

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



TESIS

**REDUCCIÓN DE COSTOS DE PRODUCCIÓN MEDIANTE LA
EVALUACIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN LA MINERA
ISLAY DE LA EMPRESA CHUNGAR S.A.C. – CERRO DE PASCO**

PRESENTADA POR:

Bach. ANGEL LEONARD CCAPA QUEQUE

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**

TESIS

**REDUCCIÓN DE COSTOS DE PRODUCCIÓN MEDIANTE LA
EVALUACIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN LA MINERA
ISLAY DE LA EMPRESA CHUNGAR S.A.C. – CERRO DE PASCO**

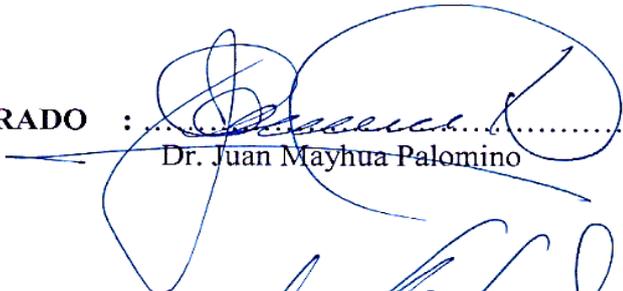
PRESENTADA POR:

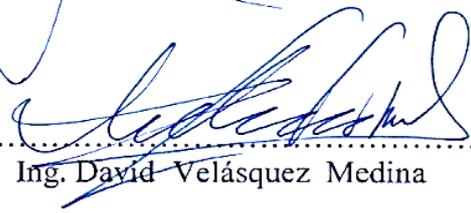
Bach. ANGEL LEONARD CCAPA QUEQUE

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

INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR:

PRESIDENTE DEL JURADO : 
.....
Dr. Juan Mayhua Palomino

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

SEGUNDO MIEMBRO : 
.....
Ing. Arturo Rafael Chayña Rodríguez

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

Área : Ingeniería de minas

Tema: Análisis de costos mineros

Fecha de sustentación: 31 de Mayo del 2019

DEDICATORIA

Con mucho cariño a mis padres por sus enseñanzas y sabios consejos, quienes con su esfuerzo me apoyaron para culminar mis estudios universitarios.

Dedico también la presente tesis a mis hermanos por el apoyo moral constante y que siempre estuvieron presentes en mi formación profesional

AGRADECIMIENTO

A Dios, por su amor infinito y por la salud y vida para culminar mis estudios superiores por el bienestar de mi familia.

A mi Alma Mater, la Universidad Nacional del Altiplano por permitir las aulas universitarias para mi formación académica y lograr mi profesión como ingeniero de minas.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, al personal docente y administrativo por haberme transmitido los conocimientos y orientación vocacional para mi formación profesional y así cumplir en el campo laboral.

Mi Especial agradecimiento a la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco, por haberme brindado la oportunidad para realizar el presente trabajo de investigación.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	III
AGRADECIMIENTO	IV
ÍNDICE GENERAL	V
ÍNDICE DE TABLAS	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS	X
ÍNDICE DE ANEXOS	XI
RESUMEN	XII
ABSTRACT	XIII
INTRODUCCIÓN	XIV

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Planteamiento del problema	1
1.2 Formulación del problema.....	2
1.2.1 Problema general	2
1.2.2 Problemas específicos.....	2
1.3 Objetivos de la investigación.....	2
1.3.1 Objetivo general	2
1.3.2. Objetivos específicos	2
1.4 Justificación de la investigación	3

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación.....	4
2.2 Bases teóricas	5
2.2.1 Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.....	5
2.2.2 Condiciones geomecánicas estructurales del macizo rocoso	9
2.2.3 Evaluación geomecánica de las estructuras mineralizadas.....	9
2.2.4 Determinación del índice de calidad de roca (RQD).....	12

2.2.5 Clasificaciones geomecánicas rock mass rating (RMR) y rock tunnelling quality index (q).....	13
2.2.6 Criterios básicos del plan de minado.....	15
2.2.7 Mecánica de rotura de rocas	20
2.2.8 Carguío y transporte en minería subterránea.....	24
2.2.9 Estudio de performance de flota de carguío y transporte	25
2.2.10 Teoría de costos	29
2.3 Definiciones conceptuales	32
2.4 Formulación de hipótesis.....	34
2.4.1 Hipótesis general	34
2.4.2 Hipótesis específicas.....	34

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Diseño metodológico.....	35
3.2 Población	36
3.3 Muestra	36
3.4 Operacionalización de variables.....	36
3.4.1 Variable independiente	36
3.4.2 Variable dependiente	36
3.5 Técnicas de recolección de datos.....	37
3.5.1 Instrumentos de recolección de datos.....	37
3.5.2 Técnicas para el procesamiento de la información.....	38
3.6 Ubicación.....	38
3.7 Geología regional	38
3.8 Geología local.....	38

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Análisis de resultados	40
4.2 Perforación en la galería Esmeralda 360 NW.	40
4.3 Contrastación de las hipótesis	41
4.4 Diseño de la malla de perforación anterior.....	41
4.5 Costo de perforación anterior	43

4.6	Nuevo diseño de la malla de perforación	45
4.7	Control de tiempo de perforación durante la optimización.	49
4.8	Costo de perforación optimizada.....	50
4.9	Resultados de voladura.....	52
4.9.1	Voladura anterior en la galería Esmeralda 360 NW.....	52
4.9.2	Voladura optimizada en la galería Esmeralda 360 NW	54
	Resultados comparativos de costos de voladura	57
4.10.1	Costo de voladura anterior.....	57
4.10.2	Costo de voladura optimizada	58
4.11	Discusión de resultados de perforación y voladura.....	58
4.12	Resumen de costos de perforación y voladura	60
4.13	Carguío y acarreo de mineral realizado en la galería Esmeralda 360 NW.....	61
4.14	Discusión de resultados con otras fuentes	66
	CONCLUSIONES	68
	RECOMENDACIONES	69
	BIBLIOGRAFÍA	70
	ANEXOS	72

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.2: Calidad de la roca en función de RQD.....	12
Tabla 4.2: Clasificación de roca según el valor del RMR de Bieniawski	13
Tabla 2.6: Puntuación de clasificación Q de Barton.	15
Tabla 2.8: Constante del tipo de roca "k.....	17
Tabla 2.10: Tipo de roca y explosivo	17
Tabla 3.1: Operacionalización de variables.....	37
Tabla 4.1: Distribución de taladros de perforación anterior	41
Tabla 4.2: Control de tiempo de perforación anterior	43
Tabla 4.3: Resultados obtenidos en la perforación anterior	43
Tabla 4.4: Costo mano de obra Tipo de cambio 1\$US = S/. 3.34	44
Tabla 4.5: Costo máquina perforadora.	44
Tabla 4.7: Costo de implementos de seguridad.....	45
Tabla 4.8: Coeficiente del tipo de roca.....	46
Tabla 4.9: Distribución de taladros con el nuevo diseño de malla	47
Tabla 4.10: Tiempo de perforación durante la optimización	49
Tabla 4.11: Resultados obtenidos en la perforación optimizada.....	49
Tabla 4.12: Costo mano de obra.....	50
Tabla 4.13: Costo máquina perforadora	50
Tabla 4.14: Costo materiales de perforación	50
Tabla 4.15: Costo implementos de seguridad.....	51
Tabla 4.16: Consumo de explosivos en voladura anterior.....	52
Tabla 4.17: Resumen resultados obtenidos	54
Tabla 4.18: Consumo de explosivos en voladura optimizada	55
Tabla 4.19: Resumen de resultados de la voladura optimizada.....	57
Tabla 4.20: Materiales de voladura anterior	57
Tabla 4.21: Materiales de voladura optimizado	58
Tabla 4.22: Optimización de perforación y voladura en la galería Esmeralda 360 NW	59
Tabla 4.23: Resumen de costos de perforación y voladura	60
Tabla 4.24: Control de tiempos de viaje del scoop trams de 6 yd ³ -anterior.....	62
Tabla 4.25: Control de tiempo de acarreo con dumper de 20 TM –anterior	63
Tabla 4.26: Control de tiempos de viaje del scoop trams de 6 yd ³ – optimizado.....	64
Tabla 4.27: Control de tiempo de acarreo con dumper de 20 TM - optimizado	65



Tabla 4.28: Comparación de control de tiempo y costo anterior y optimizado con scooptram de 6 yd³ 66

Tabla 4.29: Comparación de control de tiempo y costo anterior y optimizado con dumper de 20 TM 66

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 4.1: Malla de perforación anterior.....	42
Figura 4.2: Malla de perforación actual	48

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo N° 01	73
Anexo N° 02	74

RESUMEN

La Unidad Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco, se encuentra ubicado en la jurisdicción del distrito de Huayllay, provincia de Cerro de Pasco y departamento de Pasco, actualmente viene explotando los minerales de Zinc, Plomo y Plata y mediante la evaluación de las operaciones de perforación, voladura, carguío y acarreo, tiene problemas de elevados costos de producción en el frente de desarrollo de la Galería Esmeralda 360 NW, de la Unidad Minera Islay. El costo de perforación y voladura ha sido de 131,16 US\$/m y el costo de carguío y acarreo ha sido de 6,45 US\$/m³. De continuar el problema hubiera afectado al presupuesto y el programa de producción de la Empresa Minera El objetivo principal del estudio de investigación ha sido reducir los costos de producción en las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en la Unidad Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.. Mediante el presente estudio de investigación la meta propuesta ha sido reducir los costos de perforación y voladura en un 15 % y los costos de carguío y acarreo en un 20 %. La metodología para desarrollar el trabajo de investigación ha consistido en evaluar todos los procesos de perforación, voladura, carguío y acarreo anterior, en donde se ha analizado el tipo de trazo de perforación, número de taladros y cantidad de explosivos utilizados, sistema de carguío y acarreo, el control de operaciones mineras se han realizado en 10 días equivalente a 20 guardias, los datos se ha registrado en los formatos de control. Posteriormente en el estudio de investigación se ha diseñado una nueva malla de perforación y la carga explosiva adecuada, el control de tiempos de carguío y acarreo, las pruebas se han realizado durante 10 días, equivalente a 20 guardias, considerando en la nueva malla: Burden, espaciamiento, tipo de trazo, distribución de taladros y la cantidad de carga explosiva utilizada. Finalmente se ha realizado el análisis comparativo de los costos de perforación, voladura, carguío y acarreo anterior y actual, llegando a las siguientes conclusiones, con el nuevo diseño de malla los taladros se han reducido de 36 a 32 taladros perforados, el costo de perforación y voladura se ha reducido de 131,16 US\$/m a 114,15 US\$/m, con una diferencia de 17,01 US\$/m y el costo de carguío y acarreo se ha reducido de 6,45 US\$/m³ a 4,90 US\$/m³, con una diferencia de 1,45 US\$/m³ en el frente de desarrollo de la Galería Esmeralda 360 NW, en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

Las palabras claves son: Reducción, costos, producción, evaluación y operaciones unitarias.

ABSTRACT

The Islay Mining Unit of the Chungar Company S.A.C. - Cerro de Pasco, politically it is located in the jurisdiction of the district of Huayllay, province of Cerro de Pasco and department of Pasco, currently it is exploiting the minerals of Zinc, Lead and Silver, applying the method of exploitation of Cutting and Ascending Filling Mechanized and through the evaluation of the unit operations of drilling, blasting, loading and hauling, deficiencies have been found in the development of unit operations such as: excessive consumption of explosives and blasting accessories, poor distribution of drills, lack of time control of loading and hauling, and as a result of the evaluation has problems of high production costs on the development front of the Esmeralda Gallery 360 NW, of the Islay Mining Unit. The main objective of the research work is to reduce production costs in the unit operations of drilling, blasting, loading and hauling in the Islay Mining Unit of the Chungar Company S.A.C. - Cerro de Pasco, to achieve greater production and better profitability for the mining company. The methodology to develop the research work has consisted in evaluating all the processes of drilling, blasting, loading and hauling, where the type of drilling stroke, number of drills and quantity of explosives used, loading system and carry, the control of mining operations has been carried out in 15 shifts, the data has been registered in the control formats. Subsequently in the research work has been designed a new perforation mesh and the appropriate explosive charge, the control of load and carry time, the tests have been carried out during 15 shifts, considering in the new mesh: Burden, spacing, type of stroke, distribution of drills and the amount of explosive charge used. Finally, a comparative analysis of the costs of drilling, blasting, loading and hauling, previous and current, has been made, reaching the following conclusions, before 36 drilled holes have been used and with the new design 32 drills, the cost of explosives used before US \$ 199.28 / shot and then reduced to US \$ 172.60 / shot, on the development front of the Esmeralda Gallery 360 NW, at the Islay Mining Company Chungar SAC - Cerro de Pasco.

