

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION**

**FACULTA DE INGENIERIA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**Diseño de malla de perforación y voladura en la construcción del**

**Bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor: Bach. Miguel OSORIO YUPANQUI**

**Asesor: Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMERCOC**

**Cerro de Pasco – Perú – 2021**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION**

**FACULTA DE INGENIERIA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**Diseño de malla de perforación y voladura en la construcción del**

**Bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado.**

---

**Mg. Vicente César DAVILA CORDOVA**  
PRESIDENTE

---

**Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA**  
MIEMBRO

---

**Mg. Raúl FERNANDEZ MALLQUI**  
MIEMBRO

## **DEDICATORIA**

Dedico mi tesis con todo mi corazón a nuestro señor dios todo poderoso, a mis padres por haberme cuidado y desearme lo mejor en mi vida profesional, a los amigos quienes incondicionalmente me apoyaron para que la tesis sea toda una realidad, a los maestros que en mi vida de estudiante nos encontramos para formar una sola familia minera.

## **RECONOCIMIENTO**

Primero doy gracias a Dios todo poderoso por la vida que se me dio, la buena salud y el amor infinito, Segundo A mis padres por sus constantes consejos y apoyo que me dieron en los buenos y malos momentos; Tercero a mi dulce novia que siempre estuvo apoyándome día a día al cumplimiento del término de mi proyecto; también agradezco a los amigos que me brindaron su apoyo en la obtención de la información y por ultimo agradezco a los docentes de la facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, por ser una fuente de mis conocimientos profesionales y enseñanza constante.

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación de tesis intitulado “Diseño de Malla de Perforación y Voladura en la Construcción del Bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C.”, es realizado para poner como modelo de mejora en los procesos productivos, siendo un problema en muchos casos que solo se sigue un solo parámetro o estándar de diseño, el planteamiento de nuevos modelos de diseños se basa en el conocimiento de modelos matemáticos a seguir y mejorar.

Con el nuevo diseño se logró la reducción del número de taladros de 50 a 48 taladros en una sección de 4.5 m x 4.0 m, disminuyendo el tiempo de perforación de la malla de 3.044 horas a 2.884 horas ganado de esa manera 9.57 minutos por malla mejorando de tal forma que el factor de carga se refleja con 0.32 kg/m<sup>3</sup> de diferencia, se decidió elegir otros tipos de explosivos que mejoren el rendimiento del avance y no causen daño a la roca ya que trabajando con un tipo de roca que tiene un RMR de 35 a 50 y obteniendo una clasificación de mala a regular siendo característico de la roca margas rojas donde la gran parte de la formación que tienen los yacimientos de la empresa Chungar son en su mayoría margas y conglomerados, disminuyendo el número de taladros se pudo obtener un beneficio de 8.11 \$/ML., de avance y eligiendo otro tipo de explosivo a lo ya usado reducimos el costo teniendo un ahorro de 89.37 US \$/ML, mejorando con un volumen roto de 58.22m<sup>3</sup> por disparo con un tonelaje de 157.21 tn/disparo.

**Palabra Clave:** Costos, Voladura.

## ABSTRACT

This thesis research work entitled "Design of Drilling and Blasting Mesh in the Construction of Bypass 4250 of Company Management Chungar S.A.C.", is carried out to put as a model of improvement in production processes, being a problem In many cases where only a single parameter or design standard is followed, the approach to new design models is based on the knowledge of mathematical models to be followed and improved.

With the new design, the number of drills was reduced from 50 to 48 drills in a 4.5 m x 4.0 m section, having a distribution of drills that improve blasting as well as the load factor, it was decided to choose other types of explosives that improve the performance of the advance and do not cause damage to the rock since working with a type of rock that has an RMR of 35 to 50 and obtaining a classification of bad to regular being characteristic of the red marl rock where the great part of the formation The Chungar company's deposits are mostly marls and conglomerates, reducing the number of drills, it was possible to obtain a profit of 8.11 \$ / ML., advance and choosing another type of explosive we reduced costs, saving 89.37 US. \$ / ML, improving with a broken volume of 58.22m<sup>3</sup> per shot with a tonnage of 157.21 tn / shot.

**Keywords:** Costs, Blasting.

## INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Chungar S.A.C., en sus minas tiene yacimientos polimetálicos cuyo cuerpo mineralizado se presenta en mantos, cuerpos y vetas interconectados entre las minas de Islay y Animón; la presente tesis de investigación tiene la finalidad de minimizar los costos de perforación en la construcción del bypass 4250 para la explotación de la veta Karina I.

El Capítulo I, que trata sobre el problema de investigación, formulación del problema, objetivos, justificación y limitaciones de la investigación.

El Capítulo II, que hace referencia al marco teórico donde se trata de los antecedentes, la base teórica, formulación de la hipótesis y la identificación de las variables.

El Capítulo III, que trata de la metodología y técnica de investigación, donde trataremos el tipo, método y diseño de investigación, así como población y muestra, tratamiento estadístico y orientación ética.

El Capítulo IV, Dentro de este capítulo haremos referencia a los resultados y la discusión, descripción del trabajo de campo, presentación y análisis de resultados, prueba de hipótesis y por último discusión de los resultados obtenidos.

## INDICE

DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
INDICE	
INDICE DE TABLAS	
INDICE DE GRAFICOS	
INDICE DE PLANOS	

### CAPÍTULO I

#### PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema .....	1
1.2. Delimitación de la investigación .....	2
1.3. Formulación del problema.....	25
1.4. Formulación de objetivos .....	26
1.5. Justificación de la investigación .....	26
1.6. Limitaciones de la investigación.....	27

### CAPITULO II

#### MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio.....	28
2.2. Bases teóricas - científicas.....	30
2.3. Definición de términos básicos.....	62
2.4. Formulación de hipótesis .....	63
2.5. Identificación de variables .....	63
2.6. Definición operacional de variables e indicadores .....	64

### CAPÍTULO III

#### MÉTODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación .....	65
3.2. Métodos de investigación.....	65
3.3. Diseño de investigación .....	66
3.4. Población y muestra.....	66
3.5. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	66
3.6. Técnicas de procesamiento y análisis de datos .....	67
3.7. Tratamiento estadístico.....	67

3.8. Selección validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación .....	68
3.9. Orientación ética .....	68

#### **CAPITULO IV**

#### **RESULTADOS Y DISCUSION**

4.1. Descripción del trabajo de campo .....	69
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados .....	70
4.3. Prueba de hipótesis .....	108
4.4. Discusión de resultados .....	112

## INDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.</b> Rutas de acceso a la mina Chungar .....	3
<b>Tabla 2</b> Cotizaciones aplicadas a la estimación de reservas.....	13
<b>Tabla 3</b> Evolución de las reservas minerales totales .....	13
<b>Tabla 4</b> Parámetros de la Roca (Marga Roja).....	23
<b>Tabla 5</b> Calidad del Macizo Rocosó Mediante el Cálculo de Q.....	23
<b>Tabla 6</b> Sistema de Clasificación de Rocas de Mina Islay .....	25
<b>Tabla 7</b> Distancia entre Taladros .....	40
<b>Tabla 8</b> Coeficiente de Roca.....	40
<b>Tabla 9</b> Factor de Carga.....	41
<b>Tabla 10</b> Carga Promedio por Taladro .....	43
<b>Tabla 11</b> Burden y Distancia entre Taladros del Arranque .....	46
<b>Tabla 12</b> Características Técnicas del Emulnor .....	56
<b>Tabla 13</b> Características Técnicas de la Mecha Rápida .....	59
<b>Tabla 14</b> Características Técnicas .....	59
<b>Tabla 15</b> Características Técnicas del Carmex.....	60
<b>Tabla 16</b> Características Técnicas del Famecorte P40 .....	61
<b>Tabla 17</b> Tiempos de Retardo de Periodo Corto y Largo.....	62
<b>Tabla 18</b> Operacionalización de Variables .....	64
<b>Tabla 19</b> Datos para el cálculo de la malla de perforación.....	70
<b>Tabla 20</b> Distribución de Taladros Anterior.....	97
<b>Tabla 21</b> Distribución de Taladros de la Nueva Malla de Perforación .....	98
<b>Tabla 22</b> Distribución de Taladros del Nuevo Diseño de Malla .....	99
<b>Tabla 23</b> Secuencia de salida de los taladros.....	100
<b>Tabla 24</b> Distribución de explosivos por taladro.....	101

<b>Tabla 25</b> Peso de explosivos empleados.....	101
<b>Tabla 26</b> Secuencia de salida de los taladros.....	103
<b>Tabla 27</b> Distribución de explosivos por taladro.....	103
<b>Tabla 28</b> Cantidad de explosivo empleado.....	104
<b>Tabla 29</b> Costos de mano de obra.....	104
<b>Tabla 30.</b> Costos de Materiales.....	105
<b>Tabla 31.</b> Costos de Explosivos.....	105
<b>Tabla 32.</b> Costos de Implementos y Herramientas .....	106
<b>Tabla 33.</b> Costos de Equipo.....	106
<b>Tabla 34.</b> Costos de Mano de Obra del Nuevo Diseño .....	106
<b>Tabla 35. Costos de Mano de Obra</b> .....	107
<b>Tabla 36.</b> Costos de Explosivos de la nueva malla.....	107
<b>Tabla 37.</b> Costos de Implementos y Herramientas de la nueva malla.....	108
<b>Tabla 38.</b> Costos de Equipos en la nueva malla .....	108
<b>Tabla 39.</b> Diferencia de costos de febrero y abril.....	109
<b>Tabla 40</b> Prueba t para medias de dos muestras .....	111
<b>Tabla 41</b> Diferencia de Taladros de Malla Anterior y Nueva .....	113
<b>Tabla 42</b> Diferencia de Tiempos de Perforación entre Mallas .....	114
<b>Tabla 43</b> Diferencia de Cantidad de Explosivo Empleado entre Mallas.....	115
<b>Tabla 44</b> Diferencia de Pesos de Explosivo Empleado por la Mallas .....	116
<b>Tabla 45</b> Diferencia de costos de voladura entre mallas .....	117
<b>Tabla 46</b> Diferencias de Volumen y Factor de Carga entre Mallas.....	118
<b>Tabla 47</b> Diferencias del Costo Total entre Mallas .....	119
<b>Tabla 48</b> Costos de Perforación de la malla anterior.....	11
<b>Tabla 49</b> Costos de Perforación de la nueva malla.....	11

## INDICE DE GRAFICOS

<b>Gráfico 1.</b> Afloramiento de capas rojas, margas y conglomerados .....	6
<b>Gráfico 2</b> Tipos de cortes quemados .....	33
<b>Gráfico 3</b> Perforación de taladros en paralelo .....	34
<b>Gráfico 4</b> Tipos de Corte Cilíndrico .....	35
<b>Gráfico 5</b> Distribución y Denominación de taladros .....	36
<b>Gráfico 6</b> Distancia entre el Taladro de Producción y Expansión.....	38
<b>Gráfico 7</b> Escariado de Barreno Piloto .....	38
<b>Gráfico 8</b> Esquema Geométrico de Arranque.....	47
<b>Gráfico 9</b> Tipos de Emulnor Encartuchado .....	55
<b>Gráfico 10</b> Cebado de Emulnor usando Cordón Detonante .....	56
<b>Gráfico 11</b> Taladros Cargados con Emulnor .....	57
<b>Gráfico 12</b> Cálculo de la Sección del Túnel .....	71
<b>Gráfico 13</b> Cálculo de la Longitud de Arco .....	73
<b>Gráfico 14</b> Esquema de los taladros Arranque .....	76
<b>Gráfico 15</b> Espaciamiento por definición de triangulo isósceles .....	78
<b>Gráfico 16</b> Burden y Espaciamiento del Arranque.....	78
<b>Gráfico 17</b> Nuevo Espaciado según teoría de Pitágoras.....	82
<b>Gráfico 18</b> Burden y Espaciamiento del Primer Cuadrante .....	83
<b>Gráfico 19</b> Burden y Espaciamiento del Segundo Cuadrante .....	85
<b>Gráfico 20</b> Burden y Espaciamiento del Tercer Cuadrante .....	86
<b>Gráfico 21</b> Burden y Espaciamiento del Tercer Cuadrante .....	89
<b>Gráfico 22</b> Distribución de Taladros de Malla Anterior.....	97
<b>Gráfico 23</b> Secuencia de Salida de la Malla Anterior .....	100

<b>Gráfico 24</b> Secuencia de Salida de la Nueva Malla.....	102
<b>Gráfico 25</b> Curva de Aceptación y rechazo de la prueba de hipótesis .....	112
<b>Gráfico 26</b> Diferencia de Taladros de Malla Anterior y Nueva .....	113
<b>Gráfico 27</b> Diferencia de Tiempos de Perforación entre Mallas .....	114
<b>Gráfico 28</b> Diferencia de Cantidad de Explosivo Empleado entre Mallas.....	116
<b>Gráfico 29</b> Diferencia de Pesos de Explosivo Empleado por la Mallas .....	117
<b>Gráfico 30</b> Diagrama de Diferencias del Costo Total entre Mallas .....	119

## INDICE DE PLANOS

<b>Plano 1.</b> Ubicación de la Mina Chungar - Animón.....	5
<b>Plano 2.</b> Geológico Regional de la Mina Animón - Islay.....	7
<b>Plano 3</b> Columna Estratigráfica de la Mina Animón.....	9
<b>Plano 4</b> Malla de perforación Anterior del bypass 4250 .....	7
<b>Plano 5</b> Nueva Malla de Perforación del Bypass 4250.....	8
<b>Plano 6</b> Secuencia de Salida de la Nueva Malla.....	9
<b>Plano 7.</b> Proyección de Construcción del Bypass 4250.....	10

# **CAPÍTULO I**

## **PROBLEMA DE INVESTIGACION**

### **1.1. Identificación y determinación del problema**

Los avances en la construcción de galerías, bypass, cruceros, rampas o frentes de producción siempre tienen deficiencias en donde en los resultados de avances lineales no son los esperados ya que los taladros quedan cargados sin explotar consecuencia de demasiados taladros con poco espacio y otros a la cantidad de carga explosiva sometida en los taladros teniendo como resultado tiros cortados, soplados para un terreno que varía de mala a regular, con burden y espaciamiento inadecuados incrementando los costos unitarios en la construcción del bypass, como consecuencias de estas diferencias se propone el diseño de una nueva malla de perforación y voladura de acuerdo a los cálculos teóricos y las características de la roca permitiéndonos disminuir el número de taladros, la carga explosiva para minimizar los costos unitario de la construcción del bypass 4250.

## **1.2. Delimitacion de la investigacion**

El presente trabajo de investigacion esta delimitada por el diseño de malla de perforacion y voladura del bypass 4250 de la Unidad Minera Animon de la Empresa Administradora Chungar S.A.C., para el desarrollo de nuevos tajos de explotacion que incremeta la veta karina I, para ello se realizo el analisis de los reportes de avances y se propuso el planteamiento de una nueva malla de perforacion que permita mayor avance a menor costos, considerando las recomendaciones geomecanicas y el areas de seguridad.

### **1.2.1. Información general**

La Unidad Operativa Chungar está conformada por dos minas subterráneas: Animón e Islay y una planta concentradora denominada Animón. En el año 2019, el tratamiento de mineral alcanzó 1.7 millones de toneladas, lo que representó el 19% del mineral tratado de Volcan consolidado. Durante el 2019 el tratamiento fue 0.9 % mayor asociado a tener mayores días de operación respecto al 2018, año en que se tuvo días de paralización por temas de seguridad.

En el año 2019, la mina Animón consolidó su producción en 4,140 tpd, lográndose una mejor performance debido al plan establecido de desarrollar y preparar la mina en la zona alta y lateral, así mismo se continuó con la profundización de la mina. Durante el 2019 se continuó la construcción de los sistemas de bombeo Esperanza y Montenegro, se puso en marcha un tren de bombas para garantizar la confiabilidad del sistema de bombeo principal de mina. El descubrimiento de la nueva vetas Karina I brindará sostenimiento del plan proyectados de las reservas de mineral con la

construcción del bypass 4250 se llegará a la explotación de esos nuevos tajos a explotar con un diseño de sección de 4.5 m de ancho y. x 4.0 m. de alto; y gradiente de -1 %, perforando inicialmente 88 m. lineales y extendiéndose a 250 m., la construcción del bypass tiene como finalidad incrementar los recursos geológicos para prolongar la vida de la mina Animón llegando a encontrar recursos con potencias de mineral de 15.35 m con 7.18 Onz. Ag/tn.

### 1.2.2. Ubicación y acceso

La Unidad Operativa Chungar se encuentra ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes Peruanos; políticamente se ubica en el Distrito de Huayllay, anexo de San José en el departamento de Pasco, a 219 kilómetros al este de Lima y a una altitud de 4600 m.s.n.m., con coordenadas UTM N-8780.935 y E-343.814. Está conformada por dos minas subterráneas: Animón e Islay, y una planta concentradora denominada Animón.

**Tabla 1.**

*Rutas de acceso a la mina Chungar*

<b>RUTA</b>	<b>DISTANCIA</b>	<b>TIEMPO</b>
	Km	Horas
Lima – Oroya - Cerro de Pasco - Mina	328	6
Lima – Huaral - Mina	225	4
Lima – Canta - Mina	219	4

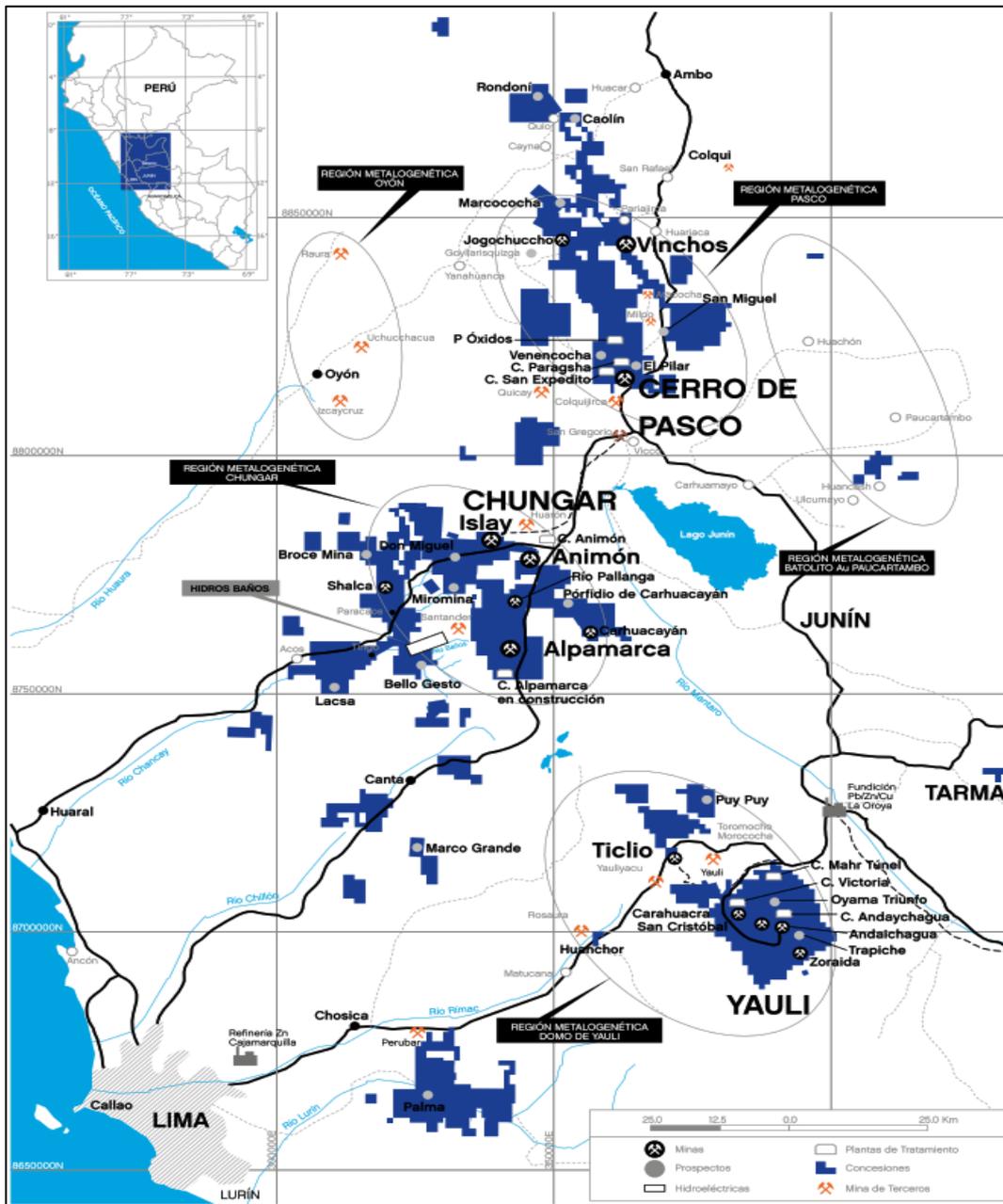
Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### **1.2.3. Clima y vegetación**

Las precipitaciones pluviométricas arrojan un promedio anual de 890 mm de los cuales el 80%, que corresponden a la estación lluviosa. La humedad relativa en la zona es de 60% con cielo cubierto y nubosidad baja durante los meses de enero a marzo y una humedad relativa de 50% con cielo despejado y estratos de nubosidad altas durante los meses de abril a diciembre. (Volcan Compañía Minera, 2019)

# Plano 1.

## Ubicación de la Mina Chungar – Animón



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

PLANO DE UBICACION DE MINA CHUNGAR - ANIMON

DIST: HUAYLLAY

PROVINCIA: PASCO

DEPT: PASCO

Nota. Fuente: (Volcan Compañía Minera, 2019).

