

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“EVALUACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS EN GALERÍAS DE
EXPLORACIÓN PARA OPTIMIZAR LA PERFORACIÓN Y
VOLADURA EN LA UNIDAD MINERA LAS AGUILAS - CIEMSA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

PEDRO CAYLLAHUA MAMANI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO-PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

“EVALUACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS EN GALERÍAS DE EXPLORACIÓN PARA OPTIMIZAR LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS - CIEMSA”

PRESENTADO POR:

PEDRO CAYLLAHUA MAMANI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR:

PRESIDENTE DE JURADO:

.....
Ing. DAVID VELÁSQUEZ MEDINA

PRIMER MIEMBRO:

.....
Ing. AMILCAR GIOVANNY TERAN DIANDERAS

SEGUNDO MIEMBRO:

.....
M.Sc. LUCIO RAUL MAMANI BARAZA

DIRECTOR DE TESIS:

.....
Dr. Sc. JORGE GABRIEL DURANT BRODEN

ÁREA: Ingeniería de minas.

TEMA: Análisis de costos mineros y comercialización de minerales.

Fecha de sustentación 12 de julio del 2018

DEDICATORIA

A mis padres: Justo Elias y Basilia con inmenso cariño y eterna gratitud por su apoyo incondicional y preocupación permanente quienes me dirigieron por el camino de la excelencia a lo largo de la

Con fraternal afecto a mis hermanos: Ciro, Mateo y Josué Rivaldo, por ser ellos las personas que nunca dejaron de creer en mí y quienes me alentaron en todo instante para que este trabajo pueda

A mi esposa Clenia y mi hija Jade Berenice, quienes son el motor de mi superación y quienes me brindan el cariño de siempre.

A la Familia Ampuero Vásquez por su paciencia y comprensión en los momentos más difíciles.

AGRADECIMIENTO

- ✓ A mi Alma Mater, Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno por haberme acogido en sus aulas, por las sabias enseñanzas recibidas de los docentes de dicha casa de estudios.

- ✓ A todos los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, quienes guiaron mi formación académica, que hoy constituye el fundamento de mi vida profesional.

- ✓ Mi agradecimiento para la Unidad Minera ARCATA del grupo (Hochshilld Mining) en especial a la Empresa Especializada IESA., por brindarme la oportunidad de completar mi formación profesional en el aspecto técnico y operacional.

- ✓ De igual modo mi agradecimiento para la Empresa Minera CIEMSA por abrirme sus puertas en sus diferentes Unidades Operativas: EL COFRE, LAS ÁGUILAS y ACOMA (Las Águilas para poder realizar el presente trabajo de investigación y seguir fortaleciendo mi formación profesional).

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	17
ABSTRACT.....	18

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. -- Descripción de la realidad problemática.	19
1.2. -- Formulación del problema.....	19
1.2.1. Problema general.	19
1.2.2. Problemas específicos.....	20
1.3. -- Formulación de hipótesis.....	20
1.3.1. Hipótesis general.	20
1.3.2. Hipótesis específicas.....	20
1.3.3. Justificación de la investigación.....	20
1.4. -- Objetivos de la investigación.....	21
1.4.1. Objetivo general.	22
1.4.2. Objetivos específicos.....	22

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. -- Antecedentes.....	23
2.2. -- Bases teóricas.	24
2.1.1. Perforación y voladura.....	24
2.1.2. Voladura de túneles y galerías.....	25
2.1.3. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea.	25
2.1.4. Parámetros del explosivo.....	26
2.1.5. Criterios de selección de explosivos.....	27
2.1.6. Costos de accesorios de perforación.....	28
2.1.7. Costos de materiales de voladura.	29
2.1.8. Tipos de explosivos	29
2.1.9. Características técnicas de los explosivos empleados en el presente trabajo.	31
2.1.10. Accesorios de voladura.	33
2.3. -- Definiciones conceptuales.	34
2.3.1. Optimización de costos.....	34
2.3.2. Perforación y voladura.....	34

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. -- Diseño metodológico.....	35
3.2. -- Descripción del método de Holmberg para un diseño de voladura.....	36
3.3. -- Cálculos para el diseño de perforación y voladura.	36
3.3.1. Área de la sección del túnel (m ²):.....	37

3.3.2. Perímetro o circunferencia del túnel (m):.....	37
3.3.3. Diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2):.....	39
3.3.4. Longitud de avance requerido por disparo "l":.....	39
3.3.5. Error de perforación (Ψ)......	40
3.4. -- Diseño de arranque con cuatro secciones.	40
3.5. -- Cálculos para el 1° cuadrante.	48
3.6. -- Cálculos para el 2° cuadrante.	51
3.7. -- Cálculos para el 3° cuadrante.	54
3.8. -- Cálculos para taladros de hastiales o paredes.....	58
3.9. -- Cálculos para taladros de corona o techo.	61
3.10.- Cálculos para taladros de arrastre o piso.	64
3.11.- Operacionalización de variables.	68

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. -- Caracterización del área de estudio.	69
4.1.1. Ubicación.....	69
4.2. -- Geología general.....	70
4.2.1. Mesozoico.....	70
4.2.2. Cenozoico	70
4.2.3. Depósitos cuaternarios.....	71
4.2.4. Geología estructural.....	72
4.3. -- Geología económica	72
4.3.1. Alteraciones hidrotermales	72

4.3.2. Mineralogía.....	72
4.3.3. Estructuras mineralizadas.	73
4.4. -- Resultados de perforación y voladura.	74
4.5. -- Cálculo de malla de perforación y voladura.	75
4.5.1. Cálculos para el primer cuadrante.	82
4.5.2. Cálculos para el segundo cuadrante.....	84
4.5.3. Cálculos para el tercer cuadrante.....	86
4.5.4. Cálculos para taladros de hastiales o paredes.....	88
4.5.5. Cálculos para taladros de corona o techo.	90
4.5.6. Cálculos para taladros de arrastre o piso.	91
4.6. -- Resumen de los cálculos de diseño.....	94
4.7. -- Cálculo de costos.	94
4.7.1. Cálculo de costos de voladura.	95
4.7.2. Cálculo de costos de perforación.....	99
4.7.3. Análisis de resultados.	111
4.8. -- Resultados de la hipótesis.....	113
4.8.1. Análisis de hipótesis general.	113
4.8.2. Análisis de hipótesis específico.....	113
CONCLUSIONES	115
RECOMENDACIONES.....	116
BIBLIOGRAFÍA	117
ANEXOS	119

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1: Características técnicas del (EXSA, 2009).....	31
TABLA 2: Características de las Emulsiones FAMESA.....	32
TABLA 3: Presentación de las Emulsiones FAMESA.....	33
TABLA 4: Relación de la dureza de la roca con la distancia	38
TABLA 5: Relación de la dureza de la roca con el coeficiente	38
TABLA 6: Variables independientes y dependientes	68
TABLA 7: Acceso hacia el proyecto LAS ÁGUILAS	69
TABLA 8: Resumen del cuadro de perforación.....	94
TABLA 9: Comparación de costos en explosivos y accesorios.....	99
TABLA 10: Comparación de costos en consumo de aire comprimido.....	101
TABLA 11: comparación de costos de desgaste de barreno de perforación.....	104
TABLA 12: Comparación de costo por desgaste de máquina de perforación	106
TABLA 13: costo comparativo por consumo de brocas	108
TABLA 14: costo de comparación para consumo de lubricante.....	110
TABLA 15: Comparación de costos de perforación antes y después del estudio.....	112

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: Túnel mostrando las cinco secciones establecidas por Holmberg	36
FIGURA 2: Arranque de cuatro secciones	41
FIGURA 3: Crestas de lava andisítica en forma de Águilas	71
FIGURA 4: Mineralización de la Veta Úrsula	73
FIGURA 5: Mineralización de la Veta Úrsula	73
FIGURA 6: Comparación de costos antes y después de la evaluación Geomecánica	112
FIGURA 7: Porcentaje de Costos de Perforación Según Ítem	113

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO 1: Plano de ubicación del Proyecto "LAS ÁGUILAS"	121
ANEXO 2: Plano topográfico de las galerías GL 910 SW y GL 885 SW	123
ANEXO 3: Malla de perforación anterior	125
ANEXO 4: Malla de perforación actual para galerías	127
ANEXO 5: Comparación de costos de Equipos de Protección Personal (EPPs) y Materiales	129

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

S	: Área de la sección del túnel
A	: <i>Ancho del túnel</i>
H	: <i>Alto del túnel</i>
r	: <i>Radio del arco de la bóveda</i>
D_t	: <i>Distancia entre taladros</i>
C	: <i>Coefficiente o factor de roca (C)</i>
\emptyset_2	: <i>Diámetro equivalente</i>
\emptyset_1	: <i>Diámetro de los aladros de alivio</i>
N	: <i>Número de los taladros de alivio</i>
L	: <i>Longitud de taladro</i>
Ψ	: <i>Error de perforación</i>
α	: <i>Desviación angular</i>
e	: <i>Error de emboquille o empate</i>
$B_{e \text{ Máx}}$: <i>Burden máximo en arranque</i>
GL	: <i>Galería</i>
$^{\circ}C$: <i>Grados centígrados</i>
Kg	: <i>Kilo Gramos</i>
Atm	: <i>Atmósfera</i>

CO_2 : *Dióxido de Carbono*

CE : *Consumo Específico de Explosivos*

AF_{rock} : *Factor de Roca*

$B. I.$: *Índice de volabilidad*

$F.E.$: *Factor de Energía*

L_{carga} : *Longitud de Carga*

L_{taco} : *Longitud de Taco*

L : *Longitud del taladro*

q_0 : *Densidad de carga explosiva*

Q_e : *Masa de un Explosivo Utilizado*

X : *Tamaño medio de los Fragmentos*

K : *Factor triturante*

π : *Valor constante (3.1415)*

Ψ : *Error de perforación*

$B_{práctico (a)}$: *Burden práctico (a)*

$B_{práctico (b)}$: *Burden práctico (b)*

X_a : *Longitud medido desde el centro del arranque*

X_b : *Longitud medido desde el centro del arranque*

A_{h_0} : *Ancho de abertura de los taladros de arranque*

ρ_r : *Densidad de roca dato del depto de geomecánica*

GSI : Según la caracterización geomecánica

AF_{roc} : Factor de roca

$B.I.$: Índice de volabilidad

$F.E.$: Factor de energía

B_e : Burden equivalente

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

C : Constante de roca suecia

N° de cartuchos: Cantidad de cartuchos por taladro

$P_{Cartuchu}$: Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

K : Factor triturante

B_{p1} : Burden práctico en el 1° cuadrante

B_{max1} : Burden práctico en el 1° cuadrante

$X_c = X_d$: Longitud de la línea de (A_{h0}) hacia la esquina del 1° cuadrante

B_{p1} : Burden práctico en el 1° cuadrante

A_{h1} : Ancho de abertura 1° cuadrante

q_1 : Densidad de carga lineal en el primer cuadrante

Q_{e1} : Masa de explosivo utilizado/taladro

B_{max2} : Burden máximo en el 2° cuadrante

B_{p2} : Burden práctico en el 2° cuadrante

$X_e = X_f$: Longitud de la línea de (A_{h0}) hacia la esquina del 1° cuadrante

q_2 : Densidad de carga lineal en el segundo cuadrante

B_{max3} : Burden máximo en el 3° cuadrante

B_{p3} : Burden práctico en el 3° cuadrante

$X_g = X_h$: Longitud de la línea de (ah_0) hacia la esquina del 2° cuadrante

A_{h2} : Ancho de abertura de los taladros de arranque

Q_{e3} : Masa de explosivo utilizado por taladro

q_3 : Densidad de carga lineal en el 2° cuad.

f : Factor de fijación (tajeo horizontal)

$\frac{S}{B}$: Factor de fijación (tajeo horizontal)

$B_{max Ast.}$: Burden máximo en el 3° cuadrante

$B_{Práctico Hastial}$: Burden práctico para taladros de hastiales

A_{Tunel} : Ancho del túnel

$H_{Dispon. Hastial}$: Altura disponible para tal. de hastiales

H_{Tunel} : Longitud o alto del túnel

r : Radio del baúl del túnel

$A_{h Hastiales}$: Ancho de abertura de tal. hastiales

q_4 : Densidad de carga en tal. de hastiales

$B_{max hast}$: Burden máximo en el 2° cuadrante

$Q_{e hastial}$: Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de hastiales

q_4 tal hast: *Densidad de carga lineal en tal. hastiales*

S_{Corona} : *Espaciamiento de los taladros en la corona o techo*

$B_{Max. Corona}$: *burden máximo para taladros de corona*

$B_{Práct. Corona}$: *Burden práctico para tal. corona*

α : *Angulo de los taladros de contorno*

q_5 Corona: *Densidad de carga explosiva en la corona*

$S_{Tal. Arrastre}$: *Espaciamiento de taladros de arrastre*

A_h arrastre: *Ancho de abertura de Tal. de arrastre*

q_6 Arrastre: *Densidad de carga en tal. de arrastre*

B_{max} arrastre: *PRP del explosivo a emplear*

A_h arrastre: *Ancho de abertura en arrastre*

SW : *Sur Oeste*

U.M. : *Unidad Minera*

km : *kilómetro*

RESUMEN

Unidad Minera Las Águilas dedicada a la extracción de minerales polimetálicos, ubicada en el distrito Ocuwiri, provincia Lampa, región Puno. Cuyas características físico químicas del yacimiento permiten clasificarlo como un depósito epitermal de baja a intermedia sulfuración. Geográficamente el yacimiento se encuentra en el segmento Sur de la cordillera de los Andes; donde afloran extensamente las rocas volcánicas asociadas a varios yacimientos polimetálicos de Pb, Zn, Ag y Au. El presente estudio de investigación pretende solucionar los problemas operativos en perforación y voladura que ocasionan mayores costos de operación en las galerías de exploración, GL 910 SW y GL 885 SW del nivel 4280 de la Unidad Minera Las Águilas. El objetivo principal es reducir los costos operativos de perforación y voladura, planteando un nuevo diseño de malla de perforación. La metodología seguida para la optimización de los costos operativos fue realizada la recolección de datos de operación mina y evaluación de resultados para la estandarización de la nueva malla de perforación. Los resultados de la nueva malla de perforación reducen en cuatro (4) taladros (de 32 a 28 taladros), optimizándose el costo de perforación de 125.7 a 111.6 \$/m en perforación y voladura. Se concluyó lo siguiente “se optimiza los costos de perforación y voladura reduciéndolos costos de 125.70 US\$/m a 111.60 US\$/m, reduciendo en 14.10 US\$/m”, “se desarrolló el diseño de la nueva malla de perforación reduciendo la cantidad de taladros de 32 taladros a 28 y con ello se reduce los costos operativos en 14.10 US\$/m” y “se logra reducir el factor de carga de acuerdo GSI y RQD, logrando disminuir los costos en explosivos y accesorios de 34.9 US\$/m a 31.1 US\$/m”.

Palabras claves: Evaluación, costos, optimización, perforación, voladura.

ABSTRACT

Minera Las Águilas unit dedicated to the extraction of polymetallic minerals, located in the Ocuvi district, Lampa province, Puno region. Whose physical chemical characteristics of the deposit allow to classify it as an epithermal deposit of low to intermediate sulphuration. Geographically, the deposit is located in the southern segment of the Andes mountain range; where the volcanic rocks associated with several polymetallic deposits of Pb, Zn, Ag and Au surface widely. This research study aims to solve the operational problems in drilling and blasting that cause higher operating costs in the exploration galleries, GL 910 SW and GL 885 SW of level 4280 of the Las Águilas Mining Unit. The main objective is to reduce the operating costs of drilling and blasting, by proposing a new perforation mesh design. The methodology followed for the optimization of the operating costs was carried out the collection of mine operation data and evaluation of results for the standardization of the new drill mesh. The results of the new perforation mesh reduce in four (4) holes (from 32 to 28 holes), optimizing the cost of drilling from 125.7 to 111.6 \$/m in drilling and blasting. The following was concluded: "the drilling and blasting costs are optimized, reducing costs from 125.70 US\$/m to 111.60 US\$/m, reducing by 14.10 US\$ /m", "the design of the new perforation mesh was developed reducing the amount of drills from 32 holes to 28 and with this the operating costs are reduced by 14.10 US\$/m "and" the load factor is reduced according to GSI and RQD, achieving a reduction in costs in explosives and accessories of 34.9 US\$/m to 31.1 US \$/m ".

KEYWORDS: Evaluation, costs, perforation, blowing, optimize.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Descripción de la realidad problemática.

Actualmente en la Unidad Minera Las Águilas - CIEMSA afronta altos costos operativos de perforación y voladura en las galerías de exploración que se han desarrollado; esto se debe a un mal diseño de la malla de perforación y voladura.

En el proceso de avance de las galerías de exploración de nuestra unidad se observaron problemas como: diseño de malla de perforación y voladura, deficiente distribución de taladros, carga explosiva inadecuada. Como consecuencia se ocasionan sobre -excavaciones e inestabilidad en el macizo rocoso, por lo tanto, se genera secciones hasta de 3.0 m. de ancho y 3.0 m. de alto, las cuales es mucho mayor al deseado. Lo que ocasiona un costo de perforación y voladura de US\$/. 125.70 por metro lineal avanzado, lo cual es alto lo cual se reduce a una sección máxima de 2.5m. x 2.5m. Con lo cual se tiene como objetivo reducir la cantidad de taladros a 28 taladros y los costos de perforación y voladura a US\$/.111.60 por metro lineal avanzado.

1.2. Formulación del problema.

1.2.1. Problema general.

¿Es posible optimizar los costos operativos de perforación y voladura con el diseño de una nueva malla de perforación en las galerías de exploración en la Unidad Operativa Las Águilas - CIEMSA?

1.2.2. Problemas específicos.

¿Cuál es el diseño de la nueva malla de perforación que optimice los costos operativos de las Galerías de exploración de la Unidad Operativa Las Águilas - CIEMSA?

¿Cuál es la distribución adecuada de carga explosiva?