Keywords: Cost reduction, production, evaluation and unit

INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco, actualmente está desarrollando la galería Esmeralda 360 NW, tiene una sección de 3.50 m x 4.00 m. y una longitud de 380 m. Esta galería es de mucha importancia para la Empresa Minera porque permitirá recuperar los minerales de Zinc, Plomo y Plata en un promedio de 13 300 TM de mineral, la roca encajonante está constituido por rocas sedimentarias y el intrusivo mineralizador son rocas ígneas extrusivas semiduras con una densidad promedio de 2.5 TM/m³. En la voladura anterior y actual se ha utilizado el explosivo Emulex de 80%, 65% y 45%. En el diseño de la malla de perforación anterior no se ha considerado las características estructurales del macizo rocoso, como tal ha presentado deficiencias en su aplicación. En el nuevo diseño de la malla de perforación se ha considerado las características geomecánicas del macizo rocoso, teniendo en cuenta un RMR en el intervalo de 60-41 y un RQD entre 50-75, también se ha considerado las características de los explosivos y el cálculo de la carga explosiva adecuada a utilizar en la voladura del frente de la galería Esmeralda 360 NW.

El estudio de investigación se ha dividido en cuatro capítulos, en el Capítulo I, se considera la introducción del estudio de investigación, en el Capítulo II, se ha desarrollado la revisión de literatura, analizando las bases teóricas y definiciones conceptuales para realizar el estudio de investigación, en el Capítulo III, se ha descrito los materiales y métodos utilizados en la investigación, en el Capítulo IV, se muestra los resultados y discusiones del nuevo diseño de malla de perforación y la carga explosiva a utilizar para la voladura en el frente de la galería Esmeralda de la Unidad Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Planteamiento del problema

La Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco, viene explotando los minerales de Zinc, Plomo y Plata, aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado y mediante la evaluación de las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo, se ha encontrado deficiencias en el desarrollo de las operaciones unitarias tales como: excesivo consumo de explosivos y accesorios de voladura, mala distribución de taladros, falta de control de tiempos de carguío y acarreo y como resultado de la evaluación tiene problemas de elevados costos de producción en el frente de desarrollo de la Galería Esmeralda 360 NW, de la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco. Los costos de perforación y voladura anterior ha sido de 131,16 US\$/m. y los costos carguío y acarreo ha sido de 6,45 US\$/m³. De continuar el problema hubiera afectado al presupuesto y el programa de producción de la Empresa Minera.

Las galerías tienen secciones de 3.50 m x 4.00 m, y los sub niveles tienen secciones de 3.20 m x 3.80 m y las chimeneas son de secciones de 1.20 m x 1.20 m hasta 2.40 m x 1.20 m. En la ejecución de las operaciones unitarias del minado subterráneo es de mucha importancia el diseño de la malla de perforación, selección de la carga explosiva a utilizar, de la misma forma es necesario el control de tiempos de carguío y acarreo, los mismos que son determinantes para reducir los costos de producción del yacimiento mineral.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿Cómo reducimos los costos de producción en la galería Esmeralda 360 NW de la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco?

1.2.2 Problemas específicos

- a) ¿Cómo minimizamos los costos de perforación en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco?
- b) ¿Cómo reducimos los costos de voladura en la Galería Esmeralda 360 NW en la minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.?
- c) ¿Cómo minimizamos los costos del sistema de carguío y acarreo en la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Reducir los costos de producción mediante la evaluación de las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW de la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Minimizar los costos de perforación diseñando una nueva malla según las características del macizo rocoso en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.
- b) Reducir los costos de voladura con la carga explosiva adecuada y el factor de carga explosiva en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.
- c) Minimizar los costos del sistema de carguío y acarreo mediante el control de tiempos y el rendimiento de equipos en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

1.4 Justificación de la investigación

La Minera Islay de la Empresa Chungar S.A. Cerro de Pasco, según el estudio de cubicación de reservas tiene 768 423 TM de mineral probado y 384 212 TM de mineral probable, con minerales de Zinc, Plomo y Plata con leyes promedio de 2,8 %, 4,2% y 3,5 onzas, respectivamente.

La Galería Esmeralda 360 NW es de mucha importancia para la Empresa Minera, servirá para recuperar el mineral de mena, explotar la veta principal y cumplir con el programa de producción de la Minera Islay.

Mediante la evaluación de las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo, se ha encontrado deficiencias en el desarrollo de las operaciones unitarias tales como: mala distribución de taladros, consumo excesivo de explosivos y accesorios de voladura, falta de control de tiempos de carguío y acarreo, como resultado de la evaluación tiene problemas de elevados costos de producción en el frente de desarrollo de la Galería Esmeralda 360 NW, de la Unidad Minera Islay. De continuar el problema hubiera afectado al presupuesto y el programa de producción de la Empresa Minera, por lo que ha sido necesario realizar el presente estudio de investigación para reducir los costos de producción en las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en la Unidad Minera Islay, para lograr mayor producción y mejores beneficios económicos para la Empresa minera. El presente estudio de investigación justifica su ejecución, será de mucha importancia para la Minera Islay y también para desarrollar otras labores similares.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación

Carreón Quispe, J. (2 001), en su tesis Optimización de perforación y voladura en la Rampa principal 523, Sistema mecanizado Mina San Rafael, ha realizado la perforación y voladura en una sección de 5,00 m x 4,00 m, con equipo Jumbo Boomer H-28, con un avance lineal efectivo de 3,00 m; con el nuevo diseño de malla los taladros se han reducido de 60 a 56 taladros perforados de 12 pies de longitud, los costos de perforación y voladura se han reducido de 22,46 US\$/m³ a 20,02 US\$/m³ y los costos de carguío y acarreo se han reducido de 11,62 US\$/m³ a 8,55 US\$/m³

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

Chahuares Sairitupa, F. (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 y el costo de voladura se ha reducido de 38,92 US \$/m a 34,55 \$/m.

Durán Charca, J. (2 001), en su tesis Selección de equipos de limpieza y carguío en la zona Cuatro amigos- Corporación Minera Ananea S.A. Concluye que para

seleccionar equipos de carguío se ha considerado las labores de desarrollo y preparación para distancias de 75 m a 150 m , con pendiente promedio de 6%, los costos de carguío y acarreo se han reducido de 15,32 US\$/m³ a 11,46 US\$/m³.

Becerra E. J. (2 013), Costos de producción, en donde plantea la teoría de costos y la estimación de los costos de operación e indica que el costo de operación depende del sistema de explotación, tamaño del yacimiento, su forma, resistencia del mineral, resistencia de las cajas encajonantes, método de acceso, tamaño de la producción, perforación de roca, explosivos utilizados en la voladura, tajeo del mineral, carguío y acarreo, factor de dilución del mineral.

Kafka F. (1 994), Teoría económica, en donde se refiere a la optimización de la producción, e indica referente a la minimización de costos de producción y maximización de los beneficios resultado de la producción obtenida.

Tapia Condori, Walther (2 015), en su *tesis Optimización de la producción y avance mediante diseño de perforación y voladura en rampa 650 en la Empresa Especializada IESA S.A. CIA Minera ARES S.A.C.*, Universidad Nacional del Altiplano-Puno, indica que con la nueva malla de perforación y voladura, el número total de taladros se han reducido 45 a 41 taladros cargados, lo que reduce la carga explosiva. Los costos de perforación y voladura se han reducido de 10,25 US\$/TM a 9,46 US\$/TM.

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

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

El método consiste en minado por cortes horizontales en toda su longitud del block cubicado con avance en forma ascendente, todo el mineral roto es limpiado completamente del tajeo y el volumen extraído es rellenado dejando solamente libre una altura adecuada para la perforación del siguiente ciclo.

a) Dimensionamiento del tajeo

- Longitud: 150 m
- Alto : 60 m.
- Ancho : 3-12 m.

b) Preparación del tajeo

Rampa de acceso en Z (4.00 x 4.00 m)

- 01 Chimenea para echadero de mineral de 1.50x1.50 m
- 02 Chimeneas de servicio 1.20 x1.20 m.
- 02 Accesos de la Rampa a la Veta (3.50 x 4.00 m)

La preparación de tajeo se realiza en material estéril, luego de definir el tamaño del block se procede a realizar un by-Pass de 3.50 x 4.00 dimensionando el block, a partir de ella se inicia una rampa negativa de - 13 % con una sección de 4.00 x 4.00 hasta cortar la estructura mineralizada, una vez cortada se procede a su desarrollo ya con producción de mineral a ambos lados, una vez llegado a los límites del tajeo se levanta la intersección para convertirlo en un tajeo.

c) Perforación y voladura

La Perforación en tajos se realiza en Breasting (Perforación Horizontal. Cara libre, en la parte inferior) con Jumbos Electrohidráulicas de marcas Tamrock (Axera, Quasar, Monomatic) y Atlas Copco (Boomer S1D) con brazos para barras de 12 y 14 pies, y brocas de 45 y 51 mm. Con rimadora de 102 mm de diámetro para taladros de alivio.

d) Limpieza –Acarreo

Se realiza con equipos L.H.D. (scooptram y dumper) de diferentes modelos, marcas y capacidades (scooptram de 3.5, 4.0 y 6.0 yd³) accionados por energía eléctrica o Diesel, y dumper de 20 TM.

e) Sostenimiento

Se realiza con Shotcrete vía seca y también con equipo mecanizado y robotizado para el sistema de vía húmeda, complementados con split set de 5 y 7 pies e hidrobolt de 5 y 7 pies.

f) Relleno

El relleno puede ser detrítico o hidráulico.

Relleno detrítico, el 50% es marga gris provenientes de las labores de preparación y desarrollo.

Relleno hidráulico, proviene del bombeo de una planta que está muy cerca de la planta concentradora, la densidad del R.H. es 1950 g /lit. Es distribuido por tuberías de 3" de diámetro hacia los tajos programados, también se utiliza relleno en pasta con una densidad de 1,800 g /litro

g) Producción

La producción de la Mina es 4,000 TMS/día, esta mina se caracterizará por ser un yacimiento con una alta presencia de caudal de agua, por ende la operación de voladura en todas las labores de producción y desarrollo se realizará con emulsión explosiva.

A) Condiciones de aplicación

El método de corte y relleno ascendente se adapta a todas las condiciones geomecánicas y estructurales de las vetas de la mina Islay, tales como:

- a) En vetas con buzamiento variable de 85° a 65° como promedio, esta característica es muy importante, pues delimita la posibilidad de aprovechar el transporte por gravedad.
- b) En vetas con potencia reducida de 0.30 m. hasta más de 2.00 m.
- c) En cajas de vetas irregulares y no competentes
- d) El mineral debe tener buena ley.
- e) Disponibilidad de relleno.
- f) La magnitud del yacimiento, el tamaño de la estructura en horizontal y vertical, determinan el volumen de reservas de mineral.

B) Secuencia de minado**1. Preparación de labores para la apertura del nivel.**

De acuerdo a la magnitud del yacimiento se puede diseñar desde simples galerías sobre veta para la extracción del mineral hasta una rampa.

Para la delimitación de los blocks se ejecutan chimeneas de sección de 8' x 4' de nivel a nivel lo cual es muy importante para la cubicación del block así mismo para camino acceso y ventilación cuando el tajeo entra en explotación. Cabe puntualizar que para la explotación del yacimiento es necesario ejecutar un ore pass en la caja piso con una sección de 4' x 4' y paralelo a la veta.

2. Perforación

La perforación de los taladros se realiza con barras de 12 pies de longitud con un diámetro de 48" y 51", el rimado se realiza con brocas de 102".

En perforación se realizan labores horizontales que comprende: galerías, cruceros, cortadas subniveles y chimeneas.

3. Voladura

La voladura de rocas es la operación unitaria más importante por la necesidad que se tiene de lograr un avance efectivo y proveer material de buena fragmentación con el fin de que los equipos de carguío y transporte tengan altos índices de productividad.

4. Acarreo y transporte

Esta operación es sumamente importante y se realiza luego que la labor haya sido despejada de cualquier peligro y se ejecuta de acuerdo a las labores que se está desarrollando. Así tenemos que en las Rampas principales de 4.00 m x 4.00 m. se realiza, Scoop de 4.5 yd³ y 6.0 yd³.

5. Explotación

En este aspecto se considera, equipos y parámetros característicos, el grado de la productividad y costos del mineral minado.

Las operaciones unitarias en el método de corte y relleno ascendente (Over Cut And Fill) lo constituyen las actividades reiterativas que se realizan durante todo el proceso de explotación y son:

- Perforación
- Voladura
- Desate-
- Sostenimiento

- Limpieza o acarreo hasta el ore pass en actividad.
- Preparación para el relleno.

2.2.2 Condiciones geomecánicas estructurales del macizo rocoso

- El yacimiento es de origen epigenético, las rocas presentan plegamientos, fallas geológicas e intenso fracturamiento.
- El grado de alteración de las rocas y del mineral es de moderada a intensa.
- La presencia de aguas subterráneas se manifiesta por aguas meteóricas, fósiles e hidrotermales, en las rocas y en la estructura mineralizada.
- Las operaciones se desarrollan a los 610 m bajo la superficie, donde la manifestación de esfuerzos del macizo son evidentes.
- Las discontinuidades se manifiestan hasta en cinco familias siendo las principales paralelos a la estructura mineralizada.
- El espaciado entre fracturas es entre 0.05 a 0.30m.
- La resistencia es menor a 15 MPa en las cajas y menor de 45 MPa en el mineral.
- Persistencia de discontinuidades es de centímetros a metros siguiendo el rumbo de las fallas geológicas.
- Separación de las superficies de discontinuidad es cerrada hasta 10cm.
- Las superficies de rugosidad, son planas a ondulantes, suaves en las fallas geológicas y planas lisas hasta medianamente rugosas en las rocas y minerales.
- Las aguas subterráneas se manifiestan por goteo en las cajas y flujos en la estructura mineralizada.
- Forma y tamaño de los bloques, generalmente son tabulares a cúbicos y con tamaños de hasta 1m³. (Ramirez, S. 2000)

2.2.3 Evaluación geomecánica de las estructuras mineralizadas

La Veta principal, se explota en una longitud de 1.5 Km con anchos de minado variables que varían de 0.80 m hasta más de 10 m; con sistema de explotación Corte y Relleno Ascendente, minado selectivo y voladura en Breasting. La veta tiene un Rumbo Este Oeste, buzamiento promedio de 85° hacia el Norte.

