno o más minerales que se encuentra depositado en la naturaleza.

2.4. Formulación de la hipótesis.

2.4.1. Hipótesis general

Al rediseñar la malla de perforación y el factor de carga explosiva adecuada, se minimiza los costos de perforación y voladura en el frente de la Chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a) Al rediseñar la malla de perforación se minimiza los costos de perforación en el frente de la Chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa.

- b) Mediante el nuevo factor de carga explosiva se minimiza los costos de voladura en el frente de las Chimeneas 965, con la evaluación de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño metodológico

Según la naturaleza y características del proyecto de investigación es de tipo descriptivo y experimental, el estudio se refiere a la minimización de costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla de perforación en el frente de la Chimenea 965 con la evaluación de la chimenea 905 en labores ciegas de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa.

La metodología ha consistido en su primera fase evaluar el desarrollo de perforación y voladura anterior de la chimenea 905. Esta operación unitaria se ha realizado durante 10 días de trabajo en donde se ha evaluado el diseño anterior de la malla de perforación, el factor de carga y la cantidad de explosivos utilizados en la voladura. En el proyecto de investigación se ha rediseñado una nueva malla de perforación según las características del macizo rocoso y la carga explosiva requerida, estas pruebas y análisis se han realizado durante 10 días de trabajo en donde se ha evaluado el número de taladros requeridos, espaciamiento, burden, tipo de trazo, el factor de carga explosiva y la cantidad necesaria de explosivos.

Luego de realizar estas operaciones de minado se ha realizado el análisis comparativo de costos de perforación y voladura utilizando las dos mallas de perforación anterior y actual en la ejecución de las Chimeneas 905 y 965 del nivel 1720 de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa.

Para el procesamiento se ha utilizado la estadística descriptiva mediante el diagrama de barras y la obtención de datos mediante reportes por día, mensual y anual.

Los datos se han recolectado en fichas de control o formatos en donde se considerado, el número de taladros perforados, control de tiempos, avance lineal, consumo de explosivos, consumo de accesorios.

3.2. Población

La población para este trabajo de investigación está conformado por las Chimeneas **905, y 965** del nivel 1720 en la Unidad Minera Esperanza – Arequipa.

3.3. Muestra

La muestra para el presente trabajo de investigación está constituida por el frente de las Chimeneas 905 y 965, con densidad de roca de 2.70 TM/m^3 y una longitud de 50 m., en la Unidad Minera Esperanza- Arequipa.

3.4. Operacionalización de variables

3.4.1. Variable independiente

Diseño de la malla de perforación y el factor de carga explosiva adecuada en función características geométricas del frente de la Chimenea 965, de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa.

3.4.2. Variable dependiente

Costos de perforación y voladura en el frente de las Chimeneas 905 y 965 de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa.

Tabla 3.1. Operacionalización de variables

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
<p>Variable independiente:</p> <p>Diseño de la malla de perforación y el factor de carga explosiva adecuada en función a las características geométricas del frente de la Chimenea 965, de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Sección de la chimenea - Número de taladros - Burden - Espaciamiento - Factor de carga 	<ul style="list-style-type: none"> - m² - Pies perforados - m. - m. - kg/TM
<p>Variable dependiente:</p> <p>Costos de perforación y voladura en el frente de las Chimeneas 905 y 965 de la Unidad Minera Esperanza- Arequipa</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Costo de perforación - Costo de voladura 	<ul style="list-style-type: none"> - US\$/m - US\$/m

Fuente: Unidad Minera Esperanza- Arequipa

3.5 Técnicas de recolección de datos.

Es de mucha importancia determinar las técnicas que se aplicarán, tales como el análisis estadístico y porcentual, control de tiempos de perforación y voladura.

3.5.1 Instrumentos de recolección de datos

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

Los instrumentos utilizados para el estudio de investigación son la liquidación mensual para verificar el resumen de los costos de perforación y voladura, el reporte diario de operación, reporte mensual de operación y la toma de fotografías de la malla de perforación.

Reporte diario de operación.

- Avances lineales
- N° de taladros perforados
- N° de taladros disparados
- Consumo de explosivos
- Granulometría

Reporte mensual de operación

- Control de tiempos de perforación
- Número de horas operadas del equipo
- Número total de taladros perforados
- Número de barrenos utilizados
- Consumo total de explosivos

3.5.2 Técnicas para el procesamiento de la información.

Se aplicaron los siguientes instrumentos y procedimientos:

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

3.6 Ubicación.

La Minera Esperanza de Caraveli, se encuentra ubicada en el departamento de Arequipa, provincia de Caravelí, distrito Ático. Así mismo, se encuentra ubicada dentro de la Carta Nacional del IGN denominada 32-O (Chaparra). Los derechos mineros comprenden una extensión de 1200 hectáreas. (ver anexo N° 06)

Tabla 3.2. Coordenadas UTM de la concesión

CÓDIGO	NOMBRE CONCESIÓN	AREA (has)
01-01030-06	Esperanza de Caraveli Este	200
01-01169-01	Esperanza de Caravelí	1000
01-02852-07	Esperanza de Caraveli Norte	600

Fuente: Mina Esperanza de Caraveli.

Tabla 3.3. Ubicación del derecho minero esperanza de Caravelí

Vértices	Coordenadas UTM	
	Norte	Este
1	8244000	646000
2	8244000	641000
3	8242000	641000
4	8242000	646000

Fuente: Mina Esperanza de Caraveli.

3.7 Accesibilidad

El área donde se ubica la concesión minera es accesible desde la Ciudad de Arequipa y/o Lima, El acceso a la mina se realiza a través de la carretera Panamericana Sur siguiendo la ruta del siguiente cuadro:

Tabla 3.4. Ruta de acceso a la mina esperanza de Caraveli

Vía	(Km)	Tiempo (Hrs)
Puno - Arequipa	220	5
Arequipa - Ático	413	6
Ático – Km 40	40	1
Km 40 - Mina Esperanza	34	1
Total	707	13

Fuente: Mina Esperanza de Caraveli.

3.8 Geología

3.8.1 Geología regional

Regionalmente la mina está dentro de una faja de cobre-oro, que sigue un alineamiento Este-Oeste y en ella se encuentran yacimientos de oro de mediana y pequeña escala como Ocoña, Calpa, Caravelí, Ishihuinca, Bonanza, Orión, Eugenia, Clavelinas.

La mineralización está en vetas angostas (de 0.15 a 0.80 m de espesor), con contenido de oro, cobre y valores subordinados de plata. Se han identificado 19 vetas de las cuales 4 están en operación, la mineralogía de las vetas está constituida por minerales de cobre como: calcosina, calcopirita, covelina, cuprita, malaquita y crisocola. El oro se presenta en estado nativo y como inclusiones en la piritita y la cuprita.

Debido a los movimientos orogénicos de la corteza terrestre y dentro de la deformación de plegamientos de la zona costera en esta parte del territorio por las fuerzas compresionales de la orogenia Andina es que se podría indicar que existen dos fallas regionales de rumbo que se ubicarían en los lineamientos estructurales NE (actuando como corredor tectónico) dentro de las Quebradas de los Ríos Atico y Cháparra respectivamente; que controlan la ocurrencia de las vetas de La Mina Esperanza de Caravelí; así como la mineralización periférica con la misma o similar orientación de las vetas de las otras minas cercanas como son: Torrecillas, Virgen de Chapi, Cambio-Gallinazo, Rey Salomón, Tierra Prometida y Mina Cortadera 7 (Altura del Km 30 a Caravelí (margen derecha del río Atico).