1.3. Formulación de hipótesis.

1.3.1. Hipótesis general.

- Seleccionando una nueva malla de perforación y carga explosiva necesaria se optimizará los costos operativos de perforación y voladura en las galerías de exploración de la Unidad Minera Las Águilas - CIEMSA.

1.3.2. Hipótesis específicas.

- Diseñando malla de perforación adecuada se reducirá los costos operativos en las galerías de exploración de la mina Las Águilas.
- Determinando la distribución de carga explosiva correctamente se reducirá el consumo de explosivos en las galerías de exploración de la mina Las Águilas.

1.3.3. Justificación de la investigación.

La investigación realizada es de importancia tanto para el personal de la Empresa Minera - CIEMSA, como para el personal de la Empresa Especializada COMISERGE, debido a que tiene como objetivo optimizar los costos operativos en galerías de exploración aplicando para ello el diseño de la nueva malla de perforación

y voladura. Se resalta la importancia de la capacitación del personal en las técnicas de perforación y voladura y sobre todo el rol que juegan estas como núcleo del sistema, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Lográndose de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad.

La investigación ayudará a disminuir la cantidad de taladros perforados de 32 taladros a 28 taladros con ello disminuir los costos de perforación y voladura de US\$/. 125.70 a US\$/. 111.60 por metro avanzado.

Así mismo se tendrá como beneficio en los siguientes puntos operativos, los que no se están considerando en el presente trabajo.

- Estabilidad de las labores; Reduciendo la carga explosiva y la cantidad de taladros la afectación de los contornos será menor, además se reducirá el sobre-excavación en las labores.
- Sostenimiento; reduciendo la sección y evitando la sobre-excavación se reducirá los costos en materiales de sostenimiento (consumo de madera), además los tiempos empleados en sostenimiento será menor.
- Carguío; con una sección apropiada de 2.5m x 2.5m tendremos una carga equivalente a 16 carros mineros U-35, pero si tenemos una sección no controlada con sobre-excavación esta incrementará y será superior a 20 carros mineros lo cual durante el carguío será de mayor tiempo, además el consumo de aire será mayor en la pala neumática.

Acarreo; el costo en el acarreo se incrementará de acuerdo a los carros mineros que se tenga en el frente de minado, ya que esto deberá ser izado por el inclinado y otra vez acarreado en el nivel superior hasta el echadero principal, lo cual se puede controlar desde el procedo de perforación y voladura.

1.4.Objetivos de la investigación.

1.4.1. Objetivo general.

Optimizar los costos de perforación y voladura mediante el rediseño de la malla de perforación y carga explosiva necesaria en galerías de exploración de la Unidad operativa Las Águilas - CIEMSA.

1.4.2. Objetivos específicos.

- Diseñar una nueva malla de perforación en las galerías de exploración de la Unidad Minera las Águilas - CIEMSA.
- Reducir el factor de carga en la voladura de las galerías de exploración de la Unidad Minera Las Águilas - CIEMSA.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes.

Lopez S., (2003), concluye en el ítem número 02 menciona “Los fabricantes emplean los valores de energía junto con otras propiedades como una medida del buen funcionamiento de los explosivos, de modo que los usuarios entienden que, al emplear un explosivo con mayor energía disponen de mayor energía para desarrollar contra la roca”.

Jáurigue A., (2003), menciona “la reducción de los costos operativos en una empresa minera, y estándares óptimos se logra con un sistema de control y medición exhaustivo de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y la capacitación continua”.

Farje V., (2006), concluye en el ítem número 02 menciona “Los cálculos de la malla de perforación están en función a las características geotécnicas de la roca y el tipo de explosivo a utilizar”.

Chambi F., (2011), concluye “Que la Optimización Obtenida en Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740, es reducir Taladros por Frente y Ahorrar 8.0 Kg de Explosivos por Disparo”.

Lupaca M., (2009), concluye “Que los costos directos totales (perforación voladura y limpieza) por disparo del corte vertical son mayores que las del corte horizontal. Y la existencia de diversos métodos para estimar los costos de acuerdo a las necesidades, hacen que se pueda llevar un buen control de todos los costos unitarios que se emplean en la minería”.

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

Chahuares S., (2012), concluye “Que en el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros de 41 a 36 taladros, siendo la profundidad de taladros de 1.45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivos de 18 Kg/disparo a 15.1 Kg/disparo”.

2.2. Bases teóricas.

2.1.1. Perforación y voladura.

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, esta técnica es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras, la técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar. De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. (Bernaola A., Castilla G. & Herrera H., 2013)

2.1.2. Voladura de túneles y galerías

En una obra subterránea, la rotura de la roca ha de conseguirse creando con una voladura una primera cara libre o cuele seguida de la voladura principal. Los equipos de perforación, carga y transporte son específicos debiendo adaptarse a espacios, casi siempre, muy reducidos. En general, los esquemas de voladuras de interior son muy reducidos, por dos razones: una porque las voladuras tienen difícil salida, y la otra, por ser necesario obtener granulometrías pequeñas acorde con los medios de carga y transporte utilizado, apto para interior. Otra particularidad, a considerar entre el conjunto de labores de interior y a cielo abierto, es la toxicidad de los gases de voladura que, en interior, adquiere una gran importancia y en definitiva selecciona el tipo de explosivo a utilizar (López J., 1984)

El trazado de malla de perforación es el conjunto de taladros que se perforan en frente y que tienen una ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada el trazo se hace con el objeto de:

- Reducir los gastos y la cantidad de explosivo.
- Obtener un buen avance.
- Mantener el tamaño y la sección uniforme.
- Determinar el orden de la salida de taladros.

2.1.3. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea.

El diseño de mallas de perforación es un conjunto de taladros que se perforan en un frente y que su diseño debe tener una geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada. El diseño se realiza con el objetivo de:

- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme
- Determinar el orden y salida de los taladros
- Obtener un buen avance

- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos

La malla de perforación es la forma en la que se distribuye los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación del burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad del taladro, las operaciones de voladura subterránea difieren de las voladuras en minería superficial, ya que carecen de la cara adicional de alivio que es normal en muchas de las operaciones de superficie. En operaciones subterráneas, tenemos sólo una cara en la cual debemos perforar y ser capaces de crear alivio perpendicular a esa cara utilizando los primeros taladros que detonan. Si no se crea el alivio apropiado cuando detonan los primeros taladros, el resto de la voladura provocará muy poca fragmentación y se soplará. EXSA, (2009).

2.1.4. Parámetros del explosivo.

Densidad: Peso específico en g/cm³ (a mayor densidad, mayores potencias), varía entre 0.7 a 1.6 g/cm³, todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.

Transmisión o simpatía: Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga, una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.

Resistencia al agua: Es la habilidad de resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características. Varía desde nula hasta excelente (varias horas).

Energía del explosivo: Calculada en base a su formulación, aplicable para calcular su capacidad de trabajo.

Sensibilidad a iniciación: Cada explosivo requiere de un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).

Volumen normal de gases: Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0 °C y 1 atm, de presión expresado en l/kg, indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 l/kg.

Presión de taladro: Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro se expresa en kg/cm², en kilo bar (kbar) o en mega pascal (MPa).

Categoría de humos: Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y no en diferentes proporciones).

2.1.5. Criterios de selección de explosivos.

La elección del tipo de explosivo forma parte importante de una voladura, según los resultados a obtener. Los usuarios de explosivos a menudo caen en la rutina y en el espejismo de unos costes mínimos y baratos. (Rodrigues V., 2011)

Precio de los explosivos.

El costo de los explosivos es evidentemente un criterio de selección muy importante. En principio hay que elegir el explosivo más barato con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado (Rodrigues V., 2011).

Diámetro de carga.

De acuerdo a su velocidad de detonación varía fuertemente con el diámetro, como es el caso del Anfo; los explosivos gelatinosos y pulverulentos encartuchados se siguen usando en diámetros pequeños, pero en calibres de tipo medio están siendo sustituidos por los hidrogeles y emulsiones encartuchados.

Volumen de roca a volar.

Los volúmenes de excavación a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivos a efectuar dentro de las operaciones de arranque. En las obras de mayor envergadura las cantidades de explosivos pueden llegar a aconsejar su utilización a granel, ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, se reduce los costes de mano de obra dedicada a dicha operación y se aprovecha mejor el volumen de roca perforado.

Condiciones de seguridad.

Un punto de equilibrio, a veces no es fácil de lograr en un explosivo, es el binomio sensibilidad seguridad. Los explosivos gelatinosos tienen una alta sensibilidad, pero si en la pila de escombros queda un poco por algún motivo (desacoplamiento de taladros, rotura de cordón detonante, etc.), restos de explosivos y es necesario el empleo de maquinaria pesada: tractores de orugas o excavadoras, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Este problema se ha resuelto con el empleo de los hidrogeles y emulsiones que son insensibles a los golpes, fricción y estímulos subsónicos, pero poseen un grado de sensibilidad adecuada para la iniciación. (EXSA, 2009)

Problema de suministro.

Se debe tener en cuenta las posibilidades reales de suministro en función de la localización de los trabajos y puntos de abastecimiento de los explosivos. Asimismo, si se dispone lo propio será necesario considerar los tiempos de almacenamiento y las variaciones de las características explosivas de alguno de los productos

2.1.6. Costos de accesorios de perforación.

Los materiales que intervienen directamente con los costos de perforación son:

- Brocas, barrenos

- Barras de extensión
- Adaptador de culata
- Acoples
- Material de afilado de brocas

El costo de cada accesorio de perforación (en US\$/TM), se obtiene multiplicando su consumo específico (unid/TM) por su respectivo precio unitario.

2.1.7. Costos de materiales de voladura.

Tipos de materiales de voladura:

- a) Explosivos primarios (dinamita, ANFO, emulsión, etc.)
- b) Accesorios de voladura (iniciador, guía de seguridad, cordón detonante, etc.).
- c) Materiales de protección de voladuras.

El costo de cada explosivo o accesorio de voladura (US\$/TM), se obtiene multiplicando su consumo específico por su respectivo precio unitario.

2.1.8. Tipos de explosivos

Un explosivo es un compuesto químico o mezcla de componentes que, cuando es calentado, impactado, sometido a fricción o a choque, produce una rápida reacción exotérmica liberando una gran cantidad de gas y produciendo altas temperaturas y presiones en un breve instante de tiempo.

Los ingredientes utilizados en la fabricación de explosivos generalmente son: bases explosivas, transportadoras de oxígeno, combustibles, antiácido y absolventes, algunos ingredientes realizan más de una función en los explosivos.

Existen varios tipos de explosivos que son utilizados en canteras y en minería superficial, entre ellos están otra catalogación más elaborada se encuentra en (Pearson et al., 1994)

Dinamitas

En esta catalogación entran todas las mezclas de nitroglicerina, diatomita y otros componentes.

Geles

Entre estos se encuentran los geles explosivos, que son fabricados a partir de nitrocelulosa y nitroglicerina; el straight gel, fabricado a partir de los geles explosivos.

Combustibles gelatinizados

Este explosivo generalmente tiene una consistencia plástica y es de alta densidad; otro es el gel amoniacal (gel extra) y los semi-geles.

ANFO.

Es producido por la mezcla de pequeñas esferas o gránulos (conocida en el mercado de los explosivos como perlas) de nitrato de amonio poroso con gasoil. Debido a la estructura micro cristalina y micro-porosa del prill, este puede absorber hasta 11% de gasoil (solamente 5,7% es necesario). Para un óptimo desempeño del explosivo, la relación de masa entre prills de nitrato de amonio con respecto al gasoil (diésel) debería ser 94,3% na y 5,7% gasoil. Para efectos prácticos, 100 kg de nitrato de amonio poroso deberá mezclarse con 6 kilogramos de gasoil (7,5 L) para producir 106 kg de ANFO.

Emulsiones

Presentan las mismas características que los hidrogeles, pero mejoran sustancialmente la potencia y la resistencia al agua son los agentes explosivos de más reciente aparición. Es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable de un líquido inmiscible en otro.

TABLA 1: Características técnicas del (EXSA, 2009)

Emulsiones características técnicas	Unida	Tipo emulex-EXSA		
		Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80
Densidad relativa	g/cm ³	100 +/- 5%	112+/- 5%	114+/- 5%
Velocidad de detonación*	m/s.	4,700+/-	5700 +/-	5600 +/-
Presión de detonación	Bar	55	87	89
Energía	KJ/kg	2977	3385	4180
Potencia relativa en peso**	%	79	90	113
Potencia relativa en volumen	%	98	126	157
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8

Fuente: Catalogo de explosivos EXSA

2.1.9. Características técnicas de los explosivos empleados en el presente trabajo.

Las emulsiones que se tiene en la unidad son de la línea de explosivos FAMESA y EXSA y sus características se detallan en los siguientes cuadros.

TABLA 2: Características de las Emulsiones FAMESA

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	0.9	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonación (m/s)	4400	5800	5700	5500
	3500	4500	4400	4200
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso *** (%)	63	85	100	105
Potencia relativa en volumen *** (%)	75	120	145	155
Sensibilidad al fulminante	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 1/2 pulgadas de diámetro.

** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

*** potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Fuente: Catalogo de explosivos FAMESA

TABLA 3: Presentación de las Emulsiones FAMESA

PRESENTACIÓN	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza)	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
Emulnor 500 1"x7"	Cartón	318	25	26.5	45.0 x 37.0 x 33.7
Emulnor 500 1"x8"	Cartón	294	25	26.5	45.0 x 37.0 x 33.7
Emulnor 1000 1"x7"	Cartón	264	25	26.5	45.5 x 38.8 x 26.8
Emulnor 1000 1"x8"	Cartón	230	25	26.5	45.5 x 38.8 x 26.8
Emulnor 1000 1"x12"	Cartón	146	25	26.5	47.0 x 34.5 x 31.0
Emulnor 3000 1"x7"	Cartón	260	25	26.5	45.5 x 38.8 x 26.8
Emulnor 3000 1"x8"	Cartón	228	25	26.5	45.5 x 38.8 x 26.8
Emulnor 3000 1"x12"	Cartón	144	25	26.5	47.0 x 34.5 x 31.0
Emulnor 5000 1"x7"	Cartón	246	25	26.5	45.5 x 38.8 x 26.8
Emulnor 5000 1"x8"	Cartón	216	25	26.5	45.5 x 38.8 x 26.8
Emulnor 5000 1"x12"	Cartón	142	25	26.5	47.0 x 34.5 x 31.0

Fuente: Catalogo de explosivos FAMESA

2.1.10. Accesorios de voladura.

Carmex

El carmex es un accesorio que ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

El carmex está compuesto por los siguientes componentes:

- 01 fulminante común n° 8.

- Un tramo de mecha de seguridad.
- 01 conector para mecha rápida.
- 01 block de sujeción que viene a ser un seguro de plástico cuya función es asegurarla mecha rápida al conector garantizando con ello la hermeticidad del fulminante → mecha de seguridad → conector

2.3. Definiciones conceptuales.

2.3.1. Optimización de costos.

Las presiones económicas derivadas de la globalización, conllevan a crear estrategias para combatir las fluctuaciones imperantes en el mercado para lograr y mantener una competitividad basada en la satisfacción del cliente e incrementar la rentabilidad obteniéndose en función de lograr un gran número de clientes dispuestos a pagar el precio de los productos y mediante un constante control de los costos a través de la optimización de los mismos con una técnica de la contabilidad de gestión denominada Costo Objetivo (Target Costing).

2.3.2. Perforación y voladura.

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño metodológico

De acuerdo a la naturaleza del trabajo de investigación y por las características del estudio es de tipo experimental y descriptivo.

(Ávila A., 2001), la investigación experimental es la descripción y análisis de lo que será u ocurrirá en condiciones cuidadosamente controladas. El tipo de investigación es experimental, de causa-efecto, la causa básica será la formulación de la malla de perforación que busca como efecto una voladura efectiva que minimice las fallas.

(Ávila A., 2001), el método descriptivo tiene como objetivo describir y analizar sistemáticamente “lo que existe” con respecto a las variables o a las condiciones de una situación. En estos estudios se obtiene información acerca de las características y comportamiento actual o dentro de un periodo corto de tiempo, de los fenómenos, hechos y sujetos.

3.2. Descripción del método de Holmberg para un diseño de voladura

La necesidad de construir túneles, hace necesario el uso de taladros con diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayores cantidades. Para el diseño de perforación y voladura de túneles, Holmberg ha dividido el frente en cinco secciones: (A-E) diferentes; cada una de las cuales requiere un cálculo especial.

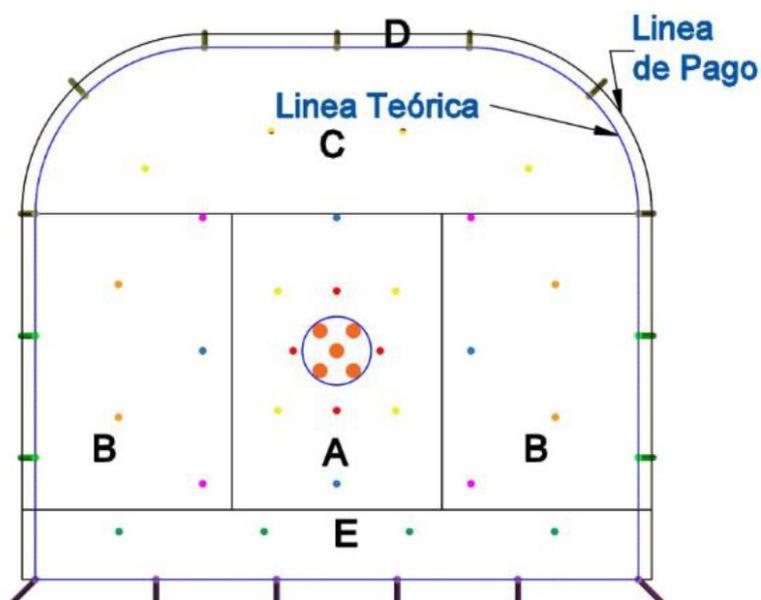


FIGURA 1: Túnel mostrando las cinco secciones establecidas por Holmberg

Fuente: (López J., 1984)

Donde:

- A. sección de corte (cut).
- B. sección de tajeo (stoping).
- C. sección de alza (stoping).
- D. sección de contorno (contour).
- E. sección de arrastre (lifters).