La Veta María Rosa es una de las vetas en explotación, inicialmente desde el Nivel 390 hasta la actualidad en que se encuentra en el Nivel 150, con anchos de veta

que varían desde 1.20m hasta cuerpos diseminados, asociados con split y/o ramales, de hasta 12 m de ancho.

Veta María Rosa, se explota en una longitud de 600m aproximadamente con anchos de minado variables que varían de 1.2m hasta los 12m, con un sistema de explotación de Corte y Relleno Ascendente, minado selectivo y voladura en Breasting.

La veta es del tipo Rosario con mineralización masiva y/o bandeada, pertenece al sistema E-W con buzamiento al N.

En el Nivel 250 se está realizando la explotación de un ramal de esta veta denominada María Rosa, el tajo tiene una longitud de 120 m con rumbo S70°E y buzamiento 45°-55° SW; con ancho que varían de 1.5 m a 20 m, esta veta está siendo explotada recién en este nivel y presenta continuidad hacia el nivel superior, no se presentan mayores problemas de estabilidad, inclusive donde las secciones de excavación son mayores a 12m.

La Veta Lorena, se explota en una longitud de 500 m aproximadamente, con anchos de minado variables que varían de 1.2m hasta los 5.0 m, con un sistema de explotación de corte y relleno ascendente, minado selectivo y voladura en Breasting. (Maldonado Zorrilla, L. 2008).

La veta es del tipo Rosario con mineralización masiva y/o bandeada, pertenece al sistema NE-SW con buzamiento al SE.

Actualmente esta veta se está trabajando en los niveles Nivel 175.

La Veta Carmen forma parte de un lazo cimoide que en longitud llega a 250m y en profundidad llega a 500m y vuelve a unirse a la veta ramal 85, presenta un bandeamiento de sulfuros con carbonatos, no es una estructura constante sino que son zonas ramaleadas por tramos, con alto contenido de cobre debido a la presencia de cristales de calcopirita.

La veta además tiene una orientación promedio E-W con buzamiento promedio de 74° - 70° al S la caja techo con un ancho que varía de 1.80 -7.00m.

Veta del cuerpo Karina, con alto contenido de carbonatos. Son estructuras formadas como re-emplazamiento presentando cuerpos a partir de estructuras mineralizadas, contienen areniscas con matriz calcárea, donde se nota también algunos fragmentos que han sido reemplazados. No tiene una geometría definida, presenta concentraciones altas de plata, por la presencia de la galena argentífera y sulfo-sales de plata, como se tiene varios ramales denominados como veta Karina, se tomara como patrón referencial al Cuerpo Karina.

Cuerpo Karina, como su nombre lo indica es un Cuerpo de forma de una “lenteja”, su extensión más largo es en el medio llegando a 140m como mineral económico y a 170m como estructura geológica. En la vertical se ha explotado 75m con proyección a 130m.

La mineralización está controlada por fracturas paralelas de rumbo de N78°E y buzamiento promedio de 58° al SE, que provienen del techo de veta M. Rosa que buza S33°E; este fenómeno se presenta en tramos específicos a lo largo de veta Karina.

Las cajas no son definidas, presenta una alteración de transición hacia una marga roja totalmente estéril. El techo presenta una falla que hacia el lado Este está en contacto y controla a la mineralización. (Maldonado Zorrilla, L. 2008).

La veta Ramal 085 es una estructura con características importantes en el grado de mineralización, por lo que resulta de importancia realizar un análisis geomecánico del comportamiento de sus cajas así como de la estructura propiamente dicha.

La Veta Ramal 85, tiene una longitud de 1100m, con rumbo E-W y buzamiento que van desde los 55° a 75° al N. La mineralización es con predominancia esfalerita, galena, pirita y bandas de Rodocrosita. (Maldonado Zorrilla, L. 2008). Podemos observar rocas muy fracturadas (MF) a intensamente fracturadas (IF) esto en grado de fracturamiento y con roca pobre (P) a muy pobre (MP), en grado de resistencia, con una mineralización de esfalerita, galena y pirita diseminada.

2.2.4 Determinación del índice de calidad de roca (RQD)

Es un parámetro que generalmente se establece a partir de testigos, se define como el porcentaje de fragmentos recuperados mayores de 10 cm sobre la longitud total del taladro o testigo. Sin embargo, hay metodologías para estimarlo en afloramientos. Su criterio de valoración es como indica en la Tabla 2.1

Hay dos metodologías a seguir para el cálculo de RQD, una la de Priest y Hudson, que emplea las es el de las fracturas por metro lineal. Y la segunda, la de Palstrom, que emplea el índice volumétrico J_v .

Entonces Palstrom plantea la siguiente relación:

$$RQD = 115 - 3,3J_v$$

Donde:

J_v = Cantidad de fisuras en un metro cúbico (m^3), o también;

$$J_v = \sum \frac{1}{S_i}$$

Donde:

Si es el espaciado medio de cada familia de juntas

Además, plantea que: **RQD = 100 si $J_v < 4,5$**

Tabla 2.2: Calidad de la roca en función de RQD

R.Q.D. (%)	CALIDAD DE ROCA	PRECAUCIONES
<25	Muy mala	Capaz de fluir
25 – 50	Mala	Requiere soporte
50 – 75	Media	Uso de pernos
75 – 90	Buena	Requiere soporte ligero
90 – 100	Muy buena	No requiere soporte

Fuente: Moreno Tallón, Elías (1981): *Las clasificaciones geomecánicas de las rocas, aplicadas a las obras subterráneas.*

2.2.5 Clasificaciones geomecánicas rock mass rating (RMR) y rock tunnelling quality index (q)

1. Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski)

El sistema de clasificación Rock Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972 - 1973, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes:

- La resistencia a compresión simple del material
- El RQD (Rock Quality Designation)
- El espaciamiento de las discontinuidades
- El estado de las juntas
- La presencia de agua
- La orientación de las discontinuidades

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR (ver la Tabla 2.2)

Tabla 4.2: Clasificación de roca según el valor del RMR de Bieniawski

CLASE	RMR	CALIDAD DE ROCA
CLASE I	$RMR > 80$	Roca muy buena
CLASE II	$80 > RMR > 60$	Roca buena
CLASE III	$60 > RMR > 40$	Roca media
CLASE IV	$40 > RMR > 20$	Roca mala
CLASE V	$RMR < 20$	Roca muy mala

Fuente: Moreno Tallón, Elías (1981): Las clasificaciones geomecánicas de las rocas aplicadas a las obras subterráneas.

Hoy en día lo más habitual es combinar las observaciones y agrupar las clasificaciones RMR y Q y las metodologías de trabajos locales (tipos de cercha, pernos de anclaje, mallas, etc.).

2. Clasificación geomecánica (Q BARTON)

El Sistema Q o Clasificación de Barton fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, del Instituto Geotécnico Noruego. Se basó su estudio en el análisis de cientos de casos de túneles construidos principalmente en Escandinavia.

La Clasificación de Barton asigna a cada terreno un índice de calidad Q, tanto mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Su variación no es lineal como la del RMR, sino exponencial, y oscila entre $Q = 0,001$ para terrenos muy malos y $Q = 1000$ para terrenos muy buenos. El valor de Q se obtiene de la siguiente expresión:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Donde cada parámetro representa lo siguiente:

- **RQD** es el Índice Rock Quality Designation, es decir, la relación en tanto por ciento entre la suma de longitudes de testigo de un sondeo mayores de 10 cm y la longitud total. Barton indica que basta tomar el RQD en incrementos de 5 en 5, y que como mínimo tomar $RQD=10$.
- **J_n** varía entre 0,5 y 20, y depende del número de familias de juntas que hay en el macizo.
- **J_r** varía entre 1 y 4, y depende de la rugosidad de las juntas.
- **J_a** varía entre 0,75 y 20, y depende del grado de alteración de las paredes de las juntas de la roca.
- **J_w** varía entre 0,05 y 1, dependiendo de la presencia de agua en el túnel.
- **SRF** son las iniciales de Stress Reduction Factor, y depende del estado tensional de la roca que atraviesa el túnel.

Para la obtención de cada uno de los cinco últimos parámetros, Barton aporta unas tablas donde se obtienen los valores correspondientes en función de descripciones generales del macizo rocoso.

Tabla 2.6: Puntuación de clasificación Q de Barton.

Intervalo	Descripción o Calidad
0,001 - 0.01	Roca excepcionalmente mala
0,01 – 0.1	Roca extremadamente mala
0,1– 1	Roca muy mala
1 – 4	Roca mala
4 – 10	Roca media
10 – 40	Roca buena
40 – 100	Roca muy buena
100 – 400	Roca extremadamente buena
400 – 1000	Roca excepcionalmente buena

Fuente: Moreno Tallón, Elías (1981): Las clasificaciones geomecánicas de las rocas, aplicadas a las obras subterráneas.

3) Pre diseño de sostenimientos a partir del índice Q. Barton

Para diseñar el sostenimiento a instalar, Barton utiliza las dimensiones de la excavación a realizar y el tipo de uso que se va a dar a la obra (ESR) para definir la Dimensión equivalente” (De) de la excavación, que se obtiene como cociente entre el ancho o altura del túnel (B) y el factor ESR:

$$De = \frac{B}{ESR}$$

El valor de ESR se obtiene en función del uso que se dará a la excavación.

Según los resultados de la clasificación Q, se observa que se determina el valor de Q básico de 20,2 a 35,9 en las discontinuidades, lo que significa que se trata de roca buena a muy buena.

2.2.6 Criterios básicos del plan de minado

Para el planeamiento y diseño del método de explotación se tomaron los siguientes criterios:

Dimensionamiento de la operación; la planta concentradora tiene una capacidad de 25 TM/día autorizado. Sin embargo, actualmente se abastece al requerimiento operativo de planta concentradora que es de 20 TM/día, si el presente estudio incrementa la producción mina, entonces por ende se requerirá incrementar al máximo la capacidad de procesamiento de planta o aumentar su capacidad.

- Tamaño de las áreas a ser minadas.
- Dimensiones del material económicamente minable.
- Optimización de la producción del mineral.
- Reducción de la dilución, para evitar las pérdidas de mineral en el desmonte.
- Mejora en el sostenimiento.
- Mejora en la ventilación y ambiente de trabajo
- Límites del tajeo y mayor control en el sobre rotura
- Ley del mineral
- Proporción de explotación de desmonte a mineral (sttriping)
- Costo de producción y costo de operación unitarias (por labor)

Se debe tener en cuenta también la información económica, tipo de estructura, buzamiento y otros datos de la operación. (López Jimeno C. 1 994)

Perforación y voladura

Siendo el interés el mejoramiento de los parámetros de perforación y voladura, para reducir los costos de explotación, para esto se aplicará las siguientes; teorías, técnicas, y prácticas operativas.

- **Teoría de ANDERSON**

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

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

Donde:

B = Burden

D' = Diámetro del taladro en pies.

L = Longitud del taladro en pies.

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

Tabla 2.8: 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: Voladura de rocas, Alfredo Cámac T. (2005)

Fórmula de ASH

Considera un constante kb que depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado:

$$B = \frac{(Kb) \cdot \emptyset}{12}$$

Donde:

B = Burden.

∅ = Diámetro de taladro.

Kb = Constante, según el siguiente cuadro:

Tabla 2.10: Tipo de roca y explosivo

TIPO DE ROCA Y EXPLOSIVO	VOLADURA EN MINA SUBTERRÁNEA (Kb1)
- Explosivos densos de densidad 1.6, en roca de baja densidad 2.2	20
- Explosivos densos de densidad 1.6, en rocas de densidad promedio 2.7	17
- Explosivos de densidad 1.2, en roca de densidad promedio 2.7	15
- Explosivos de baja densidad 0.8, en roca de densidad densa 3.2	10

Fuente: Tecnología de explosivos, Alfredo Cámac T. (2005)

- **Espaciamiento**

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

Donde:

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

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

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

- **Dimensionamiento de la voladura**

a) Volumen total (V) = (L x A x 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.

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

Donde:

ρ = Densidad de roca.

V = Volumen.

b) Cantidad de carga

$$Q_t = V \times K_g/m^3$$

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 el burden, espaciamientos muy pequeños producen exceso de trituración y caracterización en la boca del taladro 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: (López Jimeno C. 1994).

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

Donde:

B = Burden, en pies.

L = Longitud de taladros, en pies.

c. 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).

2.2.7 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. (López Jimeno C. 1994).

B. Descripción del proceso

Inmediatamente después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca circundante, difundiéndose a través de ella en forma de ondas o fuerzas de compresión, provocándole sólo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frente de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entra en la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión de la roca es excedida, ésta se rompe en el área de la línea de menos resistencia, en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen, creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente.