En la zona de trabajo existen fallas pre-minerales que ocurren entre estas dos fallas principales de rumbo y que podrían corresponder al Modelo Riedel; con un rumbo desde N60°W hasta N85°W y casi E-W y con buzamientos de 60° a 75° hacia el SW y a veces llegan a 90° acercándose a la verticalidad y en otros con buzamiento local hacia el sur o norte y en el caso de la Veta Aurora, que es hacia el norte (ver anexo N° 06).

Este tipo de fracturas se emplazaron primero en las rocas andesíticas e intrusivas del Complejo Bella Unión junto con el Batolito de la Costa y posteriormente ocurrió la mineralización de las diferentes vetas auríferas meso termales conocidas como:

- Gisela
- Gisela Techo
- Carmen

3.8.2 Geología estructural.

A nivel regional, la zona está afectada por un graben formado por las fallas regionales Pan de Azúcar (Norte) y la falla Medanos (Sur); y más hacia el NW ocurre la Falla Calpa; todas estas fallas hundieron la parte central más de 150m, respecto a las rocas del flanco Norte y Sur.

Así mismo, toda la región desde Nazca a Ocoña; las vetas favorables tienen un rumbo de E-W que obedece al control de la gran falla IQUIPI,

A nivel local, la mina se encuentra al sur de este Graven, su control estructural está afectado principalmente por la falla Medanos.

Esta falla regional denominada Los Medanos, de rumbo N 80 W y buzamiento 60° SW, tiene un desplazamiento Sinistral Inversa, esta falla ha provocado que el bloque norte se haya hundido más de 150m (Comprobado en el Nv 1890 y Nv 1840, de la veta Aurora)

El Sistema estructural encontrado para la mina Esperanza, estaría formado por el Sistema Reeder, el cual indica que en los procesos de deformación por los esfuerzos que se ejercen durante la compresión, las primeras fallas que ocurren son las “S”, con ángulos de 17° respecto a la línea (Falla Basamento), a medida que se sigue el esfuerzo, se forma la Falla Basamento, sellando estas fallas del tipo “S”, son estas fallas del tipo “S” las que albergan mejor mineralización

En la mina Esperanza las fallas Basamento serían 4 grandes estructuras de rumbos NNW-SSE y buzamientos de 60° al SW, paralelas a la falla Médanos, de estas grandes estructuras mineralizadas se están desprendiendo estructuras de segundo orden de rumbos N80-110E, son estas estructuras secundarias (Splits), las que hasta el momento son zonas favorables para albergar mineralización, estos Splits, tienen buzamientos casi verticales, Vetas Aurora, Carmen, Gisela Techo, Split Gisela, Esperanza etc.

Así mismo durante el estado de deformación se forman la falla de tercer orden llamadas fallas “P”, ortogonales a la falla basamento de rumbos N-S que provocan

desplazamientos gravitacionales, cortos, así mismo estas fallas han sido reactivadas después de la mineralización.

La falla Medanos ha sido la falla principal que ejerció el control de la mineralización en la mina, esta falla ha deformado a las rocas del cretáceo superior, ha sido activa durante el neógeno mioceno y sigue activa en la actualidad.

3.8.3 Tipos de depósito

a) Aspecto metalogenético

Regionalmente la mina forma parte de una franja de cobre-oro que sigue un alineamiento Este-Oeste y en ella se encuentran yacimientos de oro de mediana escala como Ocoña, Champune, Calpa, Caravelí (Chinito), Ishihuinca y San Luis. En la franja ocurren numerosos depósitos trabajados a pequeña escala como 4 Horas, Estrella, El Cambio, Torrecillas, Bonanza, Orión, Eugenia, Posco, Clavelinas, etc. Esta franja forma parte del cinturón aurífero Nazca-Ocoña. La Unidad Esperanza se sitúa en la parte central de la franja y su potencial corresponde a un yacimiento de pequeña escala.

b) Tipo de yacimiento

La mineralización está emplazada en fracturas de relleno (vetas), filoneano, de origen hidrotermal, la temperatura de formación corresponde a yacimientos mesotermales (100-200°C). Esperanza se encontraría en los niveles altos del sistema hidrotermal. Las principales alteraciones hidrotermales que afectan a las rocas encajonantes son la propilítica (clorita, epidota, calcita) y la argílica (caolinita). Las vetas destacan por su contenido de oro y cobre, con valores subordinados de plata. A su vez se encuentran vetas del tipo Cuarzo sericita con alto contenido de oro (Veta Karla, Coila, Noelia).

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Análisis de resultados.

Las características del diseño de perforación por su importancia se han considerado los siguientes factores:

- Número de los taladros vacíos
- Número de los taladros de producción
- Diámetro de los taladros vacíos
- Diámetros de los taladros de producción
- Longitud de los taladros perforados
- Avance lineal
- Tipo de roca
- Equipos utilizados
- Área de sección de la chimenea
- Volumen de roca
- Tonelaje de material roto.

4.2 Contrastación de las hipótesis

HIPOTESIS 1.

Al rediseñar la malla de perforación se minimiza los costos de perforación en el frente de la Chimenea 965, con la evaluación de la chimenea 905 del Nivel 1720 de la Unidad Minera Esperanza - Arequipa.

4.2.1 Resultados comparativos de perforación Perforación anterior en la Chimenea 905.-

Para la perforación en el frente de la Chimenea se ha utilizado el corte quemado (ver figura 4.1)

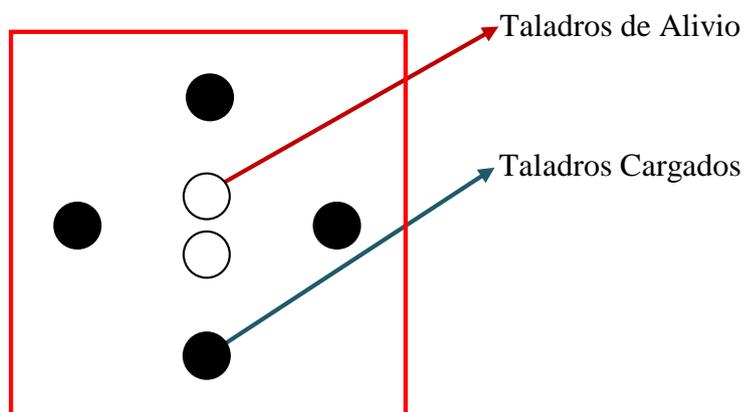


Figura 4.1. Corte quemado

Fuente: Mina Esperanza de Caraveli.

a) Diseño de la malla de perforación anterior.