3.3. Cálculos para el diseño de perforación y voladura.

3.3.1. Área de la sección del túnel (m²):

Para el diseño de perforación y voladura primeramente de debe definir la sección del túnel, el área de la excavación estos datos son los primeros parámetros del diseño que nos servirá para los siguientes cálculos lo que se calculará con la siguiente ecuación:

$$Area (S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r)) \dots Ecuación N° 2$$

Donde:

S = Área de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

H = Alto del túnel.

r = Radio del arco de la bóveda

π = Valor constante

3.3.2. Perímetro o circunferencia del túnel (m):

Se calcula el perímetro de la sección de excavación y cuyo resultado es indispensable para los cálculos que continúan a este y se halla de acuerdo a la siguiente formula el cual esta acondicionado a la forma de excavación de nuestra labor.

$$P_{Perimetro} = (\pi * r) + 2 * (H_{Túnel} - r) + 2 * (A_{Túnel} - r) \dots \dots Ecuación N° 3$$

P = Perímetro de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

H = Alto del túnel.

r = Radio del arco de la bóveda

π = Valor constante

a) Cálculo de N° de taladros según la sección:

Luego calculamos el N° de taladros a perforar con la siguiente formula, la misma que también se aplica de acuerdo a nuestra sección de excavación, también se considera una constante que, de acuerdo al tipo de roca varia, se debe elegir el dato que corresponde a las características del macizo rocoso.

TABLA 4: Relación de la dureza de la roca con la distancia

DISTANCIAS ENTRE TALADROS			
ROCA DURA	0.5	0.55	0.53
ROCA INTERMEDIA	0.6	0.65	0.63
ROCA SUAVE	0.7	0.75	0.73

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

En el cuadro 2.5 tenemos los valores de “C”, coeficiente o factor de roca según tipo de roca que se tiene en los frentes de trabajo en nuestro caso se considera para un tipo de roca intermedia y con el valor que corresponde se calcula el número de taladros a perforar.

TABLA 5: Relación de la dureza de la roca con el coeficiente

COEFICIENTE O FACTOR DE ROCA C	
ROCA DURA	2
ROCA INTERMEDIA	1.5
ROCA SUAVE	1

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

b) Numero de Taladros:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (S * C) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 4$$

P = Perímetro de la sección del túnel.

S = Área del Túnel.

dt = Distancia entre taladros

C = Coeficiente o factor de roca (C)

π = Valor constante

3.3.3. Diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2):

El diámetro equivalente es aquel que se genera al fusionar todos los taladros de alivio y se considera como si fuera un solo taladro de alivio

$$\phi_2 = (\phi_1 * \sqrt{N}) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 5$$

ϕ_2 = *diámetro equivalente*

ϕ_1 = *diámetro de los taladros de alivio*

N = *Numero de los taladros de alivio*

Con N cantidad de taladros de alivio y su respectivo diámetro equivalente (ϕ_2), se puede lograr una perforación de longitud que da como resultado los cálculos respectivos, a este resultado se tiene que castigar con solo el 95% de eficiencia de perforación según Roger Holmberg.

$$L = 0.15 + 34.1 * (\phi_2) - 39.4 * (\phi_2)^2 \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 6$$

L = Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente

ϕ_2 = *diámetro equivalente*

3.3.4. Longitud de avance requerido por disparo "I":

Es la longitud que se debe alcanzar en la perforación de acuerdo a la longitud efectiva de barra que se está empleando, y se asumirá como aceptable el 95% de eficiencia de perforación.

$$L = 0.95 * H_{\text{Longitud de barra efectiva}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 7$$

donde:

L = Longitud de taladro requerido

H = Longitud de barra efectiva

3.3.5. Error de perforación (Ψ).

Los errores de perforación afectan directamente en el diseño de mallas y se manifiestan en la variación del burden, espaciamento, y esto a su vez afecta en la fragmentación del material a romper, avance lineal de la voladura y está relacionado directamente con la eficiencia de la voladura.

$$\Psi = (\alpha * L) - e \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 8$$

Donde:

Ψ = Error de perforación

L = Profundidad del taladro

α = Desviación angular

e = Error de emboquille o empate

3.4. Diseño de arranque con cuatro secciones.

Lopez Jimeno, (2001). Es el esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros en paralelos ver Figura: 2.

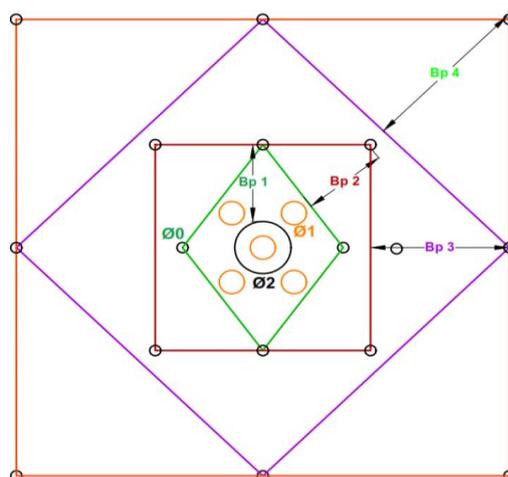


FIGURA 2: Arranque de cuatro secciones

Fuente: (Lopez J., 2001)

Burden equivalente por principio de longitud de arco "Be":

El burden equivalente es la distancia medida entre el diámetro equivalente y el taladro cargado de eje a eje y el cálculo para nuestro diseño se realiza de acuerdo a lo planteado.

$$B_{e-máximo} = \frac{\pi * \phi_2}{2} \dots \dots \dots Ecuación N^{\circ} 9$$

Donde:

$B_{e-máximo}$ = Burden equivalente

π = Valor constante

ϕ_2 = Diámetro equivalente

Burden practico Bp:

$$B_p = B_{e Máx} - \Psi \dots \dots \dots Ecuación N^{\circ} 10$$

Donde:

B_p = Burden práctico en arranque

$B_{e\text{ Máx}}$ = Burden máximo en arranque

Ψ = Error de perforación

Burden práctico (a)

$$B_{\text{práctico (a)}} = B_{\text{Práctico}} + 0.01 \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 11$$

Donde:

$B_{\text{práctico (a)}}$ = Burden práctico (a)

$B_{\text{Práctico}}$ = Burden práctico en arranque

0.01 = Factor de adecuación a nuestro diseño

Burden práctico (b)

$$B_{\text{práctico (b)}} = B_{\text{Práctico}} + 0.01 \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 12$$

Donde:

$B_{\text{práctico (b)}}$ = Burden práctico (b)

$B_{\text{Práctico}}$ = Burden práctico en arranque

0.01 = Factor de adecuación a nuestro diseño

Longitud de X_a y X_b , para calcular el ancho de abertura'' $Ah0$ '':

Longitud de X_a

$$X_a = \frac{\phi_2}{2} + B_{\text{Práctico}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 13$$

Donde:

X_a = Longitud medido desde el centro del arranque

\emptyset_2 =Diámetro equivalente

$B_{Pr\acute{a}ctico}(a)$ = Burden práctico (a)

Longitud de X_b

$$X_b = \frac{\emptyset_2}{2} + B_{Pr\acute{a}ctico} \dots\dots\dots Ecuación N^\circ 14$$

Donde:

X_b = Longitud medido desde el centro del arranque

\emptyset_2 =Diámetro equivalente

$B_{Pr\acute{a}ctico}(b)$ = Burden práctico (b)

Ancho de abertura " A_{h0} " de acuerdo con la siguiente ecuación

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \dots\dots\dots Ecuación N^\circ 15$$

Donde:

A_{h0} = Ancho de abertura de los taladros de arranque

X_a = Longitud medido desde el eje del taladro de alivio

X_b = Longitud medido desde el eje del taladro de alivio

El ancho de abertura es la cavidad que se generará con la voladura de los taladros de arranque, esta abertura quedará vacía después de culminar el proceso de detonación de los cuatro taladros.

Consumo específico de explosivos “C.E.” formula modificada de (Ashby J., 1980):

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * TAN(\frac{GSI + 15}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}} \dots\dots\dots Ecuación N° 16$$

Donde:

- CE = Consumo específico de explosivos
- ρ_r = Densidad de roca dato del depto de geomecanica
- GSI = Según la caracterización geomecanica
- RQD = Según la caracterización geomecanica

Constante de roca "C" sueco por la siguiente formula:

$$C = 0.8784 * (CE) + 0.052 \dots\dots\dots Ecuación N° 17$$

Donde:

- C = Factor de roca Suecia
- CE = Consumo específico de explosivos

Grado de fragmentación

Para predecir el grado de fragmentación se calcula el factor de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$AF_{roc} = 96.667 * (CE)^3 - 138.5 * (CE)^2 + 75.883 * CE - 4.41 \dots\dots Ecc. N° 18$$

Donde:

- AF_{roc} = Factor de roca

CE = Consumo específico de explosivos

Factores complementarios índice de volabilidad “B.I.”:

$$B.I. = \frac{CE}{0.004} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 19$$

Donde:

$B.I.$ = Índice de volabilidad

CE = Consumo específico de explosivos

0.004 = Constante

Factor de energía “F.E.”:

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F.E. = 30 * CE \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 20$$

Donde:

$F.E.$ = Factor de energía

CE = Consumo específico de explosivos

Densidad de carga en el arranque “ q_0 ”:

La densidad de carga nos da la medida de llenado de un determinado taladro en su respectivo cuadrante. Se considera un llenado perfecto sin dejar espacio vacío en el taladro lo cual se define como una densidad de carguío = 1.

$$q_0 = 55 * \phi_1 * \left[\frac{B_e}{\phi_2} \right]^{1.5} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \left[\frac{1}{RWS_{ANFO}} \right] \dots \text{Ecuación N}^\circ 21$$

Donde:

q_0 = Densidad de carga inicial(arranque)

\emptyset_1 = Diámetro de taladro de producción

B_e = Burden equivalente

\emptyset_2 = Diámetro equivalente

C = Constante de roca suecia

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

Longitud de taco con la ecuación:

$$L_{Taco} = 10 * \emptyset_0 \dots \dots \dots Ecuación N^\circ 22$$

Donde:

L_{Taco} = Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

\emptyset_0 = Diámetro del taladro de producción

Longitud de carga en el arranque:

La longitud de carga nos indica que, de toda la longitud del taladro, L_c solamente estará cargado de explosivos esto considerando el factor de confinamiento del explosivo al taladro y se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{Carga} = L - L_{Taco} \dots \dots \dots Ecuación N^\circ 23$$

Donde:

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

L = Longitud de taladro

L_{Taco} = Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

Número de cartuchos/taladro en el arranque

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque se considera también que tipo de explosivos se empleara en esta primera etapa de la detonación del frente con respecto a la potencia relativa con respecto al ANFO. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = \frac{q_0 * L_{carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo}(1x8)} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 24$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ de cartuchos}$ = Cantidad de cartuchos por taladro

q_0 = Densidad de carga inicial(arranque)

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

$P_{cartucho}$ = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Masa explosiva "Qe" utilizado por taladro en el arranque.

Es la cantidad en kg de explosivo empleado por taladro en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_e = q_0 * L_{carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 25$$

Donde:

Q_e = Masa de explosivo utilizado/taladro

q_0 = Densidad de carga inicial(arranque)

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

Predicción de fragmentación "X" por el método Kuz Ram (Choque E., 2016).

La interpretación de este resultado, indica el grado de fragmentación de la roca después de la voladura es decir predice el diámetro de los fragmentos para prevenir problemas

de boloneo y/o banqueo ya que este material será extraído de mina mediante tolvas y este a su vez tendrá dispuesto una parrilla con una abertura de 20 x 20 centímetros.

$$X = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}} \dots \dots \dots Ecuación N° 26$$

Donde:

X = Tamaño medio de los fragmentos

$A_{F.roc}$ = Factor de roca

Q_e = Masa de explosivo utilizado/taladro

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$K = C.E$ = Factor triturante

3.5. Cálculos para el 1° cuadrante.

Cálculo de burden "Bmax 1" en el 1° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho (A_{h0}). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q_0), entonces el valor del burden en el 1° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{max1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_c * C}} \right] \dots \dots \dots Ecuación N° 27$$

Donde:

B_{max1} = Burden máximo en el 1° cuadrante

A_{h0} = Ancho de abertura de los taladros de arranque

q_0 = Densidad de carga inicial(arranque)

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

ϕ_1 = Diámetro de taladro de producción

C = Constante de roca Suecia

Cálculo de "Bp 1" en el 1° cuadrante.

El burden práctico 1 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del primer cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah0

$$B_{p1} = (B_{max1} - \Psi) - 0.02 \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 28}$$

Donde:

B_{p1} = Burden práctico en el 1° cuadrante

B_{max1} = Burden práctico en el 1° cuadrante

Ψ = Error de perforación

0.07 = Factor de adecuación a nuestro diseño

Calculamos longitud de X_c y X_d de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 29}$$

Donde:

$X_c = X_d$ = Longitud de la línea de (ah0) hacia la esquina del 1° cuadrante

A_{h0} = Ancho de abertura de los taladros de arranque

B_{p1} = Burden práctico en el 1° cuadrante

Cálculo de ancho de abertura en el 1° cuadrante:

El ancho de abertura es la medida de un lado de la sección que queda después de la voladura del arranque, primer cuadrante, segundo cuadrante, así sucesivamente tal como se puede observar en la Figura 2.31. Se trata de un triángulo recto por lo cual se utiliza el teorema de Pitágoras para poder determinar la longitud del ancho de abertura (ah 1).

$$A_{h\ 1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 30}$$

Donde:

$A_{h\ 1}$ = Ancho de abertura 1° cuadrante

$X_c = X_d$ = Longitud de la línea de (ah0) hacia la esquina del 1° cuadrante

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante.

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{h\ 0}}{2 * B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}}))^{1.5}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 31}$$

Donde:

q_1 = Densidad de carga lineal en el primer cuadrante

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción

$B_{\text{max } 1}$ = Burden máximo en el 1° cuadrante

C = Constante de roca Suecia

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$A_{h\ 0}$ = Ancho de abertura de los taladros de arranque

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

$$N^{\circ} = \frac{q_1 * L_{carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 32$$

Donde:

N° de cartuchos = Cantidad de cartuchos por taladro

q_1 = Densidad de carga inicial(arranque)

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

$P_{cartuchu}$ = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

Es la cantidad en kilogramos utilizados en un taladro del primer cuadrante y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e1} = q_1 * L_{carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 33$$

Donde:

Q_{e1} = Masa de explosivo utilizado/taladro

q_1 = Densidad de carga inicial(arranque)

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

3.6. Cálculos para el 2° cuadrante.

Diseño y, Cálculo de burden "BMax 2" en el 2° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho (ah1). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q 0), entonces el valor del burden en el 2° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{\max 2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right] \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 34$$

Donde:

$B_{\max 2}$ = Burden máximo en el 2º cuadrante

A_{h1} = Ancho de abertura de los taladros de arranque

q_0 = Densidad de carga inicial(arranque)

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

ϕ_1 = Diámetro de taladro de producción

C = Constante de roca Suecia

Cálculo de "Bp 2" en el 2º cuadrante.

El burden práctico 2 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del segundo cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah1.

$$B_{p2} = (B_{\max 2} - \Psi) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 35$$

Donde:

B_{p2} = Burden práctico en el 2º cuadrante

$B_{\max 2}$ = Burden práctico en el 2º cuadrante

Ψ = Error de perforación

Calculamos la longitud de X e y X f:

$$X_e = X_f = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 36$$

Donde:

$X_e = X_f =$ Longitud de la línea de (ah0) hacia la esquina del 1° cuadrante

$A_{h1} =$ Ancho de abertura de los taladros de arranque

$B_{p2} =$ Burden práctico en el 1° cuadrante

Cálculo de ancho de abertura en el 2° cuadrante:

$$A_{h2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2} \quad \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 37}$$

Donde:

$A_{h2} =$ Ancho de abertura 1° cuadrante

$X_e = X_f =$ Longitud del centro hacia la esquina del 2° cuadrante

Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante.

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{sen}(\text{arctang}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ cuadrante}}}))^{1.5}} \quad \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 38}$$

Donde:

$q_2 =$ Densidad de carga lineal en el segundo cuadrante

$\phi_0 =$ Diámetro del taladro de producción

$B_{\text{max}2} =$ Burden máximo en el 2° cuadrante

$C =$ Constante de roca Suecia

$RWS_{\text{ANFO}} =$ PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$A_{h1} =$ Ancho de abertura de los taladros de arranque

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante

$$N^{\circ} = \frac{q_2 * L_{carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 39$$

Donde:

N° de cartuchos = Cantidad de cartuchos por taladro

q_1 = Densidad de carga lineal en le 2° cuadrante

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

$P_{Cartuchu}$ = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante

Es la cantidad en kilogramos utilizados en un taladro del segundo cuadrante y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e2} = q_2 * L_{carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 40$$

Donde:

Q_{e2} = Masa de explosivo utilizado por taladro

q_2 = Densidad de carga lineal en el 2° cuad.

L_{carga} = Longitud que esta ocupado por el explosivo

3.7. Cálculos para el 3° cuadrante.

Diseño y, Cálculo de burden "BMax3" en el 3° cuadrante

Para el cálculo de esta sección se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho (Ah 2). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q_0), entonces el valor del burden en el 3° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{\max 3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right] \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 41$$

Donde:

$B_{\max 3}$ = Burden máximo en el 3° cuadrante

$A_{h 2}$ = Ancho de abertura en el 2° cuadrante

q_0 = Densidad de carga inicial(arranque)

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

ϕ_1 = Diámetro de taladro de producción

C = Constante de roca Suecia

Cálculo de "Bp 2" en el 3° cuadrante.

El burden práctico 3 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del 3° cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah2.