Casi simultáneamente, el volumen de gases liberados y en expansión penetra en las grietas iniciales ampliándolas por acción de cuña y creando otras nuevas, con lo que se produce la fragmentación efectiva de la roca. Si la distancia entre el taladro y la cara libre está correctamente calculada la roca entre ambos puntos cederá, luego los gases remanentes desplazan rápidamente la masa de material triturado hacia adelante, hasta perder su fuerza por enfriamiento y por aumento de volumen de la cavidad formada en la roca, momento en que los fragmentos o detritos caen y se acumulan para formar la pila de escombros.

En esta etapa se produce fragmentación adicional por el impacto de los trozos de roca en el aire. La reacción del explosivo en el taladro es muy rápida y su trabajo efectivo se considera completado cuando el volumen de la masa se ha expandido a 10 veces el volumen original lo que requiere aproximadamente 5 a 10 milisegundos. Normalmente el trabajo de fragmentación es más eficiente en las rocas compactas y homogéneas que en las naturalmente muy figuradas, ya que en ellas los gases tenderán a escapar por las fisuras disminuyendo su energía útil. Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica pero como normalmente los explosivos se cargan en taladros o huecos cilíndricos, la detonación tiene expansión cilíndrica donde, como consecuencia de la dilatación del taladro en un entorno rígido, se crea un proceso de "fisuramiento radial", que da lugar a la formación de planos de rotura verticales concordantes con el eje del taladro.

- **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 caracterización.
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.

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

a) 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

b) Volumen de explosivo

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

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

c) Factor de carga (FC)

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

$$FC = (We/V)$$

d) Tonelaje roto

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

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

e) Perforación específica

Es el número de metros o pies que se tiene que perforar por cada m³ de roca volada.

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

Donde:

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

H = Altura de banco.

B = Burden.

E = Espaciamiento.

f) Factor de perforación (FP)

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

Luego:

Perforación total

FP x volumen total

g) Cálculo general para carga de taladro

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

Donde:

0,34: factor.

\varnothing : diámetro del taladro, en pulgadas.

ρ_e : densidad del explosivo a usar, en g/cm^3

h) Densidad de carga (Dc)

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

Donde:

Dc: densidad de carga, en kg/tal.

0,57: factor.

\varnothing : diámetro del taladro, en pulgadas.

ρ_e : densidad del explosivo a usar.

L: longitud de perforación.

T: taco.

2.2.8 Carguío y transporte en minería subterránea

El cargador y el medio de transporte o acarreo debe ser seleccionados de tal manera que cumplan con los requisitos de las operaciones. La industria minera está acostumbrada a tratar con grandes volúmenes de material. En el proceso de selección de equipos para carguío y acarreo, inicialmente es necesario determinar

los requisitos de producción del sistema. Generalmente, estos requisitos se expresan en unidades de peso o volumen por unidad de tiempo.

Una vez que se conocen los requisitos de producción, pueden desarrollarse varias combinaciones de equipos y secuencias de operación, las que son diseñadas para producir el volumen requerido de material. Los sistemas más simples de manipuleo de materiales involucran volúmenes discretos de material producidos por una sola máquina en un ciclo de tiempo bien definido.

El ingeniero necesita de bastante criterio para desarrollar los planes iniciales de carguío y acarreo ya que es imposible evaluar cada sistema que puede satisfacer los requerimientos de producción. La selección de un sistema de carguío y acarreo se basa en consideraciones de seguridad y en una evaluación económica dirigida a la consecución de producción a un costo mínimo por unidad producida.

2.2.9 Estudio de performance de flota de carguío y transporte

1. Performance de la máquina.

La performance de la máquina usualmente se mide en base horaria en termino de productividad de la máquina y de costos de posición y operación de máquina. Una óptima de performance de maquina puede expresarse como:

Costo mínimo por tonelada = (costo horario mínimo posible) / (productividad horaria máxima posible).

2. Producción.

Es el volumen o peso total de material a ser manipulado en una operación específica. Puede referirse ya sea al mineral económico a ser producido o al material de desmonte. La producción de mineral se da más frecuentemente en unidad de peso, mientras que la roca de desmonte es expresada en unidades de volumen. es común es referirse a la producción diaria, mensual, anual.

3. Tasa de producción

Es el volumen o peso teórico de producción de una maquina por unidad de tiempo.se expresa en una base horaria, puede expresarse en otras unidades de tiempo tales como una guardia o un día. La producción es la tasa horaria a la cual el material es movido. En la mayoría de aplicaciones de movimiento de tierra la producción se calcula multiplicando la cantidad de material movida por ciclo por el número de ciclo por hora.

$$\text{Producción} = \text{carga/ciclo} \times \text{ciclo/hora}$$

4. Productividad.

Es la producción real por unidad de tiempo cuando se considera todo el factor de eficiencia y otros de administración. puede ser también expresada como una tasa neta de producción o la producción por unidad de mano de obra y tiempo ejemplo tonelada /hombre guardia.

5. Eficiencia.

Es el porcentaje de la tasa estimada de producción que es realmente manipulada por una máquina. la deducción en la tasa de producción puede estar relacionadas con la misma máquina, las condiciones del personal o del trabajo. El factor de eficiencia puede ser expresado en el número promedio de minutos trabajados efectivamente en una hora, divididos en sesenta minutos.

$$\text{Utilización productiva (\%)} = \text{horas trabajadas/horas totales} \times 100$$

6. Disponibilidad.

Es un factor importante al programar los equipos es la disponibilidad de las unidades. Por ejemplo, al programar una pala, un factor común de disponibilidad es de 80%; por lo tanto, de cada 100 guardias 80seran productivas y 20 serán tiempo muertos en reparaciones. Con este factor de disponibilidad, es apropiado programar, los nuevos equipos con mayor disponibilidad en área de prioridad más elevada. La disponibilidad es aquella porción de tiempo operativo programado en que una maquina esta mecánicamente lista para trabajar.

Hay dos métodos generales para calcular la disponibilidad del equipo:

- La disponibilidad mecánica: es el factor que muestra la disponibilidad del equipo a excepción del tiempo muertos solamente por factores mecánicos.
- Disponibilidad física: es la disponibilidad operacional total, la que considera los tiempos muertos por cualquier motivo.

7. Utilización.

Es aquella porción del tiempo disponible que la maquina realmente trabaja.

8. Capacidad.

Se refiere al volumen del material que una máquina de carguío o acarreo puede soportar en cualquier punto en el tiempo (ejemplo. El volumen de la cuchara de una máquina de carguío o la tolva de un camión).la capacidad puede ser clasificada de acuerdo a las siguientes de dos tipos:

Capacidad de ras: el volumen de material en una unidad de carguío o acarreo cuando está llena hasta el tope, pero sin material por encima de los lados o acarreo en cualquier parte añadida del equipo.

Capacidad colmada: el volumen máximo de material que una unidad de carguío acarreo puede manipular cuando el material esta colmado por encima de los lados. Si bien la capacidad al ras es constante en cualquier unidad, la capacidad colmada es una función de las propiedades del material y de la forma de la unidad.

9. Capacidad nominal.

Es la carga de una máquina que puede llevar en términos de peso. la mayoría de las máquinas están diseñadas para llevar un determinado peso más que un volumen. Por lo tanto, el volumen del material manipulado dependerá de la densidad del material y para cada máquina varía de acuerdo con la densidad mientras que el peso máximo es constante y está en función de la resistencia de los componentes de la máquina.

10. Factor de esponjamiento.

Es el incremento fraccional en el volumen de material que ocurre cuando este es fragmentado y removido de su estado natural (volumen en banco) y depositado en

un estado suelto (volumen suelto). puede ser expresado ya sea como una fracción decimal o como un porcentaje.

11. Factor de llenado del cucharón.

Es un ajuste a la capacidad del cucharón de una máquina de carguío. Esta expresado generalmente como un decimal y corrige la capacidad de la cuchara para obtener el volumen real que esta mueve al tomar en consideración las características de apilamiento de material, el Angulo de reposo y la habilidad del operador para llenar el cucharón.

12. Ciclo de operación

Es el proceso de minado que se describe con un ciclo de operación unitaria. La operación unitaria de carguío y transporte que puede ser dividida en una rotación ordenada de pasos o sub operaciones. Los componentes más comunes de una unidad de transporte que son de Carga, transporte, descarga y retorno. Desde punto de vista de selección de equipo o planteamiento de producción, la duración de cada componente de este ciclo de vital importancia. La suma de los tiempos para un ciclo completo es denominada el tiempo de ciclo.

13. Estudio de tiempos.

A fin de determinar la producción, se debe determinar el número de viajes completos que una unidad realiza en una hora. Primero se optimiza el ciclo de operación de la unidad con la ayuda de un cronometro. se toma el tiempo de bario ciclo completos a fin de llegar a un promedio del tiempo de ciclo. Al permitir que el cronometro que corra continuamente, se pueden registrar por cada ciclo diferentes segmentos del tiempo, con el tiempo de carga, tiempo de espera. Al conocer los segmentos individuales del tiempo proporciona una buena oportunidad de evaluar el balance de distribución y la eficiencia del trabajo. Los números en las columnas blancas significan lecturas al para el cronometro, en las columnas sombreadas son valores calculados. Esto puede ser fácilmente extendido para incluir otros segmentos del ciclo tales como. Tiempo de acarreo, tiempo de descarga. se pueden desarrollar formatos similares para otros equipos. El tiempo de espera es el tiempo que unidad debe esperar, de tal manera ambas puedan realizar el trabajo conjuntamente. El tiempo de demora es cualquier otro tiempo que no sea de espera cuando una máquina

que no está desarrollando su tiempo de trabajo. El tiempo de ciclo puede o no incluir los tiempos de espera y /o demoras.

2.2.10 Teoría de costos

1. 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. . (Becerra E. Jhony, 2013).

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

- Método del proyecto similar
- Método de la relación costo – capacidad
- Método de los componentes del costo
- Método del costo detallado
-

a) Método del proyecto similar

Consiste en suponer que el proyecto, procesos o objeto de estudio es semejante a otro ya existente del cual se conocen los costos. Aunque se disponga de una información detallada existen circunstancias y condiciones como son la geología local, el equipo en operación y la estrategia de la empresa hacen que se aparten mucho del proyecto en estudio. Por ello se utiliza otro sistema que consiste en aprovechar parte de los datos disponibles, como son los costos del personal y estimar los costos totales a partir de las relaciones conocidas entre los diversos componentes.(Muñoz López G. 2012).

b) Método de la relación costo – capacidad

Este método se basa en el empleo de gráficos o formulas en los que se han correlacionado los costos con las capacidades de producción de diferentes explotaciones. Esencialmente es el mismo método que se utiliza en la estimación de los costos de capital. La base estadística de la que se parte si no es homogénea amplia y puede dar lugar a la introducción de errores con este procedimiento de estimación. Los datos que han servido para la elaboración de tales relaciones deben estar referidos a un método de explotación específico, con condiciones geográficas y geológicas semejantes. La extrapolación de los costos a partir de los correspondientes a una capacidad de producción conocida se efectúa con fórmulas iguales a las del costo capital. Sin embargo la variación de los costos de operación es más compleja que la de los costos de capital y requiere una descomposición de los mismos. (Becerra E. Jhony,2013).

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. (Muñoz López G. ,2012).

En la estimación de los costos horario de los equipos los conceptos que se deben tener en cuenta son:

1. Costos directos de funcionamiento

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

2. Costos indirectos

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

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 utilizará los siguientes costos:

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

2.3 Definiciones conceptuales

1. Perforación

Es una operación que consiste en realizar taladros en el frente de una labor, mediante un diseño de ubicación o distribución de taladros con la finalidad de colocar en su interior mezclas explosivas para fracturación del macizo rocoso.

2. 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.

3. 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.

4. Explosivos.

Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia.

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

5. Macizo rocoso.

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

6. Voladura.

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

7. Costos operativos.

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.

8. 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.

9. 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.

10. Carguío del mineral.

Es el sistema de levantamiento del volumen o tonelaje de mineral acumulado en los tajeos de explotación o frentes de labores mineras para luego colocar hacia un equipo de transporte.

11. Transporte de mineral.

Es el traslado de mineral de un tajeo o frente de una labor producto de perforación y voladura hacia un echadero, planta de tratamiento o lugar designado, con equipos mineros diseñados para este fin.

2.4 Formulación de hipótesis**2.4.1 Hipótesis general**

Con la evaluación de las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en la Galería Esmeralda 360 NW, se reducirán los costos de producción en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

2.4.2 Hipótesis específicas

- a) Al diseñar una nueva malla de perforación según las características del macizo rocoso se minimizará los costos de perforación en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.
- b) Al determinar la carga explosiva adecuada y el factor de carga explosiva se reducirá los costos de voladura en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.
- c) Mediante el control de tiempos y el rendimiento de equipos se minimizará los costos del sistema de carguío y acarreo en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Diseño metodológico

De acuerdo a las características del trabajo de investigación el estudio es de tipo descriptivo, se refiere a la reducción de los costos de producción en las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en la Unidad Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. - Cerro de Pasco, para lograr mayor producción y mejores beneficios económicos para la Empresa minera.