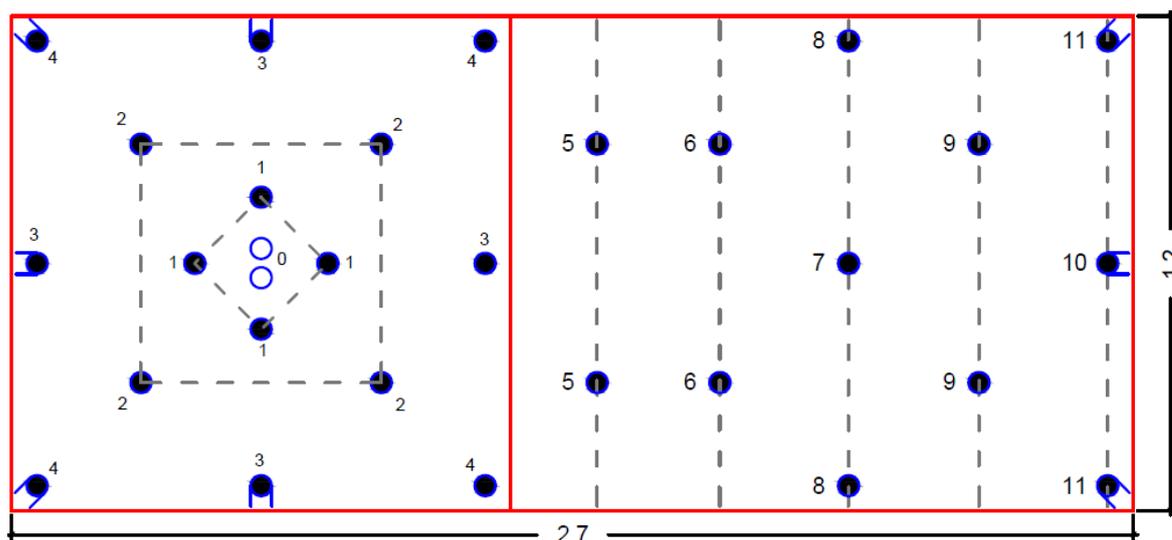


Figura 4.2. Diseño de malla de perforación anterior

Fuente: Unidad Minera Esperanza - Arequipa.

Anteriormente al diseñarla malla de perforación no se ha considerado estrictamente las características de la roca encajonante en el frente de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa, se ha realizado según la experiencia del perforista, como tal ha tenido deficiencias en su aplicabilidad.

Tabla 4.1 Distribución de taladros

DISTRIBUCIÓN DE TALADROS	
DESCRIPCIÓN	Nº DE TALADROS
Alivio	2
Arranque	4
1º ayudas	4
2º ayudas	8
Cuadradores	8
Ayuda del Cuadradores	4
TOTAL	30

Fuente: Mina Esperanza de Caraveli.

Datos de campo:

Densidad de roca	:	2.70
Sección de la chimenea	:	1.2m x 2.7m.
Diámetro de los taladros de producción	:	0.038m.
Diámetro del taladro de alivio	:	0.038m.
Longitud del barreno de perforación	:	1.50m(5pies).

Número de taladros:**Modelo matemático de EXSA**

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{P}{dt} + SxKs$$

$$P = 4\sqrt{S}$$

$$S = b \times h$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Tal}$ = Número de taladros

P = Perímetro de la chimenea

S = Sección de la chimenea

dt = Constante

Ks = Constante

b = Base de la chimenea

h = Altura de la chimenea

Sección:

Datos:

$$S = b \times h$$

$$b = 2,70 \text{ m}$$

$$h = 1,20 \text{ m}$$

$$S = 2,70 \times 1,20$$

$$S = 3.24\text{m}^2$$

Perímetro:

$$P = 4\sqrt{5}$$

$$P = 4(1.8)$$

$$P = 7.20 \text{ m}$$

b) Nuevo diseño de la malla de perforación.

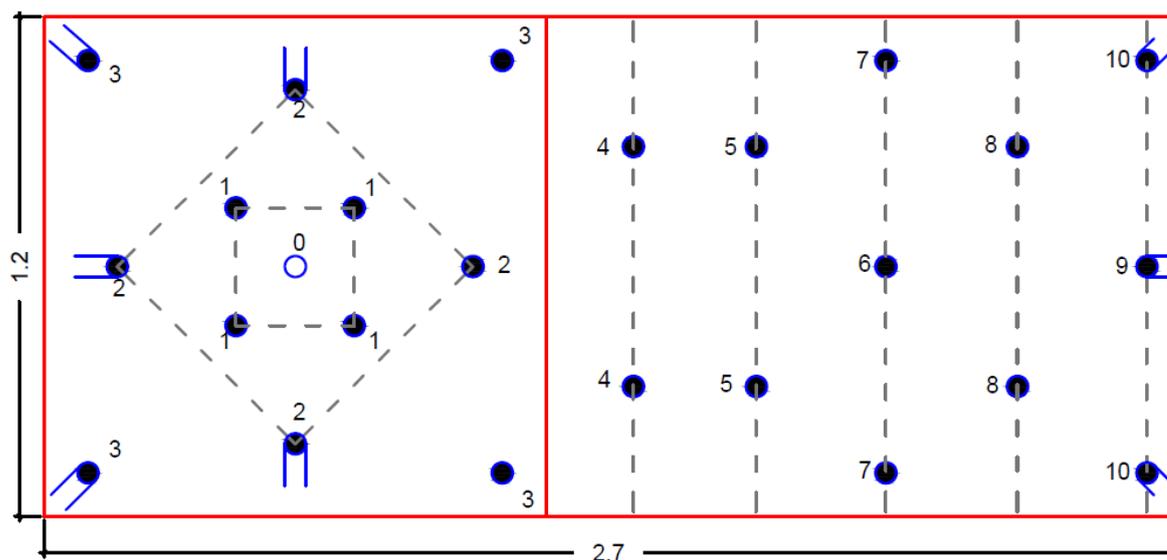


Figura 4.3. Nuevo diseño de malla optimizada

Fuente: Unidad Minera Esperanza – Arequipa

Tabla 4.2. Distribución de taladros optimizados

DESCRIPCION	N° DE TALADROS
Alivio	1
Arranque	4
1° ayuda	4
2° ayuda	8
Cuadradores	4
Ayuda de cuadradores	4
TOTAL	25

Fuente: Elaboración propia

HIPÓTESIS 2.

Mediante el nuevo factor de carga explosiva se minimiza los costos de voladura en el frente de las Chimeneas 965, con la evaluación de la chimenea 905 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa.

4.3 Resultados comparativos de voladura.**A Voladura anterior en la Chimenea 905**

En la voladura anterior la carga explosiva se ha utilizado sin tener en cuenta el comportamiento de la roca encajonante y el tipo de roca a perforar, se ha seleccionado el explosivo dinamita FAMESA 65% en una proporción mayor.

Tabla 4.3. Consumo de explosivos en la voladura anterior

CONSUMO DE EXPLOSIVO SEMEXSA 65%					
Descripción	N° de taladros	N° de cart./taladro	Total de cartuchos	Peso del cart (kg)	Peso total (kg)
Alivio	2	0	0		
Arranque	4	6	24	0.081	1.94
1° ayudas	4	5	20	0.081	1.62
2° ayudas	8	5	40	0.081	3.24
Cuadradores	8	5	40	0.081	3.24
Ayuda de cuadradores	4	5	20	0.081	1.62
TOTAL	30		144		11.66

Fuente: Mina Esperanza de Caraveli.

a) Volumen roto

$$V = b \times h \times Lp$$

Donde:

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

$$B = \text{Ancho de la chimenea (m)}$$

$$h = \text{Altura de la chimenea (m)}$$

$$Lp = \text{Longitud de perforación (m)}$$

$$V = 2,70 \times 1,20 \times 1,32$$

$$V = 4.28 \text{ m}^3$$

b) Tonelaje roto

$$TM = V \times dr$$

Donde:

$$TM = \text{Tonelada métrica}$$

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

$$dr = \text{Densidad de roca}$$

$$TM = 4.28 \times 2,70$$

$$TM = 11,56 \text{ TM}$$

c) Factor de carga

$$Fc = \frac{Kg\text{-explosivo}}{\text{Volumenroto}}$$

$$Fc = \frac{11,66Kg}{4,28m^3}$$

$$Fc = 2.72 \text{ kg/m}^3$$

$$Fc = \frac{Kg\text{-explosivo}}{\text{metrolineal}}$$

F_c = Factor de carga lineal

$$F_c = \frac{11,66Kg}{1,32m}$$

$$F_c = 8,83 \text{ kg/m}^3$$

d) Factor de potencia

$$F_p = \frac{Kg\text{-explosivo}}{\text{Tonelajeroto}}$$

$$F_p = \frac{11,66Kg}{11,56 \text{ TM}}$$

$$F_p = 1,01 \text{ kg/TM}$$

Tabla 4.4. Resumen de resultados en la voladura anterior

Parámetros obtenidos de la voladura anterior	
PARÁMETROS	DINAMITA FAMESA 65%
kg/m	11,66 kg
Volumen	4,28 m ³
Toneladas	11,56 TM
Factor de carga	2,72 kg/m ³
Factor de potencia	1,01 kg/TM
Factor de carga lineal	8,83kg/m

Fuente: Elaboración propia

4.4 Costo de perforación y voladura anterior en la chimenea 905

a) MANO DE OBRA

T.C.= 3.25

Mano de obra directa	Número de personal	Jornal en Soles	Costo US \$/disparo
Capataz de mina	01	70	21,54
Perforista	01	70	21,54
Ayudante perforista	01	60	18,46
Bodeguero	01	55	16,92
Sub total			78,46
Leyes sociales	65%		50,99
Total			129,45

b) MÁQUINA PERFORADORA

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perforados	US \$/pie	Pies perforados	US \$/disparo
Máquina Perforadora	4 950	120,000	0.041	150	6,15

c) MATERIALES DE PERFORACIÓN

Accesorios	Cantida d	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies Perforados	US \$/pie Perforados	US \$/disparo
Barra cónica	1	90	1200	150	0,08	12,00
Broca de 38mm	1	26	400	150	0,07	10,50
TOTAL						22,50

Mangueras y Accesorios	Cantidad	Costo US \$/m	Vida útil pp	US \$/disparo
Manguera de ½ pulgada	30m	1,50	150	0,30
Manguera de 1 pulgada	30m	3,50	120	0,88
Aceite de perforación	0.25gal	11,00	1	2,75
TOTAL				3,93

c) MATERIALES DE VOLADURA

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por disparo	US \$/disparo
Dinamita 65%	Cartucho	0.52	144	74,88
Fulminante N° 8	Cápsula	0.40	28	11,20
Mecha de seguridad	Metros	0.42	51,21	21,51
COSTO TOTAL				107,59

d) HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$	Vida útil (días)	Costo US \$/disp.
Barrerillas	Unidad	1	10,34	60	0,17
Lampas	Unidad	1	12,48	120	0,10
Picos	Unidad	1	12,57	120	0,10
Alambre	kg.	0.25	1,38	1	0,34
Llave stilson N° 14	Unidad	1	14,50	360	0,04
Atacador de madera	Unidad	1	2,55	60	0,04
COSTO TOTAL					0,79

e) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$	Vida útil (días)	Costo US \$/disp.
Protector	Pza	1	12.8	300	0.04
Guantes de cuero	Pza	1	4.65	25	0.19
Correas porta lámpara	Pza	1	3.60	300	0.01
Botas de jebe	Pza	1	21.10	180	0.12
Mamelucos	Pza	1	23.40	180	0.13
Respiradora	Pza	1	22.50	180	0.13
Filtro de respiradores	Pza	1	5.60	15	0.37
Tapón de oídos	Pza	1	2.40	120	0.02
Ropa de jebe	Pza	1	31.55	120	0.26
Lentes de seguridad	Pza	1	10.35	120	0.09
Lámpara de batería	Pza	1	115.2	120	0.96
COSTO TOTAL					2.32

COSTO TOTAL : US \$/m = a + b + c + d + e + f

COSTO TOTAL : US \$/m = 206,61 US \$

4.5 Nuevo diseño de la malla de perforación en la chimenea 965

Tabla 4.5. Distribución de taladros optimizados

DESCRIPCION	N° DE TALADROS
Alivio	1
Arranque	4
1° ayuda	4
2°ayuda	8
Cuadradores	4
Ayuda de cuadradores	4
TOTAL	25

4.6. Voladura optimizada en la Chimenea 965

Para optimizar la carga explosiva en la voladura del frente de la chimenea 965, se ha considerado el número de taladros y las características geomecánicas del macizo rocoso, y el explosivo más apropiado ha sido FAMESA 65%.

Tabla 4.6. Consumo de explosivos Famesa 65%

CONSUMO DE EXPLOSIVO FAMESA 65%					
Descripción	N° de taladros	N° de cart./taladro	Total de cartuchos	Peso del cart. (kg)	Peso total (kg)
Alivio	1	0	0		
Arranque	4	6	24	0.081	1,94
1° ayudas	4	5	20	0.081	1,62
2° ayudas	8	5	40	0.081	3,24
Cuadradores	4	4	16	0.081	1,30
2° Ayuda cuadradores	4	4	16	0.081	1,30
TOTAL	25		116		9,40

a) Datos de campo:

- Densidad de roca : 2,70
- Sección de la chimenea doble : 2,70 m x 1,20 m.
- Diámetro de los taladros de producción : 0,038 m.
- Diámetro del taladro de alivio : 0,038 m.
- Longitud del barreno de perforación : 5 pies = 1,52 m

b) Volumen roto

$$V = b \times h \times Lp$$

Donde:

V = Volumen roto (m³)

b = Ancho de la chimenea (m)

h = Altura de la chimenea (m)

Lp = Longitud de perforación (m)

$$V = 2,70 \times 1,20 \times 1,37$$

$$V = 4,44 \text{ m}^3$$

c) Tonelaje roto

$$TM = V \times dr$$

Donde:

TM = Tonelada métrica

V = Volumen roto

dr= Densidad de roca

$$TM = 4,44 \times 2,70$$

$$TM = 11,99 \text{ TM}$$

d) Factor de carga

$$Fc = \frac{Kg\text{-explosivo}}{Volumenroto}$$

$$Fc = \frac{9,40}{4,44}$$

$$Fc = 2,12 \text{ kg/m}^3$$

$$Fc = \frac{Kg\text{-explosivo}}{metrolineal}$$

Fc = Factor de carga lineal

$$Fc = \frac{9,40 \text{ Kg}}{1,37 \text{ m}}$$

$F_c = 6,86 \text{ kg/m}$

e) **Factor de potencia**

$$F_p = \frac{\text{kg-explosivo}}{\text{Tonelajeroto}}$$

$$F_p = \frac{9,40 \text{ kg}}{11,99 \text{ TM}}$$

$F_p = 0,78 \text{ kg/TM}$

Tabla 4.7. Resumen de resultados de la voladura optimizada

Parámetros obtenidos en la voladura optimizada	
PARÁMETROS	DINAMITA FAMESA 65%
kg/metro	6,86 kg/m
Volumen	4,44 m ³
Toneladas	11,99 TM
Factor de carga	2,12 kg/m ³
Factor de potencia	0,78 kg/TM
Factor de carga lineal	6,86 kg/m

