

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**REDUCCIÓN DE COSTOS EN EL PROCESO DE PERFORACIÓN  
Y VOLADURA MEDIANTE UN NUEVO DISEÑO DE MALLA EN  
LA MINA CAPITANA DE LA COMPAÑÍA MINERA CARAVELI  
S.A.C. - AREQUIPA.**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**SANDRO ANGEL LLANQUI 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**

**REDUCCIÓN DE COSTOS EN EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE UN NUEVO DISEÑO DE MALLA EN LA MINA CAPITANA DE LA COMPAÑÍA MINERA CARAVELI S.A.C. - AREQUIPA.**

**TESIS**

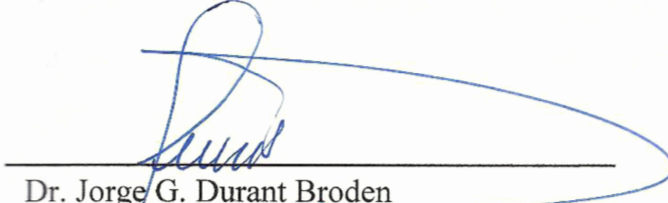
**PRESENTADA POR:**

**SANDRO ÁNGEL LLANQUI MAMANI**

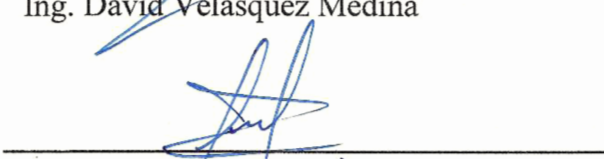
A la Dirección de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano como requisito para optar el título de:

**INGENIERO DE MINAS**

**APROBADO POR:**

**PRESIDENTE DEL JURADO :**   
Dr. Jorge G. Durant Broden

**PRIMER MIEMBRO :**   
Ing. David Velásquez Medina

**SEGUNDO MIEMBRO :**   
Ing. Arturo R. Chayña Rodríguez

**DIRECTOR DE TESIS :**   
Ing. Amilcar Terán Dianderas

**Área:** Ingeniería de Minas  
**Tema:** Análisis de costos mineros

**FECHA DE SUSTENTACION:** 22 de noviembre del 2019

## DEDICATORIA

A Dios, por su infinito amor y bendición. A mi madre Francisca Mamani Pataca con todo el cariño y aprecio, quien han hecho posible la realidad de mi profesión.

Con cariño a mis hermanos y hermanas por el apoyo moral y aliento en todo momento de mi vida para la culminación del presente trabajo de investigación.

## AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios supremo y eterno, por concederme vida y salud para continuar trabajando por el bienestar de mi familia.

A mi Alma Mater la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, por brindar la oportunidad para realizar mis estudios superiores.

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

Mi especial agradecimiento a la Minera Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. – Arequipa por haberme brindado la oportunidad de realizar el presente estudio de investigación.

**ÍNDICE GENERAL**

AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
RESUMEN .....	12
ABSTRACT.....	13
INTRODUCCIÓN.....	14

**CAPÍTULO I****INTRODUCCIÓN**

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA .....	15
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	16
1.2.1 Problema general .....	16
1.2.2 Problemas específicos:.....	16
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN .....	16
1.3.1 Objetivo general.....	16
1.3.2 Objetivos específicos .....	16
1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	16
1.5 VIABILIDAD DEL ESTUDIO .....	17
1.6 UBICACIÓN .....	17
1.7 ACCESIBILIDAD.....	18
1.8 CLIMA.....	18
1.9 FLORA .....	19
1.10 FAUNA.....	19
1.11 GEOLOGÍA.....	20
1.11.1 Geología regional.....	20
1.11.2 Geología local .....	21
1.11.3 Geología estructural.....	24
1.11.4 Geología económica .....	25

## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	27
2.2	BASES TEÓRICAS .....	30
2.2.1	Diseño de la malla de perforación y cálculo de carga .....	30
2.2.2	Mecánica de rotura de rocas .....	34
2.2.3	Teoría de costos .....	39
2.3	DEFINICIONES CONCEPTUALES.....	42
2.4	FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	45
2.4.1	Hipótesis general.....	45
2.4.2	Hipótesis específicas.....	45

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	DISEÑO METODOLÓGICO.....	46
3.2	METODOLOGÍA POR OBJETIVOS.....	47
3.3	POBLACIÓN.....	47
3.4	MUESTRA .....	48
3.5	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES .....	48
3.5.1	Variable independiente .....	48
3.5.2	Variable dependiente .....	48
3.6	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	49
3.6.1	Instrumentos de recolección de datos .....	49

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	50
4.2	DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR.....	50
4.3	CONTROL DE TIEMPO DE PERFORACIÓN ANTERIOR .....	52
4.4	VOLADURA EN LA GALERÍA ESPERANZA.....	54
4.5	CONTROL DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA .....	57
4.6	COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ANTERIOR.....	58

4.7	NUEVO DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN.....	60
4.8	CONTROL DE TIEMPO DE PERFORACIÓN OPTIMIZADO .....	62
4.9	VOLADURA OPTIMIZADA EN LA GALERÍA ESPERANZA.....	63
4.10	COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADA.....	65
4.11	CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS .....	68
4.11.1	Resultados comparativos de perforación .....	68
4.11.2	Resultados comparativos de costos de perforación .....	69
4.11.3	Discusión de resultados de perforación .....	70
4.11.4	Resultados comparativos de voladura.....	70
4.11.5	Resultados comparativos de costos de voladura.....	71
4.11.6	Discusión de resultados de voladura.....	71
4.11.7	Discusión de resultados con otras fuentes .....	73
	CONCLUSIONES .....	74
	RECOMENDACIONES.....	75
	BIBLIOGRAFÍA .....	76
	ANEXOS .....	78

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.</b> Ruta de acceso a la Minera Capitana .....	18
<b>Tabla 2.</b> Relación de la dureza de la roca con la distancia .....	32
<b>Tabla 3.</b> Relación de la dureza de la roca con el coeficiente .....	32
<b>Tabla 4.</b> Cálculo de sección y Burden. ....	33
<b>Tabla 5.</b> Constante del tipo de roca "K" .....	33
<b>Tabla 6.</b> OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES .....	48
<b>Tabla 7.</b> Distribución de taladros .....	51
<b>Tabla 8.</b> Control de tiempo de perforación anterior.....	52
<b>Tabla 9.</b> Resultados obtenidos en la perforación anterior.....	52
<b>Tabla 10.</b> Coeficiente del tipo de roca .....	53
<b>Tabla 11.</b> Consumo de explosivos en la voladura anterior .....	55
<b>Tabla 12.</b> Resumen de resultados de la voladura anterior .....	56
<b>Tabla 13.</b> Costo de mano de obra (1 \$ U.S.A. = S/. 3,35).....	58
<b>Tabla 14.</b> Compresora de aire comprimido.....	58
<b>Tabla 15.</b> Máquina perforadora.....	58
<b>Tabla 16.</b> Materiales de perforación .....	59
<b>Tabla 17.</b> Materiales de voladura.....	59
<b>Tabla 18.</b> Costo de herramientas y otros materiales .....	59
<b>Tabla 19.</b> Costo de implementos de seguridad .....	60
<b>Tabla 20.</b> Distribución de taladros optimizados .....	61
<b>Tabla 21.</b> Tiempo de perforación durante la optimización .....	62
<b>Tabla 22.</b> Resultados obtenidos en la perforación optimizada .....	62
<b>Tabla 23.</b> Consumo de explosivos Semexa 65% .....	63
<b>Tabla 24.</b> Resumen de resultados de la voladura optimizada .....	65
<b>Tabla 25.</b> Costo de mano de obra actual (1 \$ U.S.A. = S/. 3,35).....	65
<b>Tabla 26.</b> Costo de aire comprimido.....	65
<b>Tabla 27.</b> Máquina perforadora optimizado.....	66
<b>Tabla 28.</b> Materiales de perforación optimizada.....	66
<b>Tabla 29.</b> Materiales de voladura optimizado.....	66
<b>Tabla 30.</b> Costo de herramientas y otros materiales optimizado .....	67
<b>Tabla 31.</b> Costo de implementos de seguridad .....	67
<b>Tabla 32.</b> Distribución anterior de taladros.....	68
<b>Tabla 33.</b> Distribución de taladros optimizados .....	69



<b>Tabla 34.</b> Resultados de la voladura anterior .....	70
<b>Tabla 35.</b> Resultados de la voladura optimizada .....	71
<b>Tabla 36.</b> Resultados comparativos de perforación y voladura .....	72
<b>Tabla 37.</b> Resumen de costos de perforación y voladura.....	73

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b> Diseño de malla de perforación anterior .....	51
<b>Figura 2.</b> Nuevo diseño de la malla de perforación optimizado. ....	61

## ÍNDICE DE ANEXOS

**Anexo A.** Diseño de la malla de perforación anterior: Galería Esperanza

**Anexo B.** Diseño de la malla de perforación optimizada: Galería Esperanza

## RESUMEN

El presente trabajo de Investigación titulado “Reducción de costos en el proceso de Perforación y Voladura mediante un nuevo diseño de malla en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. – Arequipa, está ubicado en la vertiente occidental de la Cordillera de los Andes en la jurisdicción de Distrito de Huanuhuanu, Provincia de Caravelí, Región de Arequipa.

Se desarrollo mediante el método de Corte y Relleno Ascendente, con un avance de 360 metros horizontales, específicamente en la Galería Esperanza, con una sección de 3.00 m x 2.60 m.

El trabajo de investigación tuvo como objetivo, reducir los costos en el proceso de perforación y voladura de los 360 metros de avance. En el desarrollo de las labores subterráneas horizontales o verticales es de suma importancia las operaciones de perforación y voladura, por tanto, se tuvo mayor cuidado en su proceso de ejecución.