La metodología para desarrollar el trabajo de investigación ha consistido en evaluar todos los procesos de perforación, voladura, carguío y acarreo anterior, en donde se ha analizado el tipo de trazo de perforación, número de taladros y cantidad de explosivos utilizados, sistema de carguío y acarreo, el control de operaciones mineras se han realizado en 10 días equivalente a 20 guardias, los datos se ha registrado en los formatos de control. Posteriormente en el estudio de investigación se ha diseñado una nueva malla de perforación y la carga explosiva adecuada, el control de tiempos de carguío y acarreo, las pruebas se han realizado durante 10 días, equivalente a 20 guardias, considerando en la nueva malla: Burden, espaciamiento, tipo de trazo, distribución de taladros y la cantidad de carga explosiva utilizada.

Finalmente se ha realizado el análisis comparativo de los costos de perforación, voladura, carguío y acarreo anterior y actual, llegando a las siguientes conclusiones, con el nuevo diseño de malla los taladros se han reducido de 36 a 32 taladros perforados, los costos de perforación y voladura se han reducido de 131.16 US\$/m a 114.15 US\$/m con una diferencia de 17.01 US\$/metro y el costo de carguío y

acarreo se ha reducido de 6,45 US\$/m³ a 4,90 US\$/m³ en el frente de desarrollo de la Galería Esmeralda 360 NW, en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

3.2 Población

La población para el estudio de investigación está constituida por Galería Esmeralda 360 NW, de una sección de 3.50 m x 4.00 m y una longitud de 380 m, desarrollado en roca semi dura, en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

3.3 Muestra

La muestra está constituida por la Galería Esmeralda 360 NW, de una sección de 3.50 m x 4.00 m y una longitud de 380 m, desarrollado en roca semi dura, en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

3.4 Operacionalización de variables

3.4.1 Variable independiente

Diseño de la malla de perforación en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW y características de los equipos en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

3.4.2 Variable dependiente

Costos de perforación, voladura, carguío y acarreo en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

Tabla 3.1: Operacionalización de variables

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
Variable independiente:		
Diseño de la malla de perforación en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW y características de los equipos en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.	- Burden - Espaciamiento - Número de taladros - Sección de las labores - Tiempo de carguío - Tiempo de acarreo - Distancia recorrida	- Metros - Metros - Pies perforados - Metros - Minutos - Minutos - Metros
Variable dependiente:		
Costos de perforación, voladura, carguío y acarreo en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.	- Costo de equipos - Costo de brocas - Costo de barrenos - Costo de explosivos - Costo de carguío - Costo de acarreo	- \$/m - \$/m - \$/m - \$/m - \$/TM - \$/TM

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

3.5 Técnicas de recolección de datos.

Es muy importante determinar que técnicas se aplicaran, como en análisis estadístico y porcentual, la observación del disparo y el grado de fragmentación, el tipo de equipo y el método de explotación utilizado en la mina.

3.5.1 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para el estudio son la liquidación mensual para verificar el avance de las labores y volumen obtenido, el reporte diario de operación, reporte operacional mensual y la toma de fotografías para evaluar los costos.

Reporte diario de operación.

- Labor disparada.
- Explosivos utilizados.
- Número de equipos
- Número de taladros.
- Número de horas operadas de los equipos.

Reporte operacional mensual.

- Cantidad de explosivo utilizado por labor
- Número de taladros
- Número de equipos
- Volumen y tonelaje de mineral obtenido

3.5.2 Técnicas para el procesamiento de la información.

Se utilizaron instrumentos y procedimientos de acuerdo a lo siguiente.

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

3.6 Ubicación

La Unidad Minera Islay, de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco, políticamente está ubicado en la jurisdicción de:

- Distrito : Huayllay
- Provincia : Cerro de Pasco
- Departamento : Pasco

3.7 Geología regional

En el ámbito regional la columna estratigráfica comprende rocas sedimentarias que van desde el Jurásico, Cretácico hasta el Terciario Inferior y rocas mayormente ígneas del Terciario al Cuaternario.

3.8 Geología local

Islay está emplazada en Rocas sedimentarias, conocidas como Capas Rojas de la Formación Casapalca del Cretáceo Superior al Terciario Inferior. Están constituidas

por intercalaciones de margas, areniscas, conglomerados, sedimentos calcáreos, las cuales fueron plegadas fragmentadas y falladas por la orogenia andina del Eoceno-Plioceno.

La acción de fuerzas tectónicas compresivas a lo largo de las zonas axiales, originaron zonas de debilidad, pliegues y fallas geológicas en el anticlinal, las que sirvieron de canales de circulación de fluido mineralizaste.

Islay geológicamente comprende el sector sur de un yacimiento de tipo filonenano de origen hidrotermal, que se desarrolla en el ámbito de un anticlinal con plunge Norte y alas simétricas donde se distribuyen un conjunto de vetas de orientación Este – Oeste y de Buzamientos Norte – Sur. (Departamento de Geología de la Minera Islay,2010)

c) Geología estructural de vetas en Islay

Las vetas son discontinuidades preliminares que han sido rellenadas con minerales de Zn, Pb, y Ag . Las vetas que se presentan en Islay son más de 20; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Chungar son alrededor de 8. La longitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde unas pocas centenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este, con 300 metros, hasta 1,800 en las Vetas de mayor importancia como la Veta Principal.

En general estos depósitos son parcialmente conocidos desde superficie hasta profundidad de 500 metros en Chungar (Nivel 100). La potencia de las Vetas varía desde 0.80m hasta 20m. La Veta Principal en el nivel 200 tiene una potencia hasta de 8.0m, la veta 085 tiene una potencia hasta de 15m, la veta Lorena potencia hasta 12m. Las Vetas Este-Oeste tienen buzamientos entre 75° a 90° , las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos. (Departamento de Geología de la Minera Islay,2010).

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Análisis de resultados

La Reducción de costos de producción en las operaciones unitarias de perforación, voladura carguío y acarreo se ha realizado en la galería Esmeralda 360 NW, de una sección de 3.50 m x 4.00 m, el mismo que se ha realizado en roca semidura

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

- Número de taladros vacíos
- Diámetro de taladros vacíos
- Número de taladros de producción
- Diámetro del taladro de producción
- Longitud del taladros perforados
- Avance lineal
- Tipo de roca
- Equipo a utilizar
- Volumen de roca
- Tonelaje de material roto.

4.2 Perforación en la galería Esmeralda 360 NW.

La galería Esmeralda 360 NW, tiene una sección de 3,5 m x 4,0 m. de una longitud de 380 metros, el mismo que se ha realizado en roca semidura. La perforación se ha realizado con taladros de 12 pies, con perforadora Boomer S1D.

4.3 Contrastación de las hipótesis

HIPÓTESIS I.

Al diseñar una nueva malla de perforación según las características del macizo rocoso se minimizará los costos de perforación en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

4.4 Diseño de la malla de perforación anterior

Para el diseño de la malla de perforación anterior no se ha considerado estrictamente las características geomecánicas del macizo rocoso en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW de la Minera Islay.

Tabla 4.1: Distribución de taladros de perforación anterior

DISTRIBUCIÓN DE TALADROS	
DESCRIPCIÓN	N° DE TALADROS
ALIVIO	4
ARRANQUE	4
1° AYUDA	4
TALADROS DE PRODUCCIÓN	11
HASTIALES	4
CORONA	5
ARRASTRE	4
TOTAL	36

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR EN LA GALERÍA ESMERALDA 360 NW. (Ver anexo N° 01)

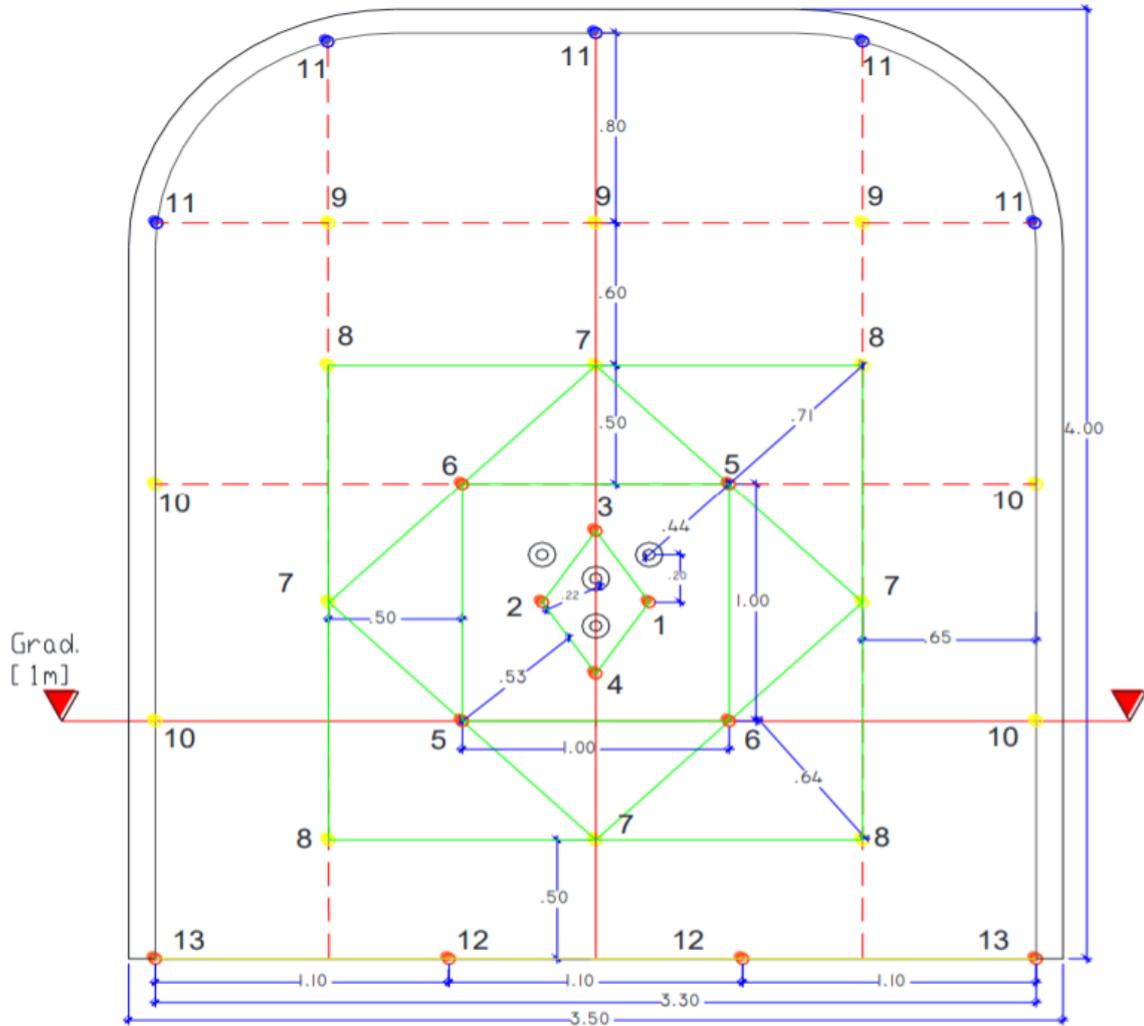


Figura 4.1: Malla de perforación anterior.

Fuente : Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

Tabla 4.2: Control de tiempo de perforación anterior

Taladros	N° de Taladros	Tiempo	de	Tiempo total de
		perforación	perforación	perforación
		H : Min : s		H : Min : s
Alivio	4	00:04:16		00:17:04
Arranque	4	00:02:47		00:11:08
1° Ayuda	4	00:02:31		00:10:04
Taladros de producción	11	00:02:35		00:28:25
Hastiales	4	00:02:42		00:10:48
Corona	5	00:02:45		00:11:00
Arrastre	4	00:02:48		00:11:12
Total/disparo	36	00:03:01		01:39:41

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

Tabla 4.3: Resultados obtenidos en la perforación anterior

PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA PERFORACIÓN		
Tiempo de perforación del frente	01:39:41	horas- minutos - segundos
Tiempo promedio de perforación/taladro	00:03:01	horas- minutos - segundos
Longitud de perforación/taladro	3.66	metros
Longitud total perforado	132	metros
N° de taladros perforados	36	taladros

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

4.5 Costo de perforación anterior

En la perforación anterior se ha afrontado elevados costos operativos, debido a una malla de perforación no adecuado a las características geomecánicas del macizo rocoso, los resultados se muestran en la Tablas 4.4 al 4.7

a) MANO DE OBRA

Tabla 4.4: Costo mano de obra Tipo de cambio 1\$US = S/. 3.34

Mano de obra directa	Número de personal	Jornal en Soles	Costo US\$/disparo
Capataz de mina	01	70	20.96
Perforista	01	70	20.96
Ayudante perforista	01	60	17.96
Bodeguero	01	50	14.97
Sub total			74.85
Leyes sociales	60%		44.91
Total			119.76

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

b) MÁQUINA PERFORADORA

Tabla 4.5: Costo máquina perforadora.