Fuente: Elaboración propia

4.7 Costo de perforación y voladura optimizado en la chimenea 965

a) **MANO DE OBRA**

T.C = 3,25

Mano de obra directa	N° de personal	Jornal en soles	Costo US \$/disparo
Capataz de mina	1	70	21,54
Perforista	1	70	21,54
Ayudante perforista	1	60	18,46
Bodeguero	1	55	16,92
Sub total			78,46
Leyes sociales	65%		50,99
TOTAL	US\$		129,45

b) MÁQUINA PERFORADORA

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perf.	US \$/pie	Pies perforados	US \$/disparo
Máquina perforadora	4 950	120,000	0.041	125	5,13

c) MATERIALES DE PERFORACIÓN

Descripción	Cantidad	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies perforados	US \$/pie perforado	US \$/día
Barra cónica	1	90	1200	125	0.08	10,00
Broca de 38mm	1	26	400	125	0.07	8,75
TOTAL						18,75

Mangueras y accesorios	Cantidad	Costo US \$/m	Vida útil pp	US \$/disparo
Manguera de ½ pulgada	30m	1.50	150	0,30
Manguera de 1 pulgada	30m	3.50	120	0,88
Aceite de perforación	0.25galones	11,00	1	2,75
TOTAL				3,93

d) MATERIALES DE VOLADURA

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por disparo	US \$/disparo
Dinamita 65%	Cartucho	0.52	116	60,32
Fulminante N° 8	Cápsula	0.40	24	9,60
Mecha de segur.	Metros	0.42	43,89	18,43
COSTO TOTAL				88,35

e) HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida Útil (días)	Costo \$/disp.
Barretillas	Unidad	1	10,34	60	0,17
Lampas	Unidad	1	12,48	120	0,10
Picos	Unidad	1	12,57	120	0,10
Alambre	kg.	0.25	1,38	1	0,34
Llave stilson N°14	Unidad	1	14,50	360	0,04
Atacador de madera	Unidad	1	2,55	60	0,04
COSTO TOTAL					0,79

f) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US	Vida Útil (días)	Costo \$/disp.
Protector	Pza	1	12,80	300	0,04
Guantes de cuero	Pza	1	4,65	25	0,19
Correa porta lámpara	Pza	1	3,60	300	0,01
Botas de jebe	Pza	1	21,10	180	0,12
Mamelucos	Pza	1	23,40	180	0,13
Respiradores	Pza	1	22,50	180	0,13
Filtro de respiradores	Pza	1	5,60	15	0,37
Tapón de oídos	Pza	1	2,40	120	0,02
Ropa de jebe	Pza	1	31,55	120	0,26
Lentes de seguridad	Pza	1	10,42	120	0,09
Lámpara de batería	Pza	1	115,20	120	0,96
COSTO TOTAL					2,32

COSTO TOTAL: US \$/m = a + b + c + d + e + f

COSTO TOTAL: US \$/m = 178,80 US \$.

4.8. Discusión de resultados de perforación y voladura

Según los datos obtenidos se ha realizado el análisis comparativo de los resultados de perforación y voladura antes y después de la optimización, en los datos se muestra que hay una diferencia en los parámetros y costos de perforación y voladura en el frente de la chimenea 965, los cálculos se muestran en la Tabla 4.8.

Tabla 4.8. Resumen de resultados comparativos de perforación anterior y optimizada.

Descripción	Antes	Después	Diferencia	Unidad medida
Taladros perforados	30	25	5	Tal
Taladros cargados	28	24	4	Tal
FAMESA 65%	144	116	28	Cart.
Fulminante N° 8	28	24	4	Pz
Mecha de seguridad	51,21	43,89	7,32	m
kg por disparo	11,66	9,40	2,26	kg
Factor de carga	2,72	2,12	0,60	kg/m ³
Factor de potencia	1,01	0,78	0,23	kg/TM
Factor de carga lineal	8,83	6,86	1,97	kg/m
Avance m/disparo	1,32	1,37	0,05	m

Fuente: Mina Esperanza de Caraveli.

En el diseño de la malla de perforación anterior se ha utilizado 30 taladros perforados y con el nuevo diseño de la malla de perforación se ha reducido a 25 taladros, haciendo una diferencia de 05 taladros.

También coincide con la tesis “Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE”. Concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros 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. (Chahuares, 2012)

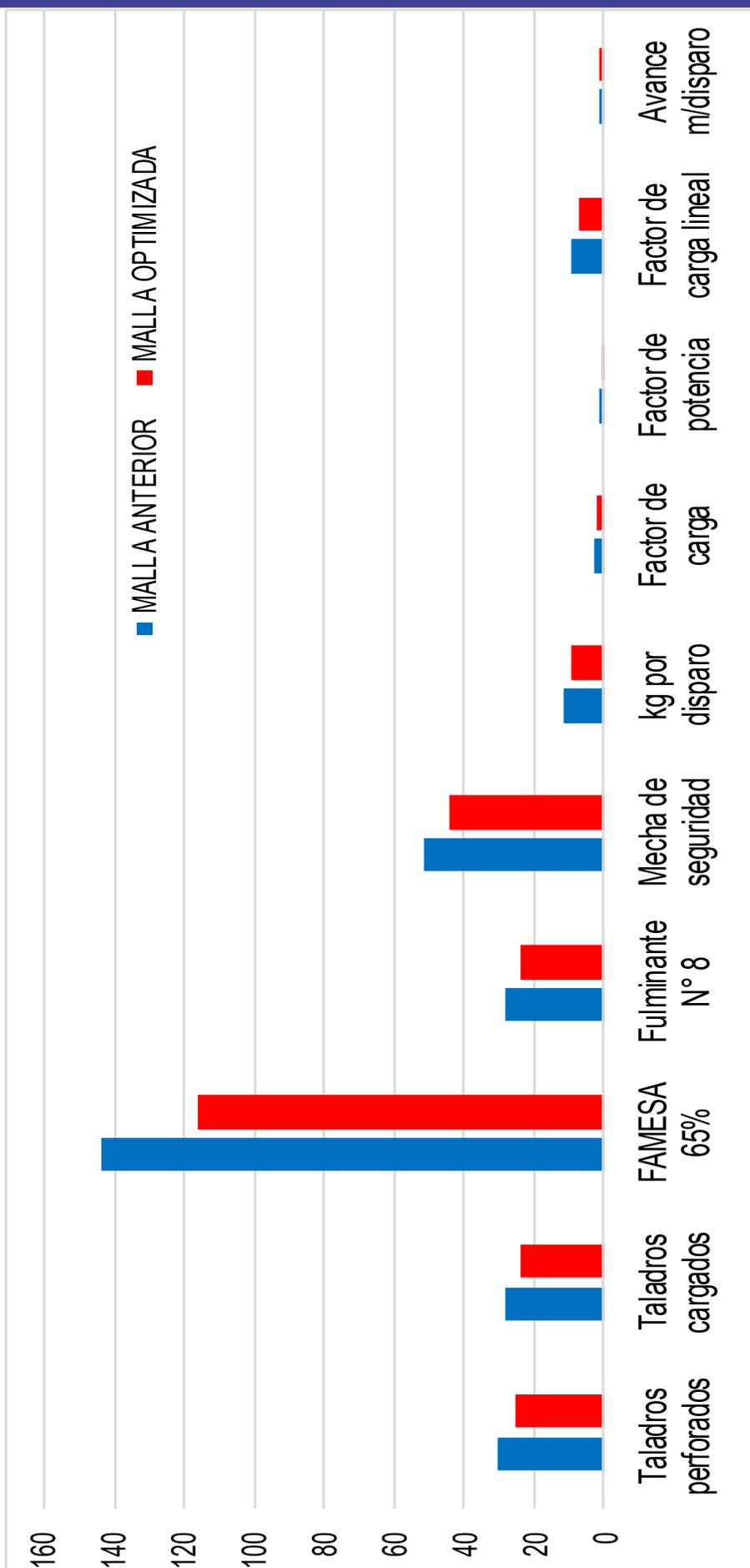


Figura 4.4. Resultados comparativos de perforación y voladura.