El burden práctico 3 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p 3} = B_{Max 2} - \Psi \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 42$$

Donde:

$B_{p 3}$ = Burden práctico en el 3° cuadrante

$B_{\max 3}$ = Burden máximo en el 3° cuadrante

Ψ = Error de perforación

Calculamos la longitud de Xg y Xh:

$$X_g = X_h = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p 3} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 43$$

Donde:

$X_g = X_h =$ Longitud de la línea de (ah0) hacia la esquina del 2° cuadrante

$A_{h2} =$ Ancho de abertura de los taladros de arranque

$B_{p3} =$ Burden práctico en el 1° cuadrante

Cálculo de ancho de abertura en el 3° cuadrante:

$$A_{h3} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 44}$$

Donde:

$A_{h3} =$ Ancho de abertura 1° cuadrante

$X_g = X_h =$ Longitud del centro hacia la esquina del 2° cuadrante

Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante.

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 3^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{h2}}{2 * B_{\text{Max } 3^\circ \text{ cuadrante}}})^{1.5})} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 45}$$

Donde:

$q_3 =$ Densidad de carga lineal en el segundo cuadrante

$\phi_0 =$ Diámetro del taladro de producción

$B_{\text{max}3} =$ Burden máximo en el 2° cuadrante

$C =$ Constante de roca Suecia

$RWS_{\text{ANFO}} =$ PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$A_{h2} =$ Ancho de abertura de los taladros de arranque

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante

$$N^{\circ} = \frac{q_3 * L_{carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 46$$

Donde:

N° de cartuchos = Cantidad de cartuchos por taladro

q_3 = Densidad de carga lineal en le 3° cuadrante

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

$P_{cartuchu}$ = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 3° cuadrante

Es la cantidad en kilogramos utilizados en un taladro del segundo cuadrante y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e3} = q_3 * L_{carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 47$$

Donde:

Q_{e3} = Masa de explosivo utilizado por taladro

q_3 = Densidad de carga lineal en el 2° cuad.

L_{carga} = Longitud que esta ocupado por el explosivo

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes

Esta comprobación se realiza con la siguiente ecuación:

$$A_{h3} \leq \sqrt{L} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 48$$

Donde:

A_{h2} = Ancho de abertura en el 2° cuadrante

L = Longitud del taladro o profundidad

La longitud lateral del ultimo cuadrante es decir el (ah 3) ancho de abertura del 3° cuadrante, no debe ser mayor a la raíz cuadrada del avance o profundidad del taladro. Si se da lo contrario es que ya no se requiere diseñar más cuadrantes en el frente.

3.8. Cálculos para taladros de hastiales o paredes.

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales

$$B_{Max\ Astiales} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \dots \dots \dots Ecuación N° 49$$

Donde:

$B_{max\ Ast.}$ = Burden máximo en el 3° cuadrante

q_0 = Densidad de carga inicial(arranque)

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

f = Factor de fijación (tajeo horizontal)

S/B = Factor de fijación (tajeo horizontal)

Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales

Calculamos burden práctico para taladros de hastiales con la siguiente ecuación:

$$B_{Práctico\ Hastial} = \frac{0.2755 * A_{Tunel}}{2\ Flancos} \dots \dots \dots Ecuación N° 50$$

Donde:

$B_{Práctico\ Hastial}$ = Burden práctico para taladros de hastiales

$A_{Tunnel} = \text{Ancho del túnel}$

Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales

Es la longitud del segmento vertical donde irán ubicados los taladros para hastiales, según el espaciamiento y cantidad de taladros calculados, con la siguiente ecuación:

$$H_{Dispon. Hastial} = H_{Tunnel} - r \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 51}$$

Donde:

$H_{Dispon. Hastial} = \text{Altura disponible para tal. de hastiales}$

$H_{Tunnel} = \text{Longitud o alto del túnel}$

$r = \text{Radio del baúl del túnel}$

Cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales

Los taladros de los hastiales estarán espaciados de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{Taladro Hastial} = 0.3345 * H_{Dispon. Hastial}^{\mathcal{V}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 52}$$

Donde:

$S_{Taladro Hastial} = \text{Espaciamiento de taladros de hastiales}$

$H_{Dispon. Hastial} = \text{Altura disponible para tal. de hastiales}$

Cálculo de N° de taladros para los hastiales

El número de taladros para los hastiales se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{Taladros Hastial} = \left(\frac{H_{Dispon. Hastial}}{\left(\frac{S}{B} \right)} \right) \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 53}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{Taladros Hastial}} = \text{Número de taladros para los hastiales}$

$H_{\text{Dispon. Hastial}} = \text{Altura disponible para tal. de hastiales}$

$S/B = \text{Factor de fijación (tajeo horizontal)}$

Cálculo de ancho de abertura de hastiales

El ancho de abertura que generará los taladros de los hastiales será igual a la longitud de la altura disponible en los hastiales de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_h \text{ Hastiales} = H_{\text{Dispon. Hastial}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 54$$

Donde:

$A_h \text{ Hastiales} = \text{Ancho de abertura de tal. hastiales}$

$H_{\text{Dispon. Hastial}} = \text{Altura disponible en los hastiales}$

Cálculo de la densidad de carga (q_4) en los taladros de hastiales

$$q_4 \text{ Taladro hastial} = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max hastiale}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_h \text{ hastiales}}{2 * B_{\text{Max hastiales}}}))^{1.5}} \dots \dots \dots \text{cc. 55}$$

Donde:

$q_4 = \text{Densidad de carga en tal. de hastiales}$

$\phi_0 = \text{Diámetro del taladro de producción}$

$B_{\text{max hast}} = \text{Burden máximo en el 2}^{\circ} \text{ cuadrante}$

$C = \text{Constante de roca Suecia}$

$RWS_{\text{ANFO}} = \text{PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO}$

$A_{h\text{ hast}}$ = Ancho de abertura de los taladros de arranque

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_4 \text{ Taladro hastial} * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots \dots \text{Ecuación 56}$$

Donde:

N° de cartuchos = Cantidad de cartuchos por taladro

$q_4 \text{ tal hast}$ = Densidad de carga lineal en tal. hastiales

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

P_{Cartucho} = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales ($Q_e \text{ hastial}$)

$$Q_e \text{ hastial} = q_4 * L_{\text{Carga}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 57$$

Donde:

$Q_e \text{ hastial}$ = Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de hastiales

$q_4 \text{ tal hast}$ = Densidad de carga lineal en tal. hastiales

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

3.9. Cálculos para taladros de corona o techo.

Para la voladura en los contornos en este caso techo o corona se realizará voladura controlada (smooth blasting), ya que con esta técnica los daños en el techo o corona y en las paredes se minimizan por experiencia de campo (Pearson, 1973) y establece el espaciamiento en función general del diámetro del taladro de producción.

Cálculo de espaciamento en taladros de corona

El espaciamento de los taladros en la corona, cuando se realiza voladura controlada se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{Corona} = K * \Phi_0 \dots \dots \dots Ecuación N° 58$$

Donde:

S_{Corona} = Espaciamento de los taladros en la corona o techo

K = Constante que toma valores entre {15,16}

Φ_0 = Diámetro del taladro de producción

Cálculo de burden máximo para taladros de corona.

El burden máximo para los taladros de la corona, cuando se realiza voladura controlada es calculado por la siguiente relación de espaciamento y burden ($s/b = 0.80$), donde s/b debe ser menor a 1, entonces el burden máximo se calcula con la siguiente relación:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \dots \dots \dots Ecuación N° 59$$

$$B_{Max. Corona} = \frac{S}{0.80}$$

Donde:

$B_{Max. Corona}$ = burden máximo para taladros de corona

Cálculo de burden práctico para taladros de corona

$$B_{Práct. Corona} = B_{Máx. Corona} - L * \text{sen}Y - \Psi \dots \dots \dots Ecuación N° 60$$

Donde:

$B_{Práct. Corona} = Burden\ práctico\ para\ tal.\ corona$

$L = Profundidad\ del\ taladro$

$\gamma = Angulo\ de\ los\ taladros\ de\ contorno$

$\Psi = Error\ de\ perforación$

Cálculo de N° de taladros para la corona

El número de taladros para la corona o techo, se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{Taladros\ Corona} = \left(\frac{A_{Tunel}}{B_{Max.\ Corona} * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \dots \dots \dots Ecuación\ N^{\circ}\ 61$$

Donde:

$N^{\circ}_{Taladros\ Hastial} = Número\ de\ taladros\ para\ los\ hastiales$

$A_{Tunel} = Ancho\ del\ túnel$

$B_{Max.\ Corona} = burden\ máximo\ para\ taladros\ de\ corona$

$S/B = Relación\ espaciamento\ y\ burden\ para\ contornos$

Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona

La densidad de carga lineal al realizar voladura controlada en los contornos se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$q_{5\ Corona} = 90 * \phi_0^2 \dots \dots \dots Ecuación\ N^{\circ}\ 62$$

Donde:

$q_{5\ Corona} = Densidad\ de\ carga\ explosiva\ en\ la\ corona$

$\phi_0 = Diámetro\ del\ taladro\ de\ producción$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en la corona

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_{5 \text{ Corona}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \text{ .Ecuación 63}$$

Donde:

N° de cartuchos = Cantidad de cartuchos por taladro

$q_{5 \text{ Corona}}$ = Densidad de carga lineal en tal. coronas

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

P_{Cartuchu} = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales (Q_e hastial)

$$Q_e \text{ Corona} = q_{5 \text{ Corona}} * L_{\text{Carga}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 64$$

Donde:

$Q_e \text{ Corona}$ = Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de corona

$q_{5 \text{ Corona}}$ = Densidad de carga lineal en la corona

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

3.10. Cálculos para taladros de arrastre o piso.

Para determinar los cálculos respectivos en los taladros de arrastre se debe de considerar los valores ($f = 1.45$), ($S/B = 1$) y de acuerdo con estos datos procedemos a los cálculos.

$$B_{\text{Max Arrastre}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 65$$

Donde:

$B_{Max\ Arrastre} = Burden\ máximo\ para\ tal.\ Arrastre$

$q_0 = Densidad\ de\ carga\ inicial$

$RWS_{ANFO} = PRP\ del\ explosivo\ empleado$

$f = Factor\ de\ fijación\ para\ tal.\ de\ arrastre$

$\frac{S}{B} = Relación\ espaciamento\ y\ burden\ para\ tal.\ de\ arrastre$

$C = Factor\ de\ roca\ corregido\ para\ taladros\ de\ tajeo$

Cálculo de burden práctico para taladros de arrastre o piso

$$B_{Práct. Arrastre} = B_{Máx. Arrastre} - L * \text{sen}Y - \Psi \dots\dots\dots Ecuación N° 66$$

Donde:

$B_{Práct. Arrastre} = Burden\ práctico\ para\ tal.\ arrastre$

$B_{Máx. Arrastre} = Burden\ máximo\ en\ tal.\ arrastre$

$L = Profundidad\ del\ taladro$

$Y = Angulo\ de\ los\ taladros\ de\ contorno$

$\Psi = Error\ de\ perforación$

Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso

$$N^{\circ} Taladros\ de\ piso = \left(\frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{sen}(Y)}{B_{Máx. Arrastre} * (S/B)} \right) + 2 \dots\dots\dots Ecuación N° 67$$

Donde:

$N^{\circ} Taladros\ de\ piso = Número\ de\ taladros\ para\ arrastre$

$A_{Tunel} = \text{Ancho del túnel}$

$L = \text{Profundidad del taladro}$

$Y = \text{Angulo de los taladros de contorno}$

$B_{Máx. Arrastre} = \text{Burden máximo en taladro de Arrastre}$

$\frac{S}{B} = \text{Relación espaciamento y burden para tal. de arrastre}$

Cálculo de espaciamento para taladros (centrales) de arrastre

$$S_{Tal. Arrastre} = \left(\frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{sen}(Y)}{N^{\circ}_{Taladros Arrastre} - 1} \right) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 68$$

Donde:

$S_{Tal. Arrastre} = \text{Espaciamento de taladros de arrastre}$

$A_{Túnel} = \text{Longitud o ancho del túnel}$

$L = \text{Profundidad del taladro}$

$Y = \text{Angulo de los taladros de contorno}$

$N^{\circ}_{Taladros de piso} = \text{Número de taladros para arrastre}$

Cálculo de espaciamento para taladros (esquinas) de arrastre

$$S_{Tal. Arrastre Esquinas} = 0.97 * (A_{Túnel} * \text{sen}(Y)) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 69$$

Donde:

$S_{Tal. Arrastre Esquinas} = \text{Espaciamento de taladros de arrastre en las esquinas}$

$A_{Túnel} = \text{Longitud o ancho del túnel}$

$Y = \text{Angulo de los taladros de contorno}$

Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre

$$A_{h \text{ arrastre}} = A_{Túnel} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 70$$

Donde:

$$A_{h \text{ arrastre}} = \text{Ancho de abertura de Tal. de arrastre}$$

$$A_{Túnel} = \text{Longitud o ancho del túnel}$$

Cálculo de la densidad de carga (q 9) en los taladros de arrastre

$$q_{6 \text{ Arrastre}} = \frac{32.3 * \Phi_0 * C * B_{Max. \text{ arrastre}}}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arctang}(\frac{A_{h \text{ arrastre}}}{2 * B_{Máx. \text{ arrastre}}}))} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 71$$

Donde:

$$q_{6 \text{ Arrastre}} = \text{Densidad de carga en tal. de arrastre}$$

$$\Phi_0 = \text{Diámetro del taladro de producción}$$

$$B_{max \text{ arrastre}} = \text{PRP del explosivo a emplear}$$

$$C = \text{Factor de roca corregida para taladros de tajeo}$$

$$RWS_{ANFO} = \text{PRP del explosivo a emplear}$$

$$A_{h \text{ arrastre}} = \text{Ancho de abertura en arrastre}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre

$$N^\circ_{\text{cartuchos}} = \frac{q_{6 \text{ Arrastre}} * L_{Carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 72$$

Donde:

$$N^\circ \text{ de cartuchos} = \text{Cantidad de cartuchos por taladro}$$

$$q_{\text{arrastre}} = \text{Densidad de carga lineal en tal. arrastre}$$

$L_{Carga} =$ Longitud ocupado por el explosivo

$P_{Cartuchu} =$ Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de arrastre (Q_e arrast.)

$$Q_e \text{ Arrastre} = q_6 \text{ Arrastre} * L_{Carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 73$$

Donde:

$Q_e \text{ Arrastre} =$ Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de arrastre

$q_6 \text{ Arrastre} =$ Densidad de carga lineal en taladros de arrastre

$L_{Carga} =$ Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

3.11. Operacionalización de variables.

TABLA 6: Variables independientes y dependientes

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
VARIABLES INDEPENDIENTES	Resistencia a la compresión.	Mpa
	Densidad de la roca	Gr/cm3
	Calidad del macizo rocoso	texto
	Discontinuidades	metros
	Fallas	metros
VARIABLES DEPENDIENTES	Estructuras	metros
	Burden	metros
	Espaciamiento	metros
	Numero de taladros	pies perforados
	Carga explosiva	Kg/taladro
	Longitud del taladro	metros
	Diámetro del taladro	metros

Fuente: Tesista.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Caracterización del área de estudio.

4.1.1. Ubicación.

El yacimiento minero Las Águilas, se encuentra ubicado en el paraje Koripuna, distrito de Ocuvi, provincia de Lampa, departamento de Puno, aproximadamente a 14 Km. (al SE del distrito de Ocuvi) (Anexo N° 1). Las instalaciones de la concesión minera tienen como coordenadas UTM (sistema WGS – 84): E – 309 908 y N – 8 312 041 con Cota 4 300 m.s.n.m.

TABLA 7: Acceso hacia el proyecto LAS ÁGUILAS

TRAMO		DISTANCIA	TIPO DE VIA
Juliaca	Ayaviri	104 Km.	Asfaltada
Ayaviri	Chuquibambilla	18 Km.	Asfaltada
Chuquibambilla	Llalli	25 Km.	Afirmada
Llalli	U. M. Las Águilas	35 Km.	Trocha
TOTAL, Juliaca - U. M. Las Águilas		182 Km.	

Fuente: Tesista

Posee un clima generalmente frío y seco desde mayo hasta noviembre, y son muy remarcadas los vientos que ocurren de mayo a octubre. La temperatura promedio durante el año es de 08°C a 10°C.

4.2. Geología general

4.2.1. Mesozoico

Formación Ayavacas: A 3 km al oeste y a 7 km al norte del poblado Ocuvi, existen pequeños afloramientos de calizas gris azuladas de grano fino, estratificación caótica y escasamente fosilífera dentro de una secuencia de escasos Limo Arcillas y Lodolitas. Debido a su poca extensión superficial y por la cobertura mayormente volcánica no se pueden distinguir otros rasgos litológicos o estructurales y ésta es la única formación calcárea en el área la Unidad Minera Las Águilas.

4.2.2. Cenozoico

Grupo Puno: La localidad de Ocuvi se encuentra ubicada sobre estas rocas que consiste en una secuencia de areniscas arcósicas con conglomerados, escasas limolitas y calizas acompañadas de pequeños horizontes tufáceos.

Grupo Tacaza: El grupo Tacaza en la región, es una consecuencia constituida por depósitos de ambiente lagunar y derrames volcánicos de naturaleza lávica, piroclástica y aglomerádica de edades del terciario medio a superior. Sin embargo, localmente se emplazan volcánicos andesíticos, en general de color gris verdosa con fenocristales blanquecinos feldespáticos donde en algunos lugares la meteorización le da apariencia rojiza oscura por la descomposición de los minerales ferro magnesianos. Este es el tipo de roca huésped de la mineralización en la mina Las Águilas.



FIGURA 3: Crestas de lava andisítica en forma de Águilas

Fuente: Tesista.

En la figura 3 se presenta crestas de lava andisítica dando la forma de águilas, de ahí la denominación de la unidad minera.