La metodología en el desarrollo del estudio de investigación, consistió en su etapa inicial en evaluar todos los procesos de ejecución de perforación y voladura, los controles operacionales y diseñó de una nueva malla de perforación, número de taladros y cantidad de explosivos utilizados, sistema de carguío a los taladros y la granulometría resultado de la voladura, considerando en el análisis: el Burden, espaciamiento, tipo de trazo, distribución de taladros y la cantidad de carga explosiva adecuada. Dichos parámetros se han calculado según las características del macizo rocoso.

Como resultado se obtuvo una reducción 43 a 39 taladros perforados de 5 pies de longitud, con una diferencia de 04 taladros, los costos de perforación y voladura se redujeron de 314,35 US\$/m a 287,71 US\$/m, con una diferencia de 26,64 US\$/m.

Mediante el nuevo diseño de malla, los costos de perforación y voladura se han reducido de 314,35 US\$/m a 287,71 US\$/m, con una diferencia de 26,64 US\$/m, en el frente de la Galería Esperanza.

Se recomendó realizar un estudio detallado de las características geomecánicas del macizo rocoso de las tres zonas de la Minera, para estandarizar la malla de perforación en la Minera Capitana

**Palabras claves:** Reducción, costos, perforación, voladura, diseño y malla.

## ABSTRACT

The Capitana Mining Unit of the Compañía Minera Caravelí SAC- Arequipa, is located on the western slope of the Western Cordillera of the Andes in the jurisdiction of Huanuhuanu District, Caravelí Province, Department of Arequipa and is exploiting the mineral deposit by the method of Cutting and Ascending Filling, and currently in the development of the horizontal works, specifically in the Esperanza Gallery of a projected length of 360 linear meters and a section of 3.00 m x 2.60 m with a linear advance to the date of 70 meters and when The evaluation in this advance section has encountered high cost problems in the drilling and blasting process in front of the Esperanza Gallery. The objective of the research work is to reduce costs in the drilling and blasting process in the 290 meters that are still to be carried out in the Esperanza de la Mina Capitana Gallery, Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa. In the development of underground work, whether horizontal or vertical, drilling and blasting operations are of the utmost importance, therefore greater care must be taken in the execution process. The methodology to develop the research study, has consisted in its initial stage in evaluating all the execution processes of drilling and previous blasting of the Esperanza Gallery in the section of the 70 lineal meters of advance, the operational controls have been carried out in 12 days, in that period, the design of the perforation mesh, the number of drills and the quantity of explosives used, the loading system to the drills and the granulometry resulting from the blasting were analyzed. In the research study a new design of the perforation mesh and the calculation of the adequate explosive load have been proposed, these tests have been carried out in 12 days, considering in the analysis: the Burden, spacing, type of stroke, distribution of drills and the appropriate amount of explosive charge. These parameters have been calculated according to the characteristics of the rock mass.

**Keywords:** Reduction, costs, drilling, blasting, design and mesh.

## INTRODUCCIÓN

En la Unidad Minera Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa, para la explotación del yacimiento aurífero está utilizando el método de Corte y Relleno Ascendente mediante labores subterráneas horizontales y verticales, tales como galerías, cruceros, chimeneas, niveles, subniveles y otros.

En la actualidad la Unidad Minera Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C., está desarrollando la Galería Esperanza de una longitud proyectada de 360 metros lineales y una sección de 3.00 m x 2.60 m con un avance lineal a la fecha de 70 metros y al realizar la evaluación en este tramo de avance, se tiene problemas de elevados costos en el proceso de perforación y voladura en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. – Arequipa.

En la explotación subterránea, las actividades de perforación y voladora, constituyen como una de las etapas más importantes para su ejecución y es necesario tener mucho cuidado en el diseño de la malla de perforación, voladura y costos de producción para alcanzar los mejores resultados en el desarrollo de una labor subterránea. Considerando estos fundamentos se ha desarrollado el presente estudio de investigación titulado reducción de costos en el proceso de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. – Arequipa.

El estudio de investigación se ha dividido en cuatro capítulos, en el Capítulo I, se ha considerado la introducción del estudio de investigación, en el Capítulo II, se ha desarrollado la revisión de literatura, las bases teóricas fundamentales y definiciones conceptuales que serán la base para realizar el estudio de investigación, en el Capítulo III, se describe los materiales y métodos de la investigación y la operacionalización de variables, en el Capítulo IV, se ha desarrollado los resultados, discusión, conclusiones y recomendaciones del estudio de investigación.

## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

#### 1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

La Unidad Minera Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa, está explotando el yacimiento mineral mediante el método de Corte y Relleno Ascendente, utilizando labores horizontales y verticales. Actualmente viene desarrollando la Galería Esperanza de una longitud proyectada de 360 metros lineales y una sección de 3.00 m x 2.60 m con un avance lineal a la fecha de 70 metros y al realizar la evaluación en este tramo de avance, se ha encontrado deficiencias en el desarrollo de las operaciones de perforación y voladura tales como: mala distribución de taladros, mayor consumo de explosivos y accesorios de voladura, mayor factor de carga explosiva, mayor tiempo de perforación de los taladros, como resultado de la evaluación se tiene problemas de elevados costos en las operaciones unitarias en el frente de la galería Esperanza. Los costos de perforación y voladura anterior han sido de 314,35 US\$/m. y un factor de carga de 1,67 kg/m<sup>3</sup>. De continuar el problema hubiera afectado al presupuesto y el planeamiento de producción programada en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa.

El estudio de investigación tiene como objetivo, reducir los costos en el proceso de perforación y voladura en los 290 metros que falta ejecutar en la Galería Esperanza de la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa.

## 1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

### 1.2.1 Problema general

¿Cómo reducimos los costos de perforación y voladura mediante el diseño de una nueva malla y la carga explosiva necesaria en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. –Arequipa?

### 1.2.2 Problemas específicos:

- a) ¿Cuál es la reducción de los costos de perforación, al determinar el burden, espaciamiento y el número de taladros en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.–Arequipa?
- b) ¿Cuál es la reducción de los costos de voladura al determinar el tipo y el factor de carga explosiva necesaria en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa?

## 1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

### 1.3.1 Objetivo general

Reducir los costos en el proceso de perforación y voladura mediante el diseño de la nueva malla de perforación y la carga explosiva necesaria en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

### 1.3.2 Objetivos específicos

- a) Reducir los costos de perforación, determinando el burden, espaciamiento y el número de taladros en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.
- b) Reducir los costos de voladura, determinando el tipo y el factor de carga explosiva necesaria en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

## 1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La Unidad Minera Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. - Arequipa, según los estudios de cubicación de reservas minerales, tiene buen potencial de



reservas de mineral probado de 985 768 Tm y probable de 492 884 Tm, con una ley promedio de 6.5 gr/Tm de oro filoneano y para la explotación del yacimiento mineral se requieren diferentes labores subterráneas horizontales y verticales.

La Unidad Minera Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. - Arequipa, actualmente requiere profundizar varias labores horizontales de desarrollo para la recuperación del mineral valioso a bajos costos de operación y el trabajo de investigación se ha realizado en el desarrollo de la galería Esperanza de una longitud de 290 metros que faltan ejecutar de una sección de 3.00 m x 2.60 m. La reducción de costos de perforación y voladura favorecerá económicamente a la Compañía Minera Caravelí S.A.C., generando mayor rentabilidad económica.

El desarrollo del presente proyecto de investigación se justifica plenamente su ejecución y será de mucha importancia para la Compañía Minera Caravelí S.A.C. y el estudio será aplicativo para realizar otras labores subterráneas de características similares que beneficiarán económicamente a la Empresa Minera.

### 1.5 VIABILIDAD DEL ESTUDIO

El estudio de investigación está relacionado con la actividad minera, y teniendo en cuenta que la minería es una fuente de desarrollo socio-económico del país, por ende el departamento y la región Arequipa y conociendo su grado de importancia para la Empresa Minera Caravelí S.A.C., es viable para su ejecución de acuerdo a los nuevos avances de la ciencia y tecnología minera, para su ejecución se cuenta con el apoyo financiero de la Empresa Minera.

### 1.6 UBICACIÓN

La Minera Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. – Arequipa, se encuentra ubicado en la Cordillera Occidental de los Andes, dentro de la jurisdicción de:

Distrito : Huanuhuanu  
Provincia : Caravelí  
Departamento : Arequipa

Las coordenadas U.T.M. son:

Norte : 8 345 276  
Este: : 652 345

## 1.7 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 de la siguiente Tabla 1.

**Tabla 1.** Ruta de acceso a la Minera Capitana.

Vía	(Km)	Tiempo (Hrs)
Puno - Arequipa	220	5
Arequipa - Ático	413	6
Ático – km 40	40	1
Km 40 - Minera Capitana	45	1
<b>Total</b>	<b>707</b>	<b>13</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

## 1.8 CLIMA

La temperatura promedio anual en la zona, es de 18 - 20° C por lo cual la región se considera técnicamente como semi-cálida. Las diferencias entre las temperaturas diurnas y nocturnas son más acentuadas, a causa de las características geográficas de la zona.

Los vientos fuertes y frecuentes se producen mayormente en los meses de Agosto a Octubre, siendo la dirección de los vientos de Este a Oeste con velocidades de 30 km/hr.

Según la estación meteorológica de Chaparra, la precipitación anual promedio es de 2,1 mm. Es importante mencionar que en la región ocurren sequías prolongadas y que esporádicamente se presentan lluvias extraordinarias que solo duran algunas horas.

## 1.9 FLORA

Debido a la aridez de la zona por ausencia de lluvias; el lugar presenta flora casi nula. Alguna vegetación que se presenta, es tipificada como Semidesértica, similar a la del desierto costero y la serranía esteparia, plantas gramíneas de aspecto ralo al igual que los matorrales.

En esta zona prevalece un clima semi-cálido muy seco (desértico o árido subtropical). Las condiciones climáticas son una de las trabas que dificultan el desarrollo de la agricultura.