## 1.2.4. Estudio geológico

### 1.2.4.1. Geología regional.

Geológicamente Animón forma un yacimiento dentro de una realidad estructural donde geo cronológicamente citamos tres lineamientos; el lineamiento estructural E-W de Animón, el dique de intrusivo NW-SE y la falla Llacsacocha NE-SW. Este conjunto estructural que data de la orogenia andina habría ocurrido en el Terciario (mioceno) y habría desarrollado la mineralización desde dos focos sub paralelos, el foco más conspicuo de Harón y el foco menor ubicado en el lineamiento EW de Animón. (Silvestre Gallardo, 2018)

#### Gráfico 1.

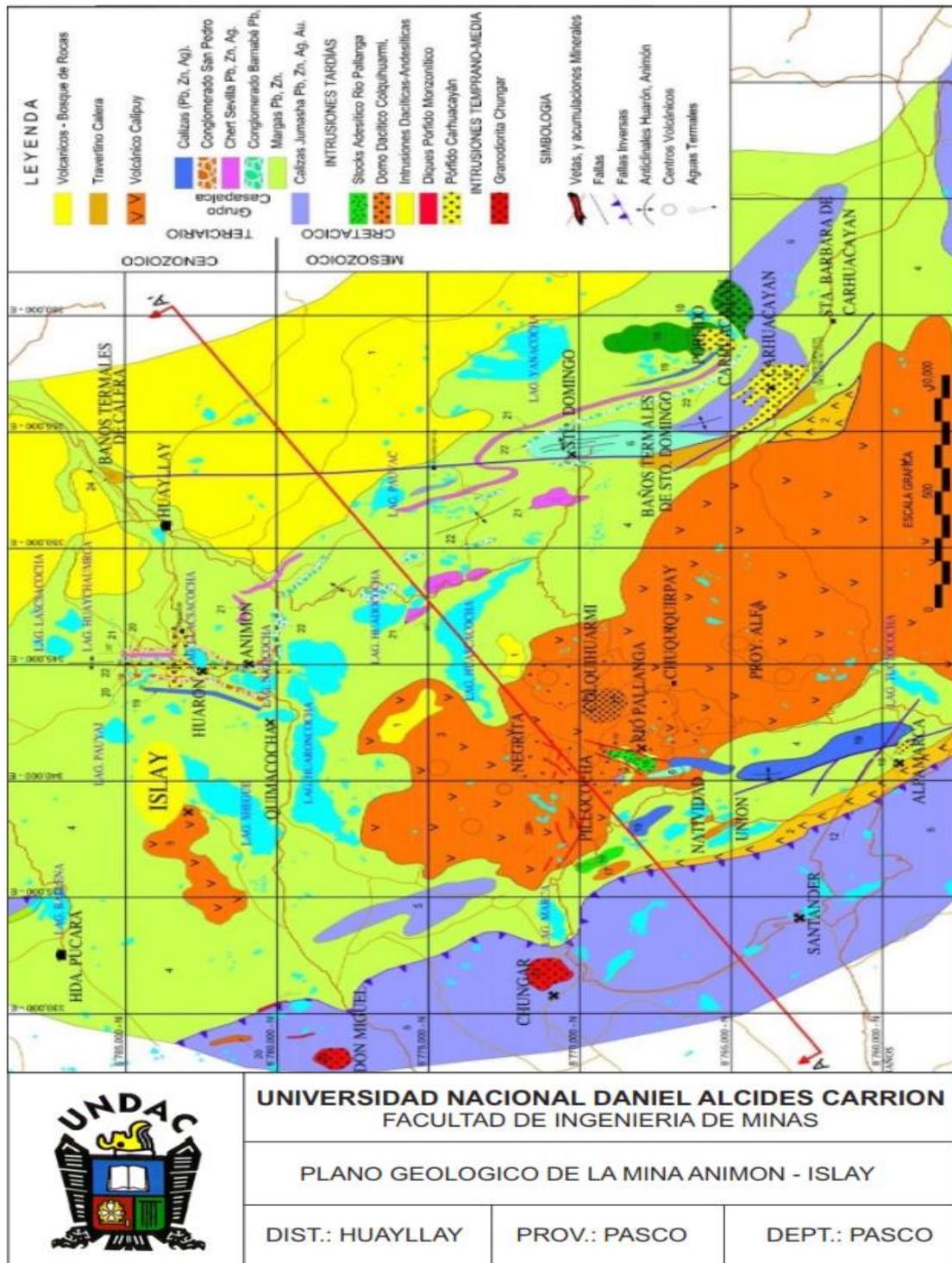
*Afloramiento de capas rojas, margas y conglomerados*



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Plano 2.**

**Geológico Regional de la Mina Animón - Islay.**



Nota. Fuente: (Rios Valdivia & Ayala Espinoza, 2015).

#### 1.2.4.2. Estratigrafía

**Formación pariatambo:** Esta formación está constituida de calizas y margas bituminosas de color negro con intercalaciones de calizas oscuras tabulares que se rompen a manera de lajas.

**Formación jumasha:** Esta formación consiste de calizas gris a gris parduzcas masivas, en bancos medios a gruesos, muy resistentes a la erosión. Morfológicamente, presenta picos agrestes, escarpados y conspicuos. Sus mejores afloramientos se encuentran en la hoja de Ondores con un espesor aproximado de 400m, ocupando las altas cumbres como las Cordilleras Puagjanca y La Viuda, así como los Nevados Alcay, Lashual. (Dias Valdiveiza & Ramirez Carrion, 2009)

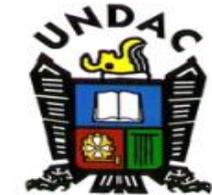
**Formación celedin:** En el cuadrángulo de Ondores próximo a la Cordillera de Puagjanca, se ha determinado un delgado afloramiento, constituido por margas grises a pardo amarillentas que intemperizan a color amarillo crema con delgadas intercalaciones de caliza gris en capas delgadas. Presenta morfología suave, ondulada y tiende a erosionarse rápidamente.

**Grupo calipuy:** El Grupo Volcánico Calipuy descansa en discordancia sobre la Formación Casapalca; fue depositado después del período de plegamiento, erosión y levantamiento que afectaron a la Formación Casapalca y que culminaron con una amplia superficie de erosión.

Plano 3

Columna Estratigráfica de la Mina Animón

UNIDADES CRONOESTRATIGRAFICAS				UNIDADES LITO ESTRATIGRAFICAS				SUCESO GEOLOGICO	MILLONES AÑOS	ROCAS INTRUSIVAS									
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	EDAD	COLUMNA	SIMBOLO	GRCSOR. mt.	LITOLOGÍA												
<b>MESOZOICO</b>	<b>CRETÁCICO</b>	<b>SUPERIOR</b>	<b>PALEOCENO</b>	<b>JUMASHA</b>		Jm	550	Calizas masivas de colores claros.	<b>PERUANA</b> FORMACION DE LOS ANDES	90									
							800	Areniscas calcareas, limolitas y margas rojizas.											
							40	Conglomerado BERNABÉ con clastos de caliza.											
							420	Areniscas calcareas y margas rojizas.											
							25	Chert SEVILLA calcareo violaceo.											
							300	Margas limolíticas rojizas con delgados nvs. de areniscas rojizas.											
							50	Conglom. "SAN PEDRO"											
							100	Margas limolíticas rojizas.											
							20	Calizas finas con chert irregular.											
							>50	Margas limolíticas rojizas con Nvs. areniscas, lodolitas, limolitas y clz.											
<b>CENOZOICO</b>	<b>TERCIARIO</b>	<b>INFERIOR</b>	<b>EOCENO</b>	<b>CASA PALLA</b>		KsTr-ca	58	Chert SEVILLA calcareo violaceo.	<b>PLEGAMIENTO INCAICANTO</b> ANTICLINAL DE HUARON	58									
							36	MINERALIZACION FRACTURA INTRUSION											
							25	MINERALIZACION SUPERFICIE PUNA											
							13	PLEGAMIENTO QUICHUANO											
							200	lobos ignimbritas riolitas y andesitas											
							20	morrenas con clastos angulosos a subredondeados en matriz arenosa.											
							10	Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso											
							<b>MESOZOICO</b>	<b>CRETÁCICO</b>			<b>INFERIOR</b>	<b>PALEOCENO</b>	<b>JUMASHA</b>		Jm	550	Calizas masivas de colores claros.	<b>PERUANA</b> FORMACION DE LOS ANDES	90
																800	Areniscas calcareas, limolitas y margas rojizas.		
																40	Conglomerado BERNABÉ con clastos de caliza.		
420	Areniscas calcareas y margas rojizas.																		
25	Chert SEVILLA calcareo violaceo.																		
300	Margas limolíticas rojizas con delgados nvs. de areniscas rojizas.																		
50	Conglom. "SAN PEDRO"																		
100	Margas limolíticas rojizas.																		
20	Calizas finas con chert irregular.																		
>50	Margas limolíticas rojizas con Nvs. areniscas, lodolitas, limolitas y clz.																		



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

COLUMNA ESTRATIGRAFICA DE LA MINA ANIMON

DIST.: HUAYLLAY

PROV.: PASCO

DEPT.: PASCO

Nota. Fuente: (Rios Valdivia & Ayala Espinoza, 2015)

**Formación casapalca:** Esta unidad aflora extensamente sobre el geoanticlinal del Marañón con varios cientos de metros de potencia. Por lo general, la serie de capas rojas consiste íntegramente de sedimentos, constituida por lutitas, limolitas, areniscas de colores rojo ladrillo, hacia la base presenta niveles de conglomerados con clastos de calizas, areniscas rojas e intrusivos, hacia el tope se observa predominancia de calizas blanquecinas con intercalaciones de areniscas conglomeráticas rojizas.

**Formación yantac:** Constituida por rocas clásticas y piroclásticas, variando a conglomerados, areniscas gris parduzcas, caliza arenosa, limolitas y lutitas de colores abigarrados (verde a marrón, púrpura, rosado, gris, blanco y pardo). Sus mejores afloramientos se observan hacia el lado sur occidental de Santa Bárbara de Carhuacayán (Ondores).

**Formación huayllay:** Después de la última Fase Tectónica andina hubo una actividad volcánica con ignimbritas que rellenaron las superficies de erosión bajo la forma de efusiones lávicas andesíticas intercaladas con piroclastos. Así, el afloramiento más notable se observa en los alrededores de Huayllay, teniendo buena extensión hacia el cuadrángulo de Ondores (próximo a Santa Bárbara de Carhuacayán) y Cerro de Pasco (Hacienda Conoc), formando una extensa meseta alargada de dirección andina.

#### **1.2.4.3. Geología local**

El yacimiento de Chungar litológicamente está conformado por rocas sedimentarias que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de conglomerados y volcánico - clásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes. (Silvestre Gallardo, 2018)

#### **1.2.4.4. Geología estructural**

El dominio estructural está definido por el anticlinal Animón - Huarón, con eje de rumbo N 30° W (orientación andina). En el flanco occidental los estratos buzanan en promedio entre 30° a 40° al NW, la estructura tiene una longitud de 5Km. próximo al tajo Quimacocha (500m al NE de la Laguna Quimacocha, se ha podido reconocer una falla (relacionada a la mineralización) de rumbo N 70° W, y buzamiento 80°-85° SW, presenta un lineamiento continuo hasta la mina Islay (hacia el Oeste) y al lado Este de la Laguna Naticocha. La Veta Principal de la mina Animón es una falla importante, tiene un rumbo promedio de N 75°- 80° W, y buzamiento de 80° – 85° NE. (Alvarez Carhuaricra, 2019)

#### **1.2.4.5. Geología económica**

La veta más importante de Mina Animón es veta Principal, de rumbo E-W y buzamiento de 65 a 75 grados al norte, con casi 2km de largo, 600 m reconocidos de profundización actual y potencia que va desde 0.50 m hasta 12 metros de ancho, presenta clavos subsecuentes de excelente relleno mineral que también varía en su longitud presentando en la parte central y profunda el sector más desarrollado de mineral masivo de esfalerita y en el sector, este dominio de mineralización en carbonatos con valores interesantes de Pb-Ag.

La segunda veta más importante de Mina Animón es veta Janeth, de rumbo E-W y buzamiento de 65 grados al sur, con casi 900m de largo, y 400 m de profundización actual y potencia que va desde 0.50 m hasta 7 metros de ancho, presenta relleno mineral de esfalerita galena, ganga de carbonatos pirita y algo de cuarzo. (Cajaleon Ambrosio, 2018)

#### **1.2.4.6. Reservas de minerales**

La producción de Volcan durante el 2018 fue de 241,000 TMF de zinc, 17 millones de onzas de plata y 47,000 TMF de plomo, es decir disminuciones de 5.5%, 1.7% y 7.9%, respectivamente, comparados con el 2017. Esto principalmente explicado por las paralizaciones de las operaciones en las unidades de Chungar, por más de tres semanas, y Yauli, por dos semanas, con la finalidad de asegurar el cumplimiento de los altos estándares de seguridad de la Compañía.

**Tabla 2**

Cotizaciones aplicadas a la estimación de reservas

Precios	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
Zinc (USD/TM)	1,800	1,800	1,900	2,200	2,200	2,300	2,450	2,440	2,450
Plomo (USD/TM)	1,800	1,800	2,000	2,000	2,000	2,100	2,100	2,030	1,910
Cobre (USD/TM)	6,500	6,500	6,500	6,500	6,500	5,800	6,400	6,500	6,460
Plata (USD/oz)	15	15	20	18	18	18	18.5	16	17
Oro (USD/oz)	1,000	1,000	1,200	1,200	1,200	1,200	1,250	1,250	1,250

Nota. Fuente: (Volcan Compañía Minera, 2019).

Las reservas de mineral son la parte económicamente minable de un recurso mineral medido o indicado. Las reservas incluyen la dilución de material y contingencias por pérdidas que pueden ocurrir durante su minado. Las reservas son categorizadas como probadas o probables atendiendo a su grado de confianza.

**Tabla 3**

Evolución de las reservas minerales totales.

Evolución de reservas minerales	Miles de TM	Leyes				Finos		
		Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Ag
		%	%	%	oz/TM	Miles de TM	Miles de TM	Millones de oz
2010	148,429	3.9	1.2	0.1	3.1	5,715	1,707	453
2011	135,691	3.9	1.1	0.1	3.2	5,238	1,520	438
2012	109,673	3.7	1.0	0.1	3.2	4,112	1,147	355
2013	69,417	3.9	1.0	0.1	4.0	2,728	676	276
2014	73,699	2.5	0.7	0.1	1.8	1,864	486	133
2015	76,891	3.7	0.9	0.1	3.5	2,840	701	267
2016	65,242	3.9	0.9	0.1	3.3	2,536	614	215
2017	50,296	4.1	0.9	0.2	3.6	2,039	465	179
2018	34,300	4.0	0.9	0.1	2.4	1,388	306	81
2019	32,700	4.8	1.1	0.2	3.0	1,565	371	99

Nota. Fuente: (Volcan Compañía Minera, 2019).

Las reservas de la Compañía al 31 de diciembre de 2019 tuvieron una pequeña disminución en su tonelaje de 5% con respecto al año anterior. La calidad del mineral de reservas tuvo una sustancial

mejora en las leyes de Zn de +20%, Pb de +22% y Ag de +25% con respecto al año anterior. (Volcan Compañía Minera, 2019)

#### **1.2.4.7. Información geomecánica**

En un inicio se realizó la valuación de las rocas de la mina con todos los sistemas de clasificación Geomecánica mencionados anteriormente; en base a esto se determinó el sistema de explotación y el diseño de sostenimiento que actualmente rigen en la operación.

Para el estudio de los aspectos Geomecánicos que se desarrolla en la mina Animón e Islay está emplazado principalmente en rocas sedimentarias, entre ellas tenemos a la marga roja, marga gris, conglomerados, areniscas y las estructuras mineralizadas. (Cajaleon Ambrosio, 2018)

#### **1.2.4.8. Evaluación geomecánica roca marga gris**

##### **Análisis del fragmento rocoso de marga gris**

- ✓ Por su génesis: Roca Sedimentaria detrítica, denominada Marga Gris.
- ✓ Color: Gris verdoso claro.
- ✓ Dimensiones de granos componentes de la roca: limo arcillas con matriz calcárea, con venillas de calcita rellenando micro fisuras, esporádicamente disseminaciones de pirita.
- ✓ Textura: estratificada de grano fino, equi-granulares.
- ✓ Meteorización: el fragmento de la roca caja techo, presenta intensa meteorización, alta decoloración de los planos de

discontinuidad producto de la alteración de la marga roja originaria.

- ✓ Resistencia: Roca blanda a poco resistente, se raya con la uña y se fragmenta con la mano.
- ✓ Durabilidad: la prueba de duración que se realizó a los especímenes nos indica que es una roca de alto debilitamiento y desintegración al ser sumergida al agua.
- ✓ Porosidad: Es altamente porosa, poco permeable.
- ✓ Permeabilidad: primaria por poros.
- ✓ Densidad seca: 2.64 gr/cm<sup>3</sup>.
- ✓ Densidad Húmeda 2.67 gr/cm<sup>3</sup>.

#### **Análisis del macizo rocoso de marga gris**

- ✓ Discontinuidades: Las cajas techo y piso están principalmente en contacto-falla con la veta y presenta discontinuidades (diaclasas) transversales al rumbo de la mineralización; en las vetas anchas se presenta brecha de falla (relleno de roca triturada con panizo) de hasta 0.25m de espesor, que no permite un contacto directo entre la caja techo y el mineral, formando una superficie de debilidad.
- ✓ Persistencia de discontinuidad: el contacto falla es muy alta, longitudes mayores de 20m, siguiendo el rumbo de la estructura mineralizada; las diaclasas presentan una persistencia muy baja menores de 0.10.m.