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perforados	US \$/pie	Pies perforados	US \$/disparo
Boomer S1D	245 500	2 000,000	0.12	432	51.84

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

c) MATERIALES DE PERFORACIÓN

Tabla 4.6: Costo materiales de perforación

Accesorios	Cantidad	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies Perforados	US \$/pie Perforados	US \$/dís
Barra de 12 pies	1	506	15000	432	0.034	14.69
Broca de 102 mm (rimadora)	1	422	3300	48	0.128	6.14
Broca de 51mm	1	95	3000	384	0.032	12.29
TOTAL						33.12

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

d) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD*Tabla 4.7: Costo de implementos de seguridad*

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida Útil	Costo US \$/disp.
Protector	Pza	1	14.9	300	0.05
Guantes de cuero	Pza	1	5.75	25	0.23
Correas porta lámpara	Pza	1	4.7	300	0.02
Botas de jebe	Pza	1	23.15	180	0.13
Mamelucos	Pza	1	24.5	180	0.14
Respiradora	Pza	1	22.6	180	0.14
Filtro de respiradores	Pza	1	6.7	15	0.45
Tapón de oídos	Pza	1	2.5	120	0.02
Ropa de jebe	Pza	1	42.65	120	0.36
Lentes de seguridad	Pza	1	11.45	120	0.10
Lámpara de batería	Pza	1	116.2	120	0.97
COSTO TOTAL					2.61

COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN ANTERIOR = 66,87 US\$/m

4.6 Nuevo diseño de la malla de perforación

Según el análisis de malla de perforación anterior y para obtener los resultados óptimos se ha realizado la estandarización del diseño de la nueva malla de perforación de acuerdo a las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso en el frente de la galería Esmeralda 360 NW, de la Minera Islay.

a) DATOS DE CAMPO:

- Densidad de roca : 2.5
- Sección de la galería : 3.50 m x 4.00 m.
- Diámetro de los taladros de producción : 51 mm
- Diámetro del taladro de alivio : 102 mm
- Longitud del barreno de perforación : 12 pies = 3.66 m

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 4.8: 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 Minera Islay

- **Sección:**

Datos:

$$S = b \times h$$

$$b = 3,50 \text{ m}$$

$$h = 4,00 \text{ m}$$

$$S = 3,50 \times 4,00 \text{ m}$$

$$S = 14 \text{ m}^2$$

- **Perímetro:**

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

$$P = 4(3,74)$$

$$P = 14,96 \text{ m}$$

Tabla 4.9: Distribución de taladros con el nuevo diseño de malla

DESCRIPCIÓN	N° DE TALADROS
ALIVIO	4
ARRANQUE	3
1° AYUDA	4
TALADROS DE PRODUCCIÓN	9
HASTIALES	4
CORONA	4
ARRASTRE	4
TOTAL	32

Fuente: : Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

4.7 Control de tiempo de perforación durante la optimización.

Los taladros perforados son de 12 pies de longitud realizados con el Boomer S1D.

Tabla 4.10: Tiempo de perforación durante la optimización

Taladros	N° de Taladros	Tiempo	de	Tiempo total de
		perforación	perforación	perforación
		H : Min : s		H : Min : s
Alivio	4	00:03:50		00:15:40
Arranque	3	00:02:25		00:07:40
1° Ayuda	4	00:02:35		00:10:20
Taladros de producción	9	00:02:25		00:21:45
Hastiales	4	00:02:23		00:09:32
Corona	4	00:02:32		00:10:08
Arrastre	4	00:02:51		00:11:24
Total/disparo	32	00:02:43		01:27:24

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

Tabla 4.11: Resultados obtenidos en la perforación optimizada

Parámetros optimizados en la perforación		
Tiempo de perforación del frente	01:27:24	horas- minutos - segundos
Tiempo promedio de perforación/taladro	00:02:43	horas- minutos - segundos
Longitud de perforación/taladro	3.66	Metros
Longitud total perforado	117	Metros
N° de taladros perforados	32	Taladros

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

4.8 Costo de perforación optimizada

a) MANO DE OBRA

Tabla 4.12: Costo mano de obra

Mano de obra directa	N° de personal	Jornal en soles	Costo US \$/disparo
Capataz de mina	1	70	20.96
Perforista	1	70	20.96
Ayudante perforista	1	60	17.96
Bodeguero	1	50	14.97
Sub total			74.85
Leyes sociales	60%		44.91
TOTAL			119.76

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

b) MÁQUINA PERFORADORA

Tabla 4.13: Costo máquina perforadora

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perf.	US \$/pie	Pies perforados	US \$/disparo
Boomer S1D	245500	2000000	0.12	384	46.08

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

c) MATERIALES DE PERFORACIÓN

Tabla 4.14: Costo materiales de perforación

Descripción	Cantidad	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies perforados	US \$/pie perforados	US \$/disp.
Barra cónica	1	506	15000	384	0.034	13.06
Broca de 102mm	1	422	3300	48	0.128	6.14
Broca de 51 mm	1	95	3000	336	0.032	10.75
TOTAL						29.95

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

d) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

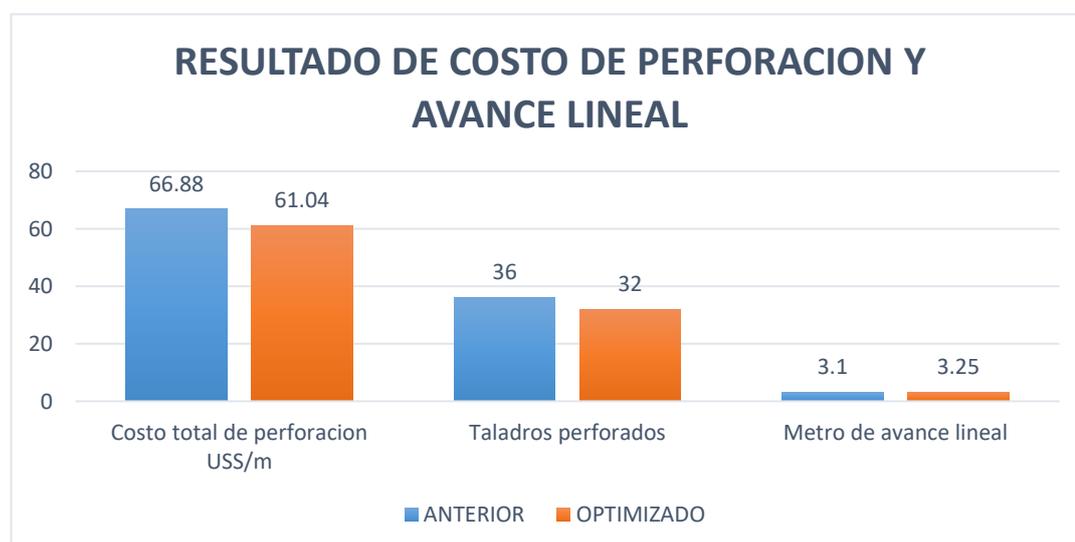
Tabla 4.15: Costo implementos de seguridad

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida Útil	Costo US \$/disp.
Protector	Pza	1	12.50	300	0.05
Guantes de cuero	Pza	1	4.65	25	0.23
Correas porta lámpara	Pza	1	4.70	300	0.02
Botas de jebe	Pza	1	21.15	180	0.13
Mamelucos	Pza	1	24.50	180	0.14
Respiradores	Pza	1	22.60	180	0.14
Filtro de respiradores	Pza	1	5.70	15	0.45
Tapón de oídos	Pza	1	2.50	120	0.02
Ropa de jebe	Pza	1	31.65	120	0.36
Lentes de seguridad	Pza	1	10.42	120	0.10
Lámpara de batería	Pza	1	116.20	120	0.97
COSTO TOTAL					2.61

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

COSTO TOTAL DE PERORACION = a + b + c + d

COSTO TOTAL DE PERFORACION = 61.04 US \$/m



Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

HIPOTESIS II.

Al determinar la carga explosiva adecuada y el factor de carga explosiva se reducirá los costos de voladura en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

4.9 Resultados de voladura

4.9.1 Voladura anterior en la galería Esmeralda 360 NW

La carga explosiva en 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 Emulex de 80% ,65% y 45% en una proporción mayor.

Tabla 4.16: Consumo de explosivos en voladura anterior

CONSUMO DE EXPLOSIVO EMULEX: 80%, 65%, 45%						
Descripción	N° de taladros	N° de cartucho	Total de Cartuchos	Tipo explosivo	de Peso del cart.kg	Peso total kg
Alivio	4	0	0		0	0
Cebo	36	1	36	Emulex 80%	0.265	9.54
Arranque	4	10	40	Emulex 80%	0.265	10.60
1° ayuda	4	8	32	Emulex 65%	0.223	7.14
Taladros de producción.	11	8	80	Emulex 65%	0.223	17.84
Hastiales	4	7	42	Emulex 45%	0.195	8.19
Corona	5	7	28	Emulex 45%	0.195	5.46
Arrastre	4	8	32	Emulex 65%	0.223	7.14
TOTAL	36					65.91

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

a) VOLUMEN ROTO

$$V = b \times h \times L_p$$

Donde:

V = Volumen roto (m³)

b = Ancho de la galería (m)

h = Altura de la galería (m)

L_p = Longitud de perforación (m)

V = 3.50 m x 4.0 m x 3.10 m

V = 43.40 m³

b) TONELAJE ROTO

$$TM = V \times dr$$

Donde:

TM = Tonelada métrica

V = Volumen roto

dr = densidad de roca

TM = 43.40 x 2.50

TM = 109 TM

c) FACTOR DE CARGA

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

$$F_c = \frac{65.91 \text{ Kg}}{43.40 \text{ m}^3}$$

$$F_c = 1,52 \text{ kg/m}^3$$

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

F_c = Factor de carga lineal

$$F_c = \frac{65.91 \text{ Kg}}{3.10 \text{ m}}$$

$$F_c = 21.26 \text{ Kg/m}$$

d) Factor de potencia

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

$$F_p = \frac{65.91 \text{ Kg}}{109 \text{ TM}}$$

$$F_p = 0.60 \text{ kg/TM}$$

Tabla 4.17: Resumen resultados obtenidos

PARÁMETROS OBTENIDOS DE LA VOLADURA ANTERIOR	
PARÁMETROS	EMULEX 80%, 65%, 45%
kg/m	21.26 kg
Volumen	43.40 m ³
Toneladas	109 TM
Factor de carga	1.52 kg/m ³
Factor de potencia	0,60 kg/TM
Factor de carga lineal	21.26 kg/m

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

4.9.2 Voladura optimizada en la galería Esmeralda 360 NW

Para optimizar la carga explosiva para la voladura del frente de la galería Esmeralda se ha tenido en cuenta el tipo de roca y las características geomecánicas del macizo rocoso, se ha seleccionado el explosivo Emulex de 80% , 65% y 45%.

Tabla 4.18: Consumo de explosivos en voladura optimizada

CONSUMO DE EXPLOSIVO EMULEX: 80%, 65%, 45%						
Descripción	N° de taladros	N° de cartucho	Total de Cartuchos	Tipo explosivo	de Peso del cart.kg	Peso total kg
Alivio	4	0		0	0	0
Cebo	32	1	32	Emulex 80%	0.265	8.48
Arranque	4	9	36	Emulex 80%	0.265	9.54
1° ayuda	4	8	32	Emulex 65%	0.223	7.14
Taladros de producción.	9	8	64	Emulex 65%	0.223	14.27
Hastiales	4	7	28	Emulex 45%	0.195	5.46
Corona	4	6	24	Emulex 45%	0.195	4.68
Arrastre	4	7	28	Emulex 65%	0.223	6.24
TOTAL	32					55.81

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.

A) DATOS DE CAMPO:

- Densidad de roca : 2.50
- Sección de la galería : 3.50 m x 4.00 m.
- Diámetro de los taladros de producción: 51 mm
- Diámetro del taladro de alivio : 102 mm
- Longitud del barrenado de perforación : 12 pies = 3.66 m

B) VOLUMEN ROTO

$$V = b \times h \times L_p$$

Donde:

V = Volumen roto (m³)

b = Ancho de la galería (m)

h = Altura de la galería (m)

Lp = Longitud de perforación (m)

$$V = 3.50 \times 4.00 \text{ m} \times 3.25 \text{ m}$$

$$V = 45.5 \text{ m}^3$$

C) TONELAJE ROTO

$$TM = V \times dr$$

Donde:

TM = Tonelada métrica de material roto

V = Volumen roto

dr = densidad de roca

$$TM = 45.50 \times 2.50$$

$$TM = 114 \text{ TM}$$

D) FACTOR DE CARGA

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

$$F_c = \frac{55.81}{45.50}$$

$$F_c = 1.23 \text{ kg/m}^3$$

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

Fc = Factor de carga lineal

$$F_c = \frac{55.81 \text{ Kg}}{3.25 \text{ m}}$$

$$F_c = 17.17 \text{ Kg/m}$$

E) FACTOR DE POTENCIA

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

$$Fp = \frac{55,81 \text{ Kg}}{114 \text{ TM}}$$

$$Fp = 0,48 \text{ kg/TM}$$

Tabla 4.19: Resumen de resultados de la voladura optimizada

Parámetros obtenidos en la voladura optimizada	
PARAMETROS	EMULEX 80%, 65%, 45%
kg/m	17.17 kg/m
Volumen	45.50 m ³
Toneladas	114 TM
Factor de carga	1.23 kg/m ³
Factor de carga lineal	17.17 kg/m