No hay visible actividad agrícola, predominando un ambiente árido; apareciendo esporádicos Cactus y en algunos lugares plantas raquílicas temporales, especies halófilas, distribuidas en pequeñas manchas verdes dentro del extenso y monótono arenal grisáceo eólico.

## 1.10 FAUNA

La fauna, desde el punto de vista animales ganaderos, es casi nula debido a que no se desarrollan alimentos de tipo vegetativo y arbustivo para animales; a este hecho se incrementa la clara escasez de agua y las características climáticas.

Sin embargo, la fauna natural, presenta algunas especies de animales menores (roedores, reptiles, insectos, etc.), en número muy escaso; mejor dicho, las zonas no favorecen el desarrollo de una mayor diversidad de especies.

No es frecuente la presencia de aves a excepción del Gallinazo el cual logra aclimatarse a las condiciones de la zona; no existe de igual modo animales en peligro de extinción o especies amenazadas que habiten en el área donde se desarrollará el proyecto.

Las especies que se observan en el área del proyecto son: águila, alacrán, serpiente, gallinazo, guanaco, lagartija, lechuza, rata, ratón, vizcacha, zorro.

## 1.11 GEOLOGÍA

### 1.11.1 Geología regional

Regionalmente la Mina Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C., 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 Capitana 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.

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

### **1.11.2 Geología local**

En la conformación geológica de la zona tenemos rocas ígneas y hipabisales cuyas edades varían desde el cretáceo superior hasta el terciario más moderno, los depósitos más jóvenes (pleistoceno reciente) tenemos a material aluvial, coluvial, y eluvial distribuido a manera de relleno de la quebrada principal.

#### **A) Depósitos cuaternarios**

Los depósitos aluviales se presentan en la quebrada cortadera, formado por fragmentos sub redondeados a redondeados de diferente tamaño bien consolidado por una matriz de limos y arcillas. Estos fragmentos llegan hasta 5 metros de diámetro.

Los depósitos aluviales se encuentran en los afloramientos de la roca intrusiva en pequeñas acumulaciones.

Los depósitos eólicos producto de la acción del viento son observados en las falderas de los cerros como lentes de ceniza volcánica las dimensiones de estos lentes son de 1 metro de ancho por 7 a 8 metros de largo.

#### **B) Rocas intrusivas**

Afloran en gran extensión, representada por la granodiorita, perteneciente a la superunidad Tiabaya en el batolito de la Costa del Cretáceo Superior a Terciario Inferior.

El batolito de la costa se encuentra emplazado paralelamente a las márgenes activas entre la placa de Nazca y Sudamericana, y en forma alargada, siguiendo una gran zona de falla de rumbo NW – SE, que es el rumbo de la estructura regional.

El Batolito de la costa está dividido en tres segmentos, segmento Norte, segmento Lima, y Segmento Arequipa, cada segmento constituye un gran complejo tanto por su estructura como por su composición mineralógica.

Estas rocas instruyen rocas del complejo basal y están cubiertas por formaciones terciarias, a la vez el batolito de la Costa está intruido por rocas hipoabisales de naturaleza volcánica, en forma de diques.

La súper unidad Tiabaya se distingue por su composición mineralógica, estructura y textura, ya que no presenta cambios notables dentro de una superunidad, los máficos (biotita, hornblenda y piroxenos) son los factores para la diferenciación de las grandes unidades.

### C) **Granodiorita**

Esta roca intrusiva pertenece a la súper unidad Tiabaya, integrante del batolito costanero, ampliamente distribuido en la zona, sus afloramientos se encuentra bien expuestos, esta roca se encuentra cortada por una gran cantidad de diques andesíticos de color gris oscuros a gris verdosos, con potencias variables de 0.10 m. a 1.5 m. y dirección variable E-W a N 80° W.

La granodiorita macroscopicamente presenta una textura granular fanerítica, holocristalina, de color gris claro en roca fresca y con presencia de xenolitos de microdiorita de 2 cm. a 50 cm de diámetro.

Su composición macroscópica es la siguiente:

Por el alto contenido de feldespatos calcosódicos y bajo porcentaje de ortosa se la clasifica como una granodiorita, este cuerpo intrusivo granodiorítico es cortado por diques de composición ácida como primera manifestación, compuesto esencialmente de Cuarzo, feldespato y plagioclasas, emplazado después de haberse formado el cuerpo intrusivo, las potencias variables de 0.50 m. a 2 m. y rumbos de N 25 W, N 30 W.

**D) Rocas volcánicas**

En la zona de estudio afloran remanentes volcánicos que cortan el cuerpo intrusivo, como diques de composición andesítica y zona de brecha de intrusión de grandes dimensiones que afloran en las cumbres de los cerros tales como:

**1) Diques andesíticos.**

En la zona de estudio proliferan gran cantidad de diques de naturaleza volcánica y de edad más reciente, estos diques se presentan en formas individuales (potencia de 0.50 m.), y en forma de enjambres concentrados en ciertas áreas como es el caso del cerro Cruz de Oro en dirección SE del área de estudio (potencia variable de 0.10 m. a 0.50 m. La mayoría de estos diques presentan rumbos generales E – W y N 75° W. Muchos de estos diques tienen relación con la mineralización de oro debido a que sirven como conductos de las soluciones hidrotermales, y esto es corroborado en el paralelismo entre los diques y las menas.

La actividad hidrotermal que se presenta está relacionada con la argilización específicamente con la caolinita, cloritización, y la silicificación.

Los diques presentan colores gris verdosos a gris oscuros con textura afanítica, fuerte fracturamiento y presencia de alteración cloritica en diferentes grados.

**2) Stock Dacita porfirítica.**

En la zona de estudio afloran cuerpo producto de la alta presión y temperatura como son la Dacita Porfirítica, que probablemente se correlacione con la dacita de Molles un cuerpo Hipabisal que aflora en dirección NW con respecto a la zona de estudio, con el cual se cree que se emplazó la mineralización, esta brecha de intrusión en el área de estudio se puede observar de grandes a pequeñas dimensiones, presenta una matriz afanítica de color verde grisáceo, su textura es porfirítica, con fenocristales de plagioclasas y hornblendas bien desarrollados, sus afloramientos son generalmente en la cumbres de los cerros y sus dimensiones son variables van desde 50 metros de largo por 40 metros de ancho a grandes dimensiones de 400 metros de largo por 250 metros de ancho.

### 1.11.3 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 falla Basamento serian 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.

#### **1.11.4 Geología económica**

Se considera como provincia aurífera a la zona comprendida entre Nazca y Ocoña debido a que se da la ocurrencia de vetas de oro, de apreciable longitud y potencia. Desde el punto de vista metalogénico el yacimiento de Cuatro Horas forma parte de esta provincia aurífera.

Este yacimiento es del tipo filoneano, emplazado en el Batolito de la Costa, en la zona de estudio afloran vetas paralelas entre sí, las estructuras mineralizadas tienen rumbos E – W y N 80 W con buzamientos de 30° NE, 45° NE y con una potencia de 0.10 m a 2.0 m. siendo la veta Cuatro Horas y Milagrosa de gran importancia por su potencia y leyes de oro.

##### **A) Mineralogía**

Los minerales que se describen se encuentran presentes en las vetas angostas y se pueden clasificar en dos grupos de acuerdo a su importancia económica.

##### **1) Minerales de Mena**

Tenemos el oro principalmente, que se presenta en forma macroscópica oro nativo (charpas) que se da en las oquedades del cuarzo y también en la hematita, el oro microscópico o fino se manifiesta mayormente en la limonita.

El cual está netamente asociado al oro puesto que la piritita por acción meteórica del agua ha originado cavidades donde el oro se depositó en forma nativa es decir como una estructura Boxwork o más conocido como criadero, en donde el oro se deposita, tal es así que se ha encontrado mayores leyes en oro nativo en este tipo de cuarzo.

##### **2) Minerales de Ganga**

Se distinguen minerales característicos de la zona de óxidos.

**Zona de óxido.** Principalmente Cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ) lechoso y blanco, hematina ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), limonta ( $\text{Fe O (OH) \cdot nH}_2\text{O}$ ), calcita ( $\text{CaCO}_3$ ) gris oscura y piritita como cobre.

## **B) Génesis del yacimiento**

El yacimiento tiene su origen en la geotectónica donde se relaciona a las áreas magmáticas continentales, es decir relacionado a la subducción entre la placa de Nazca y la placa Sudamericana.

El tipo de yacimiento aurífero por su morfología, relaciones texturales, y secuencia paragenética, y las correlaciones de campo, se tiene que el yacimiento es un filón de tipo hidrotermal por las siguientes razones.

La mineralización se encuentra relleno de fracturas, la roca encajonante actúa como receptáculo de las soluciones hidrotermales ascendentes o hipogénicas, por esta consideración es un depósito epigenético.

## **C) Tipos de depósito**

### **1) Aspecto Metalogénico**

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 Capitana, se sitúa en la parte central de la franja y su potencial corresponde a un yacimiento de pequeña escala.

### **2) Tipo de yacimiento**

La mineralización está emplazada en fracturas de relleno (vetas), filoneano, de origen hidrotermal, la temperatura de formación corresponde a yacimientos mesotermales ( $100\text{-}200^\circ\text{C}$ ). 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 II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

**Contreras, P. W. (2009)**, en su tesis titulada: *Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones* Aplicación en minas Ares, presentado a Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalurgia de la Universidad Nacional de Ingeniería para optar el Título de Ingeniero de Minas Concluye:

La presente tesis tiene por objetivo contribuir al desarrollo de los conocimientos actuales en Voladura de Rocas y su aplicabilidad en las Operaciones Mineras. La tesis está orientada básicamente a dos aspectos muy importantes:

**Primero**, la elección del explosivo adecuado para la realización de un trabajo determinado minimizando el daño al macizo rocoso remanente.

**Segundo**, determinar la cantidad máxima de explosivo permitido por retardo. Ambos trabajos se han realizado usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones.