- ✓ Espaciamiento de discontinuidades: es medio entre 0.03 a 0.30m.
- ✓ Separación de las superficies de discontinuidades: extremadamente estrecha a cerrada entre 5 a 0mm.
- ✓ Rugosidad: suave a lisa ondulante en el contacto con la brecha de falla; en las diaclasas es áspera a rugosa ondulante.
- ✓ Relleno de discontinuidad: Es el material que se encuentra separando las paredes de la discontinuidad, en el caso de la marga gris se tiene a la veta y a la brecha de falla como relleno; mientras que las diaclasas se tienen como relleno a la calcita, pirita, carbonatos y en algunos casos es limpia.
- ✓ Humedad y permeabilidad del relleno: los materiales de relleno están mojados, pero no existe agua libre, ni por goteo, la permeabilidad es secundaria.
- ✓ Aguas subterráneas: la circulación de aguas en las margas gris es esporádica a lo largo de las discontinuidades, manifestándose como goteo lento en zonas puntuales.
- ✓ Grado de alteración de la marga gris: la marga presenta una alteración intensa, donde la decoloración es total cuya manifestación se representa de marga roja a gris clara a gris verdosa; además, presenta debilidad en todo el fragmento rocoso.
- ✓ Número de familias de discontinuidades: La marga gris, presenta de cuatro a cinco sistemas de discontinuidades siendo predominante la que es paralela a las estructuras mineralizadas;

estos forman bloques tridimensionales que tienen más grado de libertad para la deformación del macizo; en estos casos no se observa las discontinuidades hacia adentro de la caja techo que si presenta, esto es conocida como fallas ocultas, que están siendo movidos por empujes laterales producto de los esfuerzos del macizo rocoso (ver formación y desprendimientos de cuñas y agentes estabilizadores de rocas).

- ✓ Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento: la unión entre los fragmentos determina el comportamiento mecánico del macizo rocoso bajo un nivel dado de tensiones, en este caso son romboedros formados por las tres familias de discontinuidades aproximada mente ortogonales; que forman fragmentos equidimensionales.
- ✓ Grado de fracturamiento: la caja techo es Intensamente Fracturada (IF), que forman fragmentos pequeños con una densidad de más de 20 diaclasas por metro cúbico.

#### **1.2.4.9. Evaluación geomecánica roca marga roja**

##### **Análisis del fragmento rocoso de marga roja**

- ✓ Por su génesis: Roca sedimentaria detrítica, denominada Marga roja.
- ✓ Olor: rojo grisáceo claro a rojo violáceo claro.
- ✓ Dimensiones de granos componentes de la roca: limo-arcilla calcáreo.
- ✓ Textura: grano fino a hojuelas sub horizontales.

- ✓ Meteorización: El fragmento de roca no presenta meteorización.
- ✓ Resistencia: Roca es medianamente resistente, se raya con la cuchilla.
- ✓ Durabilidad: la prueba de duración que se realizó a los especímenes nos indica que es una roca de bajo debilitamiento al ser sumergida al agua.
- ✓ Porosidad: es porosa.
- ✓ Permeabilidad: primaria, impermeable.
- ✓ Densidad seca: 2.70 gr./cm<sup>3</sup>.
- ✓ Densidad húmeda: 2.73 gr./cm<sup>3</sup>.

#### **Análisis del macizo rocoso de marga roja**

- ✓ Discontinuidades: La marga roja presenta diaclasas longitudinales y transversales al rumbo de la mineralización; es intensa la ocurrencia de estas discontinuidades.
- ✓ Persistencia de discontinuidad: Si es que presenta falla geológica la persistencia es alta, longitudes mayores de 20m, siguiendo el rumbo de la falla; las diaclasas presentan una persistencia muy baja menores de 0.30m.
- ✓ Espaciamiento de discontinuidades: Es bajo entre 0.03 a 0.25m.
- ✓ Separación de las superficies de discontinuidades: Es estrecha a cerrada entre 2 a 0.0mm.

- ✓ Rugosidad: Suave a lisa ondulante en las diaclasas y el contacto litológico es áspera a rugosa ondulante.
- ✓ Relleno de discontinuidad: Es el material que se encuentra separando las paredes de la discontinuidad, en el caso de la marga roja tenemos de calcita, pátinas de arcillas, limpia y carbonatos.
- ✓ Humedad y permeabilidad del relleno: los materiales de relleno están humedecidos, en algunos casos se presenta goteos, la permeabilidad es secundaria.
- ✓ Aguas subterráneas: la manifestación es por goteo y esporádicamente en flujos pequeños, hasta que se deprima las aguas fósiles entrampada en las fisuras.
- ✓ Grado de alteración: en la marga roja la alteración es insipiente a ligera, principalmente en los planos de discontinuidad, manifestándose por una decoloración grisácea.
- ✓ Número de familias de discontinuidades: la marga roja presenta cuatro sistemas de discontinuidades más una aleatoria, siendo predominante la que es paralela a la estructura mineralizada cercana y los planos de estratificación, estos forman bloques tridimensionales que tienen más grado de libertad para la deformación del macizo; estas familias forman las fallas ocultas, si es que no se controla con un sostenimiento adecuado son movidos por esfuerzos del macizo hacia las labores.

- ✓ Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento: Estas características entre los bloques determinan el comportamiento mecánico del macizo rocoso bajo un nivel dado de tensiones, en este caso tienen la forma cúbica a romboedros; las cinco familias de discontinuidades, forman fragmentos heterodimensionales.
- ✓ Grado de fracturamiento y tamaño de los bloques: La marga roja en todo el yacimiento se presenta generalmente Muy Fracturado (MF) a Intensamente Fracturado (IF), en fragmentos pequeños con una densidad mayor de 20 diaclasas por metro cúbico.

#### **1.2.4.10. Evaluación geomecánica roca conglomerado**

##### **Análisis del fragmento rocoso conglomerado**

- ✓ Por su génesis: Roca sedimentaria detrítica denominada Conglomerado.
- ✓ Color: gris claro a marrón grisáceo oscuro.
- ✓ Dimensiones de granos componentes de la roca: Compuesta por fragmentos de cantos rodados, de distintas dimensiones en una matriz areno gravoso o limo-arcilla calcáreo.
- ✓ Textura: granular.
- ✓ Meteorización: El fragmento de roca no presenta meteorización.
- ✓ Resistencia: Poco resistente a muy resistente.

- ✓ Durabilidad: la prueba de duración que se realizó a los especímenes nos indica que es una roca que no presenta debilitamiento al ser sumergida al agua.
- ✓ Porosidad: es muy porosa.
- ✓ Permeabilidad: presenta permeabilidad primaria y muy permeable.
- ✓ Densidad seca: 2.65 gr./cm<sup>3</sup>.
- ✓ Densidad húmeda: 2.67 gr./cm<sup>3</sup>.

### **Análisis del macizo rocoso de conglomerado**

- ✓ Discontinuidades: El conglomerado no presenta discontinuidades notables y si es que eso ocurriera es irregular y discontinua.
- ✓ Persistencia de discontinuidad: no identificado.
- ✓ Espaciamiento de discontinuidades: es alto mayor de 3.0m.
- ✓ Separación de las superficies de discontinuidades: es cerrada 0.0mm.
- ✓ Rugosidad: muy rugosa y ondulante.
- ✓ Relleno de discontinuidad: cuarzo, calcita, arenas y carbonatos.
- ✓ Humedad y permeabilidad del relleno: los materiales de relleno están humedecidos, dentro de la mina presenta goteos, la permeabilidad es primaria.
- ✓ Aguas subterráneas: la manifestación es por goteo y esporádicamente en flujos, hasta que se deprima las aguas fósiles entrampada en los intersticios de la roca.

- ✓ Grado de alteración: En el conglomerado la alteración es insipiente a ligera, principalmente en la matriz arenosa.

#### **1.2.4.11. Resultados de la evaluación geomecánica de la marga roja**

El macizo rocoso está conformado por margas rojas y las características del macizo rocoso donde se ejecutará la excavación es del tipo 4, presentando un RMR que varía de 35 a 50 lo que nos indica que es un material de mala a regular por lo que se realizara el sostenimiento preventivo con concreto lanzado de 2". Después de cada disparo instalar cimbra metálica con un espaciamiento de 1.2 metros, revestida con plancha metálica y topeado con bolsas de concreto pobre. (Cajaleon Ambrosio, 2018)

Limo arcilla calcárea, de color rojo grisáceo claro; de mayor consistencia que la marga gris, presenta algunas propiedades favorables de origen, como resistencia y baja alteración; está comprendida dentro la calificación geomecánica como roca regular, mala a muy mala; el fracturamiento es intenso, el grado de alteración es menor. (Cajaleon Ambrosio, 2018)

Sus propiedades físicas son:

- ✓ Densidad (d): 2.70 gr/cc.
- ✓ Resistencia a la compresión (RC): 45 hasta 80 MPa.
- ✓ Resistencia a la tracción (Rt): 1.5 a 3 MPa.
- ✓ Angulo de fricción ( $\emptyset$ ): entre 20° a 30°.

**Clasificación de la roca.** Según Barton, la clasificación geomecánica nos permite estimar parámetros geomecánicos del macizo rocoso para excavaciones subterráneas; ya que nos permite obtener parámetros de resistencia, deformabilidad y estimar los sostenimientos de un túnel.

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

**Tabla 4**

Parámetros de la Roca (Marga Roja)

RQD	Índice de calidad de roca	15 – 45%
J <sub>n</sub>	Número de familias de discontinuidades	12 – 6
J <sub>r</sub>	Rugosidad planos de discontinuidades	1 – 2
J <sub>a</sub>	Alteración de discontinuidades	2 -1
J <sub>w</sub>	Presencia de agua	1.0
SRF	Factor de reducción de esfuerzos	10 – 2.5
Q	Índice de Calidad de la masa rocosa	0.06 a 6

Nota. Fuente: (Cajaleon Ambrosio, 2018).

**Tabla 5**

Calidad del Macizo Rocosos Mediante el Cálculo de Q.

Tipo de Roca	Valor de Q
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 - 1000

Nota. Fuente: (Falconi Royes, 2012).

**Clasificación geomecánica de bieniawski.** El RMR es una clasificación geomecánica, en la que tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- ✓ Resistencia compresiva de la roca RQD
- ✓ Índice de calidad de la roca
- ✓ Espaciamiento de juntas
- ✓ Condición de juntas
- ✓ Presencia de agua
- ✓ Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros cuya suma en cada caso nos da el índice de calidad del RMR que varía entre 0 – 100.

El objetivo de esta clasificación es:

- ✓ Determinar o estimar la calidad del macizo rocoso.
- ✓ Dividir el macizo rocoso en grupos.
- ✓ Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.

**Tabla 6**

Sistema de Clasificación de Rocas de Mina Islay.

TIPO ROCA	RMR	DESCRIPCION	CARACTERISTICAS	RESIST. DE LA ROCA	
I	I-B	81 – 90	MUY BUENA "B"	Roca dura con muy pocas fracturas, leve alteración, terreno seco	Solo se puede romper esquivas de la muestra con el martillo de geólogo.
II	II-A	71 – 80	BUENA "A"	Roca dura con pocas fracturas, leve alteración, terreno seco con cierta humedad	Con varios golpes con el martillo de geólogo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra
	II-B	61 – 70	BUENA "B"	Roca dura con regular cantidad de fracturas, leve alteración, húmedo en algunos casos.	Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
III	III-A	51 -60	REGULAR "A"	Roca de regular dureza, con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente a moderadamente alterada, pequeñas fallas con panizo, terreno con ligero	Se requiere tres golpes firmes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
	III-B	41 – 50	REGULAR "B"	Roca poco blanda con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente a moderadamente alterada, pequeñas fallas con panizo, terreno	Con dos golpes con el martillo de geólogo se puede producir fracturamiento.
IV	IV-A	31 -40	MALA "A"	Roca blanda que presenta muchas fracturas, roca alterada, fallas un poco significativas con panizo y goteo de agua.	No se puede rayar o desconchar con una navaja. La muestra se puede romper con dos golpes firmes del martillo.
	IV-B	21 – 30	MALA "B"	Roca blanda que presenta muchas fracturas, roca muy alterada, fallas significativas con panizo,	Se puede rayar con dificultad con una navaja. La muestra se puede romper con un golpe firme del martillo de geólogo.
V	V-A	0 -20	MUY MALA "A"	Roca muy blanda, intensamente deleznable con muchas fracturas. Roca intensamente fracturada, fallas significativas con mucho panizo, flujo continuo de agua en las fracturas.	Puede desconcharse con dificultad con una navaja. Se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.

Nota. Fuente: (EACH CHUNGAR, 2014).

### 1.3. Formulación del problema

#### 1.3.1. Problema principal.

¿Existirá un nuevo diseño de malla de perforación y voladura que minimice los costos de perforación en la construcción del bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar? S.A.C.?

#### 1.3.2. Problemas específicos.

- ✓ ¿Cuál es el diseño de malla de perforación adecuado que minimice los costos de perforación en la construcción del bypass 4250?
- ✓ ¿Qué cantidad de carga explosiva se empleará para reducir los costos en la voladura?

## **1.4. Formulación de objetivos**

### **1.4.1. Objetivo general**

Determinar el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura que minimice los costos de perforación en la construcción del bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C.

### **1.4.2. Objetivos específicos**

- ✓ Diseñar la malla de perforación adecuada que minimice los costos de perforación en la construcción del bypass 4250.
- ✓ Determinar la cantidad de carga explosiva que se empleara para reducir los costos en voladura.

## **1.5. Justificación de la investigación**

Actualmente las empresas se obligan a evaluar sus operaciones, implementando innovaciones tecnológicas para reducir los costos operativos, dichas innovaciones suponen la construcción de equipos de trabajo para realizar estudios que permitan sostener la competitividad en la industria minera.

El presente trabajo de tesis de justifica porque:

- ✓ Los nuevos diseños de mallas de perforación y voladura ayudaran a mejorar los avances lineales, reducir la cantidad de taladros perforados y reducir los tiempos de perforación.
- ✓ Dentro de las evaluaciones geológicas del terreno se observó que se tiene rocas sedimentarias con gran cantidad de heterogeneidad y según las recomendaciones de geomecánica las rocas varían de buenas a malas el uso incorrecto de la carga explosiva en el bypass causaría gran daño y su recuperación seria lenta y costosa.

- ✓ Ahora que conocemos la aplicar de modelos matemáticos y computarizados podemos diseñar y simular mallas de perforación y voladura que ayuden a mejorar el diseño del bypass ayudándonos a minimizar costos en la voladura.

### **1.6. Limitaciones de la investigación**

Para realizar el nuevo diseño de malla de perforación y voladura del presente trabajo de investigación de tesis se limita solo al campo de acción NV-4250, BP-4250 el cual cumplirá con sus objetivos trazados.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEORICO**

#### **2.1. Antecedentes de estudio**

##### **2.1.1. Antecedentes nacionales**

(Ayamamani, 2016) en su tesis: Diseño de Perforación y Voladura y su Incidencia en los Costos Unitarios en el Balcón III de la Corporación Minera Ananea S. A., Universidad Nacional del Altiplano – Puno. Concluye que con el diseño de malla de perforación mejorada se reduce 5 taladros del barreno de 5 pies, en cuanto a los costos unitarios se tuvo un incremento de 4,86 US\$/m; en cuanto a la voladura mejorada los costos unitarios son 5.91 US\$/m después de realizarse la investigación esto nos indica que con un nuevo diseño de malla es favorable para la Galería 325 de Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A.

(Chipana, 2015) en su tesis; Diseño de Perforación y Voladura para Reducción de Costos en el Frente de la Galería Progreso de la Contrata

Minera Cavilquis Corporación minera Ananea S.A., Universidad Nacional del Altiplano - Puno. Concluye que con la determinación de la malla de perforación y la carga explosiva se tuvo una reducción del número de taladros de 45 a 42 taladros perforados, se redujo los costos de perforación de 98.48 US\$ a 87.25 US\$, en cuanto a la carga explosiva se redujo de 196.42 US\$ a 148.39 US\$; entonces se tiene una reducción de costos total de 294.9 US\$ a 235.64 US\$.

### **2.1.2. Antecedentes Internacionales**

(Sanchez Villareal, 2914) en su tesis “Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth”. Concluye que el análisis efectuado a la malla de perforación que actualmente se aplica para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos de la concesión Bethzabeth, demostró falencias en el número de taladros, cantidad de carga, velocidad de detonación, avance de la frente y tiempo destinado a las labores de barrenación y cargado de sustancia explosiva y con ellas en el costo de explotación.

(Salazar Rubilar, 2005) en su tesis “Remoción de rocas con explosivos, para la construcción de caminos”, menciona que, dadas las actuales necesidades de producción y rapidez versus costos, los equipos de perforación hidráulicos cumplen en mejor forma los requerimientos de trabajo que los equipos neumáticos, en lo que respecta a perforación, traslados, alcance, seguridad, comodidad para el operador, personal involucrado, y economía.

## **2.2. Bases teóricas - científicas**

### **2.2.1. Ciclo de minado**

La Unidad Operativa Chungar en el 2019 alcanzo un tratamiento de 1.7 millones de toneladas, donde la producción de la mina Animón fue de 4140 tpd y de la mina Islay con 813 tpd; el mineral proveniente de la Unidad Chungar fue procesada en la planta Animón con capacidad de tratamiento de 5500 tpd con leyes de 4.73% Zn, 1.18% Pb, 0.13% Cu y 2.33 Oz de Au. En la perforación se ejecutaron 82,826 metros de perforación diamantina en las minas Animón e Islay. La perforación de los taladros se realiza con barras de 12 pies de longitud con un diámetro de 38, 45 y 51 mm, el rimado se realiza con brocas de 86, 102 mm, con equipos Jumbos Electrohidráulicas de marcas Tamrock Axera con brazos para barras de 12 y 14 pies, para perforaciones con secciones de 4.5 m x 4.0 m, 3.5 m x 3.0 m., y 4.0 m x 4.0 m., para la voladura se trabaja con explosivos tanto del fabricante de Famesa como Exsa, para la limpieza se utilizan Scooptramp de 4 y 6 yardas y Dumper de 20 TM.

### **2.2.2. Diseño de plantilla de perforación**

El incremento de la mecanización en la mina demanda túneles y galerías de grandes áreas para el transporte y para la maquinaria minera, algunas reducciones en el número de taladros requeridos pueden ser realizadas con la perforación mecanizada porque taladros de mayor diámetro no pueden ser ejecutados manualmente y con precisión; por ello el realizar o contar con un patrón o esquema de diseño de perforación a seguir ayudara en una mejor eficiencia de la perforación y mayor control de la voladura y del macizo

rocoso. En el estudio geológico se encontró en su gran mayoría roca media a suave para ello en este estudio nos centraremos en el diseño para roca media Marga Roja.

### **2.2.3. Parámetros para el diseño de malla de perforación y voladura**

#### **Parámetros de la roca**

Dentro de los parámetros de la roca tenemos que tener en cuenta las variables incontrolables que presenta a la hora de realizar la perforación.

- ✓ Las propiedades físicas, (densidad, dureza, tenacidad, porosidad, variabilidad, grado de alteración).
- ✓ Las Propiedades elásticas o de resistencia (frecuencia sísmica, resistencia a la compresión, tensión, fricción interna, cohesión).
- ✓ Condición geológica (estructura, grado de fisuramiento, presencia de agua).

#### **Parámetros del explosivo**

Los parámetros de los explosivos son variables que si se pueden controlar con los cálculos modernos donde las empresas fabricantes de explosivos brindan información del explosivo consumido. (EXSA S.A., 2015)

Las propiedades físicas o químicas (densidad, velocidad de detonación (VOD), transmisión o simpatía, resistencia al agua, energía del explosivo, sensibilidad a la iniciación, volumen normal de gases, presión de taladro y control de humos).