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

Resultados comparativos de costos de voladura

4.10.1 Costo de voladura anterior

Tabla 4.20: Materiales de voladura anterior

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por Disparo	US \$/metro
Emulex 80%	Cartucho	0.51	76	12,50
Emulex 65%	Cartucho	0.43	144	19.97
Emulex 45%	Cartucho	0.36	70	8,13
Exsanel	Cebo	2.13	32	21,98
Cordon detonante	metros	0.26	20	1,68
Carmex	Unidad	0.52	02	0,34
COSTO US\$/m				64,28

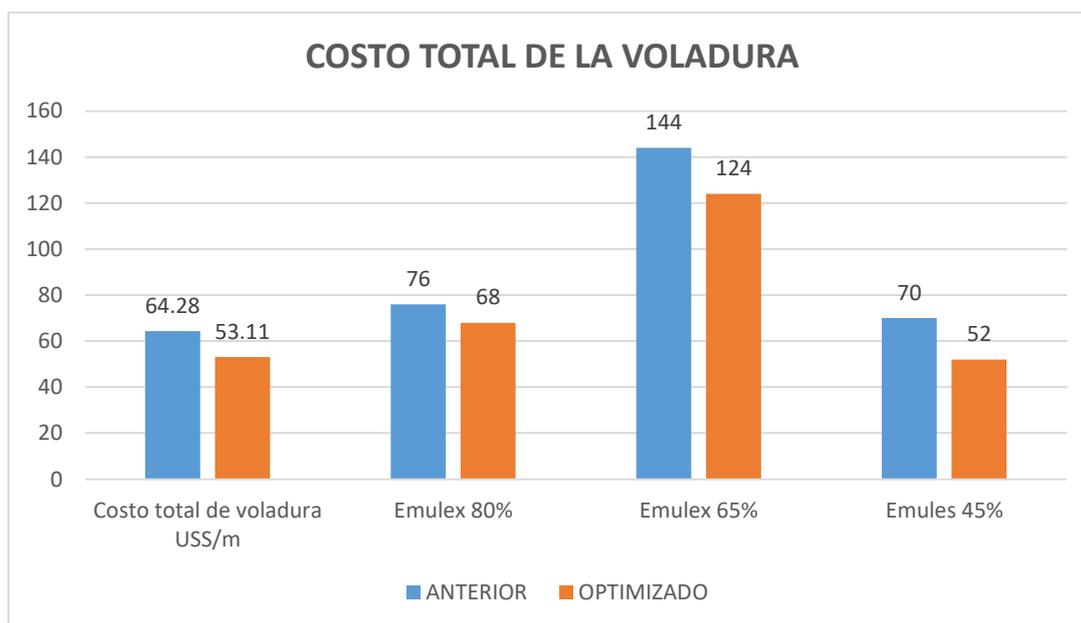
Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

4.10.2 Costo de voladura optimizada

Tabla 4.21: Materiales de voladura optimizado

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por Disparo	US \$/m
Emulex 80%	Cartucho	0.51	68	10,67
Emulex 65%	Cartucho	0.43	124	16,40
Emulex 45%	Cartucho	0.36	52	5,76
Exsanel	Cebo	2.13	28	18,35
Cordon detonante	Metros	0.26	20	1,60
Carmex	unidades	0.52	02	0,32
COSTO US\$/m				53,11

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C.



Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

4.11 Discusión de resultados de perforación y voladura

Según el análisis de resultados de perforación y voladura antes y después de la optimización, se muestra que hay una diferencia en los parámetros y costos de perforación y voladura en el frente de la galería Esmeralda 360 NW, cuyo resumen se muestra en la Tabla 4.28

RESUMEN DE RESULTADOS COMPARATIVOS

Tabla 4.22: Optimización de perforación y voladura en la galería Esmeralda 360 NW

Descripción	Antes	Después	Diferencia	Unidad medida
Taladros perforados	36	32	4	Tal
Taladros cargados	32	28	4	Tal
Emulex 80%, 65%, 45%	290	244	46	Cartuchos
Exsanel	32	28	4	Unidades
Cordon detonante	20	20	--	m
kg por metro	21.26	17.17	4.09	kg/m
Factor de carga	1.52	1.23	0.29	kg/m ³
Factor de potencia	0,60	0.48	0,12	kg/TM
Factor de carga lineal	21.26	17.17	4.09	kg/m
Avance m/disparo	3.10	3.25	0.15	m

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

En el diseño de la malla de perforación anterior se ha utilizado 36 taladros perforados y con el nuevo diseño de la malla de perforación se ha reducido a 32 taladros haciendo una diferencia 04 taladros,

Para la voladura anterior se ha utilizado el explosivo Emulex de 80%, 76 unidades, Emulex de 65 %, 144 unidades, Emulex de 45% 70 unidades, en total 290 unidades, exsanel 32 unidades, cordón detonante 20 metros y 02 Carmex, factor de carga 1.52 kg/m³, factor de carga lineal de 21.26 kg/m, con un avance lineal de 3.10 metros.

En la voladura optimizada se ha utilizado el explosivo Emulex de 80%, 68 unidades, Emulex de 65 %, 124 unidades, Emulex de 45%, 52 unidades, en total 244 unidades, exsanel 32 unidades, cordón detonante 20 metros y 02 Carmex, factor de carga 1.23 kg/m³, factor de potencia de 0.48 kg/TM, factor de carga lineal de 17.17 kg/m, con un avance lineal de 3.25 metros.

4.12 Resumen de costos de perforación y voladura

Tabla 4.23: Resumen de costos de perforación y voladura

Costo de perforación y voladura	Anterior US\$/m	Optimizado US\$/m	Diferencia US\$/m
Mano de obra	38,63	36,85	1,78
Equipo de perforación	16,72	14,18	2,54
Materiales de perforación	10,68	9,22	1,46
Materiales de voladura	64,28	53,11	11,17
Implementos de seguridad	0,84	0,80	0,04
COSTO: US\$/m.	131,15	114,16	16,99

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

De acuerdo al análisis de costos de perforación, se discute que antes de la optimización se tenía el costo de mano de obra de 38,63 US\$/m, equipo de perforación de 16,72 US\$/m, materiales de perforación de 10,69 US\$/m, implementos de seguridad 0,84 US\$/m, teniendo un costo total de perforación de 66.88 US\$/m.

Según análisis de costos de perforación optimizada, se tiene que el costo mano de obra es 36,85 US\$/m, equipo de perforación 14,18 US\$/m, materiales de perforación 9,21 US\$/m y implementos de seguridad 0,80 US/m, cuya suma total es 61.04 US\$/m

El costo de voladura anterior ha sido de 64,28 US\$/m y el costo de voladura actual es 53,11US\$/m, con diferencia de 11,17 US\$/m.

Finalmente con el nuevo diseño de malla, los costos de perforación y voladura se han reducido de 131.16 US\$/m a 114.15 US\$/m con una diferencia de 17.01 US\$/m.

HIPÓTESIS III

Mediante el control de tiempos y el rendimiento de equipos se minimizará los costos del sistema de carguío y acarreo en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

4.13 Carguío y acarreo de mineral realizado en la galería Esmeralda 360 NW.

El carguío del mineral se ha realizado con el equipo pesado Scootram de Marca Caterpillar Modelo R1600H de seis yardas cúbicas de capacidad de la cuchara.

El acarreo de mineral se ha realizado con el equipo pesado Dumper, Marca Atlas Copco, desde el frente de la galería, hacia la cámara de carguío N° 135 del nivel 100, recorriendo una distancia de 150 metros.

DATOS DEL DUMPER

MARCA	: ATLAS COPCO
POTENCIA DE MOTOR	: 350 HP
VIDA ÚTIL	: 15000 HORAS
CAPACIDAD	: 20 Ton

DATOS DEL SCOOPTRAM LHD

MARCA	: CATERPILLAR
MODELO	: R1600H
CAPACIDAD DE CUCHARA	: 6 yd ³
MOTOR	: Diesel

VARIABLES FIJAS

PESO ESPECÍFICO INSITU	: 2.5 ton / m ³
FACTOR DE ESPONJAMIENTO	: 35%
PESO ESPECÍFICO SUELTO	: 2.37 ton / m ³

Volumen de mineral en el frente: 43.40 m³

Tabla 4.24: Control de tiempos de viaje del scoop trams de 6 yd³-anterior

CONTROL DE TIEMPOS DE VIAJE DEL SCOOP TRAMS DE 6 yd³-ANTERIOR					
NÚMERO DE VIAJES	TIEMPO DE CUCHAREO (seg)	TIEMPO DE IDA CARGADO (seg)	TIEMPO DE DESCARGA (seg)	TIEMPO DE REGRESO VACÍO (seg)	TIEMPO TOTAL DEL CICLO (seg)
1	35	75	29	68	207
2	32	71	27	69	199
3	33	72	25	66	196
4	37	70	34	68	209
5	38	69	30	67	204
6	45	72	36	60	213
7	53	75	35	58	221
8	49	71	35	69	224
9	42	78	35	69	224
10	44	78	39	70	231
11	45	76	35	64	220
12	40	75	32	65	147
TOTAL (seg)	493	882	392	728	2495
TIEMPO PROMEDIO	41.08	73.50	32.67	60.67	207.92

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

2495 seg = 42 minutos

Costo de limpieza/hr = 85 US\$

Costo de limpieza: 42 minutos x 85 US\$ / 60 min = 60 US\$/43.40 m³ = 1,38 US\$/m³

Tabla 4.25: Control de tiempo de acarreo con dumper de 20 TM –anterior

CONTROL DE TIEMPO DE ACARREO CON DUMPER DE 20 TM –ANTERIOR					
N° DE VIAJES	POSICIÓN PARA EL CARGUÍO (seg)	TRASLADO CARGADO (seg)	POSICIÓN DE DESCARGA (seg)	RETORNO VACÍO (seg)	TOTAL CICLO (seg)
1	390	480	78	364	1312
2	410	472	79	384	1345
3	380	500	84	345	1309
4	430	478	90	468	1466
5	320	496	84	474	1374
6	310	478	99	461	1348
7	450	497	87	473	1507
Total	2690	3401	601	2969	9661
(Seg)					
Tiempo	384.29	485.86	85.86	424.14	9661.00
Total					

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

9661 seg = 161 min

Costo de acarreo/hr = 82 US\$

Costo de acarreo = 161 minutos x 82 US\$ / 60 min = 220 US\$/43,40 m³ = 5,07 US\$/m³

Tabla 4.26: Control de tiempos de viaje del scoop trams de 6 yd³ – optimizado.

CONTROL DE TIEMPOS DE VIAJE DEL SCOOP TRAMS DE 6 yd³- OPTIMIZADO					
NÚMERO DE VIAJES	TIEMPO DE CUCHAREO (seg)	TIEMPO DE IDA CARGADO (seg)	TIEMPO DE DESCARGA (seg)	TIEMPO DE REGRESO VACÍO (seg)	TIEMPO TOTAL DEL CICLO (seg)
1	25	63	26	56	175
2	22	66	22	57	167
3	26	65	18	64	173
4	36	63	30	51	180
5	37	65	25	52	179
6	38	66	34	47	187
7	40	65	32	53	150
8	42	64	29	57	249
9	39	67	29	56	197
10	35	66	27	50	192
11	39	70	25	50	193
12	38	68	25		195
total (seg)	417	788	322	593	2237
tiempo promedio	34.75	65.67	26.83	49.42	176.67

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

2237 seg = 38 min

Costo de limpieza/hr = 85 US\$

Costo de limpieza = 38 min x 85 US\$ / 60 min = 54 US\$/45.50 m³ = 1,19 US\$/m³

Tabla 4.27: Control de tiempo de acarreo con dumper de 20 TM - optimizado

CONTROL DE TIEMPO DE ACARREO CON DUMPER DE 20 TM – OPTIMIZADO					
N° DE VIAJES	POSICIÓN PARA EL CARGUÍO (seg)	TRALADO CARGADO (seg)	POSICIÓN DE DESCARGA (seg)	RETORNO VACÍO (seg)	TOTAL CICLO (seg)
1	240	352	70	270	932
2	392	348	67	279	1086
3	184	353	84	290	911
4	430	360	122	375	1287
5	238	342	70	272	922
6	240	360	130	395	1125
7	450	330	62	355	1197
TOTAL (Seg)	2174	2445	605	2236	7460
Tiempo promedio	310.57	349.29	86.43	319.43	7460.00

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

7460 seg = 124 min

Costo de acarreo/hr = 82 US\$

Costo de acarreo = 124 minutos x 82 US\$ / 60 min = 169 US\$/45.50 m³ = 3,71 US\$/m³

Discusión de resultados de acarreo de desmonte con scooptram y dumper.

Según el análisis de resultados de acarreo de mineral con scooptram y dumper antes y después de la optimización, se muestra que hay una diferencia en los parámetros y costos de acarreo de mineral en el frente de la galería Esmeralda 360 NW, cuyo resumen se muestra en la Tabla 4.28 y 4.29.