**Chahuares, S. F. C. (2 012)**, 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/m a 11,51 kg/m.

La reducción de número de taladros y el consumo de explosivos se ha logrado utilizando un nuevo diseño de malla de perforación según las características del macizo rocoso y la selección de la carga explosiva.

**Frisancho, T. G. (2006)**, en su tesis de título *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. 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*, 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 es 0.37 \$/TM, y en voladura es 0.28 \$/TM el mismo que se obtiene reduciendo el número de taladros y el uso del explosivo adecuado.

**Chipana, T. R. M. (2015)**, en su tesis, *Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la Galería Progreso* de la Contrata Minera Cavilques- Corporación Minera Ananea S.A., Universidad Nacional del Altiplano-Puno, concluye que con la determinación de la malla de perforación y la carga explosiva se tuvo una reducción del número de taladros de 45 a 42 taladros perforados, se redujo los costos de perforación de 98.48 US \$ a 87.25 US \$ y la carga explosiva se redujo de 196.46 US \$ a 148.39 US \$.

**Mamani, P. 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, Concluye que con la aplicación de la nueva malla de perforación, los taladros se han reducido de 45 a 42 taladros perforados de 05 pies de longitud, con una diferencia de 03 taladros y los costos de perforación y voladura se ha reducido de 311,98 US \$/m a 278,61 US \$/m., con una diferencia de 33,37 US\$/m.

**Quispe, M. F. A. (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.

**Rodríguez, V. R. H. (2011)**, en su tesis: *Mejoramiento de Operaciones Unitarias en Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Convencional - Unidad Minera el Cofre; Universidad Nacional del Altiplano*, se concluye que se ha reducido el número de taladros empleados en el diseño de malla de perforación, la mina EL Cofre anteriormente venía realizando el diseño de malla de perforación con 33 taladros, de los cuales 30 son taladros cargados y 03 de alivio, empleando un barreno de 5 pies 1/2" de diámetro, con un avance lineal 1.25 m. reduciendo a 25 taladros de los cuales 22 son taladros cargados y 03 son de alivio, siendo la profundidad de taladro de 1.40 m.

**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. También para el diseño de la malla de perforación se ha considerado el tipo de roca y su respectiva constante. (EXSA, 2001), (ver Cuadro 2.1)

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

$$D_2 = 0.95 * L$$

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

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

Según el algoritmo de Holmberg se tiene la siguiente ecuación para determinar el avance de voladura al 95%.

$$I = 0.95 * H$$

Donde:

I = Avance de la voladura (metros)

H = Profundidad de los taladros a perforarse (metros)

### Número de taladros

El número de taladros requeridos para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica (Exsa, 2001).

$$N^{\circ}\text{tal.} = 10 \times \sqrt{(A \times H)}$$

Donde:

A = Ancho de labor

H = Altura de labor

En forma más precisa con la relación

$$N^{\circ} \text{ Tal} = (P/dt) + (K \times S)$$

Donde:

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

P = Circunferencia o perímetro de la sección de labor en metros, que se obtiene con la fórmula:

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

dt = Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

K = Coeficiente o factor de la roca

S = Sección de labor

**Tabla 2.** Relación de la dureza de la roca con la distancia

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Roca dura	0,50 a 0,55
Roca intermedia	0,60 a 0,65
Roca suave o friable	0,70 a 0,75

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2001.

**Tabla 3.** Relación de la dureza de la roca con el coeficiente

Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)
Roca dura	2.00
Roca intermedia	1.50
Roca suave	1.00

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2001.

**Cálculo de burden, R. Holmberg:**

$$B = 1.5 \times D$$

Cálculo para primer burden y sección, la distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de  $1,7 \times D_2$  ( $D_2$  es el diámetro del taladro de alivio y  $D_1$  el de producción) para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica: Una regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado



de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance, como se puede apreciar en la tabla.

**Tabla 4.** Cálculo de sección y Burden.

Sección del corte	Valor de burden	Lado de la sección
Primera	$B1 = 1,5 \times D2$	$B1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B4 \times \sqrt{2}$

Fuente: Manual práctico de voladura-EXSA (2001) edición especial.

### Distribución de la carga

#### a) Movimiento de roca

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

Donde:

V = Volumen de roca.

S = Dimensión de la sección, en m<sup>2</sup>.

L = Longitud de taladros, en m.

**Tabla 5.** 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- 2001

## 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.

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:

1. Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
2. Teoría de expansión de gases.
3. Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
4. Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
5. Teoría de craterización.
6. Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
7. Teoría de liberación súbita de cargas.
8. 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:

- 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  $m^3$

$L$  = 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

$\rho$  = 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.

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 m (5') el espaciado será de 2,9 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

### 1. 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).

### 2. 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:  $B + 0,3 B$ ; 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.

### 3. 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  $CC = 2,3 \times B$

#### 4. 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.

#### 5. Volumen de explosivo

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

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

#### 6. Factor de carga (FC)

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

$$FC = (W_e/V)$$

#### 7. Tonelaje roto

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

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

#### 8. Perforación específica

Es el número de metros o pies que se tiene que perforar por cada m<sup>3</sup> 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.

### 9. Cálculo general para carga de taladro

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

Donde:

0,34: Factor.

$\emptyset$  : Diámetro del taladro, en pulgadas.

$\rho_e$  : Densidad del explosivo a usar, en  $\text{g/cm}^3$

### 10. Densidad de carga (Dc)

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

Donde:

Dc = Densidad de carga, en kg/tal.

0,57 = Factor.

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

$\rho_e$  = Densidad del explosivo a usar.

L = Longitud de perforación.

T = Taco.

### 2.2.3 Teoría de costos

#### 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.

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.

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.

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.

**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.

**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 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.

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

Amortización

- a. Intereses del capital
- b. Seguros
- c. Impuestos

### 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.

Para el análisis de costos se utilizara 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 mas 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. Explotación**

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.

## **4. Subterráneo**

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

## **5. 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.

## **6. Parámetros**

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

## **7. Burden**

Es la 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.

## **8. Galería**

Es una labor de desarrollo, hecho sobre el depósito mineral o veta, se ejecuta siguiendo la dirección de la veta y tiene como objetivo principal reconocer la continuidad de la mineralización tanto en volumen como en la ley del mineral. Las secciones y pendiente de las galerías dependen del sistema de explotación y del sistema de transporte del mineral.

## **9. 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.

## **10. Arranque**

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

## **11. Factor de carga**

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

## **12. 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.

## **13. Macizo rocoso**

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

## **14. Voladura**

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

**15. Costos operativos o 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.

**16. Costos directos**

Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.

**17. 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.

**2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS****2.4.1 Hipótesis general**

Al diseñar la nueva malla de perforación y la carga explosiva necesaria, se reducirán los costos en el proceso de perforación y voladura en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

**2.4.2 Hipótesis específicas**

- a) Al determinar el burden, espaciamiento y el número de taladros se reducirán los costos de perforación en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.
- b) Al determinar el tipo y el factor de carga explosiva se reducirán los costos de voladura en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1 DISEÑO METODOLÓGICO

Según las características de estudio de investigación, es de tipo descriptivo, se refiere a la reducción de los costos en el proceso de perforación y voladura mediante el diseño de la nueva malla de perforación y la carga explosiva adecuada en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana, Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

La metodología para desarrollar el estudio de investigación, ha consistido en su etapa inicial en evaluar todos los procesos de ejecución de perforación y voladura anterior en el frente de la Galería Esperanza en los 70 metros lineales de avance, los controles operacionales se han realizado en 12 días, en dicho periodo se ha verificado el diseño de malla de perforación, número de taladros y cantidad de explosivos utilizados, sistema de carguío a los taladros y la granulometría resultado de la voladura.

En el estudio de investigación se ha planteado un nuevo diseño de la malla de perforación y el cálculo de la carga explosiva adecuada, estas pruebas se han realizado en 12 días, de trabajo considerando en el análisis: el Burden, espaciamiento, tipo de trazo, distribución de taladros y la cantidad de carga explosiva adecuada a utilizar. Dichos parámetros se han calculado según las características del macizo rocoso.

Para lograr los objetivos planteados en el trabajo de investigación se ha realizado el

análisis de costos comparativos del proceso de perforación y voladura anterior y actual, para encontrar la reducción de costos operativos en el avance lineal de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa. Para demostrar estos cálculos se ha utilizado la estadística descriptiva.

### **3.2 METODOLOGÍA POR OBJETIVOS**

#### **OBJETIVO N° 1**

Reducir los costos de perforación, determinando el burden, espaciamiento y el número de taladros en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

Para reducir los costos de perforación se ha analizado el burden, espaciamiento, distribución y número de taladros de la malla de perforación anterior. Posteriormente en base a las características geomecánicas del macizo rocoso se ha diseñado una nueva malla considerando el burden, espaciamiento, distribución y número de taladros requeridos en la perforación optimizada.

#### **OBJETIVO N° 2**

Reducir los costos de voladura, determinando el tipo y el factor de carga explosiva necesaria en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa

Para reducir los costos de voladura se ha analizado el tipo y la cantidad de explosivos, el factor de carga y el sistema de carguío de explosivos utilizados en la voladura anterior. Posteriormente en base a pruebas se ha determinado la cantidad de explosivos requeridos considerando el factor de carga necesaria en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa.

### **3.3 POBLACIÓN**

La población considerada para el estudio de investigación está constituida por las labores subterráneas: Galería Esperanza, Galería Esmeralda, desarrollados en roca semidura de una densidad de  $2,65 \text{ Tm/m}^3$  en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa.

### 3.4 MUESTRA

La muestra considerada es la Galería Esperanza de una sección de 3,00 m x 2,60 m, de una longitud de 360 metros lineales desarrollado en roca semidura de una densidad promedio  $2,65 \text{ Tm/m}^3$  en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.- Arequipa.

### 3.5 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

#### 3.5.1 Variable independiente

Diseño de la nueva malla de perforación y la geometría en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. - Arequipa.