### **Parámetros de carga**

Son también variables controlables en el momento del diseño de la malla de perforación y voladura, (diámetro del taladro, longitud del talado, confinamiento, acoplamiento, densidad de carga, longitud de carga, tipo y ubicación del cebo, distribución de energía, intervalos de iniciación de carga, variables de perforación). (EXSA S.A., 2015)

#### **2.2.4. Tipos de arranques o cortes**

Hay varios tipos de corte, que reciben diferentes nombres, según su forma, pero todos los tipos de corte podemos agruparlos en dos:

- ✓ Cortes angulares
- ✓ Cortes Paralelos

##### **Cortes angulares.**

Se llama así a los taladros que hacen un ángulo con el frente donde se perfora, con el objeto de que al momento de la explosión formen un cono de base (cara libre) amplia y de profundidad moderada que depende del tipo de terreno.

##### **Cortes en paralelo.**

Este corte consiste en perforar tres o más taladros horizontales, que son paralelos entre sí y paralelos al eje de la galería; cuanto más duro es el terreno, estos taladros deberán estar más cerca uno del otro. De los taladros que forman el corte o cuele, uno o más se dejan sin cargar con el objeto de que dejen un espacio libre (cara libre) que facilite la salida de los otros

taladros que están cargados. Dentro de los tipos de arranques o cortes paralelos contamos con 3 tipos de cortes. (EXSA S.A., 2015)

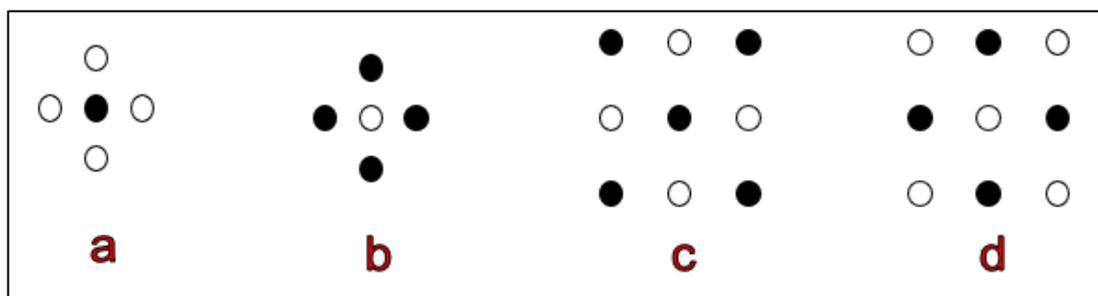
- ✓ Corte Quemado
- ✓ Corte Cilíndrico con talaros de alivio
- ✓ Corte escalonado por tajadas horizontales

### 2.2.5. Corte Quemado

En estos arranques todos los taladros se perforan paralelos y con el mismo diámetro. Algunos se cargan con gran cantidad de explosivo mientras que otros se dejan vacíos. Se requiere dejar suficientes taladros sin cargar con el fin de asegurar la expansión de la roca. Todos los taladros del arranque deberán ser 6 pulgadas más profundas que el resto de los taladros del trazo. (EXSA S.A., 2015)

#### *Gráfico 2*

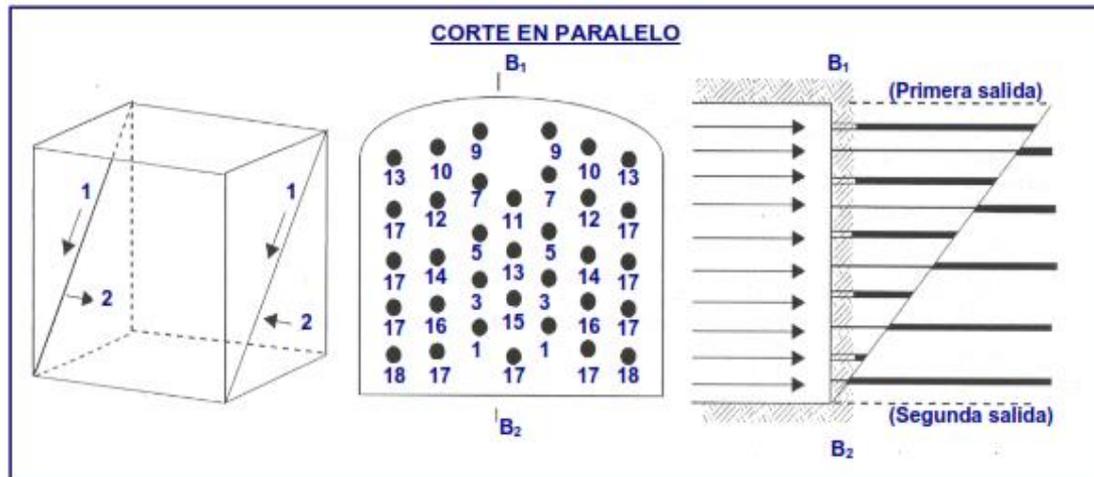
Tipos de cortes quemados



Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

### Gráfico 3

Perforación de taladros en paralelo



Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

#### **Ventajas del corte quemado**

- ✓ Es ideal para terrenos muy duros.
- ✓ Permite un buen avance.

#### **Desventajas del corte quemado**

- ✓ Tiene el inconveniente de que es difícil perforar los taladros tan cerca uno de otros y paralelos.
- ✓ Requiere más explosivos que un cuele en "V".

#### **2.2.6. Corte cilíndrico**

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado. En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación:  $B = 0,7 \times \text{diámetro del taladro central}$  (el burden no debe

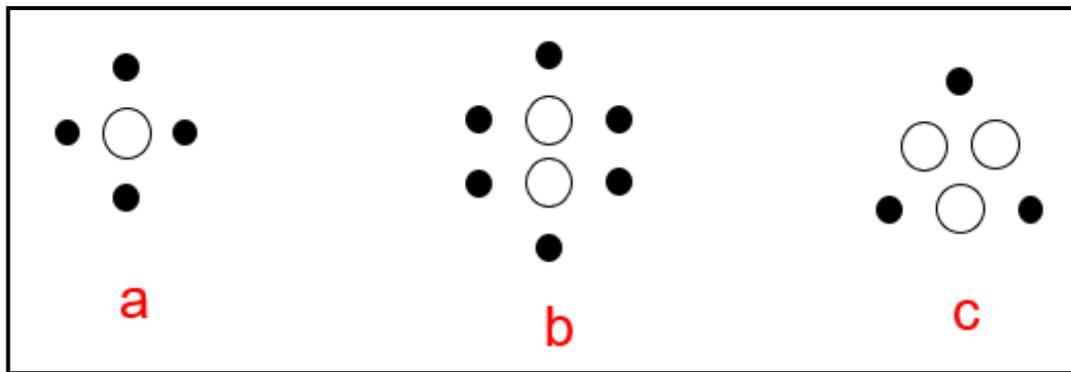
confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica

a:  $B = 0,7 \times 2$  diámetro central. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros. (EXSA S.A., 2015)

#### Gráfico 4

Tipos de Corte Cilíndrico



Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

#### Ventajas del corte cilíndrico

- ✓ Es ideal para terrenos muy duros.
- ✓ Permite un buen avance.

#### Desventajas del corte cilíndrico

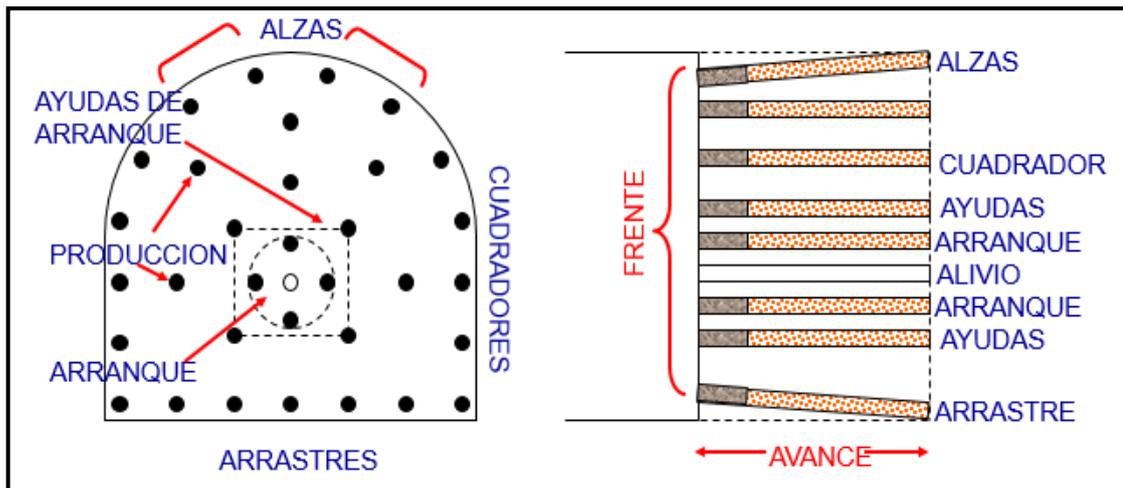
- ✓ Requiere de mayor tiempo de perforación
- ✓ Si no se utiliza el juego de barras desgaste prematuro de partes de máquina perforadora.

#### 2.2.7. Distribución y denominación de taladros

Los taladros se distribuirán alrededor del arranque desde el área central de la voladura, siendo su denominación la siguiente:

## Gráfico 5

### Distribución y Denominación de taladros



Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

#### 2.2.7.1. Taladros de alivio.

Son el conjunto de taladros vacíos que no tienen carga explosiva y que tienen la finalidad de proporcionar una cara libre a la hora del disparo. (EXSA S.A., 2015)

#### 2.2.7.2. Taladros de arranques o corte.

Son el conjunto de taladros cargados y huecos ubicados en la parte central, que se disparan primero para formar la cavidad inicial o cara libre por lo general se cargan de 1.3 a 1.5 veces más que el resto. . (EXSA S.A., 2015)

#### 2.2.7.3. Taladros de ayuda de arranque.

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contra cueles), segunda y terceras ayudas

(taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.  
(EXSA S.A., 2015)

#### **2.2.7.4. Cuadradores.**

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

#### **2.2.7.5. Alza o techo.**

Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”. (EXSA S.A., 2015)

#### **2.2.7.6. Zapatera o arrastre.**

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda. Limitan la excavación y mueven el material ya tronado con el fin de facilitar el carguío. (EXSA S.A., 2015)

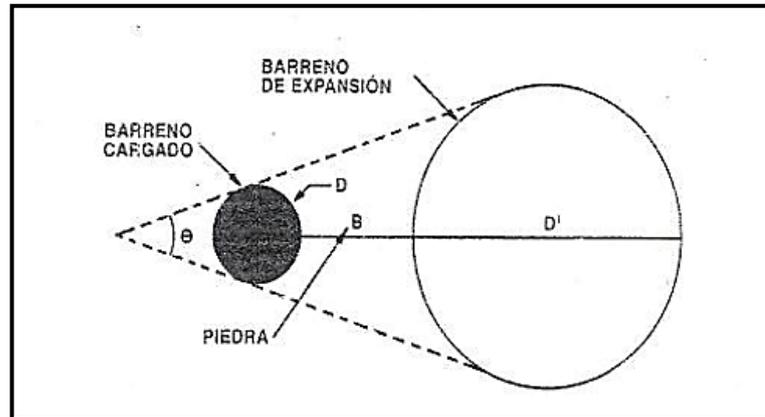
### **2.2.8. Dimensiones del corte**

Para los diferentes tipos de corte se emplea un esquema básico y de ahí parte las diferentes definiciones en este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo; debido a la geometría convexa del taladro de expansión, la efectividad del frente libre decae rápidamente con la distancia que existe desde el taladro cargado a los puntos de la superficie del taladro de expansión. Además, la profundidad de los taladros de expansión se suele alcanzar igual a la del resto de los taladros. Se ha podido comprobar, sin embargo, que se obtienen claras ventajas

cuando los taladros de expansión se perforan de 15 cm a 30 cm más profundos que los cargados.

### Gráfico 6

Distancia entre el Taladro de Producción y Expansión

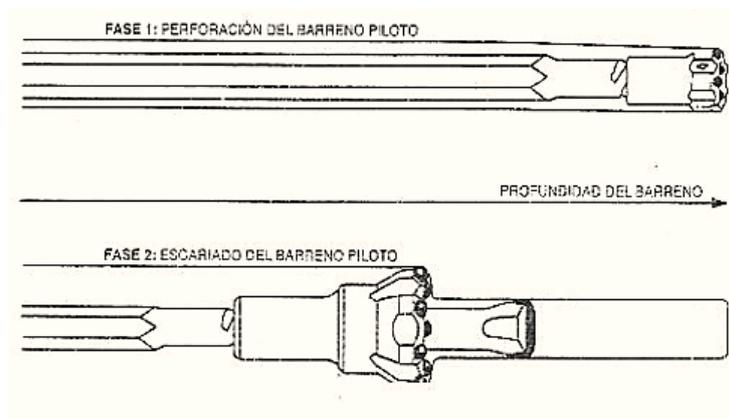


Nota. Fuente: (FAMESA, 2019).

Esto puede explicarse si se tiene en cuenta que así cada elemento de carga de explosivo es como si pudiera romper hacia un frente que presenta el doble de área que el inicial y existe así un aumento de probabilidad de aumentar el avance sin la presencia de panzas en el frente. (FAMESA, 2019)

### Gráfico 7

Escariado de Barreno Piloto



Nota. Fuente: (FAMESA, 2019).

Para el cálculo del diámetro equivalente de un solo taladro de alivio el cual contenga el volumen de todos los taladros de alivio según la siguiente formula:

$$\varnothing_e = \varnothing_{\text{Alivio}} \times \sqrt{n}$$

Donde:

$\varnothing_e$ : diámetro equivalente.

$\varnothing$ : diámetro de alivio o vacío.

n: número de taladros de alivio

### 2.2.9. Numero de taladros

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear. Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica. (EXSA S.A., 2015)

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

Donde:

A: ancho de sección

H: altura de sección

O de forma más precisa con la siguiente formula

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left( \frac{P}{dt} \right) + (C \times S)$$

Donde:

P: perímetro de la sección (m).

dt: distancia entre taladros (m).

C: constante de roca (m).

S: área de la sección (m<sup>2</sup>).

Perímetro: El perímetro para nuestro caso es la suma de todos los lados de la sección.

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

**Tabla 7**

Distancia entre Taladros

DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE PERFORACIONES (m)
Tenaz (dura)	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable (blanda)	0,70 a 0,75

Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

**Tabla 8**

Coefficiente de Roca

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz (dura)	2,00
Intermedia	1,50
Friable (blanda)	1,00

Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

### 2.2.10. Longitud de taladro

Será determinada en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con

corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 m de profundidad, mientras que con corte en “V” sólo se llega de 1 a 2 m de túneles de pequeña sección. Para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación. (EXSA S.A., 2015)

$$L = L_b \times E_p$$

Donde:

L<sub>b</sub>: longitud de barra (m)

E<sub>p</sub>: eficiencia de perforación %

### 2.2.11. Cantidad de carga

Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear. Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca.

En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kilogramo de explosivos por metro cúbico de roca. En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m<sup>3</sup>.

**Tabla 9**

Factor de Carga

<b>Tipo de roca</b>	<b>Factor (kg/m<sup>3</sup>)</b>
Muy difíciles (muy duras)	1,5 a 1,8
Difíciles (duras)	1,3 a 1,5
Fáciles (blandas)	1,1 a 1,3
Muy fáciles (muy blandas)	1,0 a 1,2

Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

En donde podemos considerar:

- ✓ Rocas muy difíciles: granito, conglomerado, arenisca.
- ✓ Rocas difíciles: arenisca sacaroide, arena esquistosa.
- ✓ Rocas fáciles: esquisto, arcilla, esquistos arcillosos, lutita.
- ✓ Rocas muy fáciles: arcilla esquistosa o rocas muy suaves.

Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con 2 caras libres se pueden considerar valores de 0,4 a 0,6 kg/m<sup>3</sup>. (EXSA S.A., 2015)

### **2.2.12. Volumen de material roto**

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

Donde:

S: seccion del tunel, en m<sup>2</sup>

L: longitud de taladros, en m.

$$\text{Tonelaje (t)} = V \times \delta r$$

Donde:

$\delta r$ : densidad de roca, usualmente de 1.5 a 2.5.

### **2.2.13. Cantidad de carga**

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

Donde:

V: volumen estimado, en m<sup>3</sup>

Kg/m<sup>3</sup>: carga por m<sup>3</sup>.

#### 2.2.14. Carga promedio por taladro

$$Qt/N^{\circ} \text{ tal}$$

Donde:

Qt: carga total de explosivo, en Kg.

N.º tal: número de taladros.

#### **Tabla 10**

Carga Promedio por Taladro

Diámetro de Taladro (mm)	Carga Especifica (Kg/m <sup>3</sup> )
30	1.1
40	1.3
50	1.5

Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

#### 2.2.15. Profundidad de Taladros

En el corte de cuatro secciones, la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión: (EXSA S.A., 2015)

$$L = 0.15 + (34.1 \times \emptyset_2) - (39.4 \times \emptyset_2^2)$$

Donde:

L: longitud de taladro, en m.

Ø2: diámetro del taladro de alivio, en mm.

#### 2.2.16. Concentración de carga lineal del explosivo

Los taladros más próximos al taladro de expansión debe ser cargados con explosivos de manera cuidadosa, ya que una concentración de carga baja puede no llegar a provocar la rotura de la roca. Por el contrario, una carga excesiva puede dar lugar a un lanzamiento muy energético de la roca fragmentada hacia el lado opuesto del taladro de expansión a tal velocidad

que esta se recompacta y no se expulsa a través del hueco del taladro vacío.

La concentración lineal de carga para los taladros del arranque se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q = 55 \times \emptyset_1 \left(\frac{B}{\emptyset_2}\right)^{1.5} \times \left(B - \frac{\emptyset_2}{2}\right) \left(\frac{c}{0.4}\right) \left(\frac{1}{PRP_{ANFO}}\right)$$

Donde:

q: concentración lineal de carga, en kg/m.

Ø1: diámetro de producción, en m.

Ø2: diámetro del taladro de alivio, en m.

B: dimensión del Burden, en m.

C: constante de la roca

PRP ANFO: potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.

### 2.2.17. Potencia relativa en peso

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos, entre otros y la podríamos obtener de la siguiente fórmula. (EXSA S.A., 2015)

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{d - V_d^2}{d_{ANFO} \times V_{ANFO}^2}\right)^{1/3}$$

Donde:

d: densidad de explosivo a emplear (g/cm<sup>3</sup>)

Vd: velocidad de detonación del explosivo a emplear (m/s)

d ANFO: densidad del ANFO (g/cm<sup>3</sup>)

V ANFO: velocidad de detonación del ANFO (m/s).

### 2.2.18. Presión de detonación

Es la presión que existe en el plano “CJ” detrás del frente de detonación, en el recorrido de la onda de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de velocidad y su valor se expresa en kilo bares (kbar) o en mega pascales (MPa). Así, en los explosivos comerciales varía entre 500 y 1 500 MPa.

$$PD = \frac{\rho_e \times VOD^2 \times 10^{-5}}{4}$$

Para fines prácticos la presión de detonación se calcula con cartuchos de 30 mm de diámetro, según la formula aproximada:

$$PD = 0.25 \times d \times VOD^2$$

Donde:

PD: presión de detonación, en Pa, kbar.

Pe: densidad de explosivos, en kg/m<sup>3</sup>, g/cm<sup>3</sup>

VOD: velocidad de detonación, con 30 mm de diámetro, en m/s

### 2.2.19. Factor de carga

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

$$FC = (W_e/V)$$

### 2.2.20. Distancia entre taladros

Se determinan como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varían de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (EXSA S.A., 2015)

**Tabla 11**

Burden y Distancia entre Taladros del Arranque

<b>SECCION DEL CORTE</b>	<b>VALOR DE BURDEN</b>	<b>LADO DE LA SECCION</b>
Primera	$B1 = 1,5 \times D2$	$B1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B4 \times \sqrt{2}$

Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

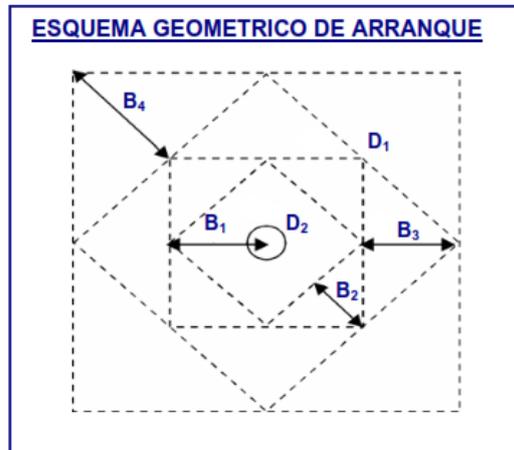
### 2.2.21. Esquema geométrico de arranque

Para un cálculo más rápido de las tronaduras de túnel con cortes de perforación en paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica.