Fuente: Elaboración propia

En la voladura anterior se ha utilizado el explosivo FAMESA 65%, en un total de 144 cartuchos, fulminante N° 8, 28 unidades, factor de carga $2,72 \text{ kg/m}^3$, factor de potencia de $1,01 \text{ kg/TM}$, factor de carga lineal de $8,83 \text{ kg/m}$, con un avance lineal de 1.32 metros.

En la voladura optimizada se ha utilizado el explosivo FAMESA 65%, en total 116 cartuchos, fulminante N° 8, 24 unidades, factor de carga de $2,12 \text{ kg/m}^3$, factor de potencia de 0.78 kg/TM , factor de carga lineal de $6,86 \text{ kg/m}$, con un avance lineal de 1.37 metros.

Resultados comparativos de costos de perforación y voladura anterior y optimizada.

Los costos de perforación y voladura anterior y optimizada se especifican en la Tabla 4.9

Tabla 4.9. Resumen de los costos de perforación y voladura

Descripción	Anterior US\$	Optimizado US\$	Diferencia US\$
Mano de obra	129,45	129,45	-
Equipo de perforación	6,15	5,13	1,02
Material de perforación	26,43	22,68	3,75
Materiales de voladura	107,59	88,35	19,24
Herramientas y otros materiales	0,79	0,79	-
Implementos de seguridad	2,32	2,32	-
Costo por US \$/m	206,61	181,55	25,06

Fuente: Elaboración propia



Figura 4.5. Costos comparativos de perforación y voladura

Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

Con el rediseño de la malla de perforación en el frente de la chimenea 965 y la reducción de la carga explosiva, los costos de perforación y voladura se ha reducido de 206,61 US \$/m a **181.55** US \$/m, haciendo una diferencia de 25,06 US \$/m.

Rediseñando la malla de perforación en el frente de la chimenea 965 del nivel 1720 de la Unidad Minera Esperanza - Arequipa, los taladros se han reducido de 30 a 25 taladros perforados con una diferencia de 05 taladros de 5 pies.

En la voladura del frente de la chimenea 965 del nivel 1720 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa, el consumo de explosivo FAMESA 65%, se ha reducido de 8,83 kg/m a 6,86 kg/m haciendo una diferencia de 1,97 kg/m.

RECOMENDACIONES

Se debe realizar otros diseños de malla de perforación y el cálculo de factor de carga explosiva, según las características del macizo rocoso, en el frente de la Chimenea 965 de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa.

Para la secuencia de perforación en el arranque primero se debe empezar con taladros de alivio y después los taladros de arranque y luego para realizar la voladura se debe hacer buen confinamiento de carga explosiva y verificar la secuencia de chispeo para obtener una voladura eficiente.

Se debe delimitar realizar el pintado de la malla de perforación antes de iniciar la perforación y hacer seguimiento en uso de guidores para el control de paralelismo de los taladros.

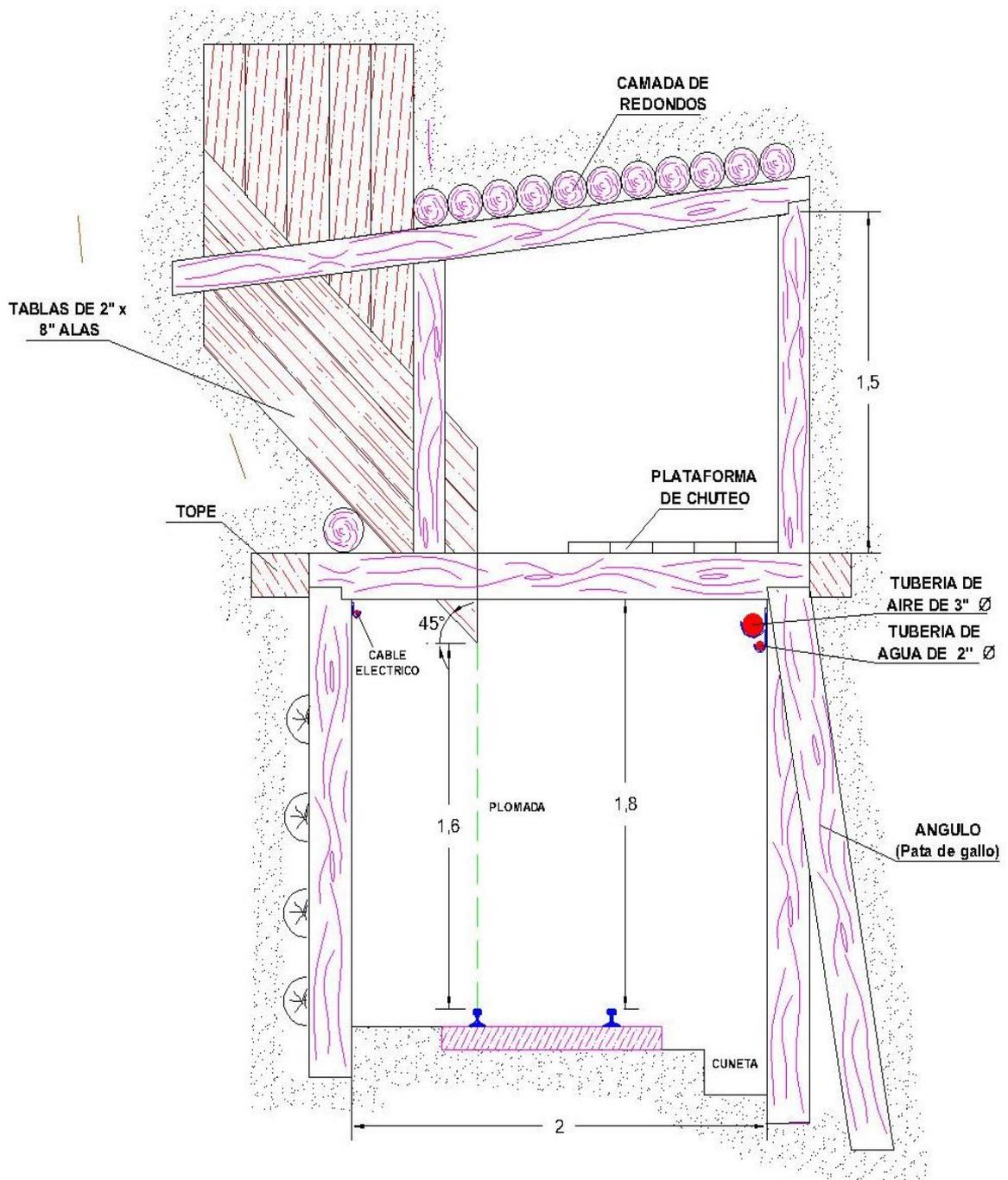
La supervisión es un factor importante en el cumplimiento de los estándares de trabajo de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Chahuares Sairitupa, F. Cepriano (2012), *Nuevo Diseño de Malla de Perforación y Voladura en el Proyecto de Explotación y Desarrollo*, Mina El COFRE.
- Chambi Flores, Alan (2011), *Optimización de Perforación y Voladura de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – VOLCAN S.A.A.* Cerro de Pasco.
- Carreón Q., Juvenal (2001), *Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Exsa (2001), *Manual Práctico de Voladura* Edición. Especial. Perú.
- Famesa Explosivos, (2008), " *Seguridad asociada a la manipulación y uso de explosivos en mina subterránea.*"
- FrisanchoTriveño, Giovanni (2006), *Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea.*
- Jauregui Aquino, O. Alberto (2003), *Reducción de los Costos Operativos en Mina, Mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura.*
- Lupaca Marca, Jony P. (2009). *Costos Unitarios en Operaciones Mineras Subterráneas.*
- López Sánchez, L. (2003), *Evaluación de energía de los explosivos mediante modelos termodinámicos de detonación.*
- López Jimeno, C. (1944), *Manual de Perforación y Voladura de rocas*, Instituto Geológico y Minero de España.
- Muñoz López Galo (2012), *Modelo de Costos para la Valorización de planes Mineros.*
- Rodríguez Velásquez, R. H. (2011), *Mejoramiento de Operaciones Unitarias de Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Convencional Unidad Minera el COFRE - PUNO*