#### 3.5.2 Variable dependiente

Reducción de los costos de perforación y voladura en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. – Arequipa.

**Tabla 6.** OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
<b>Variable independiente:</b>		
Diseño de la nueva malla de perforación y la geometría en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. - Arequipa.	- Burden	- Metros
	- Espaciamiento	- Metros
	- Número de taladros	- Pies perforados
	- Sección de la galería	- Metros
<b>Variable dependiente:</b>		
Reducción de los costos de perforación y voladura en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caraveli S.A.C. – Arequipa.	- Costo de equipo	- \$/m
	- Costo de brocas	- \$/m
	- Costo de barrenos	- \$/m
	- Costo de explosivos	- \$/m

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.



### 3.6 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Es muy importante determinar que técnicas se aplicarán, en este caso el análisis estadístico y porcentual, la observación del disparo y el grado de fragmentación, el sistema de carguío y transporte y el método de explotación utilizado en la mina.

#### 3.6.1 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para el estudio son la liquidación mensual para verificar el avance del desarrollo de la galería Esperanza, el reporte diario de operación, reporte mensual de operación y la toma de fotografías para evaluar la voladura.

##### 1. Reporte diario de operación.

- Avance lineal
- Consumo de explosivos y accesorios de voladura
- Granulometría
- Taladros perforados

##### 2. Reporte mensual de operación.

- Labor disparada.
- Consumo de explosivos y accesorios
- Número de taladros perforados
- Número de horas operadas de los equipos.
- Avance lineal

##### 3. Técnicas para el procesamiento de la información.

Se aplicarán instrumentos y procedimientos de acuerdo a lo siguiente.

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

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1 ANÁLISIS DE RESULTADOS**

La reducción de costos en el proceso de perforación y voladura se ha realizado en la Galería Esperanza de la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

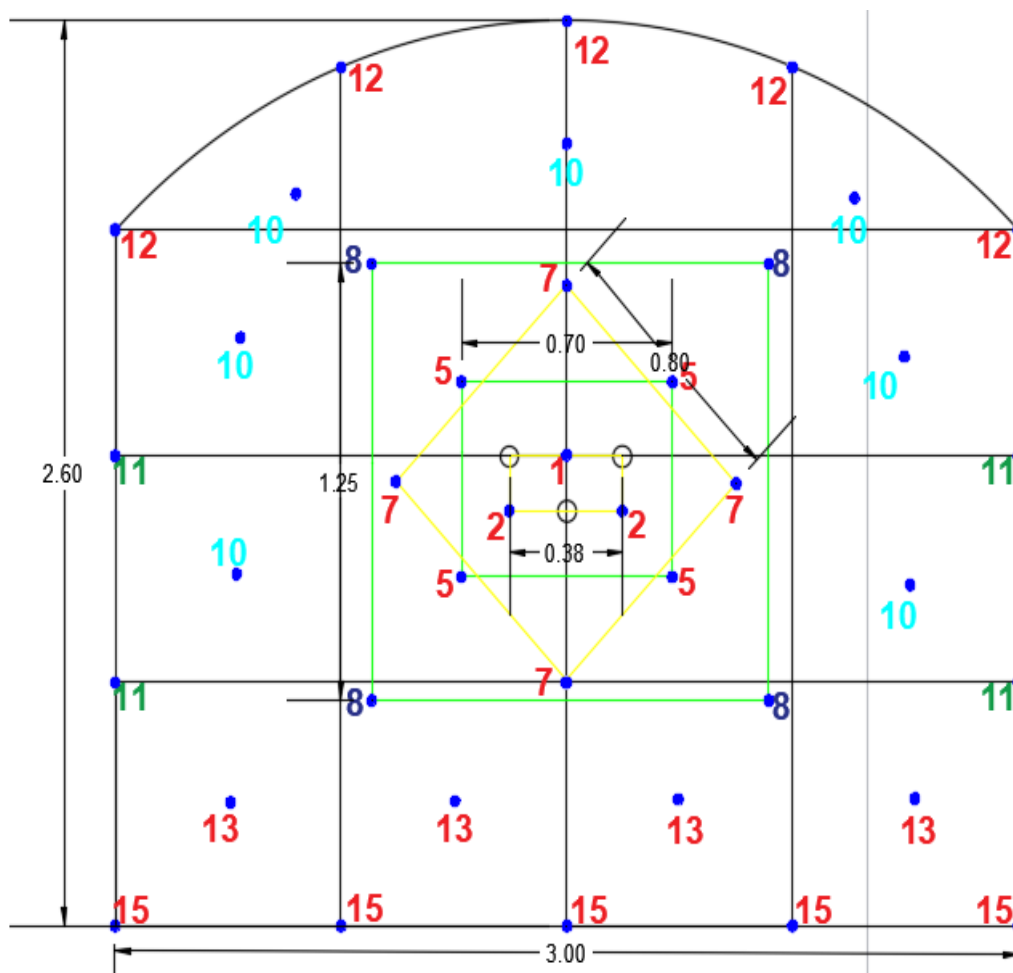
#### **4.2 DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR**

En el diseño de la malla de perforación anterior no se ha considerado un estudio detallado de las características geomecánicas del macizo rocoso en el frente de la Galería Esperanza de la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C., se ha utilizado para la perforación del frente un total de 43 taladros. (Ver Tablas 7 y Figura 1)

**Tabla 7.** Distribución de taladros

TALADROS	N° DE TALADROS
Alivio	3
Arranque	3
1° Ayuda arranque	4
2° Ayuda arranque	4
1° Ayuda cuadradores	4
2° Ayuda cuadradores	6
Cuadradores	6
Ayuda corona	3
Corona	3
Ayuda arrastre	2
Arrastre	5
<b>TOTAL</b>	<b>43</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.



**Figura 1.** Diseño de malla de perforación anterior

Fuente : Minera Capitana- Arequipa.

### 4.3 CONTROL DE TIEMPO DE PERFORACIÓN ANTERIOR

Se ha realizado el control de tiempos de perforación de los taladros. (Ver Tablas 8 y 19).

**Tabla 8.** Control de tiempo de perforación anterior

TALADROS	Nº DE TALADROS	TIEMPO DE PERFORACIÓN h : min : s	TIEMPO TOTAL DE PERFORACIÓN h : min : s
Alivio	3	00:03:15	00:09:45
Arranque	3	00:03:12	00:09:36
1º Ayuda arranque	4	00:02:56	00:11:44
2º Ayuda arranque	4	00:03:19	00:13:16
1º Ayuda cuadradores	4	00:02:53	00:11:32
2º Ayuda cuadradores	6	00:02:55	00:17:30
Cuadradores	6	00:03:15	00:19:30
Ayuda corona	3	00:03:05	00:09:15
Corona	3	00:03:20	00:10:06
Ayuda arrastre	2	00:02:57	00:05:54
Arrastre	5	00:03:13	00:16:05
<b>TOTAL</b>			<b>02:14:13</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 9.** Resultados obtenidos en la perforación anterior

PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA PERFORACIÓN		
Tiempo de perforación del frente	02:14:13	horas- minutos - segundos
Tiempo promedio de perforación/taladro	00:03:02	horas- minutos - segundos
Longitud de perforación/taladro	1,50	metros
Longitud total perforado	64,50	metros
Nº de taladros perforados	43	taladros

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**a) Datos de campo:**

- Densidad de roca : 2,65 TM/m<sup>3</sup>
- Sección de la galería : 3,00 m x 2,60 m.
- Diámetro de los taladros de producción : 0,038 mm.
- Diámetro del taladro de alivio : 0,038 mm.
- Longitud del barreno de perforación : 5 pies = 1.52 m.

**c) Número de taladros:**

Modelo matemático de EXSA.

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{P}{dt} + S \times Ks$$

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

$$S = b \times h$$

Donde:

N° Tal = Número de taladros

P = Perímetro de la galería

S = Sección de la galería

dt = Constante

Ks = Constante

b = Base de la galería

h = Altura de la galería

**Tabla 10.** Coeficiente del tipo de roca

Tipo de roca	dt	Ks
Blanda	0,7	1
Semidura	0,6	1,5
Dura	0,5	2

Fuente: Departamento de geología de la Minera Capitana – Arequipa.

- **Sección:**

Datos:

$$S = b \times h$$

$$b = 3,00 \text{ m}$$

$$h = 2,60 \text{ m}$$

$$S = 3,00 \times 2,60$$

$$S = 7,80 \text{ m}^2$$

- **Perímetro:**

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

$$P = 4(2,79)$$

$$P = 11,17 \text{ m}$$

- **Número de taladros:**

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{P}{dt} + S \times Ks$$

$$Dt = 0,5$$

$$Ks = 2,0$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{11,17}{0,5} + 7,80 \times 2,0$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 22,34 + 15,6$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 37,94 = 38$$

#### 4.4 VOLADURA EN LA GALERÍA ESPERANZA

La carga explosiva de la voladura anterior se ha realizado sin tener en cuenta el comportamiento del macizo rocoso y el tipo de roca a perforar, se ha utilizado el explosivo Semexa 65% en mayor proporción. (Ver Tabla 11).