La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de  $1,7 \times D2$  ( $D2$  es el diámetro del taladro de alivio y  $D1$  el de producción) para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

## Gráfico 8

### Esquema Geométrico de Arranque



Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica: Una regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance: (EXSA S.A., 2015)

### 2.2.22. Cálculo de taladros de arranque

#### Burden y Espaciamiento

Para calcular el burden y el espaciamiento de los taladros de la primera sección hay de varias maneras dependiendo del tipo de corte que se va emplear, siendo el burden la distancia más corta al taladro de alivio y el espaciamiento es la distancia de taladro a taladro, para el cálculo del burden podemos realizarlo por el modelo matemático de Holmberg o utilizar el principio de longitud de arco.

$$B = 1,5 \times D2$$

### **Burden Practico**

Es la distancia corregida a consecuencia del error de perforación.

$$B_p = B - \text{Error de perforación}$$

### **Error de Perforación**

Es la desviación de que sufre el taladro al momento de la perforación.

$$E_p = \alpha \times L + \beta$$

Donde:

$\alpha$ : desviación angular por lo general se toma el valor 10 mm/m.

$\beta$ : error de emboquillado o error en el collar siendo este valor 20 mm/m.

Para las demás secciones se tiene que emplear la siguiente formula según el modelo matemático de Langefors.

$$B_1 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{q_1 \times A_h \times PRP_{ANFO}}{\emptyset_1 \times C}}$$

Donde:

$q_1$ : concentración de carga lineal

$A_h$ : es el espaciamiento de la nueva abertura  $A_h = a_1$

PRP anfo: potencia relativa en peso del ANFO

C: Constante de roca

### **Consumo especifico de explosivo**

$$CE = \frac{0.56 \times \delta r \times tg \left( \frac{GSI + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

$\delta_r$ : densidad de la roca

RQD: índice de calidad de roca

GSI: índice de resistencia geológica

### **Constante de roca**

$$C = 0.8784 \times CE + 0.0052$$

Donde:

C: constante de roca (m).

### **Longitud de carga**

Para este parámetro se considera la investigación de muchos especialistas en el campo de la voladura donde determinaron que la longitud de carga debe ser los 2/3 de la longitud del taladro.

### **Longitud de carga en el fondo**

$$L_{cf} = 1.3 \times B$$

Donde:

$L_{cf}$ : longitud de carga en el fondo (m)

B: burden

### **Longitud de carga en la columna**

$$L_{cc} = L - T - L_{cf}$$

Donde:

L: longitud de barra

T: taco

### **Taco**

El uso del taco en los taladros es para mantener el mayor tiempo posible la energía producida por la voladura evitando la dispersión de la energía.

Mientras más tiempo permanezca la energía en el taladro mejor será la fragmentación de la roca para el taco se debe de considerar 1/3 de la longitud del taladro.

$$T = 10 \times \text{Ø1}$$

### 2.2.23. Cálculo de los taladros de arrastre

En principio se calcula con la misma fórmula de tronadura en banco. Se reemplaza la altura del banco por el avance y se usa un factor de fijación

#### **Burden**

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{C2 \times f \times \frac{S}{B}}}$$

Donde:

q1: concentración de carga lineal

C2: constante de roca corregida

f: factor de fijación. Generalmente se toma el valor de 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B: relación de espaciamiento y burden se suele tomar el valor de 1.

PRP anfo: usaremos el peso relativo del anfo en función del Emulnor 1000.

#### **Burden práctico**

$$B_p = B - L \text{ Sen } Y - E_p$$

Donde:

Y: ángulo del taladro de contorno

#### **Constante de roca corregida**

$$C2 = C + 0.05 \quad \text{para } B \geq 1.4$$

$$C2 = C + 0.07/B \quad \text{para } B < 1.4$$

### **Cálculo de números de taladros**

$$NT = \frac{\text{Ancho tunel} + 2L \times \text{Sen } \gamma}{B} + 2$$

### **Espaciamiento de las perforaciones centrales**

Dicho espaciamiento solo se centra en los taladros centrales y no en las laterales según la formula siguiente:

$$Ah = \frac{\text{Ancho tunel} - 2 (Ah1)}{n - 1}$$

Donde:

Ah1: Es el espaciamiento de los taladros del rincón

n: número de taladros

### **Concentración de carga lineal**

$$q = \frac{32.3 \phi_1 \times C2 \times Bp}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left( \frac{\arctg(\text{Ancho tunel})}{2 \times Bp} \right)^{1.5}}$$

### **Cálculo del número de cartuchos**

$$NC = \frac{q \times \frac{3}{4} \times L}{We}$$

Donde:

We: Peso del explosivo empleado

#### **2.2.24. Cálculo de los taladros de la corona**

##### **Espaciamiento**

El espaciamiento es igual a 15 veces el diámetro del barreno, pero debe existir una condición  $(S/B) = 0.8$

$$Ah = 15 \times \emptyset 1$$

**Burden**

$$B = \frac{Ah}{0.8}$$

**Burden práctico**

$$Bp = B - L \text{ Sen } Y - Ep$$

**Numero de taladros**

$$NT = \left( \frac{\text{Ancho tunel}}{B \times \frac{S}{B}} + 2 \right)$$

**Concentración de carga lineal del explosivo**

$$q4 = \frac{32.3 \emptyset_1 \times C2 \times Bp}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left( \frac{\text{arctg}(\text{Ancho tunel})}{2 \times Bp} \right)^{1.5}}$$

**Cálculo del número de cartuchos**

$$NC = \frac{q \times \frac{3}{4} \times L}{We}$$

**2.2.25. Cálculo de los taladros de contorno**

**Burden**

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times PRP_{ANFO}}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$$

**Burden práctico**

$$Bp = B - \text{Sen } Y - Ep$$

### **Cálculo del número de taladros**

$$NT = \frac{\text{Altura disponible}}{\frac{S}{B}} + 2$$

### **Concentración de carga lineal**

$$q5 = \frac{32.3 \phi_1 \times C2 \times Bp}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left( \frac{\arctg(\text{Alto disponible})}{2 \times Bp} \right)^{1.5}}$$

### **Caculo del número de cartuchos**

$$NC = \frac{q5 \times \frac{3}{4} \times L}{We}$$

## **2.2.26. Los explosivos**

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

### **2.2.26.1. Anfo.**

Es un agente de voladura granular, seco compuesto por una mezcla de nitrato de amonio poroso y petróleo diésel. La mezcla ideal corresponde al 94.3% de nitrato de amonio (NH<sub>4</sub>NO<sub>3</sub>) y 5.7% de petróleo (CH<sub>2</sub>), en peso para el mejor balance de oxígeno en la detonación. La densidad tiene importancia para la velocidad de detonacion y los efectos de impacto de un explosivo. Conforme la densidad del ANFO aumente, entonces la velocidad de detonacion se eleva pero es mas dificiel conseguir la iniciacion, por encima de una densidad de 1.2 gr/cm<sup>3</sup>, el ANFO se vuelve inerte no pudiendo

ser detonado, la desidad promedio del ANFO es 0.8 gr/cm<sup>3</sup>.  
(EXSA S.A., 2015)

#### **2.2.26.2. Emulnor.**

Son explosivos tipo agua en aceite, cuya fase dispersa está constituida por ansoluble y su fase continua por aceites, ceras y parafinas especiales, las que se mantienen unidas por un emulsificante y sensibilizadas por microesferas de vidrio. Estos explosivos de última generación están reemplazando a las dinamitas, en armonía con la realidad en que existen países, la emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

#### **2.2.27. Tipos de emulnor**

Para satisfacer los requerimientos del mercado Famesa explosivos cuenta con los siguientes tipos:

Emulnor 500: Para voladura de rocas muy suaves

Emulnor 1000: Para voladura de rocas suaves a intermedias

Emulnor 3000: Para voladura de rocas Intermedias a duras

Emulnor 5000: para voladura de rocas muy duras

## Gráfico 9

### Tipos de Emulnor Encartuchado



Nota. Fuente: (EACH CHUNGAR, 2014).

- ✓ Ventajas en el uso del emulnor
- ✓ El cebado con el Emulnor no produce dolor de cabeza.
- ✓ El Emulnor es resistente al agua.
- ✓ Genera gases menos tóxicos y en menor volumen adecuados para minas.  
con deficiencia de ventilación.
- ✓ En costos es más barato y tiene buena performance.

**Tabla 12**

**Características Técnicas del Emulnor**

	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm³)	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación (m/s)	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
confinado *				
s/confinar **	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
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 (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

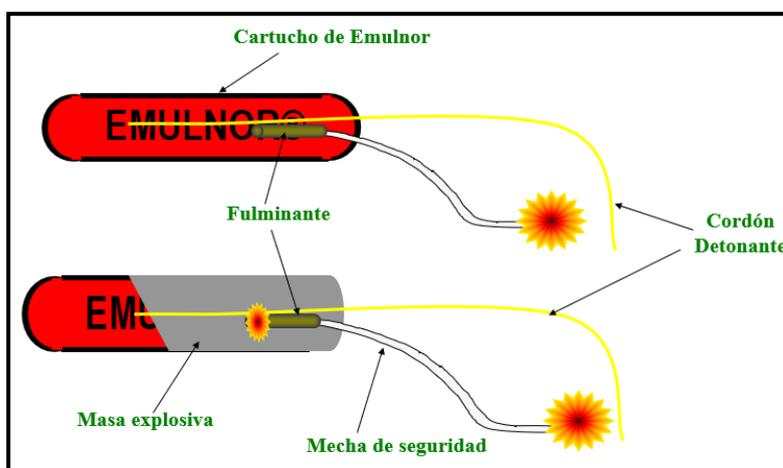
Nota. Fuente: (Famesa Explosivos SAC., 2016).

**2.2.28. Aplicación de las emulsiones**

El uso del Emulnor está orientado a trabajos de mina en túneles, explotación, desarrollos, canteras, tanto en taladros secos y con presencia de agua, y de acuerdo a la dureza de la roca. (Enaex S.A., 2001)

**Gráfico 10**

**Cebado de Emulnor usando Cordón Detonante**



Nota. Fuente: (Enaex S.A., 2001).

En principio el cebo debe tener la suficiente energía como para poder garantizar el completo inicio de la carga explosiva a su mayor régimen de velocidad (VOD) y poder mantenerlo así en todo el taladro. Esto garantiza la correcta sensibilidad y simpatía para que el taladro salga completamente con rotura radial. Para esto es importante la orientación del fulminante.

### Gráfico 11

Taladros Cargados con Emulnor



Nota. Fuente: (Enaex S.A., 2001).

#### 2.2.29. Uso de tacos inertes

Al utilizar los detritus como taco inerte podemos aprovechar la forma irregular que tienen, para distribuir las fuerzas horizontales, provenientes de la detonación; en fuerzas verticales e inclinadas, produciendo así que dichas fuerzas hagan presión sobre las paredes del taladro. Generando resistencia a la salida de los gases y como consecuencia aumentar la energía de impacto sobre la roca. (FAMESA, 2019)

Sistema de Iniciación: El sistema de iniciación transfiere la señal de detonación de taladro a taladro en un tiempo determinado, el sistema de iniciación no solo controla la secuencia de disparo de los taladros sino que también afecta la cantidad de vibración generada por la voladura, el tamaño de la fragmentación producida el rompimiento trasero y la violencia con que los gases se puedan producir. (FAMESA, 2019)

### **2.2.30. Accesorios de voladura**

Los accesorios de voladura son todos los elementos físicos que se utilizan para provocar la detonación inicial de una voladura. Entre ellos se dividen en 4 grupos:

- ✓ No eléctricos convencionales: entre ellos podemos considerar a mecha de seguridad, fulminante simple, mecha rápida y conectores.
- ✓ Cordón detonante y retardos: entre ellos podemos considerar a retardos convencionales de superficie (ms) y retardos dentro del taladro (ms).
- ✓ Eléctricos: entre ellos se considera a detonadores convencionales (detonadores instantáneos y detonadores de retardo MS - LP), detonadores especiales y detonadores de retardo eléctrico.
- ✓ Tubos de choque: entre ellos se considera a sistemas de mangueras de choque con detonadores de retardo y sistemas especiales.

Para ello nos enfocaremos en los accesorios que usaremos dentro de este proyecto de investigación.

### **2.2.31. Mecha rápida**

Tiene como objetivos principales eliminar el chispeo individual de las mechas de seguridad, evitar a la exposición del operador a la presencia de humos y permitir la evacuación segura ante la posibilidad de una iniciación prematura.

**Tabla 13**

## Características Técnicas de la Mecha Rápida

	Mecha Rápida Z - 18	Mecha Rápida Z - 19
Color de la Mecha Rápida	Rojo	Verde
Material de la cobertura exterior	Plástico	Plástico
Tiempo de combustión a.n.m (s/m)	35 ± 5	26 ± 5
Diámetro externo (mm)	2 ± 0,3	2 ± 0,3
Peso total (g/m)	Min. 6,0	Min. 6,5

. Fuente: (Famesa Explosivos SAC., 2016).

**2.2.32. Cordón detonante**

El cordón detonante es un cordón explosivo y resistente con núcleo blanco de pentrita que explota instantáneamente en toda su longitud (7000 m/s), se usa principalmente para transmitir la detonación a todos los taladros de una voladura.

**Tabla 14**

## Características Técnicas del Cordón Detonante

	3P	3 PE	5P	5 PE	8P	8 PE	10 P	10 PE
Peso de carga (g/m)	Min. 4	Min. 4	Min. 5	Min. 6	Min. 8	Min. 8	Min. 10	Min. 10
Resistencia a la tracción (kg)*	Min. 60	Min. 70						
Velocidad de detonación (m/s)	Min. 6800	Min. 6800	Min. 7000					

\*Fuerza de rotura evaluado en equipo de tracción a una velocidad de 65mm/min.

Nota. Fuente: (Famesa Explosivos SAC., 2016).

### 2.2.33. Carmex

Ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales. Es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector.

**Tabla 15**

Características Técnicas del Carmex

Diámetro del fulminante (mm)	6,3	Resistencia a la humedad relativa del 100 % por 24 horas	Detona
Longitud del fulminante (mm)	45	Resistencia al impacto 2 kg/1m	No Detona
Prueba de esopo, diámetro de perforación (mm)	Min. 9.0	Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Buena
Volumen trauzl (cm <sup>3</sup> )	Min. 23		

Nota. Fuente: (Famesa Explosivos SAC., 2016).

### 2.2.34. Famecorte P40

El FAMECORTE P es un explosivo lineal, especialmente diseñado para voladuras de contorno, que sustituye ventajosamente al tradicional explosivo de corte fabricado con dinamita en tubos de plástico. Se trata de tramos de cordón detonante de alto gramaje de PETN y alta resistencia a la tracción, cuyos extremos se encuentran sellados con tapones plásticos para evitar el ingreso de humedad, así como la caída del explosivo.

**Tabla 16**

Características Técnicas del Famecorte P40

	FAMECORTE P <sup>®</sup> - 40	FAMECORTE P <sup>®</sup> - 60
COLOR	Anaranjado	Amarillo
DIÁMETRO EXTERIOR (mm)	7,8	9,0
CARGA EXPLOSIVA (g/m)	40,0	60,0
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	7 000	6 900
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)	140	140
ENERGÍA (kcal/m)	77	116
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE	N° 6	N° 6
RESISTENCIA AL AGUA	Excelente	Excelente

Nota. Fuente: (Famesa Explosivos SAC., 2016).

**2.2.35. Periodo largo LP**

Desarrollado generalmente para la excavación de túneles. Los tiempos de retardo entre los intervalos generalmente son más largos, para que la roca confinada se libere y sea desplazada apropiadamente y forme la cara libre para la salida de los demás taladros. Los periodos de micro retardo están comprendidos entre los 500 ms y 9000 ms.

**2.2.36. Periodo cortó MS**

Sistema de retardo con intervalos de tiempos cortos de 25 ms hasta 750 ms entre cada intervalo. Su uso generalmente está destinado a voladura superficial y en subterráneo para la voladura de tajos de amplia dimensión.

**Tabla 17**

Tiempos de Retardo de Periodo Corto y Largo

PERIODO CORTO	
N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)
0	0
1	25
2	50
3	75
4	100
5	125
6	150
7	175
8	200
9	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

PERIODO LARGO	
N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
1	0,5
2	1,0
3	1,5
4	2,0
5	2,5
6	3,0
7	3,5
8	4,0
9	4,5
10	5,0
11	5,6
12	6,2
13	6,8
14	7,4
15	8,0
16	8,6

Nota. Fuente: (Enaex S.A., 2001).

### 2.3. Definición de términos básicos

- ✓ **Traza de Perforación:** Es un conjunto de taladros que se perforan en un frente y que tienen una ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinados. Lo cual presenta numerosas alternativas de acuerdo al tipo de roca, al equipo de perforación, al tamaño de la sección a disparar.
- ✓ **Confinamiento:** Es el grado de encerrar o enterrar una carga explosiva en el interior de la roca.

- ✓ **Consumo Específico:** Es la cantidad de explosivo empleado en tn o metros cúbicos de roca volada.
- ✓ **Densidad:** Relación entre la masa y el volumen del cuerpo, roca o explosivo.
- ✓ **Detonación:** Es la reacción explosiva que consiste en la prolongación de una onda de choque a través del explosivo acompañado por una reacción química en la que se libera una gran cantidad de gases a alta presión y temperatura.
- ✓ **Velocidad de detonación:** Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga en una carga de explosivo.
- ✓ **Voladura:** Es la fragmentación de la roca y otros materiales sólidos mediante explosivos confinados en barrenos o adosados a su superficie.

## 2.4. Formulación de hipótesis

### 2.4.1. Hipótesis general

Al determinar el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se minimizará los costos de perforación de la construcción del bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar.

### 2.4.2. Hipótesis específicas

- ✓ Diseñando la malla de perforación adecuada se minimizará los costos de perforación en la construcción del bypass 4250.
- ✓ Determinando la cantidad de carga explosiva se reducirá los costos en voladura.

## 2.5. Identificación de variables

### 2.5.1. Variable independiente

Diseño de malla de perforación y voladura del bypass 4250.

### 2.5.2. Variable dependiente

Minimizar los costos de perforación en la construcción del bypass 4250.

## 2.6. Definición operacional de variables e indicadores

*Tabla 18*

Operacionalización de Variables

<b>Variables</b>	<b>Dimensiones</b>	<b>Indicadores</b>	<b>Índice</b>
Independientes  Diseño de Malla de Perforación y Voladura del Bypass 4250	Malla de perforación	Diámetro de taladro	mm
		Longitud de taladro	m
		Densidad de la roca	gr/cm <sup>3</sup>
		Distribución de taladros	m
		Numero de taladros	adimensional
		Espaciamiento	m
		Burden	m
	Voladura	Densidad del explosivo	gr/cm <sup>3</sup>
		Factor de carga	kg/m <sup>3</sup>
		Factor de potencia	Kg/Tn
		Carga Lineal	kg/m
		Volumen de roca a volar	m <sup>3</sup>
		Distribución de Carga explosiva	Kg
		Longitud de taco	m
Secuencia de encendido	ms		
Dependientes			
Minimizar los costos de perforación en la construcción Bypass 4250	Perforación	Costo por metro perforado	\$/m
		Costo de aceros	\$/PP
	Voladura	Consumo de explosivos	\$/disparo

Nota. Fuente: Elaboración Propia

## **CAPÍTULO III**

### **MÉTODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Tipo de investigación**

Para el trabajo de tesis el tipo de investigación es aplicada ya que trabaja con los resultados básicos utilizando además el método de la observación con la finalidad de permitirse dar posibles soluciones. “Tipo de investigación cuyo propósito es dar solución a situaciones o problemas concretos e identificables”. (Burge, 2015, pág. 2)

#### **3.2. Métodos de investigación**

El método de investigación es experimental ya que se realizará la manipulación de las variables experimentales no comprobadas con el fin de analizar su efecto causado.