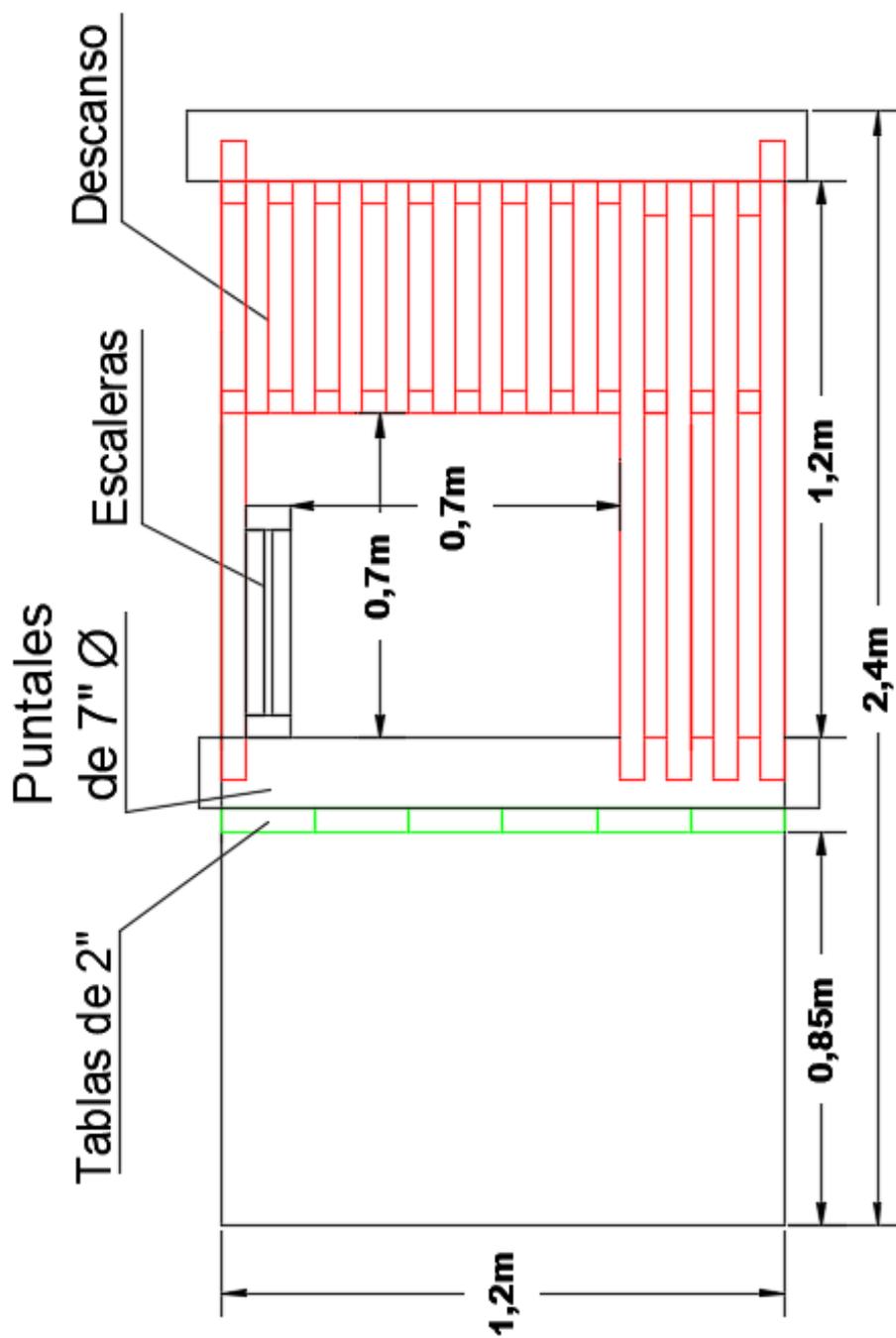
ANEXOS

Anexo 1. Diseño de tolva en chimeneas.