**Tabla 11.** Consumo de explosivos en la voladura anterior

Descripción	N° de taladros	N° de Cart./taladro	Total de Cartuchos	Peso del cartucho kg	Peso total kg
Alivio	3	0	0	0	0
Arranque	3	6	18	0,081	1,46
1° Ayuda arranque	4	6	24	0,081	1,94
2° Ayuda arranque	4	6	24	0,081	1,94
1° Ayuda cuadrador	4	5	20	0,081	1,62
2° Ayuda cuadrador	6	5	30	0,081	2,43
Cuadradores	6	5	30	0,081	2,43
Ayuda corona	3	5	15	0,081	1,22
Corona	3	5	15	0,081	1,22
Ayuda arrastre	2	5	10	0,081	0,81
Arrastre	5	6	30	0,081	2,43
<b>TOTAL/disparo</b>	<b>43</b>		<b>216</b>		<b>17,50</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**a) Volumen roto**

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

Donde:

V = Volumen roto (m<sup>3</sup>)

b = Ancho de la galería (m)

h = Altura de la galería (m)

Lp = Longitud de perforación (m)

$$V = 3,00 \times 2,60 \times 1,34$$

$$V = 10,45 \text{ m}^3$$

**b) Tonelaje roto**

$$TM = V \times dr$$

Donde:

TM = Tonelada métrica de material roto

V = Volumen roto

$d_r$  = Densidad de roca

$$TM = 10,45 \times 2,65$$

$$TM = 27,69 \text{ TM}$$

**c) Factor de carga**

$$F_c = \frac{Kg\text{-explosivo}}{\text{Volumen roto}}$$

$$F_c = \frac{17,50 \text{ Kg}}{10,45 \text{ m}^3}$$

$$F_c = 1,67 \text{ kg/m}^3$$

$$F_c = \frac{Kg\text{-explosivo}}{\text{metro lineal}}$$

$F_c$  = Factor de carga lineal

$$F_c = \frac{17,50 \text{ Kg}}{1,34 \text{ m}}$$

$$F_c = 13,06 \text{ kg/m}$$

**d) Factor de potencia**

$$F_p = \frac{Kg\text{-explosivo}}{\text{Tonelaje roto}}$$

$$F_p = \frac{17,50 \text{ Kg}}{27,69 \text{ TM}}$$

$$F_p = 0,63 \text{ kg/TM}$$

**Tabla 12.** Resumen de resultados de la voladura anterior

<b>Parámetros obtenidos en la voladura anterior</b>	
<b>Parámetros</b>	<b>Semexa 65%</b>
kg/m	13,06 kg
Volumen	10,45 m <sup>3</sup>
Toneladas	27,69 TM
Factor de carga	1,67 kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0,63 kg/TM
Factor de carga lineal	13,06 kg/m

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.



#### 4.5 CONTROL DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ANTERIOR

##### a) Velocidad de perforación

$$\text{Velocidad de perforación} = \frac{\text{Longitud de taladro}}{\text{Tiempo efectivo del taladro}}$$

$$\text{Velocidad de perforación} = \frac{1,34}{3.04 \text{ minutos}}$$

$$\text{Velocidad de perforación} = 1.09 \text{ m/minuto}$$

##### b) Eficiencia de voladura

$$\text{Eficiencia de voladura} = \frac{\text{Avance efectivo}}{\text{Longitud de taladro}} \times 100$$

$$\text{Eficiencia de voladura} = \frac{3.0 \text{ m}}{3.30 \text{ m}} \times 100$$

$$\text{Eficiencia de voladura} = 90.90 \%$$

##### c) Número de cartuchos por taladro

$$\text{Número de cartuchos} = \frac{\frac{2}{3} * L}{L_e * 0.8}$$

Donde.

Número de cartuchos por taladro = Total de cartuchos por taladro

L = Longitud de taladro perforado

L<sub>e</sub> = Longitud de explosivo o cartucho (m)

0.80 = 80 % Longitud de carga

$$\text{Número de cartuchos} = \frac{\frac{2}{3} \times 3.30 \text{ m}}{0.41 \times 0.8}$$

$$\text{Número de cartuchos} = 6 \text{ cartuchos/taladro}$$

#### 4.6 COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ANTERIOR

Los costos de mano de obra, máquina perforadora, materiales de perforación, materiales de voladura, herramientas y otros materiales e implementos de seguridad, se especifican en las Tablas 13 al 5.18.

**Tabla 13.** Costo de mano de obra (1 \$ U.S.A. = S/. 3,35

<b>Mano de obra directa</b>	<b>Número de personal</b>	<b>Jornal en Soles</b>	<b>Costo US \$/m</b>
Capataz de mina	01	80,00	17,82
Perforista	01	75,00	16,71
Ayudante perforista	01	65,00	14,48
Cargador de taladros	01	65,00	14,48
Ayudante de cargador	01	60,00	13,37
Bodeguero	01	60,00	13,37
<b>Sub total</b>			<b>90,23</b>
Leyes sociales	60%		<b>54,13</b>
<b>TOTAL</b>			<b>144,34</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 14.** Compresora de aire comprimido

<b>Equipo</b>	<b>Costo US \$</b>	<b>Vida útil Horas perforadas</b>	<b>US \$/hora</b>	<b>Horas perforados</b>	<b>US \$/m</b>
Compresora de aire	70 000	10 000	7,00	2,5	0,27

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 15.** Máquina perforadora

<b>Equipo</b>	<b>Costo US \$</b>	<b>Vida útil Pies/perforados</b>	<b>US \$/pie</b>	<b>Pies perforados</b>	<b>US \$/m</b>
Máquina Perforadora	5,150	120,000	0.042	215	<b>6.74</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 16.** Materiales de perforación

Accesorios	Cantidad	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies Perforados	US \$/pie Perforados	US \$/m
Barra cónica	1	94	1200	215	0.08	12,84
Broca de 38mm	1	26	400	215	0.07	11,23
<b>TOTAL</b>						<b>24,07</b>
Mangueras y Accesorios	Cantidad	Costo US \$/m	Vida útil pp			US \$/m
Manguera de ½ pulgada	30m	1.55	150			0.23
Manguera de 1 pulgada	30m	3.6	150			0.54
Aceite de perforación	0.25galones	18.20	1			3,40
<b>TOTAL</b>						<b>4,17</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 17.** Materiales de voladura

Insumos	Unidad	Precio US\$	Cantidad/ disparo	US\$/m
Dinamita 65%	Cartucho	0.56	216	90,27
Fulminante N° 8	Cápsula	0.43	40	12,84
Mecha de seguridad	Metros	0.52	73,20	28,40
<b>TOTAL</b>				<b>131,51</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 18.** Costo de herramientas y otros materiales

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$	Vida Útil día	Costo US \$/m
Barrerillas	Unidad	1	10,35	60	0,17
Lampas	Unidad	1	12,60	120	0,11
Picos	Unidad	1	12,70	120	0,11
Combo	Unidad	1	18,65	150	0,12
Cucharilla	Unidad	02	3,60	90	0,04
Alambre	kg.	0,25	1,50	1	1,50
Llave stilson N°14	Unidad	1	14,60	360	0,04
Atacador de madera	Unidad	1	2,50	60	0,04
<b>TOTAL</b>					<b>1,59</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 19.** Costo de implementos de seguridad

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida útil	Costo US \$/m
Protector	Pza	1	12,9	300	0,04
Guantes de cuero	Pza	1	4,75	25	0,19
Correas porta lámpara	Pza	1	5,30	300	0,02
Botas de jebe	Pza	1	23,15	180	0,13
Mamelucos	Pza	1	25,5	180	0,14
Respiradora	Pza	1	22,6	180	0,13
Filtro de respiradores	Pza	1	5,7	15	0,38
Tapón de oídos	Pza	1	2,5	120	0,02
Ropa de jebe	Pza	1	34,65	120	0,29
Lentes de seguridad	Pza	1	10,45	120	0,09
Lámpara de batería	Pza	1	116,2	120	0,97
<b>TOTAL</b>					<b>1,93</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**COSTO TOTAL = 314,35 US\$/m**

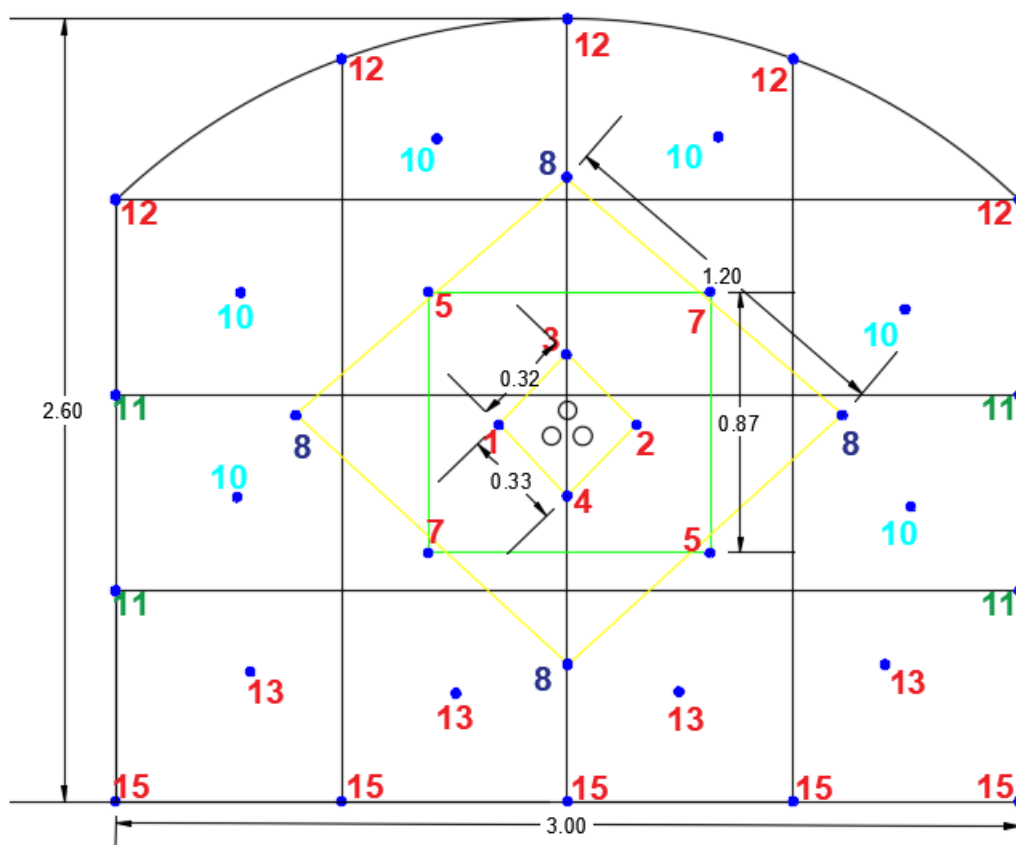
#### 4.7 NUEVO DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

Para lograr los mejores resultados de perforación y voladura se ha considerado el estudio de las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso en el frente de la Galería Esperanza de la Unidad Minera Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. - Arequipa (Ver Figura 4.2 y Tabla .4.13).