Grupo Palca: Este grupo toma el nombre del poblado de Palca, carretera de Águilas hacia Lampa, pasando por la Vila Vila. Es una secuencia mayormente ignimbrítica que descansa en discordancia angular sobre el Grupo Tacaza. Los afloramientos principales de este grupo se encuentran claramente expuestas al sur y este del poblado de Ocuvi, y al extremo SE de nuestra área donde se describe la geología regional. Los planos de juntas que presentan estas rocas facilitan la erosión formándose zanjas y dando un aspecto de fracturamiento en los afloramientos produciéndose bordes prominentes.

4.2.3. Depósitos cuaternarios

Depósitos Morrénicos: Constituidos por fragmentos de rocas volcánicas del grupo Tacaza de diferente clasificación granulométrica y que se encuentran depositadas en las laderas de los cerros con moderada pendiente y también como cobertura de las veta Úrsula, de manera que el nivel 4369 en su desarrollo hacia el norte llega a acortarlo por

debajo de los 5 a 10 metros de la superficie, a manera de un pequeño “Valle Glaciar”. Estos depósitos ocultan los probables afloramientos de la estructura de la veta Úrsula y del sistema de fracturamiento que emplazan mineralización de sulfuros.

4.2.4. Geología estructural

Evidentemente el principal control estructural es la tendencia del fracturamiento local de rumbo NE – SW que son de pre-mineralización y que sirvieron de canales de emplazamiento de los fluidos mineralizantes de las GL 910 SW y GL 885 SW se ubican en rocas volcánicas de andesitas brechadas.

4.3. Geología económica

4.3.1. Alteraciones hidrotermales

La roca colindante con la brecha presenta mayormente halos de argilización moderada, con fuerte cloritización y débil propilitización, y zonas puntuales de moderada silicificación. Las alteraciones secundarias o meteóricas mayormente se manifiestan como limonitización y hematización que posiblemente prevengan de la descomposición de los minerales ferrosos de la roca y de la pirita primaria emplazada con los otros sulfuros de plomo y zinc.

4.3.2. Mineralogía

Los minerales de mena son la galena, blenda rubia, escasa calcopirita y oro (asociado a la calcopirita). Los minerales de ganga son pirita finamente diseminada, especularita, calcita y cuarzo en vetillas y menor proporción.

Los minerales guías de la veta Ursula (GL 060 SW, GL 910 SW y GL 885 SW.), son la especularita en buena proporción, calcita y cuarzo en vetillas ligadas a las zonas de mayor concentración de sulfuros económicos.

4.3.3. Estructuras mineralizadas.

GL 910 SW y GL 885 SW., se desarrolla en rocas volcánicas de naturaleza lávica y de composición andesítica con textura porfirítica de granulometría media a fina. La zona de fracturamiento con rumbo NE – SW ha emplazado un auto-brechamiento volcánico de clastos sub-angulosos de tamaños centimétricos hasta decimétricos y que debido a su naturaleza porosa y permeable se ha mineralizado por eventos hidrotermales rellenando los bordes de los clastos, las micro fracturas de los clastos y también han diseminado finamente dentro de la misma masa de la auto-brecha, y en algunas zonas de mayores aberturas porosas el mineral se ha emplazado en forma masiva dando la impresión de ser “clastos” de mineral de sulfuros de plomo y zinc.



FIGURA 4: Mineralización de la Veta Úrsula

Fuente: Tesista.

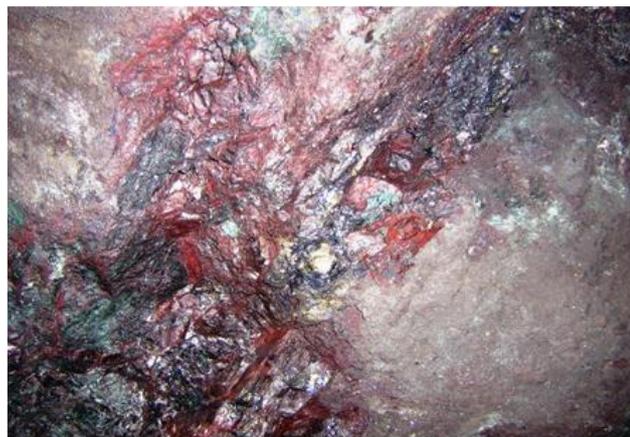


FIGURA 5: Mineralización de la Veta Úrsula

Fuente: Tesista.

4.4.Resultados de perforación y voladura.**HOJA DE DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA**

Labor	GL 910 SW - GL 885 SW	
Veta	VETA URSULA	
GSI	32	
RQD	45	
RMR	37	
Densidad de roca	2.4	TM/m ³
Ancho de labor sostenida	2.1	m
Altura de labor sostenida	2.1	m
Tipo de roca	ANDESITA BRECHADA	
Equipo de perforación	JACK LEG	
Longitud de barreno	5	
Diámetro de taladro vacío (m)	0.0381	
Diámetro de taladros cargados (m)	0.0381	
Tipo de explosivo	Emulnor de 1000	
Diámetro de cartucho	25.4	mm
Longitud de cartucho	0.2032	m
Densidad relativa del explosivo	1.13	g/cm ³
Velocidad de detonación	5800	m/s
Presión de detonación	95	Kbar
Volumen normal de gases generados	920	L/Kg
Resistencia al agua	Excelente	

4.5. Cálculo de malla de perforación y voladura.

Cálculo del área de la sección de la galería (m)²

$$Area (S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r))$$

$$Area (S) = \left(\frac{3.1416 * 0.6^2}{2} \right) + (0.6 * (2.5 - (2 * 0.6))) + (2.5 * (2.5 - 0.6))$$

Donde:

$$S = 6.10 \text{ m}^2.$$

$$A = 2.5 \text{ m. (ancho antes de sostener)}$$

$$H = 2.5 \text{ m. (altura antes de sostener)}$$

$$r = 0.60 \text{ m.}$$

$$\pi = 3.1416$$

Cálculo del perímetro de la galería

$$P_{Perimetro} = (\pi * r) + 2 * (H_{Túnel} - r) + 2 * (A_{Túnel} - r)$$

$$P_{Perimetro} = (3.1416 * 0.6) + 2 * (2.5 - 0.6) + 2 * (2.5 - 0.6)$$

$$P_{Perimetro} = 9.48 \text{ m}$$

Cálculo del número total de taladros

$$N^{\circ}_{Taladros} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (S * C)$$

$$N^{\circ}_{Taladros} = \left(\frac{9.48}{0.7} \right) + (6.10 * 1.00)$$

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = 20 \text{ taladros}$$

$C = \text{Coeficiente de factor de roca}$

Aplicando la fórmula de para obtener el número de taladros:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \sqrt{\text{Ancho de Labor} * \text{Altura de labor} * 10}$$

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \sqrt{2.5 * 2.5 * 10}$$

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = 25 \text{ Taladros} *$$

Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2):

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N}$$

$$\phi_2 = 0.038 * \sqrt{1}$$

$$\phi_2 = 0.038\text{m.}$$

Determinamos la longitud de taladro en función del diámetro de perforación según Holmberg:

$$L = 0.15 + 34.1 * (\phi_2) - 39.4 * (\phi_2)^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 * (0.038) - 39.4 * (0.038)^2$$

$$L = 1.4 \text{ m.}$$

Avance efectivo de la voladura

$$Av = 0.85 * (5 * 0.3048)$$

$$Av = 1.30$$

$A_v = 1.30$ Según controles en el campo

Cálculo error de perforación (Ψ)

$$\Psi = (\alpha * L) - e$$

$$\Psi = (0.01 * 1.30) - 0.01$$

$$\Psi = 0.003$$

Cálculo para el diseño de arranque

Calculamos burden equivalente por principio de longitud de arco "Be" para roca de RMR de 21-60:

$$B_{e-m\acute{a}ximo} = 2 * \phi_2$$

$$B_{e-m\acute{a}ximo} = 2 * 0.038$$

$$B_{e-m\acute{a}ximo} = 0.08 \text{ m.}$$

Cálculo del B_p burden práctico:

$$B_p = B_{e \text{ Máx}} - \Psi$$

$$B_p = 0.08 - 0.003$$

$$B_p = 0.08 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico (a)

$$B_{pr\acute{a}ctico (a)} = B_{Pr\acute{a}ctico} - \Psi$$

$$B_{pr\acute{a}ctico (a)} = 0.08 - 0.003$$

$$B_{pr\acute{a}ctico (a)} = 0.08 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico (b)

$$B_{pr\acute{a}ctico (b)} = B_{Pr\acute{a}ctico} + 0.02$$

$$B_{pr\acute{a}ctico (b)} = 0.08 + 0.02$$

$$B_{pr\acute{a}ctico (b)} = 0.10$$

Calculamos longitud de X_a y X_b , para calcular el ancho de abertura'' A_{h0} '':

Cálculo de la longitud de X_a

$$X_a = \frac{\phi_2}{2} + B_{Pr\acute{a}ctico}$$

$$X_a = \frac{0.038}{2} + 0.08$$

$$X_a = 0.10m$$

Cálculo de la longitud de X_b

$$X_b = \frac{\phi_2}{2} + B_{Pr\acute{a}ctico}$$

$$X_b = \frac{0.038}{2} + 0.10$$

$$X_b = 0.12m$$

Cálculo del ancho de abertura '' A_{h0} '' de acuerdo con la siguiente ecuación

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$

$$A_{h0} = \sqrt{0.10^2 + 0.12^2}$$

$$A_{h0} = 0.16m$$

Cálculo de consumo específico de explosivos “C.E.” formula modificada de Ashby:

Se tiene como dato caracterización geomecanica de la GL 060 SW y se muestra en el Anexo 6.

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * TAN\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.4 * TAN\left(\frac{32 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 50}{3.3}}}$$

$$CE = 0.22 \frac{Kg}{m^3}$$

Calculamos la constante de roca "C" sueco por la siguiente formula:

$$C = 0.8784 * (CE) + 0.052$$

$$C = 0.8784 * (0.216) + 0.052$$

$$C = 0.24 \frac{Kg}{m^3}$$

Grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca (AF roc):

El factor de roca se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$AF_{roc} = 96.667 * (CE)^3 - 138.5 * (CE)^2 + 75.883 * CE - 4.41$$

$$AF_{roc} = 96.667 * (0.216)^3 - 138.5 * (0.216)^2 + 75.883 * 0.216 - 4.41$$

$$AF_{roc} = 6.5$$

Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly “B.I.”:

Por la ecuación:

$$B.I. = \frac{CE}{0.004}$$

$$B.I. = \frac{0.216}{0.004}$$

$$B.I. = 54.1$$

Cálculo de factor de energía “F.E.”:

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F.E. = 30 * CE$$

$$F.E. = 30 * 0.216$$

$$F.E. = 6.49 \text{ MJ/ton.}$$

Cálculo de la densidad de carga en el arranque “q₀”:

$$q_0 = 55 * \phi_1 * \left[\frac{B_e}{\phi_2} \right]^{1.5} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \left[\frac{1}{RWS_{ANFO}} \right]$$

$$q_0 = 55 * 0.038 * \left[\frac{0.14}{0.0635} \right]^{1.5} * \left[0.10 - \frac{0.0635}{2} \right] * \left[\frac{0.24}{0.4} \right] * \left[\frac{1}{0.85} \right]$$

$$q_0 = 0.51 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{Taco} = 10 * \phi_0$$

$$L_{Taco} = 10 * 0.038$$

$$L_{Taco} = 0.38m. \approx 0.40m \text{ Longitud de Taco en el terreno.}$$

Cálculo de (Lc) longitud de carga en el arranque:

$$L_{Carga} = L - L_{Taco}$$

$$L_{Carga} = 1.30 - 0.4$$

$$L_{Carga} = 0.90m.$$

Cálculo de N° de cartuchos/taladro en el arranque.

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = \frac{q_0 * L_{Carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo}(1x8)''}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = \frac{0.51 * 0.90}{0.1086956522}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = 4.0 \text{ Unidades}$$

Cálculo de masa explosiva "Qe" utilizado por taladro en el arranque.

$$Q_e = q_0 * L_{Carga}$$

$$Q_e = 0.51 * 0.90$$

$$Q_e = 0.46 \frac{Kg}{\text{Taladro}}$$

Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método kuz ram.

$$X = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 6.50 * (0.216)^{\frac{4}{5}} * (0.47)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{85}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 2.03 \text{ cm.}$$

Esto nos indica que del material roto por la voladura del arranque tendremos en promedio $X = 2.03$ cm. de diámetro.

4.5.1. Cálculos para el primer cuadrante.

Cálculo del burden "B_{max1}" en el primer cuadrante

$$B_{\max 1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_c * C}} \right]$$

$$B_{\max 1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.16 * 0.51 * 0.85}{0.038 * 0.24}} \right]$$

$$B_{\max 1} = 0.24 \text{ m.}$$

Cálculo de "B_{p1}" en el primer cuadrante

$$B_{p1} = (B_{\max 1} - \Psi)$$

$$B_{p1} = (0.24 - 0.003)$$

$$B_{p1} = 0.24 \text{ m.}$$

Calculamos longitud de X_c y X_d de acuerdo a la siguiente ecuación

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.16}{2} + 0.24$$

$$X_c = X_d = 0.32m$$

Cálculo de ancho de abertura del 1° cuadrante

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

$$A_{h1} = \sqrt{0.32^2 + 0.32^2}$$

$$A_{h1} = 0.45m.$$

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante.

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación.

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{h0}}{2 * B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}}))^{1.5}}$$

$$q_1 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.24 * 0.24}{0.85 * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{0.1}{2 * 0.24}))^{1.5}}$$

$$q_1 = 0.45 \frac{Kg}{m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

$$N^\circ = \frac{q_1 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} = \frac{0.45 * 0.90}{0.1086956522}$$

$$N^{\circ} = 4.0 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

$$Q_{e1} = q_1 * L_{\text{Carga}}$$

$$Q_{e1} = 0.45 * 0.90$$

$$Q_{e1} = 0.403 \frac{\text{Kg}}{\text{Taladro}}$$

4.5.2. Cálculos para el segundo cuadrante.

Diseño y Cálculo de burden "B_{Max 2}" en el 2° cuadrante

$$B_{\text{max}2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{\text{max}2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.45 * 0.51 * 0.85}{0.038 * 0.24}} \right]$$

$$B_{\text{max}2} = 0.41m$$

Cálculo de "B_{p2}" " en el 2° cuadrante.

$$B_{p2} = B_{\text{Max}2} - \Psi$$

$$B_{p2} = 0.41 - 0.003$$

$$B_{p2} = 0.41m$$

Calculamos la longitud de X_e y X_f

$$X_e = X_f = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2}$$

$$X_e = X_f = \frac{0.45}{2} + 0.41$$

$$X_e = X_f = 0.63 = 0.60 \text{ m.}$$

Cálculo de ancho de abertura en el 2° cuadrante

$$A_{h2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2}$$

$$A_{h2} = \sqrt{0.60^2 + 0.60^2}$$

$$A_{h2} = 0.85 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante.

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ cuadrante}}})^{1.5}}$$

$$q_2 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.24 * 0.39}{0.85 * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{0.42}{2 * 0.39})^{1.5}}$$

$$q_2 = \frac{0.37 \text{ Kg}}{\text{m}}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante

$$N^\circ = \frac{q_2 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} = \frac{0.38 * 0.90}{0.1086956522}$$

$$N^{\circ} = 3.15 = 4.0 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante

$$Q_{e2} = q_2 * L_{\text{Carga}}$$

$$Q_{e2} = 0.38 * 0.90$$

$$Q_{e2} = 0.34 \frac{\text{Kg}}{\text{Taladro}}$$

4.5.3. Cálculos para el tercer cuadrante.

Diseño y Cálculo de burden "B_{Max 3}" en el 3° cuadrante

$$B_{\text{max}3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{\text{max}3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.85 * 0.51 * 0.85}{0.038 * 0.24}} \right]$$

$$B_{\text{max}3} = 0.56 \text{ m.}$$

Cálculo de "B_{p3}" " en el 3° cuadrante.

$$B_{p3} = B_{\text{Max}2} - \Psi$$

$$B_{p3} = 0.56 - 0.003$$

$$B_{p3} = 0.56 \text{ m}$$

Calculamos la longitud de X_g y X_h

$$X_g = X_h = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p3}$$

$$X_g = X_h = \frac{0.85}{2} + 0.56$$

$$X_g = X_h = 0.99 \text{ m.}$$

Cálculo de ancho de abertura en el 3° cuadrante

$$A_{h3} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2}$$

$$A_{h3} = \sqrt{0.99^2 + 0.99^2}$$

$$A_{h3} = 1.40 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante.

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 3^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{h2}}{2 * B_{\text{Max } 3^\circ \text{ cuadrante}}}))^{1.5}}$$

$$q_3 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.24 * 0.85}{0.85 * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{0.99}{2 * 0.85}))^{1.5}}$$

$$q_3 = 0.35 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante

$$N^\circ = \frac{q_3 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} = \frac{0.35 * 0.90}{0.1086956522}$$

$$N^{\circ} = 3.0 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Por cuestiones de seguridad se carga con 4 cartuchos por taladro

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 3° cuadrante

$$Q_{e3} = q_3 * L_{\text{carga}}$$

$$Q_{e3} = 0.35 * 0.90$$

$$Q_{e3} = 0.32 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}}$$

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes

$$A_{h3} \leq \sqrt{L}$$

$$1.40 \leq \sqrt{1.30}$$

$$1.40m \leq 1.14m$$

Este valor nos indica que estamos por encima de la restricción lo cual significa que no se requiere diseñar más cuadrantes.

4.5.4. Cálculos para taladros de hastiales o paredes.

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales.

$$B_{\text{Max Astiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{Max\ Astiales} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.51 * 0.85}{0.24 * 1.45 * (1.25)}}$$

$$B_{Max\ Hastiales} = 0.90m$$

Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales

$$B_{Práctico\ Hastial} = \frac{0.2755 * A_{Tunel}}{2\ Flancos}$$

$$B_{Práctico\ Hastial} = \frac{0.2755 * 2.5}{2}$$

$$B_{Práctico\ Hastial} = 0.34 = 0.45m$$

Se toma el valor 0.45m ya que nos encontramos dentro del límite del burden max.