### **3.3. Diseño de investigación**

El diseño de investigación es descriptivo ya que su objetivo es describir las características de la realidad a estudiar con el fin de comprenderla de manera más exacta.

### **3.4. Población y muestra**

#### **3.4.1. Población**

La población para este trabajo de investigación de tesis está centrada en la construcción del bypass 4250 en la Unidad Minera Animón de la Empresa Administradora Chungar S.A.C.

#### **3.4.2. Muestra**

Como muestra está constituida por los 80 metros restantes de los 315 mt., proyectados de la construcción del bypass 4250 con diseño de sección de 4.5m x 4.0m, de la Compañía Minera Chungar.

### **3.5. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.**

Dentro de las técnicas y los instrumentos empleadas para la recolección de los datos de la investigación de la tesis tenemos los siguientes:

#### **3.5.1. Técnicas**

- ✓ Observación directa.
- ✓ Recopilación Documental.
- ✓ Registros.
- ✓ Aplicación de Técnica Delphi.
- ✓ Monografías y tesis.

### **3.5.2. Instrumentos**

- ✓ Formato de reportes de avances por guardia.
- ✓ Reportes semanal y mensual de operación.
- ✓ Vales de salida de material explosivo.
- ✓ Internet
- ✓ Uso de gabinetes
- ✓ Hoja de registros, libreta de campo, datos proporcionados por la empresa.
- ✓ Software de Microsoft Excel y AutoCAD.

### **3.6. Técnicas de procesamiento y análisis de datos**

Los datos obtenidos de los reportes diarios de cada guardia se procesarán en el programa de Microsoft Excel, de ello obtendremos el número de taladros perforados, cantidad de explosivo utilizado en cada taladro, tiempos de perforación y costos por malla.

### **3.7. Tratamiento estadístico**

#### **3.7.1. Tratamiento estadístico manual**

Dentro del trabajo de investigación se utilizaron fórmulas para el análisis de datos descriptivos e inferenciales, utilizado dentro de ello las medidas de tendencia central como (la media, mediana y moda), medidas de variabilidad como la (desviación estándar, varianza, coeficiente de variación), así mismo para la inferencia se utilizará la prueba de hipótesis.

#### **3.7.2. Tratamiento estadístico computarizado**

Como herramienta de apoyo estadístico aremos uso del T Student modulo estadístico de la plataforma del Excel versión 2019, el cual nos permitirá desarrollar la generación de los resultados.

Para ordenar y tabular los datos se aplicará la tabla de distribución de frecuencias para el análisis descriptivo y para el análisis estadístico se utilizarán medidas de tendencia central, las medidas de variabilidad, así como también utilizaremos la inferencia de estadística para probar las hipótesis formuladas en la investigación.

### **3.8. Selección validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación**

Dentro del desarrollo de la investigación la colaboración por parte de los ingenieros de la Empresa Administradora Chungar en cuanto a la información geológica del bypass 4250 estuvo a cargo del ingeniero José Quispe Cárdenas, en el área de Geomecánica a cargo del ingeniero Edmundo Trujillo, Operaciones Mina a cargo del Ingeniero Remin Zegarra y del Área de Planeamiento ingeniero Edwin Roldan, quienes proporcionaron información y dieron seguimiento al desarrollo de la construcción del bypass 4250.

### **3.9. Orientación ética**

Como estudiante realice mis estudios con responsabilidad, conciencia y sacrificio por lo cual tengo la plena satisfacción de haber culminado mis estudios y obtener el grado de bachiller de Ingeniero de Minas y ahora con la formación como profesional me veo con el compromiso de plasmar mis conocimientos adquiridos en el trabajo de investigación de faltar a la conciencia ética y a un comportamiento incoherente se haga de conocimiento a la comunidad científica.

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSION**

#### **4.1. Descripción del trabajo de campo**

Las vetas en explotación de la Empresa Administradora Chungar S.A.C., entre las principales son 8, entre ellas la veta principal y precaución, en general estos depósitos son parcialmente conocidos desde la superficie hasta la profundidad de 500 m, las potencias de las vetas varía desde 0.80 hasta 20 m, la veta principal en el nivel 200 tiene una potencia de 8.0 m , la veta 085 tiene una potencia de 15 m, la veta lorena tiene una potencia de 12 m; hay vetas como María rosa, 085 y Lorena que han sido disturbadas por fallamiento del macizo rocoso, reduciendo los tajos de explotación por lo se vio necesario encontrar nuevas vetas entre ellas la Veta Karina I, que tiene una potencia de 15.35 m, se realizó estudios de sondeo dando buenos resultados para su explotación se comenzó a explotar con la construcción del bypass 4250 se ampliara y mejorara el ciclo de minado, durante el proceso se tubo complicaciones en la voladura encontrando en repetidas ocasiones tiros cortados o soplados, viéndose reflejado en el avance lineal por guardia, para ello se busca

encontrar solución a dicho problema con la recolección de los datos que proporcionan cada guardia y el explosivo que se emplea se propuso mejorar el diseño de malla de perforación y voladura que garantice la reducción de la cantidad de taladros así como el factor de potencia haciendo uso de las fichas técnicas de los explosivos empleados se tomara la decisión de emplear explosivos con menor potencia con la finalidad de no causar daño al macizo rocoso y disminuir a la vez el costos de la construcción del bypass 4250.

## 4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

### 4.2.1. Procesamiento de datos para la nueva malla

Para el nuevo diseño de malla de perforación propuesto se tiene como datos los siguientes parámetros.

**Tabla 19**

Datos para el cálculo de la malla de perforación

<b>GEOMETRIA DEL BYPASS</b>	
Ancho Sección	4.5 m
Alto Sección	4.0 m
<b>PARAMETROS DE PERFORACION</b>	
Diámetro de taladro de producción	51 mm
Diámetro de alivio	102 mm
longitud de barra	12 pies
Eficiencia de perforación	93%
Eficiencia de voladura	95%
Longitud de arco	1 m
Angulo de taladro de contorno	3°
Desviación angular	10 mm/m
Error de emboquille	20 mm
<b>PARAMETROS DE LA ROCA</b>	
Tipo de Roca	Marga Roja
Clasificación de la Roca	Intermedia
Densidad de la Roca	2.70 gr/cm <sup>3</sup>
RMR	35 - 50
RQD	35.50%
Resistencia a la Compresión	45 - 80 Mpa

---

**PARAMETROS DE LOS  
EXPLOSIVOS**

Densidad del Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	1.14 gr/cm <sup>3</sup>
Densidad del Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	1.12 gr/cm <sup>3</sup>
Velocidad de Detonación Emulnor 3000	5700 m/seg
Velocidad de Detonación Emulnor 1000	6100 m/seg
Peso Emulnor 3000	0.1736 kg/cart.
Peso Emulnor 1000	0.167 kg/cart.

---

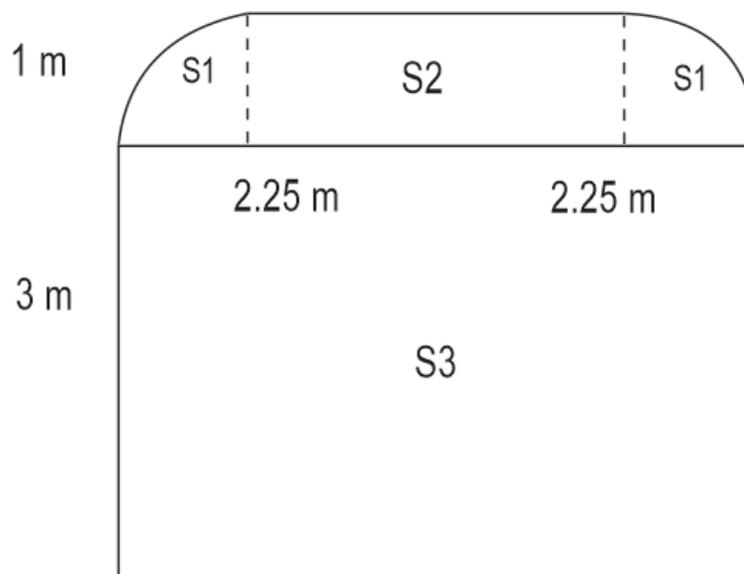
Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Cálculo del área del bypass**

Para realizar el cálculo del área total del bypass empleamos las fórmulas geométricas de áreas divididas en 3 secciones.

**Gráfico 12**

Cálculo de la Sección del Bypass



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Calculamos el área de la región s1**

$$S1 = 2\left(\frac{\pi}{4} \times r\right)$$

$$S1 = 2 \left( \frac{2.25 \times 1}{3} \right) = 1.57 \text{ m}^2$$

### **Cálculo del área de la región s2**

$$S2 = 2.5 \text{ m} \times 1 \text{ m} = 2.5 \text{ m}^2$$

### **Cálculo del área de la región s3**

$$S3 = B \times H$$

$$S3 = 4.5 \text{ m} \times 3 \text{ m} = 13.5 \text{ m}^2$$

### **Cálculo del área**

$$A = S1 + S2 + S3$$

$$A = 1.57 + 2.5 + 13.5 = 17.5 \text{ m}^2$$

### **Cálculo del perímetro del bypass**

Para hallar el perímetro antes tenemos que calcular la longitud del arco por teorema de Pitágoras tendremos:

$$(x - 1)^2 + r^2 = x^2$$

$$x^2 - 2x + 1 + 1^2 = x^2$$

$$x = 1$$

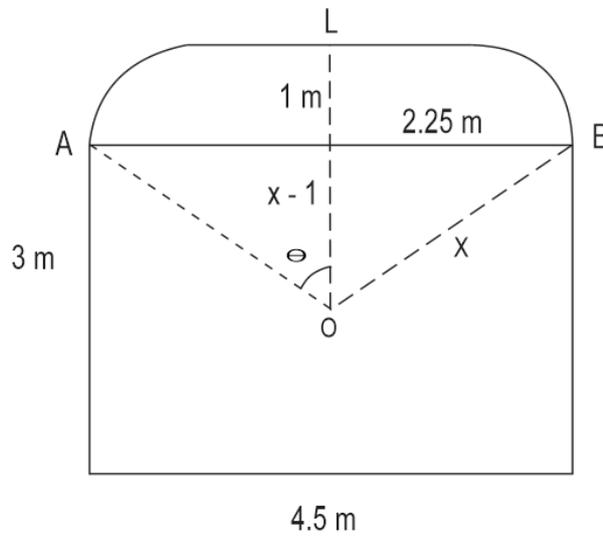
### **Perímetro de la circunferencia**

$$PC = 2 \times \pi \times r$$

$$PC = 6.28 \text{ m}$$

### Gráfico 13

Cálculo de la Longitud de Arco



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

#### Cálculo del ángulo

$$\frac{\theta}{2} = \text{arctg} \left( \frac{1}{x} \right)$$

$$\theta = 90^\circ$$

#### Cálculo de la longitud "l"

$$\text{Si } 360^\circ \text{ ----- } 6.28 \text{ m}$$

$$90^\circ \text{ ----- } L$$

$$L = \frac{90 \times 6.28}{360} = 1.5 \text{ m}$$

#### Cálculo del perímetro del bypass

$$P = 4.5 + 3 + L + 2.5 + L/2 + 3$$

$$P = 14.5 \text{ m.}$$

#### Cálculo del número de taladros

$$N^\circ \text{ Tal} = \frac{P}{dt} + (C \times A)$$

Donde:

P: perímetro

dt: distancia entre taladros

C: coeficiente o factor de roca

A: área del túnel

Reemplazando los datos en la fórmula:

$$N^{\circ} Tal = \frac{14.5}{0.65} + (1.5 \times 17.5)$$

$$N^{\circ} Tal = 48 \text{ taladros}$$

### **Cálculo de longitud efectiva del taladro**

$$L = 0.93 \times 12 \times 0.3048$$

$$L = 3.40 \text{ m}$$

### **Cálculo de rendimiento por disparo**

$$RD = L \times Efv$$

Donde:

Efv: eficiencia de voladura (%)

$$RD = 3.4 \times 0.95$$

$$RD = 3.23 \text{ m.}$$

### **Cálculo del avance con brocas de 50 mm**

Para realizar el cálculo estimaremos utilizaremos la fórmula de profundidad de taladro y reemplazando el diámetro de la broca observaremos si alcanzamos el avance requerido por cada disparo.

$$L = 0.15 + 34.1 \phi_1 - 39.4 \phi_1$$

$$L = 0.15 + (34.1 \times 0.05) - (39.4 \times 0.05)$$

$$L = 1.75 \text{ m}$$

### **Cálculo del avance con brocas de 102 mm**

Como se observa en el resultado obtenido con el diámetro de la broca de 50 mm, no alcanza el avance que se requiere por lo tanto veremos si con el diámetro de la rimadora alcanza el avance requerido, si el valor alcanzara ya no se necesita un diámetro equivalente que requiera el avance o sobrepase ahí determinaremos el número de taladros de alivio que se necesitara.

$$L = 0.15 + (34.1 \times 0.102) - (39.4 \times 0.102)$$

$$L = 3.22 \text{ m}$$

### **Cálculo del número de taladros de alivio**

Para hallar el diámetro equivalente requerimos conocer cuántos taladros de alivio necesitaremos para nuestro arranque; con la siguiente formula obtendremos el número de taladros.

$$N^{\circ} \text{ Tal} = \left( \frac{\phi_2}{\phi_1} \right)^2$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = \left( \frac{0.102}{0.05} \right)^2 = 4 \text{ taladros}$$

### **Cálculo del diámetro equivalente**

Para hallar el diámetro equivalente tenemos que conocer cuántos taladros de alivio serán equivalentes para mejorar el avance.

$$\phi_e = \phi_2 \times \sqrt{N}$$

Donde:

N: número de taladros

Reemplazando el dato obtendremos

$$\phi_e = 0.102 \times \sqrt{4}$$

$$\phi_e = 0.204 \text{ m}$$

### **Cálculo del avance con el diámetro equivalente**

$$L = 0.15 + (34.1 \times 0.204) - (39.4 \times 0.204)$$

$$L = 5.47 \text{ m}$$

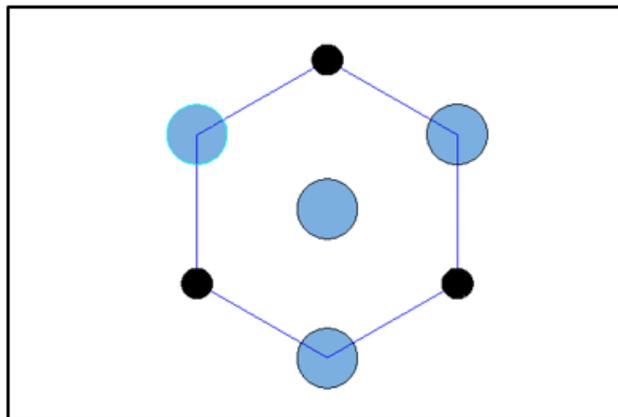
Con cuatro taladros aumentamos el avance requerido en 5.47 m, por disparo siendo este mayor que el avance requerido de 3.40 m el cual nos permitirá emplear menor cantidad de taladros de producción y disminución de la cantidad de explosivo a emplear.

### **Cálculo de los taladros de arranque**

Para el cálculo del arranque emplearemos un arranque tipo hexagonal ya que este tipo de arranque es conveniente para nuestro diseño ya que es conveniente utilizar en rocas con  $RMR < 50$ , comparando con otros arranques donde el avance es mayor.

### **Gráfico 14**

Esquema de los taladros Arranque.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### **Burden**

Para calcular el burden haremos uso del principio de longitud de arco  
tendremos

$$B = \frac{\pi \times \emptyset_e}{2}$$

Donde:

$\emptyset_e$ : diámetro equivalente

$$B = 0.32 \text{ m}$$

### **Cálculo del error de perforación**

$$E_p = \alpha \times L + \beta$$

Donde:

$\alpha$ : desviación angular

$\beta$ : error de emboquille

$$E_p = 0.015 \times 3.40 \times 0.02$$

$$E_p = 0.071 \text{ m.}$$

### **Cálculo del burden practico**

$$B_p = B - E_p$$

$$B_p = 0.32 - 0.071$$

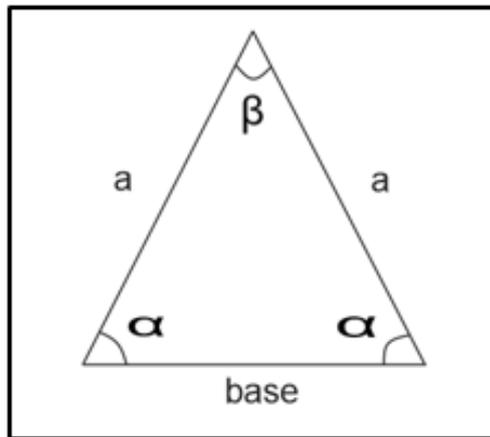
$$B_p = 0.25 \text{ m.}$$

### **Cálculo del espaciamiento**

Aplicando las propiedades del triángulo isósceles calcularemos uno de los  
lados que corresponde al espaciamiento.

### Gráfico 15

Espaciamiento por definición de triángulo isósceles



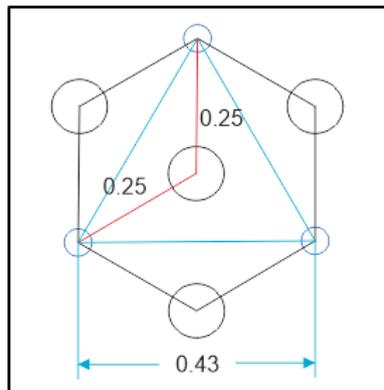
Nota. Fuente: Elaboración Propia.

$$Ah = 2 \times \left[ Bp \times \text{sen} \left( \frac{\theta}{2} \right) \right]$$

$$Ah3 = 0.43 \text{ m.}$$

### Gráfico 16

Burden y Espaciamiento del Arranque.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### Cálculo del consumo específico del explosivo

Para calcular el consumo específico del explosivo haremos uso de la formula modificada de Ashby:

$$CE = \frac{0.56 \times \delta r \times \operatorname{tg} \left( \frac{GSI + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

$\delta r$ : densidad de la roca

reemplazando los valores en la formula obtendremos:

$$CE = \frac{0.56 \times 2.70 \times \operatorname{tg} \left( \frac{45 + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 35.5}{3.3}}}$$

$$CE = 0.30 \text{ kg/m}^3$$

### **Cálculo de la constante de roca**

Según la formula siguiente se puede calcular la constante de roca sueca “c”:

$$C = 0.8784 \times CE + 0.0052$$

Reemplazando los datos en la ecuación tenemos:

$$C = (0.8784 \times 0.30) + 0.0052$$

$$C = 0.27 \text{ kg/m}^3$$

### **Cálculo de la carga lineal del explosivo**

Para hallar la concentración de carga lineal del explosivo en un taladro

aplicaremos la siguiente formula:

$$q_1 = 55 \phi_1 \left[ \frac{B}{\phi_e} \right]^{1.5} \times \left[ B - \frac{\phi_e}{2} \right] \times \left[ \frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

Donde:

$q_1$ : concentración de carga lineal del explosivo (kg/m)

B: burden máximo (m) = 0.32

$\phi_1$ : diámetro de taladro de producción (m) = 0.05

$\phi_e$ : diámetro equivalente (m) = 0.204

C: constante de roca = 0.27

PRP anfo: potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Para nuestro caso usaremos como explosivo Emulnor 3000 1 ¼" x 12"

teniendo una potencia relativa PRP anfo = 1.77 kg/m<sup>3</sup>.