**Tabla 20.** Distribución de taladros optimizados

Descripción	N° de taladros
Alivio	3
Arranque	4
1° Ayuda arranque	4
1° Ayuda cuadradores	4
2° Ayuda cuadradores	6
Cuadradores	6
Ayuda corona	2
Corona	3
Ayuda arrastre	2
Arrastre	5
<b>TOTAL</b>	<b>39</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.



**Figura 2.** Nuevo diseño de la malla de perforación optimizado.

**Fuente.** Minera Capitana- Arequipa.

#### 4.8 CONTROL DE TIEMPO DE PERFORACIÓN OPTIMIZADO

Se ha realizado el control de tiempo de perforación de los taladros. (ver Tablas 21 y 22).

**Tabla 21.** Tiempo de perforación durante la optimización

Taladros	N° de Taladros	Tiempo de perforación	Tiempo total de perforación
		h : min : s	h : min : s
Alivio	3	00:03:16	00:09:48
Arranque	4	00:03:13	00:12:52
1° Ayuda arranque	4	00:02:49	00:10:36
1° Ayuda cuadradores	4	00:03:17	00:13:08
2° Ayuda cuadradores	6	00:02:50	00:17:12
Cuadradores	6	00:02:54	00:17:24
Ayuda corona	2	00:03:15	00:06:30
Corona	3	00:03:14	00:09:42
Ayuda arrastre	2	00:02:53	00:05:46
Arrastre	5	00:03:05	00:15:25
<b>TOTAL</b>	<b>39</b>		<b>01:58:23</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 22.** Resultados obtenidos en la perforación optimizada

Parámetros optimizados en la perforación		
Tiempo de perforación del frente	01:58:23	horas- minutos - segundos
Tiempo promedio de perforación/taladro	00:02:35	horas- minutos - segundos
Longitud de perforación/taladro	1,50	metros
Longitud total perforado	58,50	metros
N° de taladros perforados	39	taladros

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

#### 4.9 VOLADURA OPTIMIZADA EN LA GALERÍA ESPERANZA

Para reducir los costos de voladura se ha determinado la carga explosiva necesaria para la voladura del frente, se ha tenido en cuenta el tipo de roca y las características geomecánicas del macizo rocoso, se ha seleccionado el explosivo Semexa 65%. (Ver Tablas 4.17 y 4.18).

**Tabla 23.** Consumo de explosivos Semexa 65%

Descripción	N° de taladros	N° de Cart./taladro	Total de cartuchos	Peso de cartucho kg	Peso total kg
Alivio	3	0	0	0	0
Arranque	4	6	24	0.081	1,94
1° Ayuda arranque	4	6	24	0.081	1,94
1° Ayuda cuadrador	4	5	20	0.081	1.62
2° Ayuda cuadrador	6	5	30	0.081	2,43
Cuadradores	6	5	30	0.081	2,43
Ayuda corona	2	5	10	0.081	0,81
Corona	3	5	15	0.081	1,22
Ayuda arrastre	2	5	10	0.081	0,81
Arrastre	5	5	25	0.081	2,03
<b>Total/disparo</b>	<b>39</b>		<b>188</b>		<b>15,23</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa

**A) Datos de campo:**

- Densidad de roca : 2,65 TM/m<sup>3</sup>
- Sección de la galería : 3,00 m x 2,60 m.
- Diámetro de los taladros de producción: 0,038 mm..
- Diámetro del taladro de alivio : 0,038 mm.
- Longitud del barreno de perforación : 5 pies = 1,52 m

**B) Volumen roto**

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

Donde:

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

$$b = \text{Ancho de la galería (m)}$$

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

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

$$V = 3,0 \times 2,6 \times 1,40$$

$$V = 10,92 \text{ m}^3$$

### C) Tonelaje roto

$$TM = V \times dr$$

Donde:

$$TM = \text{Tonelada métrica de material roto}$$

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

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

$$TM = 10,92 \times 2,65$$

$$TM = 28,94 \text{ TM}$$

### D) Factor de carga

$$F_c = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Volumen roto}}$$

$$F_c = \frac{15,23}{10,92}$$

$$F_c = 1,39 \text{ kg/m}^3$$

$$F_c = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{metro lineal}}$$

$$F_c = \text{Factor de carga lineal}$$

$$F_c = \frac{15,23 \text{ Kg}}{1,40 \text{ m}}$$

$$F_c = 10,88 \text{ kg/m}$$

### E) Factor de potencia

$$F_p = \frac{\text{kg-explosivo}}{\text{Tonelaje roto}}$$



$$Fp = \frac{15,23 \text{ kg}}{28,94 \text{ TM}}$$

$$Fp = 0,53 \text{ kg/TM}$$

**Tabla 24.** Resumen de resultados de la voladura optimizada

Parámetros obtenidos de la voladura optimizada	
Parámetros	Explosivo Semexa 65%
kg/m	10,88 kg
Volumen	10,92 m <sup>3</sup>
Toneladas	28,94 TM
Factor de carga	1,39 kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0,53 kg/TM
Factor de carga lineal	10,88 kg/m

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

#### 4.10 COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADA.

Los costos de mano de obra, máquina perforadora, materiales de perforación y voladura, herramientas y otros materiales e implementos de seguridad se especifica en las Tablas 4.19 al 4.24.

**Tabla 25.** Costo de mano de obra actual (1 \$ U.S.A. = S/. 3,35)

Mano de obra directa	Número de personal	Jornal en Soles	Costo US \$/m
Capataz de mina	01	80,00	17,06
Perforista	01	75,00	15,99
Ayudante perforista	01	65,00	13,85
Cargador de taladros	01	65,00	13,85
Ayudante de cargador	01	60,00	12,79
Bodeguero	01	60,00	12,79
<b>Sub total</b>			<b>86,35</b>
Leyes sociales	60%		<b>51,81</b>
<b>TOTAL</b>			<b>138,16</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 26.** Costo de aire comprimido

Equipo	Costo US \$	Vida útil Horas perforadas	US \$/hora	Horas perforados	US \$/m
Compresora de aire	70 000	10 000	7,00	2,0	<b>0,24</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 27.** Máquina perforadora optimizado

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perforados	US \$/pie	Pies perforados	US \$/m
Máquina Perforadora	5,150	120,000	0.042	195	<b>5,85</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 28.** Materiales de perforación optimizada

Accesorios	Cantidad	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies Perforados	US \$/pie Perforados	US \$/m
Barra cónica	1	94	1200	195	0.08	11,14
Broca de 38mm	1	26	400	195	0.07	9,75
<b>Mangueras y Accesorios</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Costo US \$/m</b>	<b>Vida útil pp</b>	<b>US \$/m</b>		
Manguera de ½ pulgada	30m	1.55	150	0.22		
Manguera de 1 pulgada	30m	3.6	150	0.51		
Aceite de perforación	0.25galones	18,20	1	3,25		
<b>TOTAL</b>						<b>3,98</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 29.** Materiales de voladura optimizado

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por disparo	US \$/m
Dinamita 65%	Cartucho	0.56	188	75,20
Fulminante N° 8	Cápsula	0.43	36	11,06
Mecha de seguridad	Metros	0.52	78.64	29,21
<b>TOTAL</b>				<b>115,47</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 30.** Costo de herramientas y otros materiales optimizado

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$	Vida Útil día	Costo US \$/m
Barrerillas	Unidad	1	10,35	60	0,17
Lampas	Unidad	1	12,60	120	0,11
Picos	Unidad	1	12,70	120	0,11
Combo	Unidad	1	18,65	150	0,12
Cucharilla	Unidad	02	3,60	90	0,04
Alambre	kg.	0,25	1,50	1	1,50
Llave stilson N°14	Unidad	1	14,60	360	0,04
Atacador de madera	Unidad	1	2,50	60	0,04
<b>TOTAL</b>					<b>1,52</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**Tabla 31.** Costo de implementos de seguridad

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida útil	Costo US \$/m
Protector	Pza	1	12,9	300	0,04
Guantes de cuero	Pza	1	4,75	25	0,19
Correas porta lámpara	Pza	1	5,30	300	0,02
Botas de jebe	Pza	1	23,15	180	0,13
Mamelucos	Pza	1	25,5	180	0,14
Respiradora	Pza	1	22,6	180	0,13
Filtro de respiradores	Pza	1	5,7	15	0,38
Tapón de oídos	Pza	1	2,5	120	0,02
Ropa de jebe	Pza	1	34,65	120	0,29
Lentes de seguridad	Pza	1	10,45	120	0,09
Lámpara de batería	Pza	1	116,2	120	0,97
<b>TOTAL</b>					<b>1,84</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**COSTO TOTAL = 287,71 US\$/m.**

#### 4.11 CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS

##### HIPÓTESIS 1

Reducir los costos de perforación, determinando el burden, espaciamiento y el número de taladros en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

##### 4.11.1 Resultados comparativos de perforación

###### a) Diseño de la malla de perforación anterior

En el diseño de la malla de perforación anterior no se ha considerado las características del macizo rocoso en el frente de las labores subterráneas de la minera Capitana, como tal se ha utilizado para la perforación del frente de la galería un total de 43 taladros, de los cuales 03 taladros son de alivio. (Ver Tabla 30).