Cálculo de N° de taladros para los hastiales

$$N^{\circ}_{Taladros\ Hastial} = \left(\frac{H_{Dispon.\ Hastial}}{\left(\frac{S}{B}\right)} \right)$$

$$N^{\circ}_{Taladros\ Hastial} = \left(\frac{1.70}{(1.25)} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Taladros\ Hastial} = 3.36 = 4\ Taladros$$

Cálculo de ancho de abertura de los hastiales

$$A_h\ Hastiales = H_{Dispon.\ Hastial}$$

$$A_h\ Hastiales = 1.70m.$$

Cálculo de la densidad de carga (q_4) en los taladros de hastiales

$$q_{4 \text{ Taladro hastial}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Maxhastiale}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{\text{h hastiales}}}{2 * B_{\text{Maxhastiales}}}))^{1.5}}$$

$$q_{4 \text{ Taladro hastial}} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.24 * 0.90}{0.85 * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{1.70}{2 * 0.90}))^{1.5}}$$

$$q_{4 \text{ Taladro hastial}} = 0.47 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_{4 \text{ Taladro hastial}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.47 * 0.90}{0.1086956}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 4.0 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales ($Q_e \text{ hastial}$)

$$Q_e \text{ hastial} = q_4 * L_{\text{Carga}}$$

$$Q_e \text{ hastial} = 0.47 * 0.90$$

$$Q_e \text{ hastial} = 0.42 \text{ Kg/Taladro}$$

4.5.5. Cálculos para taladros de corona o techo.

Cálculo de espaciamiento en taladros de corona

$$S_{\text{Corona}} = K * \phi_0$$

$$S_{\text{Corona}} = 15 * 0.038$$

$$S_{Corona} = 0.57m.$$

Cálculo de burden máximo para taladros de corona.

$$\frac{S}{B} = 0.80$$

$$B_{Max. Corona} = \frac{S}{0.80}$$

$$B_{Max. Corona} = \frac{0.57}{0.80}$$

$$B_{Max. Corona} = 0.71m$$

Cálculo de burden práctico para taladros de corona

$$B_{Práct. Corona} = B_{Máx. Corona} - L * \text{sen} \gamma - \psi$$

$$B_{Práct. Corona} = 0.71 - 1.30 * \text{sen} 3^\circ - 0.01$$

$$B_{Práct. Corona} = 0.50m$$

4.5.6. Cálculos para taladros de arrastre o piso.

Para los taladros de piso o arrastres considera los siguientes datos: factor de fijación y relación de burden y espaciamiento.

$$f = 1.45$$

$$\frac{S}{B} = 1$$

$$B_{Max Arrastre} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{Max\ Arrastre} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.51 * 0.85}{0.24 * 1.45 * (1)}}$$

$$B_{Max\ Arrastre} = 1.0m$$

Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre o piso

$$B_{Práct. Arrastre} = B_{Máx. Arrastre} - L * \text{sen}Y - \Psi$$

$$B_{Práct. Arrastre} = 1.0 - 1.30 * \text{sen}3^\circ - 0.01$$

$$B_{Práct. Arrastre} = 0.90m$$

Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso

$$N^\circ_{Taladros\ de\ piso} = \left(\frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{sen}(Y)}{B_{Máx. Arrastre} * (S/B)} \right) + 2$$

$$N^\circ_{Taladros\ de\ piso} = \left(\frac{2.5 + 2 * 1.30 * \text{sen}(3)}{1.0 * (1)} \right) + 2$$

$$N^\circ_{Taladros\ de\ piso} = 4.6\ Taladros\ (\text{En la práctica solo se perfora 4 taladros})$$

Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre

$$S_{Tal. Arrastre} = \left(\frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{sen}(Y)}{N^\circ_{Taladros\ Arrastre} - 1} \right)$$

$$S_{Tal. Arrastre} = \left(\frac{2.5 + 2 * 1.30 * \text{sen}(3)}{4 - 1} \right)$$

$$S_{Tal. Arrastre} = 0.80m$$

Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre

$$S_{Tal. Arrastre\ Esquinas} = 0.97 - (A_{Túnel} * \text{sen}(Y))$$

$$S_{Tal. Arrastre Esquinas} = 0.97 - (2.5 * \text{sen}(3^\circ))$$

$$S_{Tal. Arrastre Esquinas} = 0.85\text{m}$$

Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre

$$A_{h \text{ arrastre}} = A_{Túnel}$$

$$A_{h \text{ arrastre}} = 2.50\text{m}$$

Cálculo de la densidad de carga (q_6) en los taladros de arrastre

$$q_{6 \text{ Arrastre}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{Max. \text{ arrastre}}}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arctang}(\frac{A_{h \text{ arrastre}}}{2 * B_{Máx. \text{ arrastre}}}))}$$

$$q_{6 \text{ Arrastre}} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.242 * 1}{0.85 * \text{sen}(\text{arctang}(\frac{2.50}{2 * 1})^{1.5})}$$

$$q_{6 \text{ Arrastre}} = 0.40 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre

$$N^\circ_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_{6 \text{ Arrastre}} * L_{Carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^\circ_{\text{Cartuchos}} = \frac{0.40 * 0.9}{0.10869565}$$

$$N^\circ_{\text{Cartuchos}} = 4 \text{ Cartuchos}$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de Arrastre (Q_e arrastre.)

$$Q_e \text{ Arrastre} = q_{6 \text{ Arrastre}} * L_{Carga}$$

$$Q_{e \text{ Arrastre}} = 0.40 * 0.90$$

$$Q_{e \text{ Arrastre}} = 0.36 \frac{Kg}{\text{Taladro}}$$

4.6. Resumen de los cálculos de diseño.

Los resultados de la nueva malla de perforación de acuerdo a los cálculos realizados se muestran en el siguiente cuadro cuyo diseño se muestra en el Anexo N° 4.

TABLA 8: Resumen del cuadro de perforación

Descripción	Burden practico de diseño	N° Taladros		Cart/tal	Kg/tal	EM 1000 (1"x8")
		Sin carga	Cargados			
Tal arranque	Bp a	1	2	4	0.87	8
	Bp b		2	4	0.87	8
Tal 1° cuadrante			4	4	1.74	16
Tal 2° cuadrante			4	4	1.74	16
Tal 3° cuadrante			4	4	1.74	16
Tal hastiales			4	4	1.74	16
Tal corona			3	3	0.98	9
Tal arrastre			4	4	1.74	16
Total tal perforados		1	27		11.41	105
Total explosivos		28				

Fuente: Tesista.

4.7. Cálculo de costos.

Costo de Explosivos:

Precio de explosivo Emulnor de 1000 = 48.25 US\$/Caja

Precio de carmex N° 8 de 7 pies = 186 US\$/Caja

Mecha rápida Z-18 = 600 US\$/Caja

4.7.1. Cálculo de costos de voladura.

Costo actual de emulnor de 1000

Precio unitario de Emulnor de 1000

$$\text{Emulnor de 1000} = \frac{48.25 \frac{\text{US\$}}{\text{Caja}}}{230 \frac{\text{Unidades}}{\text{Caja}}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 0.2098 \frac{\text{US\$}}{\text{Unidad}}$$

Costo total de Emulnor de 1000 por frente perforado.

$$\text{Emulnor de 1000} = 0.2098 \frac{\text{US\$}}{\text{Unidad}} * 105 \frac{\text{Unidad}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 22.03 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 22.03 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{27 \text{ Taladros}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 0.82 \frac{\text{US\$}}{\text{Taladro}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 22.03 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{1.3 \text{ m}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 16.95 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

El costo actual de un metro lineal es de: 16.95 US\$/m.

Costo anterior de emulnor de 1000

Precio unitario de Emulnor de 1000

$$\text{Emulnor de 1000} = \frac{48.25 \frac{\text{US\$}}{\text{Caja}}}{230 \frac{\text{Unidades}}{\text{Caja}}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 0.2098 \frac{\text{US\$}}{\text{Unidad}}$$

Costo total de Emulnor de 1000 por frente perforado.

$$\text{Emulnor de 1000} = 0.2098 \frac{\text{US\$}}{\text{Unidad}} * 130 \frac{\text{Unidad}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 27.27 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 27.27 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{32 \text{ Taladros}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 27.27 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{1.4 \text{ m}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 19.48 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

El costo anterior de emulnor por metro lineal avanzado fue de 19.48 US\$/m

Costo Actual de Carmex por Disparo.

Costo por taladro.

$$\text{Carmex 7'} = 186 \frac{\text{US\$}}{\text{Caja}} * \frac{1 \text{ Caja}}{300 \text{ Unidades}}$$

$$\text{Carmex 7'} = 0.62 \frac{\text{US\$}}{\text{Unidad}}$$

Costo por Disparo.

$$\text{Carmex 7'} = 0.62 \frac{\text{US\$}}{\text{Unidad}} * 27 \frac{\text{Unidades}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Carmex 7'} = 16.74 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Carmex 7'} = 16.74 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{1.3\text{m}}$$

$$\text{Carmex } 7' = 12.88 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

El costo actual en 1.00 metro avanzado en Carmex de 7' es de: 12.88 US\$/m.

Costo anterior de carmex por disparo.

Costo por taladro.

$$\text{Carmex } 7' = 186 \frac{\text{US\$}}{\text{Caja}} * \frac{1 \text{ Caja}}{300 \text{ Unidades}}$$

$$\text{Carmex } 7' = 0.62 \frac{\text{US\$}}{\text{Unidad}}$$

Costo por disparo.

$$\text{Carmex } 7' = 0.62 \frac{\text{US\$}}{\text{Unidad}} * 31 \frac{\text{Unidades}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Carmex } 7' = 19.22 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Carmex } 7' = 19.22 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{1.4\text{m}}$$

$$\text{Carmex } 7' = 13.73 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

El costo anterior de carmex en 1.00 metro avanzado es de: 13.73 US\$/m.

Costo actual en consumo de mecha rápida Z-18.

$$\text{Mecha Rápida Z - 18} = 600 \frac{\text{US\$}}{\text{Caja}} * \frac{1 \text{ Caja}}{1500 \text{ m}}$$

$$\text{Mecha Rápida Z - 18} = 0.4 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Mecha rápida por disparo.

$$\text{Mecha Rápida Z - 18} = 0.4 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 4 \frac{\text{m}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 1.6 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 1.6 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{1.3 \text{ m}}$$

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 1.23 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

El costo actual en mecha rápida Z - 18 es de 1.23 US\$/m.

Costo anterior en consumo de mecha rápida Z-18.

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 600 \frac{\text{US\$}}{\text{Caja}} * \frac{1 \text{ Caja}}{1500 \text{ m}}$$

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 0.4 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Mecha rápida por disparo.

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 0.4 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 6 \frac{\text{m}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 2.4 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}}$$

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 2.4 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{1.4 \text{ m}}$$

$$\text{Mecha Rápida } Z - 18 = 1.71 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

El costo anterior en consumo de mecha rápida Z - 18 es de 1.71 US\$/m.

TABLA 9: Comparación de costos en explosivos y accesorios

RESUMEN DE COSTO EXPLOSIVO Y ACCESORIOS			
COSTO POR METRO LINEAL			
ITEM	COSTO ACTUAL (m)	COSTO ANTERIOR (m)	UNIDAD
Emulnor de 1000	17	19.5	US\$/m
Carmex	12.9	13.7	US\$/m
Mecha rapida Z-18	1.2	1.7	US\$/m
TOTAL	31.1	34.9	US\$/m
DIFERENCIA	3.9		US\$/m

Fuente: Tesista

4.7.2. Cálculo de costos de perforación.

Tiempo efectivo de perforación.

Tiempo de perforación: 1.5 min.

Tiempo de posicionamiento y empatado: 0.5 min.

Tiempo total de perforación. 2.0 minutos

$$Tiempo \frac{Total}{Taladro} = 2 \frac{Minutos}{Taladro} * 1 \frac{hora}{60 Minutos}$$

$$Tiempo \frac{Total}{Taladro} = 0.3333 \frac{Horas}{Taladro}$$

Costo actual por consumo de aire comprimido.

$$Aire Comprimido \frac{Dolares}{Hora} = 46.98 \frac{US\$}{Hora}$$

$$Costo \text{ por metro perforado} = 0.3333 \frac{Horas}{Taladro} * 46.98 \frac{US\$}{Hora} * 1 \frac{Taladro}{1.3 m}$$

$$Costo \text{ por metro perforado} = 1.2 \frac{US\$}{m}$$

Costo total por disparo perforado:

$$\text{Costo por frente perforado} = 1.2 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 28 \frac{\text{Taladros}}{\text{Disparo}} * 1.3 \frac{\text{m}}{\text{Taladro}}$$

$$\text{Costo por frente perforado} = 43.68 \frac{\text{US\$}}{\text{disparo}}$$

Costo por taladro

$$\text{Costo por taladro perforado} = 43.68 \frac{\text{US\$}}{\text{disparo}} * \frac{1 \text{ Frente}}{28 \text{ Taladros}}$$

$$\text{Costo por taladro perforado} = 1.56 \frac{\text{US\$}}{\text{Taladro}}$$

Costo por metro lineal avanzado

$$\text{Costo por metro avanzado} = 43.68 \frac{\text{US\$}}{\text{disparo}} * \frac{1 \text{ disparo}}{1.3 \text{ m}}$$

$$\text{Costo por metro avanzado} = 33.60 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Para romper 1.0 m de roca el costo de aire comprimido es de 33.60 US\$/m

Costo anterior por consumo de aire comprimido.

$$\text{Aire Comprimido} \frac{\text{Dolares}}{\text{Hora}} = 46.98 \frac{\text{US\$}}{\text{Hora}}$$

$$\text{Costo por metro perforado} = 0.3333 \frac{\text{Horas}}{\text{Taladro}} * 46.98 \frac{\text{US\$}}{\text{Hora}} * 1 \frac{\text{Taladro}}{1.3 \text{ m}}$$

$$\text{Costo por metro perforado} = 1.2 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Costo total por disparo perforado:

$$\text{Costo por frente perforado} = 1.2 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 32 \frac{\text{Taladros}}{\text{Disparo}} * 1.4 \frac{\text{m}}{\text{Taladro}}$$

$$\text{Costo por frente perforado} = 53.76 \frac{\text{US\$}}{\text{disparo}}$$

Costo por taladro

$$\text{Costo por taladro perforado} = 53.76 \frac{\text{US\$}}{\text{disparo}} * \frac{1 \text{ Frente}}{32 \text{ Taladros}}$$

$$\text{Costo por taladro perforado} = 1.68 \frac{\text{US\$}}{\text{Taladro}}$$

Costo por metro lineal avanzado

$$\text{Costo por metro avanzado} = 53.76 \frac{\text{US\$}}{\text{disparo}} * \frac{1 \text{ disparo}}{1.4 \text{ m}}$$

$$\text{Costo por metro avanzado} = 38.40 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Para romper 1.0 m de roca el costo de aire comprimido fue de 38.40 US\$/m

TABLA 10: Comparación de costos en consumo de aire comprimido

COSTO DE COMPARACIÓN DE CONSUMO DE AIRE COMPRIMIDO			
ITEM	ACTUAL (m)	ANTERIOR (m)	UNIDAD
Aire Comprimido	33.6	38.4	US\$/m
DIFERENCIA	4.8		US\$/m

Fuente: Tesista

Costo actual por desgaste de Barreno de Perforación.

Tipo: 5 pies

Costo de adquisición: 104.74 US\$

Vida útil: 1200 p.p.

Depreciación: 20%

Costo de barreno por metro perforado:

$$\text{Costo de depreciación} = \frac{104.74 \text{ US\$}}{1200 \text{ p.p.}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}}$$

$$\text{Costo de depreciación} = 0.286 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Costo de mantenimiento: (20% de la depreciación)

$$\text{Costo de mantenimiento} = 0.286 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 0.20$$

$$\text{Costo de mantenimiento} = 0.057 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Costo total de barreno por metro perforado:

$$= 0.286 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 0.057 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

$$= 0.343 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Costo total de barreno por frente perforado:

$$= 0.343 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 28 \frac{\text{Taladros}}{\text{Disparo}} * 1.3 \frac{\text{m}}{\text{Taladro}}$$

$$= 12.485 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}}$$

Costo por taladro:

$$= 12.485 \frac{\text{US\$}}{\text{Disparo}} * \frac{1 \text{ Disparo}}{28 \text{ Taladros}}$$

$$= 0.45 \frac{\text{US\$}}{\text{Taladro}}$$

Costo por metro lineal avanzado:

$$= 12.485 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{1.3}$$

$$= 9.60 \frac{US\$}{m}$$

El costo actual por desgaste de barreno de perforación es de 9.60 US\$/m

Costo anterior por desgaste de Barreno de Perforación.

Costo total de barreno por frente perforado:

$$= 0.343 \frac{US\$}{m} * 32 \frac{Taladros}{Disparo} * 1.4 \frac{m}{Taladro}$$

$$= 15.37 \frac{US\$}{Disparo}$$

Costo por taladro:

$$= 15.37 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{32 Taladros}$$

$$= 0.458 \frac{US\$}{Taladro}$$

Costo por metro lineal avanzado:

$$= 15.37 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{1.4}$$

$$= 10.98 \frac{US\$}{m}$$

El costo anterior por desgaste de barreno de perforación fue de 10.98 US\$/m

TABLA 11: comparación de costos de desgaste de barreno de perforación

COSTO DE COMPARACIÓN POR DESGASTE DE BARRENO DE PERFORACIÓN			
ITEM	ACTUAL (m)	ANTERIOR (m)	UNIDAD
Barreno	9.6	11.0	US\$/m
DIFERENCIA	1.4		US\$/m

Fuente: Tesista

Costo actual por desgaste de máquina de perforación.

Precio de adquisición: 5421.69 US\$

Vida útil: 100000 p.p.