Tabla 384.28: Comparación de control de tiempo y costo anterior y optimizado con scooptram de 6 yd³

COMPARACIÓN DE CONTROL DE TIEMPOS Y COSTOS ANTERIOR Y OPTIMIZADO CON SCOOP TRAM DE 6 yd ³						
N° de controles de tiempo	Tiempo anterior (Min)	Tiempo optimizado (Min)	Costo anterior US\$/m ³	Costo optimizado US\$/m ³	Diferencia de tiempo (Min)	Diferencia de costos US\$/m ³
12	42	38	1,38	1,19	4	0,19

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

Tabla 4.29: Comparación de control de tiempo y costo anterior y optimizado con dumper de 20 TM

COMPARACION DE CONTROL DE TIEMPOS Y COSTOS ANTERIOR Y OPTIMIZADO DE ACARREO CON DUMPER						
N° de controles de tiempo	Tiempo anterior (Min)	Tiempo optimizado (Min)	Costo anterior US\$/m ³	Costo optimizado US\$/m ³	Diferencia de tiempo (Min)	Diferencia de costos US\$/m ³
07	161	124	5,07	3,71	37	1,36

Fuente: Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C

Según las Tablas 4.28 y 4.29, se resume que los costos carguío y acarreo anterior ha sido de 6,45 US\$/m³ y los costos de carguío y acarreo optimizado es de 4,90 US\$/m³, con una diferencia 1,55 US\$/m³.

4.14 Discusión de resultados con otras fuentes

Con el nuevo diseño de malla de perforación los taladros se han reducido 36 a 32 taladros perforados de 12 pies de longitud, los costos de perforación y voladura se han reducido de 131,16 US\$/m a 114,15 US\$/m y los costos de carguío y acarreo

se han reducido de 6,45 US\$/m³ a 4,90 US\$/m³. Los resultados son similares a la tesis Optimización de perforación y voladura en la Rampa principal 523, Sistema mecanizado Mina San Rafael, en donde concluye que con el nuevo diseño de malla los taladros se han reducido de 60 a 56 taladros perforados de 12 pies de longitud, los costos de perforación y voladura se han reducido de 22,46 US\$/m³ a 20,02 US\$/m³ y los costos de carguío y acarreo se han reducido de 11,62 US\$/m³ a 8,55 US\$/m³. (Carreón Quispe, Juvenal 2 001).

CONCLUSIONES

Mediante la evaluación de las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo, los costos de perforación y voladura se han reducido de 131.15 US\$/m a 114.16 US\$/m con una diferencia de 16,99 US\$/m y los costos carguío y acarreo se han reducido de 6,45 US\$/m³ a 4,90 US\$/m³, con una diferencia de 1,55 US\$/m³ en el desarrollo de la Galería Esmeralda 360 NW de la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

Con el nuevo diseño de malla, los taladros se han reducido de 36 a 32 taladros perforados y los costos de perforación se ha reducido de US\$ 66.87 a US\$ 61.04, con una diferencia de 5,84 US\$/m en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW de la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

Mediante la carga explosiva adecuada, los costos de voladura se han reducido de 64.28 US\$/m a 53.11 US\$/m, con una diferencia de 11,17 US\$/m en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW de la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

Mediante el control de tiempos y el rendimiento de equipos, los costos del sistema de carguío y acarreo se ha reducido de 6,45 US\$/m³ a 4,90 US\$/m³, con una diferencia de 1,55 US\$/m³ en el frente de la Galería Esmeralda 360 NW en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

RECOMENDACIONES

Se recomienda al área de perforación y voladura, realizar un estudio detallado del comportamiento del macizo rocoso y diseñar un nuevo diseño de malla para reducir los costos de perforación y voladura en otras labores subterráneas en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

Realizar un estudio detallado de las propiedades físicas y químicas de los explosivos Emulex de 80%, 65% y 45% para determinar las características favorables de cada explosivo y utilizar el más apropiado según las características geomecánicas del macizo rocoso en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

BIBLIOGRAFÍA

Barton, N.R., Lien, R. and Lunde, J. (1974), *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Madrid- España.

Bieniawski, Z. T. (1989), *Engineering Rock Mass Classification: A Complete Manual for Engineers and Geologists in mining*.

Cámac, T., Alfredo (2005). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. FIM-UNA. Puno.

Cámac, T., Alfredo (2005). *Tecnología de Explosivos*. FIM-UNA. Puno.

Cenzano, D. C. (2010), en su tesis: *Optimización de operaciones en la empresa Minera Censacont SRL Mina Ana María*.

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*”

Duran, Ch. J. (2001), en su tesis: “*Selección de equipos de limpieza y carguío en la zona cuatro amigos- Corporación Minera Ananea S.A.*”

EXSA (2001) *Manual Práctico de Voladura Edición Especial*. Perú.

Famesa explosivos, (2008). *Seguridad asociada a la manipulación y uso de explosivos en mina subterránea*.

Frisancho, T. G. (2006), *Diseño de Mallas de Perforación en Minería 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.

Kafka, F. (1994), *Teoría económica, optimización de la producción y la minimización de costos de producción*.

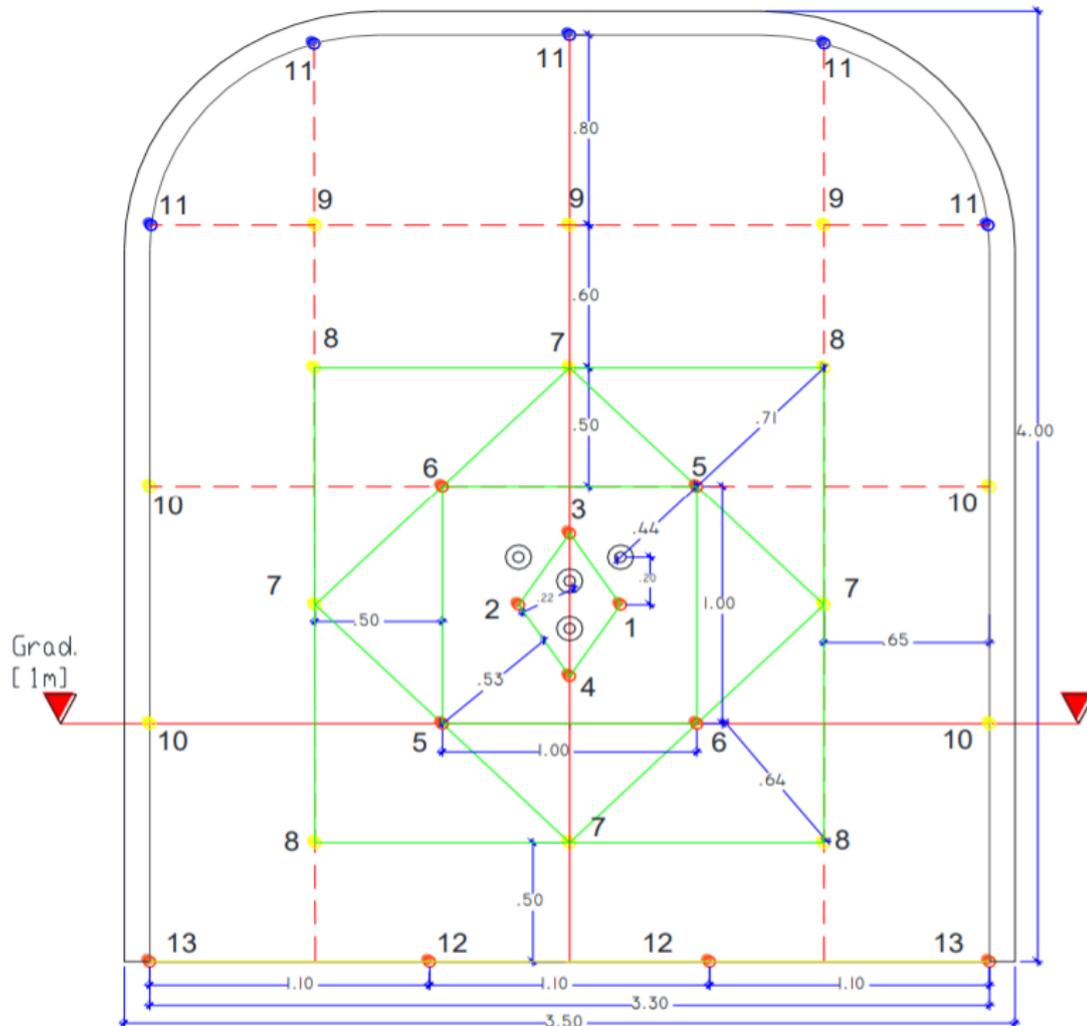
López, J. C. (1994) “*Manual de Perforación y Voladura de Rocas*”, Instituto Geológico y Minero España. Edición 1994.

- López, J. C. (1997) *Manuel de Túneles y Obras Subterráneas*, Madrid: Graficas Arias Montano.
- Lupaca, M. J. (2009) “*Costos en Operaciones Mineras Unitarias Subterráneas*.”
- Maldonado, Z. L. (2008), *Aplicaciones Geomecánicas en Mina Chungar*.
- Mendoza, J. (2006). *Perforación y voladura, Universidad Nacional de Ingeniería Lima*.
- Muñoz, L. G. (2012), *Modelo de Costos para la valorización de planes mineros*.
- Rodríguez, V. R. (2011), *Mejoramiento de Operaciones Unitarias en Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Unidad Minera EL COFRE*.
- Sotomayor, O. R. (2007), en su tesis, *Carguío y acarreo con flota menor en Minera Yanococha norte*.
- Tintaya, J. (2002), en su tesis: “*Optimización de costos minado en labores de desarrollo Unidad Minera Andaychagua – Cia. Volcan S.A.*”
- Vargas, V. E. (2009) en su tesis: *Voladura controlada en labores de desarrollo y preparación de la mina Animon Chungar S.A.C.*

ANEXOS

Anexo N° 01

**MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR EN EL FRENTE DE LA GALERÍA
ESMERALDA 360 NW DE LA MINERA ISLAY.**



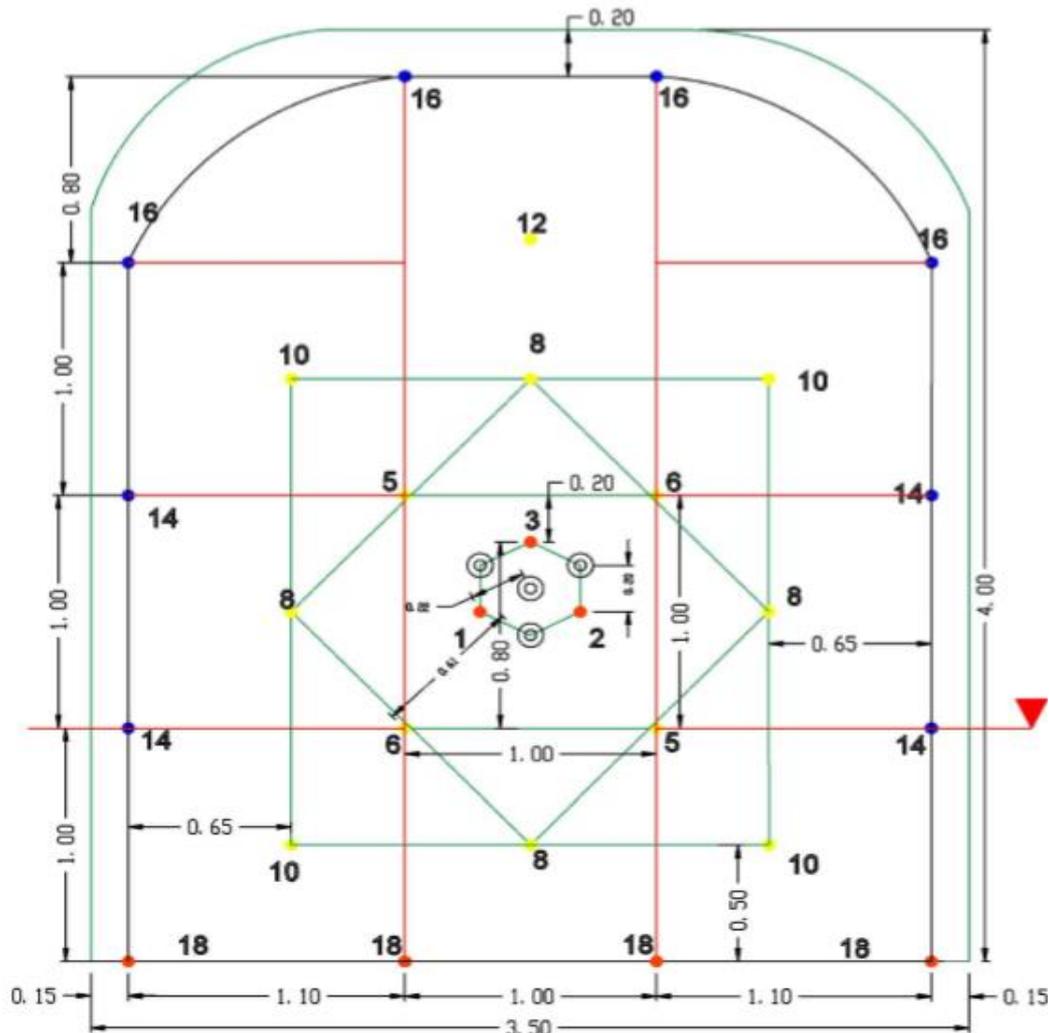
Sección de 3.5 metros x 4.0 metros.

Cantidad de taladros: 36.

Tipo de arranque: Dan kun.

Anexo N° 02

MALLA DE PERFORACIÓN OPTIMIZADA EN EL FRENTE DE LA GALERÍA ESMERALDA 360 NW DE LA MINERA ISLAY.



Sección de 3.5 x 4.0 metros

Cantidad de taladros: 32

Tipo de arranque: Dan Kun