**Tabla 32.** Distribución anterior de taladros

TALADROS	N° DE TALADROS
Alivio	3
Arranque	3
1° Ayuda arranque	4
2° Ayuda arranque	4
1° Ayuda cuadradores	4
2° Ayuda cuadradores	6
Cuadradores	6
Ayuda corona	3
Corona	3
Ayuda arrastre	2
Arrastre	5
<b>TOTAL</b>	<b>43</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

###### b) Nuevo diseño de la malla de perforación

El nuevo diseño de la malla de perforación se ha realizado según las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso en las labores subterráneas de la Minera Capitana. Para la perforación del frente de la galería Esperanza se ha utilizado un total de 39 taladros de los cuales 03 taladros son de alivio. (Ver Tabla 33).

**Tabla 33.** Distribución de taladros optimizados

<b>Descripción</b>	<b>N° de taladros</b>
Alivio	3
Arranque	4
1° Ayuda arranque	4
1° Ayuda cuadradores	4
2° Ayuda cuadradores	6
Cuadradores	6
Ayuda corona	2
Corona	3
Ayuda arrastre	2
Arrastre	5
<b>TOTAL</b>	<b>39</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

**4.11.2 Resultados comparativos de costos de perforación****A) Costos de perforación anterior**

	<b>US \$/m</b>
a) Mano de obra	: 144,34
b) Compresora de aire comprimido	: 0,27
c) Máquina perforadora	: 6,74
d) Materiales de perforación	: 28,24
e) Herramientas y otros materiales	: 1,59
f) Implementos de seguridad	: 1,93
	-----
<b>Costo Total</b>	<b>= 183,11 US\$/m.</b>

**B) Costos de perforación optimizada**

a) Mano de obra	: 138,16
b) Compresora de aire comprimido	: 0,24
c) Máquina perforadora	: 5,85
d) Materiales de perforación	: 24,87
e) Herramientas y otros materiales	: 1,52
f) Implementos de seguridad	: 1,84
	-----
<b>Costo Total</b>	<b>= 172,48 US\$/m.</b>

#### 4.11.3 Discusión de resultados de perforación

Según el análisis de los resultados de perforación anterior y optimizada, se muestra que hay una diferencia de 10,63 US\$/m en los costos de perforación en el frente de la galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

#### HIPÓTESIS 2

Al determinar la carga explosiva adecuada se reducirán los costos de voladura en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

#### 4.11.4 Resultados comparativos de voladura

a) **Voladura anterior.-** Los resultados se muestran en la Tabla 32

**Tabla 34.** Resultados de la voladura anterior

PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA VOLADURA ANTERIOR	
PARÁMETROS	SEMEXA 65%
kg/m	13,06 kg
Volumen	10,45 m <sup>3</sup>
Toneladas	27,69 TM
Factor de carga	1,67 kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0,63 kg/TM
Factor de carga lineal	13,06 kg/m

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

b) **Voladura optimizada.-** Los resultados se muestran en la Tabla 35

**Tabla 35.** Resultados de la voladura optimizada

<b>Parámetros obtenidos de la voladura optimizada</b>	
<b>Parámetros</b>	<b>Explosivo Semexa 65%</b>
kg/m	10,88 kg
Volumen	10,92 m <sup>3</sup>
Toneladas	28,94 TM
Factor de carga	1,39 kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0,53 kg/TM
Factor de carga lineal	10,88 kg/m

Fuente: Minera Capitana – Arequipa

**4.11.5 Resultados comparativos de costos de voladura****A) Costos de voladura anterior**

		<b>US \$/m</b>
a) Materiales de voladura	:	131,51
		-----
<b>Costo Total</b>	<b>=</b>	<b>131,51US\$/m</b>

**B) Costos de voladura optimizada**

a) Materiales de voladura	:	115,47
		-----
<b>Costo Total</b>	<b>=</b>	<b>115,47 US\$/m</b>

**4.11.6 Discusión de resultados de voladura**

Según el análisis de los resultados de voladura anterior y optimizada, se muestra que hay una diferencia de 16,04 US\$/m en los costos de voladura en el frente de la galería Esperanza de la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

**Tabla 36.** Resultados comparativos de perforación y voladura en la Galería Esperanza

Descripción	Antes	Después	Diferencia	Unidad medida
Taladros perforados	43	39	4	N° de Tal.
Taladros cargados	40	36	4	N° de Tal.
Dinamita Semexa 65%	219	188	31	Cartuchos
Fulminante N° 8	40	36	4	Pz
Mecha de seguridad	73,20	78,64	5,44	m
Factor de carga	1,67	1,39	0,28	kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0,63	0,53	0,10	kg/TM
Factor de carga lineal	13,06	10,88	2,18	kg/m

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

En el diseño de la malla de perforación anterior se ha utilizado 43 taladros perforados y con el nuevo diseño de la malla de perforación se ha reducido a 39 taladros haciendo una diferencia 04 taladros, los taladros de producción han sido 40 y 36 taladros respectivamente.

Para la voladura anterior se ha utilizado el explosivo dinamita Semexa 65%, en total de 216 cartuchos, fulminante N° 8 en total 40 cápsulas, mecha de seguridad 73,20 metros, factor de carga 1,67 kg/m<sup>3</sup>, factor de potencia de 0,63 kg/TM, factor de carga lineal de 13,06 kg/m.

En la voladura optimizada se ha utilizado el explosivo dinamita Semexa 65%, en total 188 cartuchos, fulminante N° 8 en total 36 cápsulas, mecha de seguridad, 78,64 metros, factor de carga de 1,39 kg/m<sup>3</sup>, factor de potencia 0,53 kg/TM, factor de carga lineal de 10,88 kg/m.



**Tabla 37.** Resumen de costos de perforación y voladura

<b>Costo de perforación y voladura</b>	<b>Anterior</b>	<b>Optimizado</b>	<b>Diferencia</b>
	<b>US\$/m</b>	<b>US\$/m</b>	<b>US\$/m</b>
Mano de obra	144,34	138,16	6,18
Equipo de perforación	6,74	5,85	0,89
Materiales de perforación	28,24	24,87	3,37
Materiales de voladura	131,51	115,47	16,04
Herramientas y otros materiales	1,59	1,52	0,07
Implementos de seguridad	1,93	1,84	0,09
<b>COSTO: US\$/m</b>	<b>314,35</b>	<b>287,71</b>	<b>26,64</b>

Fuente: Minera Capitana – Arequipa.

Los costos de perforación y voladura anterior ha sido de 314,35 US\$/m y el optimizado es de 287,71 US\$/TM, con una diferencia de 26,64 US\$/m.

#### 4.11.7 Discusión de resultados con otras fuentes

En el presente estudio de investigación, aplicando el nuevo diseño de malla de perforación los taladros se han reducido 43 a 39 taladros perforados de 5 pies de longitud, con una diferencia de 04 taladros, los costos de perforación y voladura se han reducido de 314,35 US\$/m a 287,71 US\$/m, con una diferencia de 26,64 US\$/m . Los resultados son similares a la tesis Optimización de Costos de perforación y voladura en la Mina Maribel de Oro A - Ananea, en donde concluye que con el nuevo diseño de malla, los taladros se han reducido de 45 a 42 taladros perforados de 05 pies de longitud, los costos de perforación y voladura se han reducido de 311,98 US\$/m, a 278,61 US\$/m, con una diferencia de 33,37 US\$/m. (Mamani Pacoricona, N. 2015).

## CONCLUSIONES

Mediante el nuevo diseño de malla y la carga explosiva necesaria, los costos de perforación y voladura se han reducido de 314,35 US\$/m, a 287,71 US\$/m, con una diferencia de 26,64 US\$/m en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

Mediante la optimización de burden de 0,53 m a 0,72 m y el espaciamiento de 0,88 m a 1,04 m y la reducción de taladros de 43 a 39 taladros perforados, los costos de perforación se ha reducido de 183,11 US\$/m a 172,48 US\$/m con una diferencia de 10,63 US\$/m en el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

Mediante la reducción de carga explosiva de 13,06 kg/m a 10,88 kg/m y el factor de carga explosiva de 1,67 kg/m<sup>3</sup> a 1,39 kg/m<sup>3</sup>, los costos de voladura se han reducido de 131,51 US\$/m a 115,47 US\$/m con una diferencia de 16,04 US\$/m el frente de la Galería Esperanza en la Mina Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

## RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar un estudio detallado de las características geomecánicas del macizo rocoso de las tres zonas de la Minera, para estandarizar la malla de perforación en la Minera Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

Realizar un estudio de la velocidad de detonación y potencia de los explosivos Semexa 45 % y 65% y utilizar el más apropiado según las características de la roca encajonante del yacimiento mineral en la Minera Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Arequipa.

## BIBLIOGRAFÍA

- Cámac T. A. (2005), *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. FIM-UNA. Puno.
- Cámac T. A. (2005), *Tecnología de Explosivos*, FIM - UNA, Puno.
- Chambi, F. A. (2011) *Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A.*
- Chahuares, S. F. (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, T. G. (2006), *Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea.*
- Famesa Explosivos, (2008, *Seguridad asociada a la manipulación y uso de explosivos en mina subterránea.*
- Jáuregui, A. 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.
- Mamani, P. N. (2015), 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.*
- López, J. C., (1994) *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*, Instituto Geológico y Minero España. Edición 1994.
- López, J.C. (1997) *Manuel de Túneles y Obras Subterráneas Madrid*, Gráficas Arias Montano.
- Rodríguez, V.R. (2011) *Mejoramiento de Operaciones Unitarias en Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Unidad Minera EL COFRE.*

Laricano, F. E.(1995) *Optimización de Costos en las Labores de Desarrollo Minera Pachapaqui S.A.*

Lupaca, M.J. P. (2009) *Costos en Operaciones Mineras Unitarias Subterráneas.*

Ticlavilca, P.E. A. (2010) *Diseño de Perforación y Voladura en el tajó Susan de la Unidad Minera Corihuarmi Compañía Minera I.R.L.*

Vargas, V. E., (2009) *Tesis, Voladura controlada en labores de desarrollo y preparación de la mina Animon Chungar S.A.C."*

# ANEXOS