Depreciación: 70%

Costo de depreciación de maquina:

$$\text{Costo de depreciación} = \frac{5421.69 \text{ US\$}}{100000 \text{ p.p.}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}}$$

$$\text{Costo de depreciación} = 0.178 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Costo de mantenimiento: (70% de la depreciación)

$$\text{Costo de mantenimiento} = 0.286 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 0.70$$

$$\text{Costo de mantenimiento} = 0.125 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Costo total de maquina por metro perforado:

$$= 0.178 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 0.125 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

$$= 0.303 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Costo total de máquina por frente perforado:

$$= 0.303 \frac{US\$}{m} * 28 \frac{Taladros}{Disparo} * 1.3 \frac{m}{Taladro}$$

$$= 11.03 \frac{US\$}{Disparo}$$

Costo máquina por taladro:

$$= 11.03 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{28 Taladros}$$

$$= 0.39 \frac{US\$}{Taladro}$$

Costo maquina por metro lineal avanzado:

$$= 11.03 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{1.3 m}$$

$$= 8.48 \frac{US\$}{m}$$

El costo actual por desgaste de máquina de perforación en un metro avanzado es de 8.48 US\$/m

Costo anterior por desgaste de máquina de perforación.

Costo total de máquina por frente perforado:

$$= 0.303 \frac{US\$}{m} * 32 \frac{Taladros}{Disparo} * 1.4 \frac{m}{Taladro}$$

$$= 13.57 \frac{US\$}{Disparo}$$

Costo máquina por taladro:

$$= 13.57 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{28 Taladros}$$

$$0.49 \frac{US\$}{Taladro}$$

Costo maquina por metro lineal avanzado:

$$= 13.57 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{1.4 m}$$

$$= 9.69 \frac{US\$}{m}$$

El costo anterior por desgaste de máquina de perforación en un metro avanzado fue de 9.69 US\$/m

TABLA 12: Comparación de costo por desgaste de máquina de perforación

COSTO DE COMPARACIÓN POR DESGASTE DE MÁQUINA DE PERFORACIÓN			
ITEM	ACTUAL (m)	ANTERIOR (m)	UNIDAD
Máquina Perforadora	8.5	9.7	US\$/m
DIFERENCIA	1.2		US\$/m

Fuente: Tesista

Costo actual por consumo de brocas

Costo de broca: 35.50 US\$

Vida útil: 300 p.p.

Un disparo: 119.42p.p./Disparo

$$\text{Costo de depreciación} = \frac{35.50 US\$}{300 p.p.} * \frac{1 pie}{0.3048 m}$$

$$\text{Costo de depreciación} = 0.388 \frac{US\$}{m}$$

Costo total de broca por frente perforado:

$$= 0.388 \frac{US\$}{m} * 28 \frac{Taladros}{Disparo} * 1.3 \frac{m}{Taladro}$$

$$= 14.13 \frac{US\$}{Disparo}$$

Costo de broca por taladro:

$$= 14.13 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{28 Taladros}$$

$$= 0.50 \frac{US\$}{Taladro}$$

Costo por metro lineal avanzado.

$$= 14.13 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{1.3m}$$

$$= 10.87 \frac{US\$}{m}$$

El costo actual por consumo de brocas es de 10.87 US\$/m

Costo anterior por consumo de brocas

Costo total de broca por frente perforado:

$$= 0.388 \frac{US\$}{m} * 32 \frac{Taladros}{Disparo} * 1.4 \frac{m}{Taladro}$$

$$= 17.38 \frac{US\$}{Disparo}$$

Costo de broca por taladro:

$$= 17.38 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{32 Taladros}$$

$$= 0.54 \frac{US\$}{Taladro}$$

Costo por metro lineal avanzado.

$$= 17.38 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{1.4m}$$

$$= 12.42 \frac{US\$}{m}$$

El costo anterior por consumo de brocas fue de 12.42 US\$/m

TABLA 13: costo comparativo por consumo de brocas

costo de comparación por consumo de brocas			
ITEM	ACTUAL (m)	ANTERIOR (m)	UNIDAD
Broca	10.9	12.4	US\$/m
DIFERENCIA	1.6		US\$/m

Fuente: Tesista

Costo actual por consumo de lubricantes

Consumo de aceite por frente de perforación: 0.26 Galones.

Precio por galón: 12.83 US\$

Costo de mantenimiento:

$$mantenimiento = \frac{12.83 US\$}{Galón} * \frac{0.26 Galón}{1 Frente} * \frac{1 Frente}{28 Taladros} * \frac{1 Taladro}{1.3 m}$$

$$mantenimiento = 0.092 \frac{US\$}{m}$$

Costo total de lubricante por frente perforado:

$$= 0.092 \frac{US\$}{m} * 28 \frac{Taladros}{Disparo} * 1.3 \frac{m}{Taladro}$$

$$= 3.35 \frac{US\$}{Disparo}$$

Costo total de lubricante por taladro perforado

$$= 3.35 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{28 Taladros}$$

$$= 0.12 \frac{US\$}{Taladro}$$

Costo de lubricante por metro lineal avanzado

$$= 3.35 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{1.3 m}$$

$$= 2.58 \frac{US\$}{m}$$

El costo por consumo de lubricante actualmente es de 2.58 US\$/m

Costo anterior por consumo de lubricantes**Costo total de lubricante por frente perforado:**

$$= 0.092 \frac{US\$}{m} * 32 \frac{Taladros}{Disparo} * 1.4 \frac{m}{Taladro}$$

$$= 4.12 \frac{US\$}{Disparo}$$

Costo total de lubricante por taladro perforado

$$= 4.12 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{32 Taladros}$$

$$= 0.13 \frac{US\$}{Taladro}$$

Costo de lubricante por metro lineal avanzado

$$= 4.12 \frac{US\$}{Disparo} * \frac{1 Disparo}{1.4 m}$$

$$= 2.94 \frac{US\$}{m}$$

El costo por consumo de lubricante anteriormente fue de 2.94 US\$/m

TABLA 14: costo de comparación para consumo de lubricante

costo de comparación por consumo de lubricante			
ITEM	ACTUAL (m)	ANTERIOR (m)	UNIDAD
Lubricante	2.6	2.9	US\$/m
DIFERENCIA	0.4		US\$/m

Fuente: Tesista

Costo actual por mano de obra

Maestro perforista: 16.71 US\$/día

Ayudante perforista: 15.47 US\$/día

Peón mina: 14.84 US\$/día

Total en pago de personal por mes: 4515.00 US\$/Mes

Horas efectivas trabajadas: 10.5 horas

$$= 4515 \frac{US\$}{Mes} * \frac{1 Mes}{20 Dias} * \frac{1 Dia}{10.5 Horas} * \frac{1 Hora}{60 Minutos}$$

$$= 0.358 \frac{US\$}{Minuto}$$

Costo total por frente perforado:

$$= 0.358 \frac{US\$}{Minuto} * \frac{28 Taladros}{Frente} * \frac{2 Minutos}{Taladro}$$

$$= 20.05 \frac{US\$}{Frente}$$

Costo por metro perforado

$$= 20.05 \frac{US\$}{Frente} * \frac{1 disparo}{1.3 m}$$

$$= 15.42 \text{ US\$/m}$$

El costo actual de mano de obra es de 15.42 US\$/m

Costo anterior por mano de obra

$$= 0.358 \frac{\text{US\$}}{\text{Minuto}} \text{Costo total por frente perforado:}$$

$$= 0.358 \frac{\text{US\$}}{\text{Minuto}} * \frac{32 \text{ Taladros}}{\text{Frente}} * \frac{2 \text{ Minutos}}{\text{Taladro}}$$

$$= 22.91 \frac{\text{US\$}}{\text{Frente}}$$

Costo por metro perforado

$$= 22.91 \frac{\text{US\$}}{\text{Frente}} * \frac{1 \text{ disparo}}{1.4 \text{ m}}$$

$$= 16.37 \text{ US\$/m}$$

El costo anterior de mano de obra fue de 16.37 US\$/m

4.7.3. Análisis de resultados.

En la Tabla 15: se muestra el resumen de los costos anteriores y los costos actuales que reflejan la diferencia en el frente de minado, donde se tiene mayor variación en explosivos, Aire comprimido y Accesorios ver figura 6.

TABLA 15: Comparación de costos de perforación antes y después del estudio.

RESUMEN DE COSTOS DE PERFORACION				
N°	ITEM	ANTERIOR	ACTUAL	UNIDAD
1	Explosivos	16.95	19.5	US\$/m
2	Accesorios	14.1	15.4	US\$/m
3	Máquina Perforadora	8.5	9.7	US\$/m
4	Aire Comprimido	33.6	38.4	US\$/m
5	Barreno	9.6	11.0	US\$/m
6	Broca	10.9	12.4	US\$/m
7	Lubricante	2.6	2.9	US\$/m
8	Mano de obra	15.4	16.4	US\$/m
	Total	11.6	125.7	US\$/m
	DIFERENCIA	14.1		US\$/m

Fuente: Tesista.

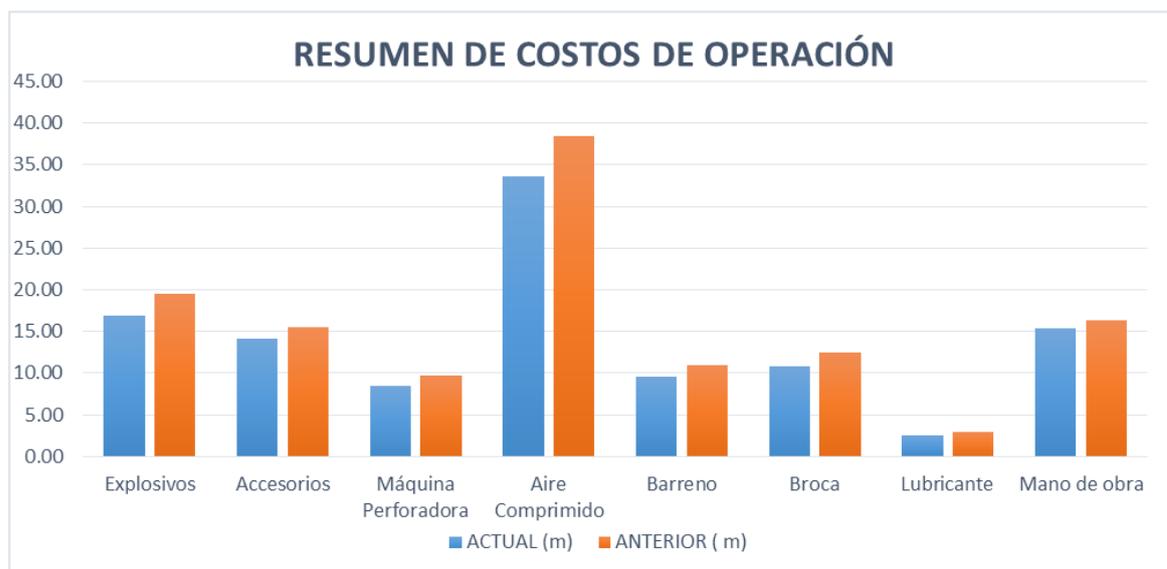


FIGURA 6: Comparación de costos antes y después de la evaluación Geomecánica

Fuente: Tesista.



FIGURA 7: Porcentaje de Costos de Perforación Según Ítem

Fuente: Tesista.

4.8. Resultados de la hipótesis.

4.8.1. Análisis de hipótesis general.

“Seleccionando una nueva malla de perforación y carga explosiva necesaria se optimizara los costos operativos de perforación y voladura en las galerías de exploración de la Unidad Minera Las Águilas – CIEMSA”.

Los resultados obtenidos con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura son satisfactorios y se aprecia en la Tabla N° 8 se ha optimizando de 125.7 a 111.6 \$/metro, lo cual indica que se reduce el costo de perforación y voladura en 14.1 \$/metro.

4.8.2. Análisis de hipótesis específico.

“Diseñando malla de perforación adecuada se reducirá los costos operativos en las galerías de exploración de la mina Las Águilas”

Con el diseño de la nueva malla de perforación según la Tabla N° 20 y Anexo N° 4 donde se muestra la reducción del número de taladros de 32 a 28, lo que implica la reducción de costos en las galerías de exploración.

“Determinando la distribución de carga explosiva correctamente se reducirá el consumo de explosivos en las galerías de exploración de la mina Las Águilas”.

De acuerdo a las características geomecánicas (GSI y RQD), se determina la carga explosiva reduciéndose el consumo de explosivos y accesorios de 34.9 a 31.1 \$/metro mencionados en la Tabla N° 9.

CONCLUSIONES

Se optimiza los costos de perforación y voladura reduciéndolos costos de 125.70 US\$/m a 111.60 US\$/m, reduciendo en 14.10 US\$/m.

Se desarrolló el diseño de la nueva malla de perforación reduciendo la cantidad de taladros de 32 taladros a 28 y con ello se reduce los costos operativos en 14.10 US\$/m.

Se logra reducir el factor de carga de acuerdo GSI y RQD, logrando disminuir los costos en explosivos y accesorios de 34.9 US\$/m a 31.1 US\$/m.

RECOMENDACIONES

Realizar evaluación constante a los diseños de malla de perforación y voladura para minimizar y/o desechar las prácticas empíricas que realiza el personal.

Mantener el diseño de malla de perforación y voladura que se realizó de acuerdo a los resultados obtenidos.

Se recomienda una supervisión continua, para mantener el paralelismo y adecuada distribución de explosivos y mantener al maestro perforista con experiencia en el frente de trabajo.

Capacitar al personal de manera constante en temas de perforación y voladura.

BIBLIOGRAFÍA

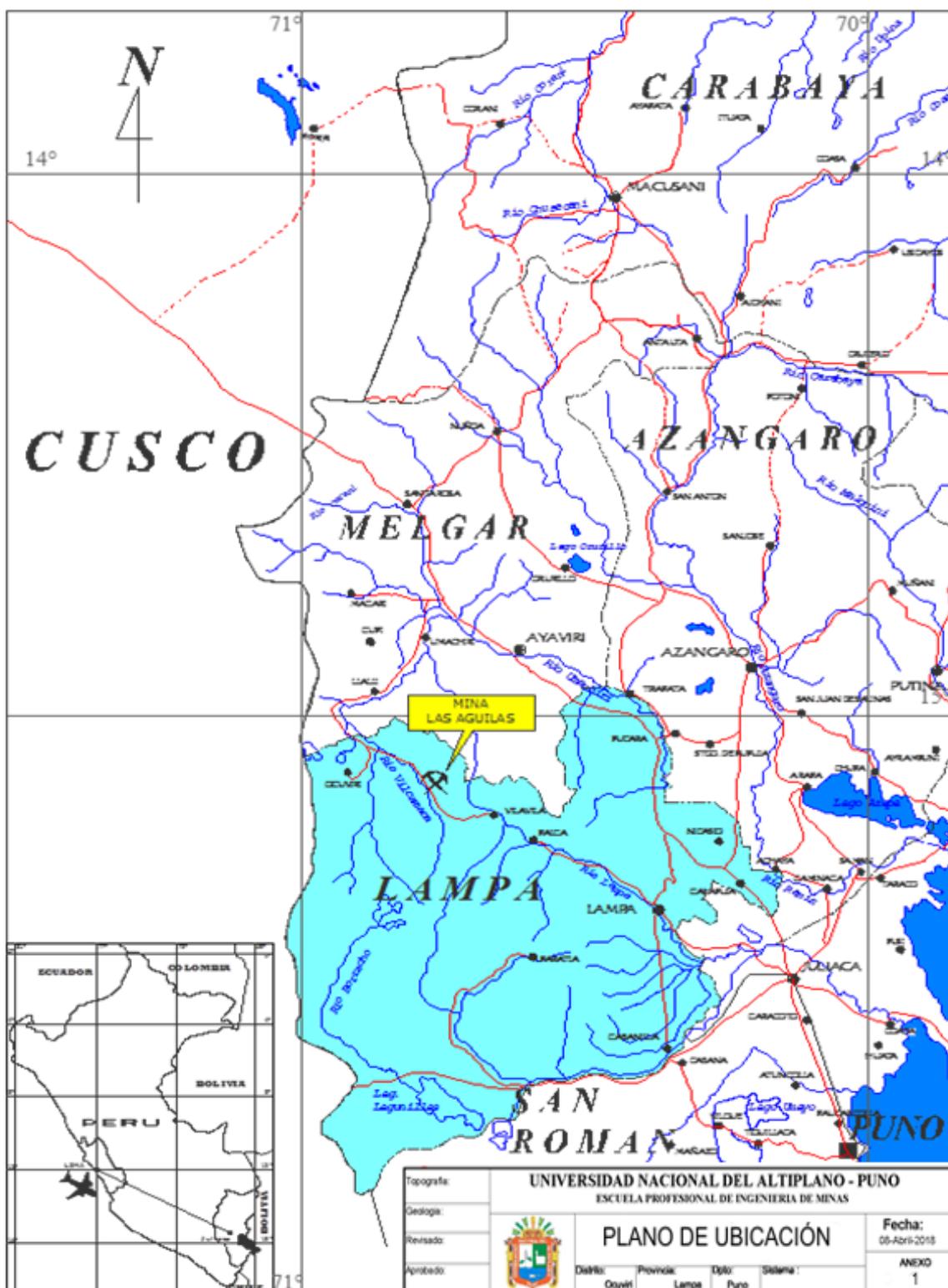
- Ávila A. R. B. (2001). Metodología de la Investigación. Estudios y Ediciones R.A. Lima. Perú. 237 p.
- Bernaola A.; Castilla G.; Herrera H. (2013). Movimiento de Tierras. Cátedra de Laboreo. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Universidad Politécnica de Madrid. España.
- Chahuares S. F. C. (2012). Nuevo Diseño de Malla Para Mejorar la Malla de Perforación y Voladura en Proyectos de Explotación y Desarrollo, Mina el COFRE. Tesis. FIM. Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú:
- Chambi F. A. (2011). Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 - Unidad VINCHOS - VOLCAN S.A.A. Cerro de Pasco. Tesis. FIM. Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú.
- Choque V. E. (2016). Diseño de Perforación y Voladura por el Método Roger Holmberg Para Reducir las Incidencias de Voladuras Deficientes en Cía Minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata. Tesis. FIM. Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú.
- ENAEX. (2014). Diseño de Voladuras Subterráneas.
- EXSA. (2009). Diseño de Voladuras Subterráneas, Tuneles y Galerías. Lima.
- Farje V. Í. (2006). Perforación y Voladura a Cielo Abierto. Lima: Tesis, Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima. Perú.
- Flores G.; Karzulovic L. A. (2003). Guías geotécnicas para una transición desde rajo abierto a minería subterránea. Santiago de Chile: División Chuquicamata de Codelco.
- Frisancho Triveño, G. (2006). Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea. Puno: Tesis, Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú.
- López J. C. (1984). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Instituto GeoMinero de España. Madrid. España.
- Lopez S.L. (2003). Evaluación de Energía de los Explosivos Mediante Modelos Termodinámicos de Detonación.
- Lupaca M. J. P. (2009). Costos Unitarios en Operaciones Mineras Subterráneas. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú.