Reemplazando los datos en la formula tenemos:

$$q_1 = (55 \times 0.05) \times \left[ \frac{0.32}{0.204} \right]^{1.5} \times \left[ 0.32 - \frac{0.204}{2} \right] \times \left[ \frac{0.27}{0.4} \right] \times \frac{1}{1.77}$$

$$q_1 = 0.45 \text{ kg/m.}$$

### **Cálculo de la longitud del taco**

Para hallar la longitud de carga de un taladro es necesario calcular primero la longitud del taco.

$$LT = 10 \times \varnothing 1$$

$$LT = 0.5 \text{ m}$$

### **Cálculo de la longitud de carga**

LC = Profundidad de taladro – Longitud de taco

$$LC = 3.40 - 0.5 = 2.90 \text{ m}$$

Dentro de la longitud de carga tenemos dos factores que es la longitud de carga en el fondo y la longitud de carga en la columna para ello tenemos:

### **Longitud de carga en el fondo**

$$L_{cf} = 1.3 \times B_p$$

$$L_{cf} = 0.33 \text{ m}$$

### **Longitud de carga en la columna**

$$L_{cc} = L - LT - L_{cf}$$

Donde:

L: profundidad de taladro

$$L_{cc} = 3.40 - 0.50 - 0.325$$

$$L_{cc} = 2.57 \text{ m}$$

### **Cálculo del número de cartuchos**

$$NC = \frac{L - LT}{\text{Peso del cartucho}}$$

Según la ficha técnica del Explosivo perteneciente a la empresa Famesa el peso de cada cartucho del Emulnor 3000 es 0.1736 kg.

$$NC = \frac{3.40 - 0.50}{0.1736}$$

$$NC = 10 \text{ cart/taladro}$$

### **Cálculo del primer cuadrante**

Para calcular el burden del primer cuadrante primero calculamos el espacio de abertura que tendrá el cuadrante 1.

$$a1 = (\emptyset e + \emptyset 2 + 2Bp) \times \text{sen } 60^\circ$$

$$a1 = (0.204 + 0.102 + 2(0.25)) \times \text{sen } 60^\circ$$

$$a1 = 0.70 \text{ m}$$

### **Burden**

Para calcular el burden de las demás secciones y considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura "ah" y que se conoce las concentraciones lineales de carga para ello se calcula con la siguiente formula:

$$B1 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{q1 \times Ah \times PRP_{ANFO}}{\emptyset 1 \times C}}$$

Donde:

q1: concentración de carga lineal

Ah: es el espaciamiento de la nueva abertura Ah = a1

PRP anfo: potencia relativa en peso del ANFO

C: Constante de roca

$$B1 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.45 \times 0.70 \times 1.77}{0.05 \times 0.27}}$$

$$B1 = 0.54 \text{ m}$$

### Burden práctico

$$Bp = 0.54 - Ep$$

$$Bp = 0.47 \text{ m}$$

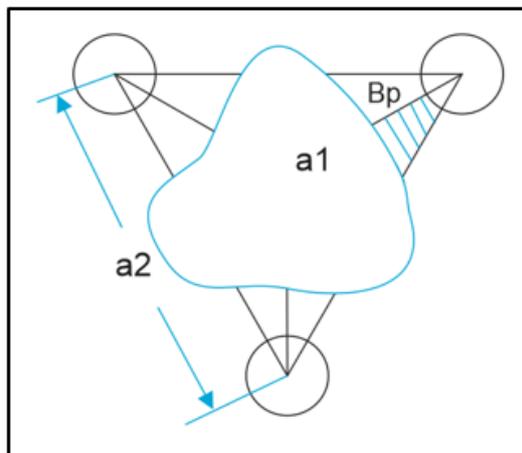
### Espaciamiento

El valor de  $Ah_2$  será igual a  $a_2 = a_1$  por la relación del área sombreada según

Pitágoras por lo que tendremos:

### Gráfico 17

Nuevo Espaciado según teoría de Pitágoras.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

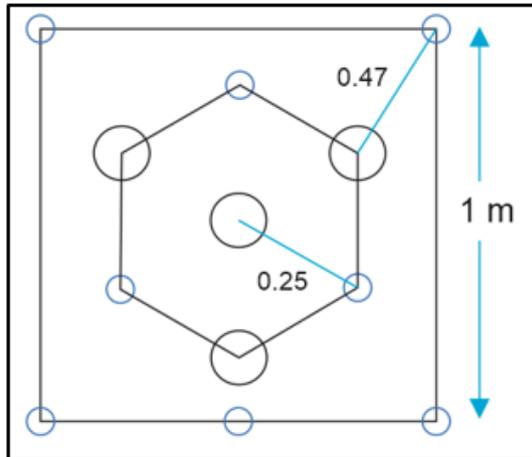
$$\left(\frac{a_2}{2}\right)^2 = \left(\frac{a_1}{2}\right)^2 + (Bp)^2$$

$$\left(\frac{Ah_2}{2}\right)^2 = \left(\frac{0.7}{2}\right)^2 + (0.47)^2$$

$$Ah_2 = 1 \text{ m.}$$

### Gráfico 18

Burden y Espaciamiento del Primer Cuadrante.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

Para este cuadrante no cambia la concentración de carga lineal ya que no estamos cambiando de explosivo siendo este el mismo Emulnor 3000 que con la que aplicamos para el arranque.

### Taco

$$LT = 10 \times \varnothing 1$$

$$LT = 0.5 \text{ m}$$

### Cálculo del número de cartuchos

$$NC = \frac{L - LT}{We}$$

$$NC = \frac{3.40 - 0.50}{0.1736}$$

$$NC = 9 \text{ cart/taladro.}$$

## **Cálculo del segundo cuadrante**

### **Burden**

Para este cuadrante tendremos que disminuir la potencia explosiva para ello usaremos como explosivo Emulnor 1000 1 ¼” x 12” para no afectar el macizo rocoso a la hora de realizar la voladura; aplicando las mismas fórmulas anterior tendremos:

Para Emulnor 1000 1 ¼” x 12” PRP anfo el peso relativo del explosivo en relación al ANFO es 1.87 y un peso de 0.167 kg.

$$B2 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{q1 \times Ah_2 \times PRP_{ANFO}}{\emptyset 1 \times C}}$$

$$B2 = 0.6 \text{ m}$$

### **Burden práctico**

$$Bp = B2 - Ep$$

$$Bp = 0.5 \text{ m}$$

### **Espaciamiento**

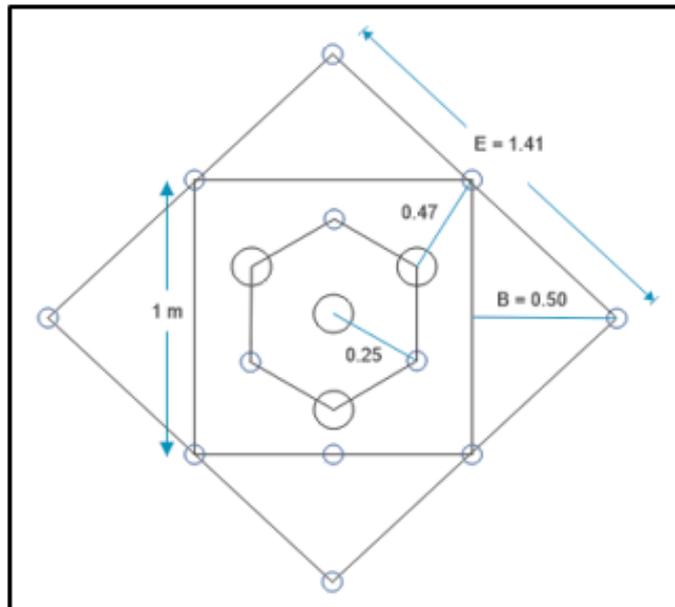
$$Ah_3 = \left( \frac{Ah_2}{2} + B2 \right) \times \sqrt{2}$$

$$Ah_3 = \left( \frac{1}{2} + 0.5 \right) \times \sqrt{2}$$

$$Ah_3 = 1.41 \text{ m.}$$

## Gráfico 19

### Burden y Espaciamiento del Segundo Cuadrante



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### Cálculo de la carga lineal del explosivo

Como cambiamos de explosivo tenemos que volver a calcular la carga lineal usando Emulnor 1000 en la siguiente ecuación:

$$q_2 = 55 \phi_1 \left[ \frac{B_2}{\phi_e} \right]^{1.5} \times \left[ B_2 - \frac{\phi_e}{2} \right] \times \left[ \frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

$$q_2 = 0.42 \text{ kg/m}$$

### Cálculo del número de cartuchos

$$NC = \frac{q_2 - L_c}{W_e}$$

$$NC = 7 \text{ cart/taladro}$$

### Cálculo del tercer cuadrante

#### Burden

Aplicando la misma fórmula y el tipo de explosivo a emplear sigue siendo el Emulnor 1000.

$$B3 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{q2 \times Ah_3 \times PRP_{ANFO}}{\emptyset 1 \times C}}$$

$$B3 = 0.78 \text{ m}$$

### Burden práctico

$$Bp = B3 - Ep$$

$$Bp = 0.71 \text{ m}$$

### Cálculo del espaciamiento

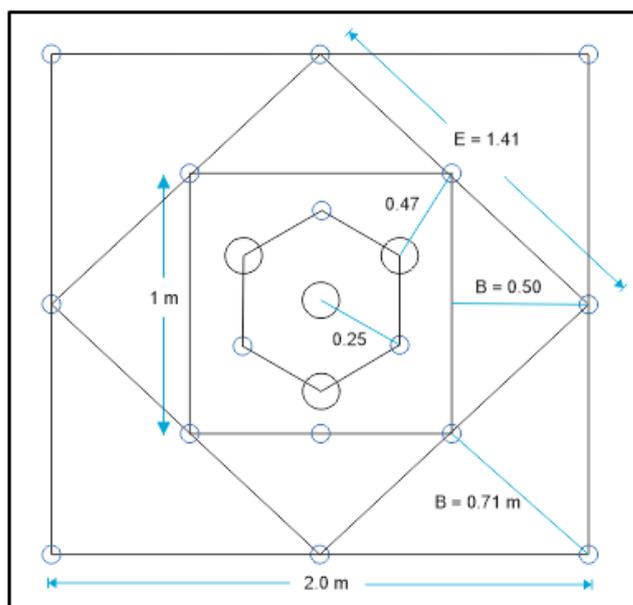
$$Ah_4 = \left( \frac{Ah_3}{2} + B3 \right) \times \sqrt{2}$$

$$Ah_4 = 2 \text{ m}$$

Para la cantidad de explosivo empleado será la misma cantidad de explosivo empleado en el segundo cuadrante.

### Gráfico 20

Burden y Espaciamiento del Tercer Cuadrante.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### **Cálculo de los taladros de arrastre**

Para calcular el burden del arrastre se calcula usando la misma fórmula para voladura de bancos:

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{C_2 \times f \times \frac{S}{B}}}$$

Donde:

q1: concentración de carga lineal

C2: constante de roca corregida

f: factor de fijación. Generalmente se toma el valor de 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B: relación de espaciamiento y burden se suele tomar el valor de 1.

PRP anfo: usaremos el peso relativo del anfo en función del Emulnor 1000

### **Constante de roca corregida**

Para calcular la constante de roca corregida tiene que cumplir la siguiente condición:

$$C_2 = C + 0.05 \quad \text{para } B \geq 1.4$$

$$C_2 = C + 0.07/B \quad \text{para } B < 1.4$$

Para nuestro caso el burden  $B = 0.32\text{m}$  así que es menor que 1.4

$$C_2 = C + 0.07/B$$

$$C_2 = 0.49$$

### **Burden**

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.45 \times 1.8}{0.49 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B = 0.96$$

### **Burden practico**

$$B_p = B - L \text{ sen } Y - E_p$$

$$B_p = 0.96 - (3.4 \times \text{Sen } 3^\circ) - 0.071$$

$$B_p = 0.70 \text{ m}$$

Para calcular el esparcimiento de la nueva abertura tenemos que calcular el número de taladros que ocupara en todo el arrastre.

### **Número de taladros**

$$NT = \frac{\text{Ancho tunel} + 2L \times \text{Sen } \gamma}{B} + 2$$

$$NT = \frac{4.5 + 2(3.4 \times \text{Sen } 3^\circ)}{0.96} + 2$$

$$NT = 6 \text{ taladros}$$

### **Cálculo del espaciamiento as**

$$A_s = \frac{\text{Ancho Tunel}}{NT}$$

$$A_s = 0.75 \text{ m}$$

### **Espaciamiento de los taladros del rincón**

$$A_{h5} = (L \times \text{Sen } Y) - A_s$$

$$A_{h5} = 0.6 \text{ m}$$

### **Espaciamiento de los taladros centrales**

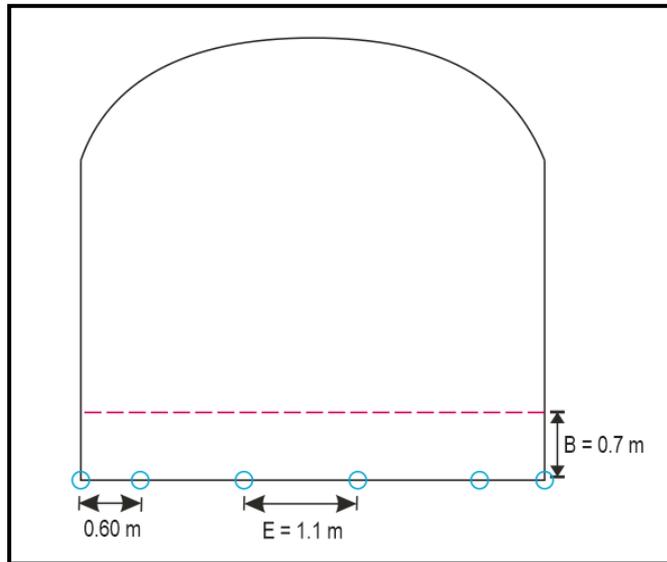
$$A_{h6} = \frac{\text{Ancho tunel} - 2 A_{h5}}{n - 1}$$

$$A_{h6} = \frac{4.5 - (2 \times 0.6)}{4 - 1}$$

$$A_{h6} = 1.1. \text{ m.}$$

## Gráfico 21

Burden y Espaciamiento del Arrastre.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### Cálculo de longitud de carga lineal

Para el arrastre emplearemos explosivos Emulnor 3000 siendo la potencia relativa en peso 1.77

$$q_3 = \frac{32.3 \cdot \phi_1 \cdot C_2 \cdot B_p}{PRP_{ANFO} \cdot \text{Sen} \left( \frac{\arctg(\text{Ancho túnel})}{2 \cdot B_p} \right)^{1.5}}$$

$$q_3 = 0.42 \text{ kg/m}$$

### Cálculo del número de cartuchos por taladro

$$NC = \frac{q_3 \cdot \frac{3}{4} \cdot H}{W_e}$$

Donde:

H: profundidad de taladro que viene hacer el valor del avance con el diámetro equivalente.

$W_e$ : peso del explosivo

$$NC = \frac{0.42 \times \frac{3}{4} \times 5.47}{0.1736}$$

$$NC = 10 \text{ cart/taladro}$$

### **Cálculo de los taladros de la corona**

Para ello calculamos primero el espaciamiento que tendrá cada taladro en la corona

### **Cálculo del espaciamiento**

$$Ah7 = 15 \times \emptyset 1$$

$$Ah7 = 0.74 \text{ m}$$

### **Burden**

$$\frac{B}{E} = 0.8$$

$$B = \frac{0.74}{0.8}$$

$$B = 0.93 \text{ m}$$

### **Burden práctico**

$$Bp = 0.93 - 5.47 \text{ sen } 3^\circ - 0.071$$

$$Bp = 0.6 \text{ m}$$

### **Cálculo del Número de Taladros**

$$NT = \left( \frac{\text{Ancho tunel}}{B \times \frac{S}{B}} + 2 \right)$$

$$NT = \left( \frac{4.5}{0.93 \times 1.25} + 2 \right)$$

$$NT = 6 \text{ taladros.}$$

### **Cálculo de la carga lineal del explosivo**

Para minimizar el daño en la corona tenemos que utilizar como explosivo el

Emulnor 1000 1 ¼" x 12".

$$q_4 = \frac{32.3 \phi_1 \times C_2 \times B_p}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left( \frac{\arctg(\text{Ancho tunel})}{2 \times B_p} \right)^{1.5}}$$

$$q_4 = 0.147 \text{ kg/m}$$

### **Cálculo del número de cartuchos por taladro**

$$NC = \frac{q_4 \times \frac{3}{4} \times L}{W_e}$$

$$NC = 2 \text{ cart/taladro.}$$

### **Cálculo de los taladros de contorno**

#### **Cálculo del burden**

Para dicho cálculo emplearemos el explosivo Emulnor 1000

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_4 \times PRP_{ANFO}}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$$

Siendo:

$$f = 1.2 \quad S/B = 1.25 \quad C = 0.27$$

$$B = 0.741 \text{ m}$$

#### **Burden práctico**

$$B_p = B - \text{Sen } Y - E_p$$

$$B_p = 0.63$$

#### **Cálculo de la altura disponible**

$$H_d = \text{Altura del túnel} - B \text{ arrastre} - \text{Longitud de arco}$$

$$H_d = 4 - 0.7 - 1$$

$$Hd = 2.2 \text{ m}$$

### **Cálculo del número de taladros**

$$NT = \frac{\text{Altura disponible}}{\frac{S}{B}} + 2$$

$$NT = \frac{2.2}{1.25} + 2$$

$$NT = 4 \text{ taladros}$$

Como son 2 lados del hastial entonces será 8 taladros.

### **Espaciamiento de los taladros**

$$Ah8 = \frac{Hd}{NT - 1}$$

$$Ah8 = 0.74 \text{ m}$$

### **Cálculo de la carga lineal del explosivo**

$$q5 = \frac{32.3 \phi_1 \times C2 \times Bp}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left( \frac{\text{arctg} (\text{Alto disponible})}{2 \times Bp} \right)^{1.5}}$$

$$q5 = 0.41 \text{ kg/m.}$$

### **Cálculo del número de cartuchos por taladro**

$$NC = \frac{q5 \times \frac{3}{4} \times L}{We}$$

$$NC = 6 \text{ cart/taladro}$$

### **Cálculo de los taladros de tajeo**

Para los cálculos en el tajeo emplearemos Explosivos Emulnor 1000

Siendo:

$$F = 1.27 \quad C = 0.47 \quad S/B = 1.25$$

### **Burden**

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_5 \times PRP_{ANFO}}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$$

$$B = 0.878 \text{ m}$$

### **Cálculo del burden práctico**

$$B_p = B - \text{Sen } Y - E_p$$

$$B_p = 0.63 \text{ m}$$

### **Cálculo del ancho disponible**

$$A_d = \text{Ancho túnel} - \Sigma B_p \text{ corte} - B_p \text{ arrastre} - 2 B_p \text{ hastial}$$

$$A_d = 4.5 - 1.93 - 0.7 - 2(0.63)$$

$$A_d = 0.61 \text{ m}$$

### **Cálculo del número de columnas de los taladros**

$$N_{col} = \frac{\text{Ancho disponible}}{B_p}$$

$$N_{col} = \frac{0.61}{0.63}$$

$$N_{col} = 1 \text{ columna/lado}$$

Como son dos lados que disponemos de campo así que tendremos 2 columnas en total.