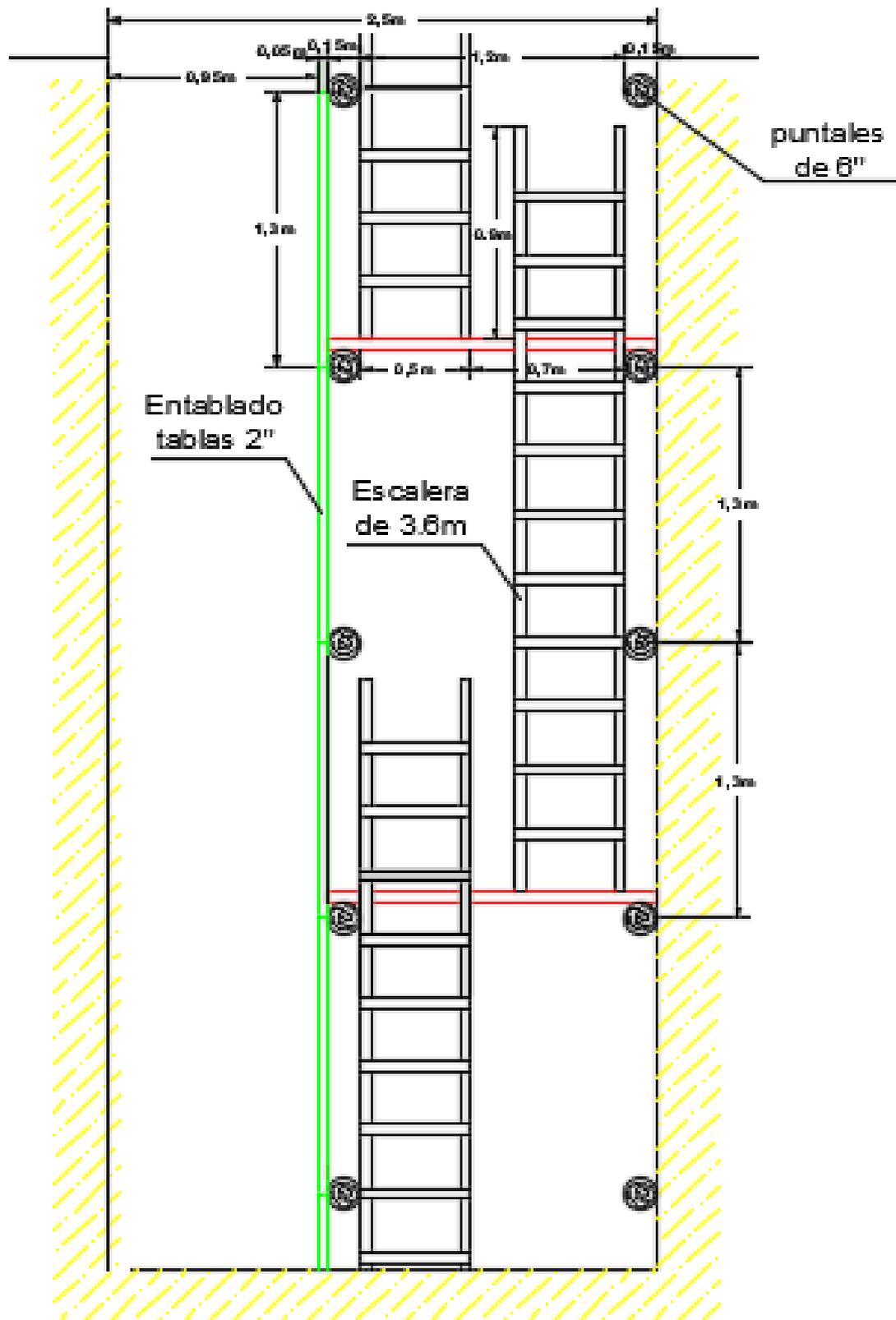
Fuente: Minera Esperanza de Caraveli

Anexo 2. Armado de buzón camino en chimeneas de doble compartimiento.



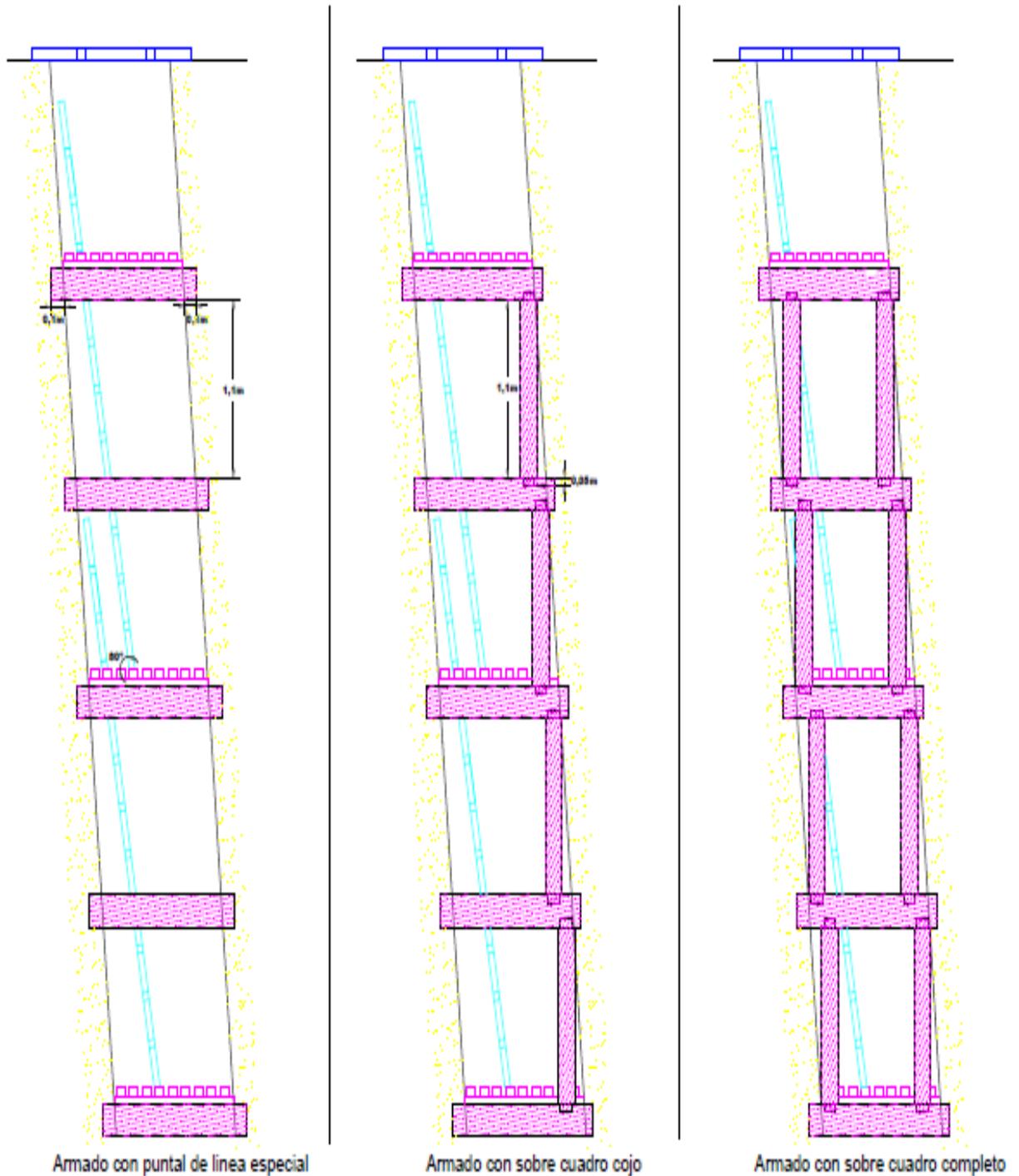
Fuente: Minera Esperanza de Caraveli

Anexo 3. Armado de buzón camino en chimeneas de doble compartimiento.



Fuente: Minera Esperanza de Caraveli

Anexo 4. Armado de cuadros de madera en chimeneas de doble compartimiento.



Fuente: Minera Esperanza de Caraveli

Anexos 5. CUT – OFF 2018

Año 2018										
Cut-Off	Unid.	Prog.	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Realiz.	Cumpl. %
Cut-off de mina	g/t	5.0	5.2	4.9	4.9	5.1	4.8	5.3	5.0	99%
Cut-off de planta	g/t	0.8	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	90%
Cut-off de Total	g/t	5.8	6.0	5.8	5.9	6.0	5.7	6.2	5.9	98%
Ley de cabeza mina	g/t	7.5	8.4	8.2	8.0	8.4	7.0	6.8	7.8	104%
Margen operativo	g/t	1.7	2.4	2.3	2.1	2.4	1.3	0.7	1.9	110%

Fuente: Mina Esperanza de Caraveli

Anexo 6. Plano de ubicación y acceso N° 01

Anexo 7. Plano geológico superficial N° 02

**Anexo 8. Plano de diseño de mallas de chimeneas de doble compartimiento sección
1.20 x 2.70 N° 03**