Rodrigues V. (2011). Mejoramiento de Operaciones Unitarias de Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Convencional Unidad Minera EL COFRE Tesis. Facultad de Ingeniería de Mina. Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú:

ANEXOS

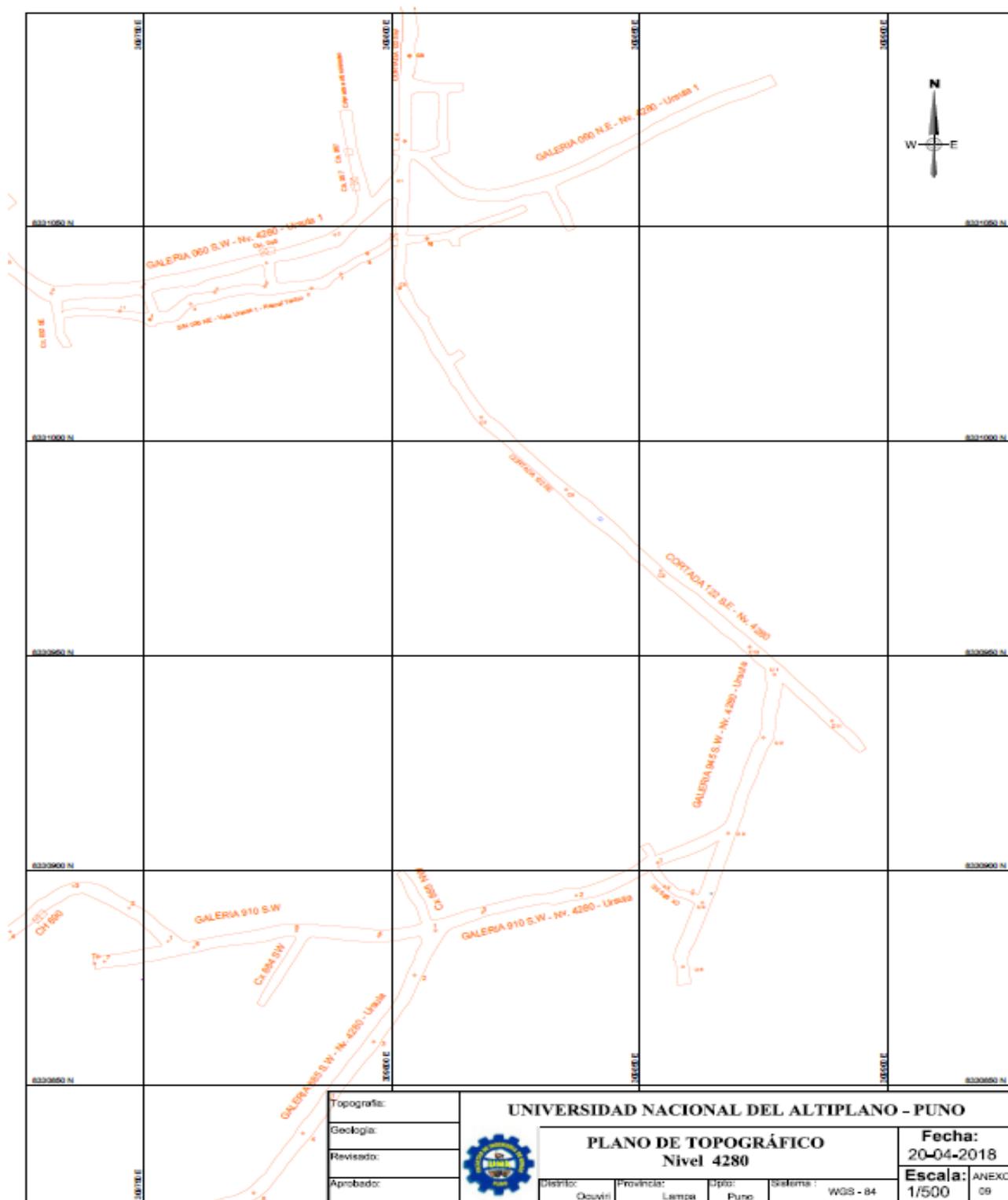
ANEXO 1: Plano de ubicación del Proyecto "LAS ÁGUILAS"

ANEXO 1: Plano de ubicación del Proyecto "LAS ÁGUILAS"



ANEXO 2: Plano topográfico de las galerías GL 910 SW y GL 885 SW

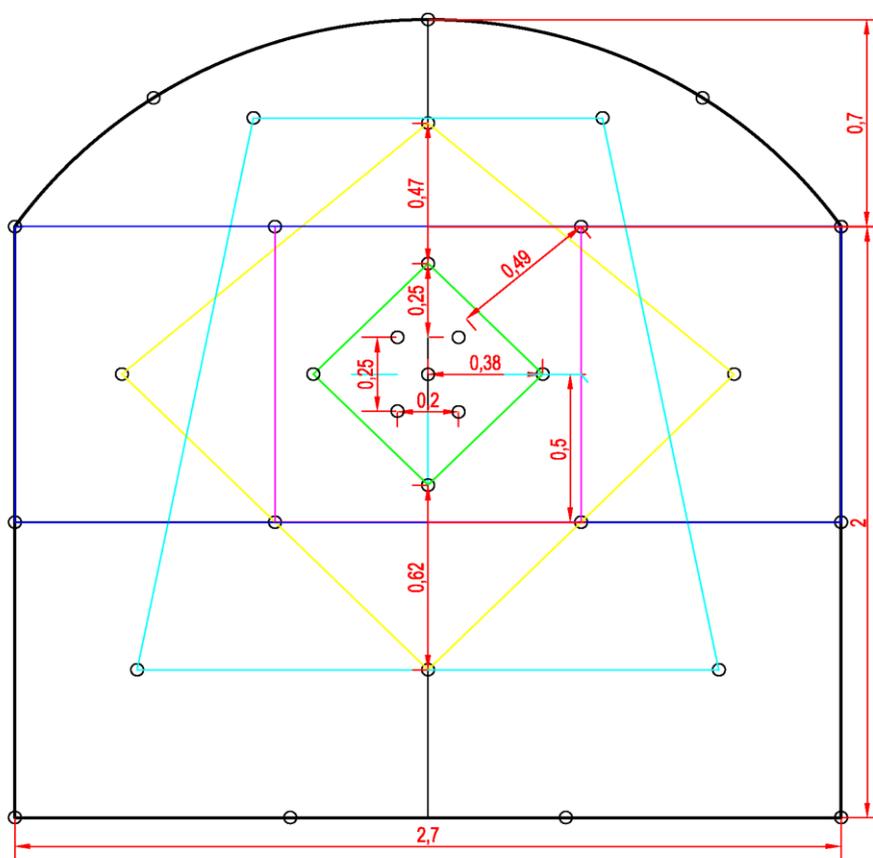
ANEXO 2: Plano topográfico de las galerías GL 910 SW y GL 885 SW



ANEXO 3: Malla de perforación anterior

ANEXO 3: Malla de perforación anterior

MALLA DE PERFORACION ANTERIOR AL DISEÑO

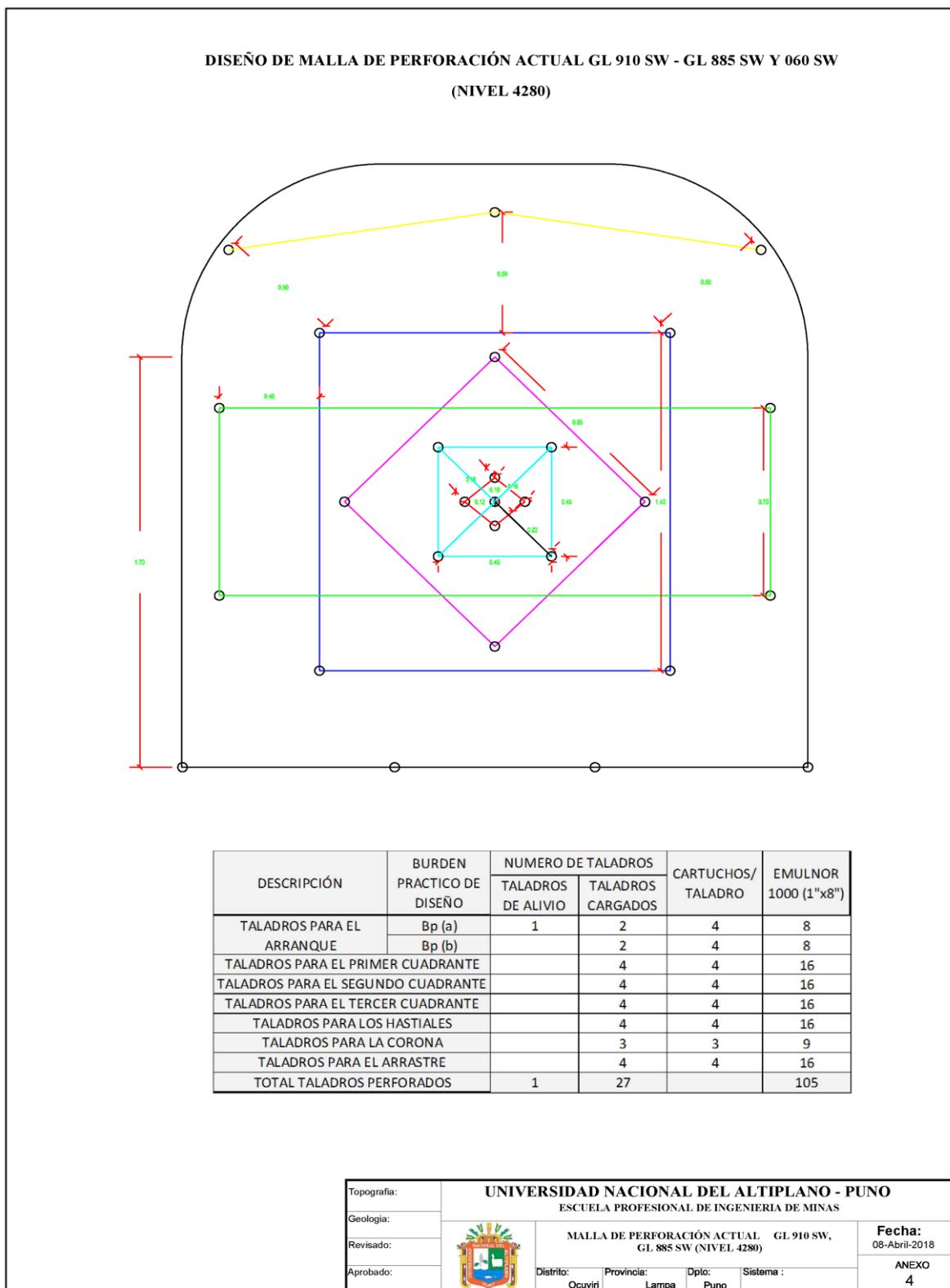


Topografía:	UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO				Fecha:
Geología:	ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS				08-Abril-2018
Revisado:		MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR DE LA			ANEXO 3
Aprobado:		GL 910 SW Y GL 885 SW (NIVEL 4280)			
	Distrito:	Provincia:	Dpto:	Sistema :	
	Ocuivilí	Lampa	Puno		

Fuente: Tesista

ANEXO 4: Malla de perforación actual para galerías

ANEXO 4: Malla de perforación actual para galerías



Fuente: Tesista

ANEXO 5: Comparación de costos de Equipos de Protección Personal (EPPs) y Materiales

ANEXO 5: Comparación de costos de Equipos de Protección Personal (EPPs) y Materiales

COMPARACIÓN DE PRECIOS EPPs Y MATERIALES						
DESCRIPCIÓN	2.7		3.32		DIFERENCIA EN SOLES	DIFERENCIA %
	2007		2015			
	PRECIO UNITARIO S/.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO UNITARIO S/.	PRECIO UNITARIO \$		
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
MAMELUCOS	47.25	17.50	96.34	29.02	49.09	103.9%
BOTAS DE JEBE	46.55	17.24	75.10	22.62	28.55	61.3%
GUANTES DE CUERO	17.90	6.63	21.30	6.42	3.40	19.0%
GUANTES DE neoprene			24.30	7.32		
PANTALÓN DE JEBE	29.70	11.00	64.10	19.31	34.40	115.8%
SACOS DE JEBE	29.70	11.00	66.40	20.00	36.70	123.6%
CORREA DE CUERO	10.80	4.00	25.73	7.75	14.93	138.2%
CASCO PROTECTOR	9.86	3.65	44.86	13.51	35.01	355.2%
REPIRADORES	28.62	10.60	56.25	16.94	27.63	96.5%
FILTROS	9.94	3.68	16.38	4.93	6.44	64.9%
TAPÓN DE OIDO	2.43	0.90	6.84	2.06	4.41	181.5%
LAMPARAS ELÉCTRICAS	270.00	100.00	408.70	123.10	138.70	51.4%
LENTES DE SEGURIDAD	20.25	7.50	28.40	8.55	8.15	40.2%
BARBIQUEJOS	3.65	1.35	7.67	2.31	4.03	110.4%
TAFILETE PARA CASCO	3.16	1.17	13.44	4.05	10.28	325.5%
ARNES DE SEGURIDAD	0.00		278.00	83.73	278.00	
LINEA DE VIDAD	0.00		85.00	25.60	85.00	
HERRAMIENTAS						
LAMPA	20.12	7.45	46.70	14.07	26.59	132.2%
PICO	24.54	9.09	35.50	10.69	10.96	44.6%
LLAVE STILSON 14"	40.50	15.00	94.94	28.60	54.44	134.4%
LLAVE STILSON 18"	0.00		163.10	49.13	163.10	
LLAVE FRANCESA 24"	94.50	35.00	123.20	37.11	28.70	30.4%
LLAVE FRANCESA 15"	0.00		88.00	26.51	88.00	
LLAVE FRANCESA 12"	0.00		75.00	22.59	75.00	
BARRETILLA 10'	0.00		150.00	45.18	150.00	
BARRETILLA 8'	0.00		135.00	40.66	135.00	
BARRETILLA 6'	28.03	10.38	110.00	33.13	81.97	292.5%
BARRETILLA 4'	0.00		70.00	21.08	70.00	
CUCHARILLA	2.70	1.00	15.75	4.74	13.05	483.3%
ATACADOR	4.05	1.50	17.50	5.27	13.45	332.1%
PUNZON DE CEBO	5.40	2.00	40.00	12.05	34.60	640.7%
FLEXOMETRO	10.13	3.75	18.00	5.42	7.88	77.8%
PINTURA	0.00		12.00	3.61	12.00	
LLAVE SACA BARRENO	5.40	2.00	32.00	9.64	26.60	492.6%
CARRETILLA	123.12	45.60	250.00	75.30	126.88	103.1%
MOCHILA	0.00		65.00	19.58	65.00	
CORVINA	102.60	38.00	338.00	101.81	235.40	229.4%
LIMA TRIANGULAR	0.00		18.50	5.57	18.50	
SOPLETE	8.10	3.00	35.00	10.54	26.90	332.1%
ACEITERA	2.70	1.00	38.00	11.45	35.30	1307.4%
COMBA DE 6LB	32.40	12.00	85.00	25.60	52.60	162.3%
COMBA DE 24LB	0.00		164.00	49.40	164.00	
GUIADORES	0.00		17.50	5.27	17.50	
PIEDRA ESMERIL	0.00		150.00	45.18	150.00	
AZUELA	37.80	14	70.00	21.08	32.20	85.2%
FORMON	0.00		45.60	13.73	45.60	
PUNTA	20.52	7.6	48.53	14.62	28.01	136.5%
NIVEL DE 30 CM.	40.50	15	80.00	24.10	39.50	97.5%
ARCO DE SIERRA	0.00		40.90	12.32	40.90	
HOJA DE SIERRA	0.00		6.00	1.81	6.00	
CIZAYA STALY N° 18	0.00		150.50	45.33	150.50	
TRAPO INDUSTRIAL	0.00		6.50	1.96	6.50	
VALVULAS TIPO BOLA DE 1'	0.00		72.00	21.69	72.00	
PERFORACIÓN						
PERFORADORA	9720.00	3600	18000.00	5421.69	8280.00	85.2%
MANGUERA DE 1"	6.16	2.28	23.00	6.93	16.84	273.6%
MANGUERA DE 1/2"	3.65	1.35	12.40	3.73	8.76	240.2%
ACEITE DE PERFORACIÓN	0.00		42.60	12.83	42.60	
ACEROS DE PERFORACIÓN						
Barreno Integral de 3'			341.30	102.80	341.30	
Barreno Integral de 4'			367.86	110.80	367.86	
Barreno Integral de 6'	282.80	104.74	413.19	124.45	130.39	46.1%
Barreno Integral de 8'					0.00	
Barilla Conica de 3'			300.46	90.50	300.46	
Barilla Conica de 4'			330.81	99.64	330.81	
Barilla Conica de 6'			377.08	113.58	377.08	
Barilla Conica de 8'					0.00	
Brocas 38'			118.93	35.82	118.93	
Brocas 41'			118.93	35.82	118.93	