### **Cálculo del número de taladros**

$$N_T = \frac{H_d}{\frac{S}{B}}$$

Donde:

Hd: altura disponible del espacio del hastial

$$NT = \frac{2}{1.25}$$

NT = 2 tal/columna

Como tenemos 2 taladros/columna entonces tendremos 4 taladros en total

### **Espaciamiento**

$$Ah9 = \frac{\text{Altura disponible}}{NT}$$

$$Ah9 = \frac{2}{2}$$

Ah9 = 1 m

### **Cálculo de la carga lineal del explosivo**

$$q6 = \frac{32.3 \phi_1 \times C \times Bp}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left( \frac{\arctg(\text{Alto disponible})}{2 \times Bp} \right)^{1.5}}$$

q6 = 0.33 kg/m

### **Cálculo del número de cartuchos**

$$NC = \frac{q6 \times \frac{3}{4} \times L}{We}$$

NC = 4 cart/taladro.

### **Cálculo de los taladros de ayuda de arrastre**

#### **Cálculo de la abertura para las ayudas**

Aux = Ancho túnel – Bp arrastre – 2 Bp hastial

Aux = 4.5 – 0.7 – 2 (0.63)

Aux = 2.54 m

Para el cálculo de los taladros de ayuda del arrastre emplearemos explosivos Emulnor 1000.

Siendo:

$$C2 = 0.49f = 1.45 \quad S/B = 1$$

### **Cálculo del burden**

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$$

$$B = 0.96 \text{ m}$$

### **Cálculo del burden practico**

$$B_p = B - L \text{ Sen } Y - E_p$$

$$B_p = 0.70 \text{ m}$$

### **Cálculo del número de taladros**

$$NT = \frac{\text{Avertura para las ayudas}}{\frac{S}{B}} + 2$$

$$NT = 4 \text{ taladros}$$

### **Cálculo del espaciamiento**

$$Ah9 = \frac{\text{Ancho tunel} - 2(\text{Bp hastial})}{NT - 1}$$

$$Ah9 = 1 \text{ m}$$

### **Cálculo de la carga lineal del explosivo**

$$q7 = \frac{32.3 \phi_1 \times C2 \times B}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left( \frac{\text{arctg}(\text{Alto disponible})}{2 \times B} \right)^{1.5}}$$

$$q7 = 0.47 \text{ kg/m}$$

### **Cálculo del número de cartuchos por taladro**

$$NC = \frac{q7 \times \frac{3}{4} \times L}{We}$$

$$NC = 7 \text{ cart/tal.}$$

#### **4.2.2. Análisis e Interpretación de los Resultados**

Calculado el nuevo diseño de malla de perforación ahora realizaremos la comparación entre los resultados obtenidos de la malla anterior con la nueva malla propuesta y graficaremos a través de diagramas de barras realizados en Excel la comparación, luego de ello realizaremos la prueba de las hipótesis para saber si o que proponemos es factible o no.

##### **4.2.2.1. Malla de Perforación Anterior**

En la Empresa Administradora Chungar S.A.C., en la realización del bypass 4250 el diseño de la malla de perforación y voladura que se ejecuta se obtuvo la siguiente información en donde la perforación de los taladros de producción se realizó con taladros de diámetro de 50 mm y un escariador de 102 mm, teniendo así 5 taladros de alivio y 45 taladros de producción estando distribuidos de la siguiente manera:

**Tabla 20**

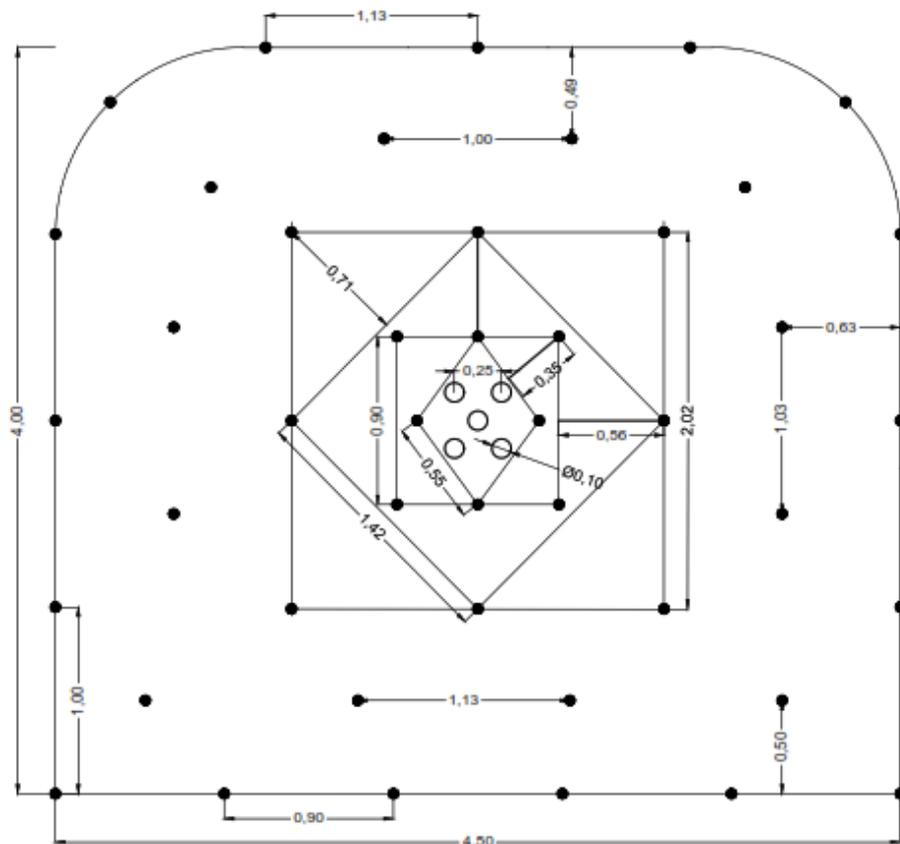
Distribución de Taladros Anterior

Taladro	# taladros
Vacíos	5
Primer Cuadrante	4
Segundo Cuadrante	4
Tercer Cuadrante	4
Cuarto Cuadrante	4
Producción	8
Ay. Arrastre	4
Hastiales	4
Corona	7
Arrastre	6
<b>TOTAL</b>	<b>50</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Gráfico 22**

Distribución de Taladros de Malla Anterior.



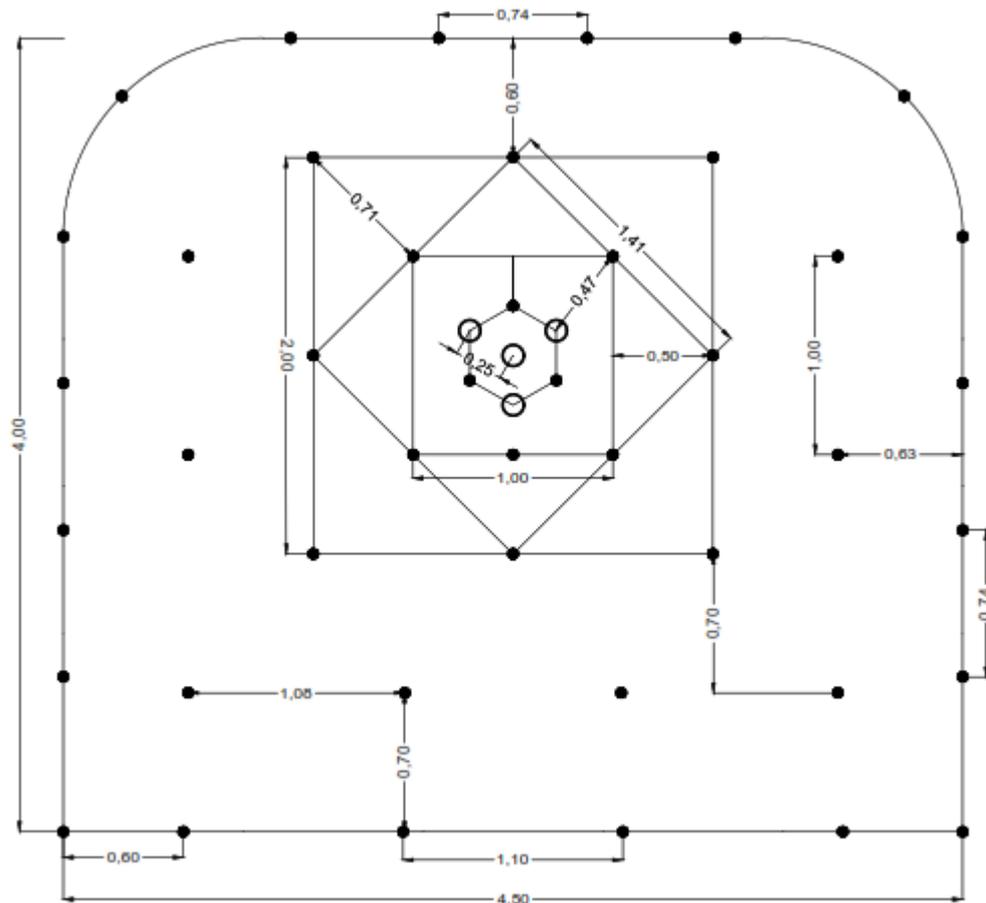
Nota. Fuente: (EACH CHUNGAR, 2014).

#### 4.2.2.2. Diseño y distribución de la malla propuesto

Para continuar con la construcción del bypass 4250 se rediseño la malla de perforación buscando mejorar dicho diseño en la reducción de los costos teniendo como sección de 4.5 m por 4 m con una longitud de barra de 12 pies, diámetro de taladros de producción de 50 mm y escariador de 102 mm.

**Tabla 21**

Distribución de Taladros de la Nueva Malla de Perforación.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

Del gráfico podemos obtener que se realizó 48 taladros perforados de los que 44 son taladros de producción y 4 son taladros vacíos, la distribución del arranque tiene la forma hexagonal con taladros de alivio de 102 mm, en el cuadro siguiente se muestra la distribución de los taladros y la cantidad que contienen cada una de ellas.

**Tabla 22**

Distribución de Taladros del Nuevo Diseño de Malla.

Taladro	# taladros
Vacíos	4
Arranque	4
Primer Cuadrante	4
Segundo Cuadrante	4
Tercer Cuadrante	4
Tajeo	4
Ay. Arrastre	4
Hastiales	8
Corona	6
Arrastre	6
<b>TOTAL</b>	<b>48</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

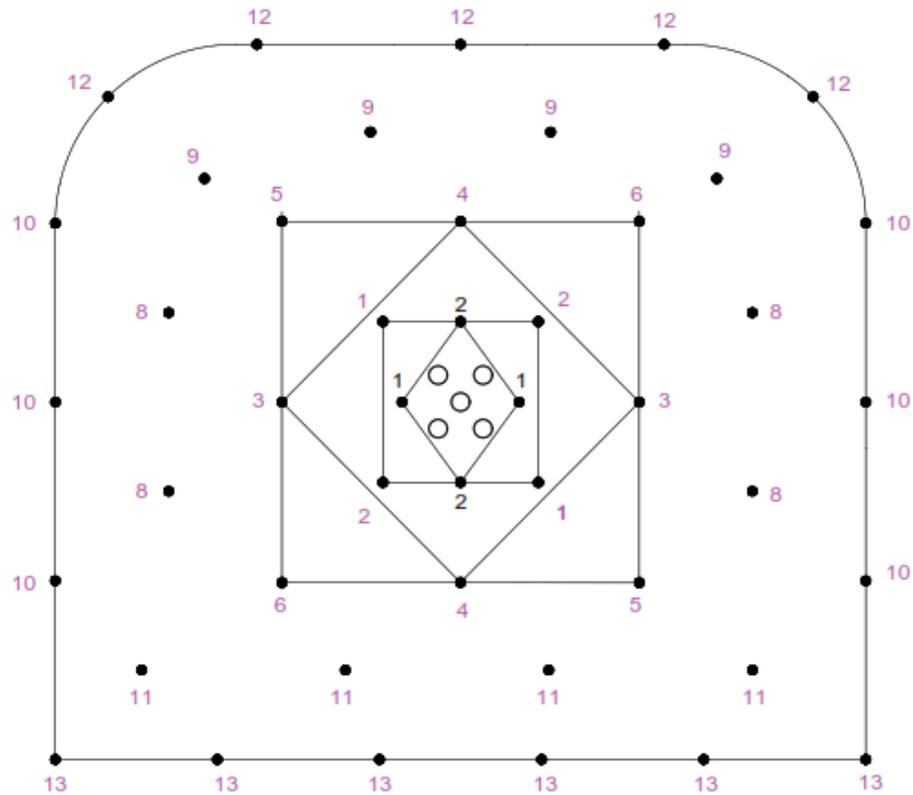
#### 4.2.2.3. Secuencia de salida de la malla anterior

El diseño de la malla que se está empleando observamos la secuencia de salida de los taladros teniendo 4 taladros con periodos cortos y los restantes con periodos largos donde se empleó explosivos Emulex 80 para los taladros del primer taladro, segundo y arrastre, para las siguientes taladros de ayuda y producción se utilizó Emulex 65 y para los taladros de contorno como corona y hastiales se utilizó el Emulex 45 de 1 1/8" x 12", con densidades

1.05, 1.12 y 1.14., empleándose un total de 73 Emulsiones encartuchadas distribuidas de la siguiente manera.

### Gráfico 23

Secuencia de Salida de la Malla Anterior.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### Tabla 23

Secuencia de salida de los taladros

Taladro	# taladros	Tipo Explosivo	Secuencia de Salida
Vacíos	5		
Primer Cuadrante	4	Emulex 80 1 1/4" x 12"	1PC, 2PC
Segundo Cuadrante	4	Emulex 80 1 1/4" x 12"	1PL, 2PL
Tercer Cuadrante	4	Emulex 65 1 1/8" x 12"	3PL, 4PL
Cuarto Cuadrante	4	Emulex 65 1 1/8" x 12"	5PL, 6PL
Producción	8	Emulex 65 1 1/8" x 12"	7PL
Ay. Arrastre	4	Emulex 65 1 1/8" x 12"	8PL
Hastiales	4	Emulex 45 1 1/8" x 12"	9PL
Corona	7	Emulex 45 1 1/8" x 12"	10PL
Arrastre	6	Emulex 80 1 1/4" x 12"	11PL
<b>TOTAL</b>	<b>50</b>		

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

Para un total de 50 taladros se empleó 136 cartuchos de Emulex 80, 156 de Emulex 65 y 66 cartuchos de Emulex 45 llegando así un total de 358 cartuchos con un peso de 95.40 kg de explosivo empleados para dicha malla.

**Tabla 24**

Distribución de explosivos por taladro

Taladro	# taladros	# Cartuchos/ taladro	Tipo Explosivo	Peso Explosivo Kg
Vacíos	5			
Primer Cuadrante	4	10	Emulex 80 1 1/4" x 12"	0.284
Segundo Cuadrante	4	9	Emulex 80 1 1/4" x 12"	0.284
Tercer Cuadrante	4	9	Emulex 65 1 1/8" x 12"	0.273
Cuarto Cuadrante	4	8	Emulex 65 1 1/8" x 12"	0.273
Producción	8	7	Emulex 65 1 1/8" x 12"	0.273
Ay. Arrastre	4	8	Emulex 65 1 1/8" x 12"	0.273
Hastiales	4	6	Emulex 45 1 1/8" x 12"	0.215
Corona	7	6	Emulex 45 1 1/8" x 12"	0.215
Arrastre	6	10	Emulex 80 1 1/4" x 12"	0.284
<b>TOTAL</b>	<b>50</b>	<b>73</b>		

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Tabla 25**

Peso de explosivos empleados

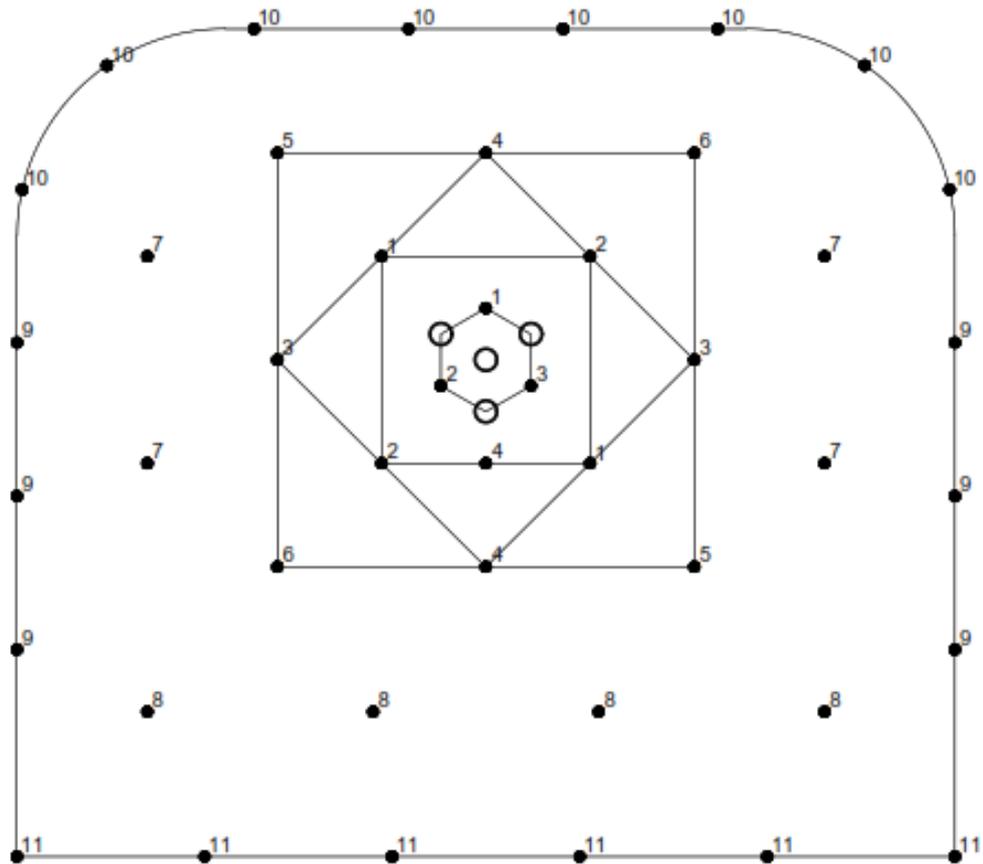
	cantidad	Unid. Medida	kg explosivo
Emulex 80 1 1/4" x 12"	136	unid	38.62
Emulex 65 1 1/8" x 12"	156	unid	42.59
Emulex 45 1 1/8" x 12"	66	unid	14.19
Carmex	2	pza.	
Exanel	45	pza.	
Mecha Rápida	0.5	m	
Cordón Detonante	45	m	

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

#### 4.2.2.4. Secuencia de salida para la malla propuesta

*Gráfico 24*

Secuencia de Salida de la Nueva Malla



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

Para la secuencia de salida de los taladros del túnel se utilizó retardos cortos para el arranque y periodos largos para los taladros restantes haciendo uso de los explosivos como el Emulnor 3000 para los taladros del arranque, primer cuadrante y arrastre donde la fuerza del explosivo será necesaria para el efecto rompedor de la roca y realizar así una cara libre y para el resto de los taladros así como los taladros de contorno y los auxiliares proponemos emplear al Emulnor 1000 así de esa manera bajamos la potencia

de los explosivos ya que el terreno a tratar tiene un rango de RMR de 35 a 50 por lo que tratándose de un terreno que varía de regular a mala siendo característico de la Marga Roja, fue necesario disminuir dicha potencia explosiva utilizando periodos largos.

**Tabla 26**

Secuencia de salida de los taladros

Taladro	# taladros	Tipo Explosivo	Secuencia de Salida
Vacíos	4		
Arranque	4	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	1PC, 2PC, 3PC, 4PC
Primer Cuadrante	4	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	1PL, 2PL
Segundo Cuadrante	4	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	3PL, 4PL
Tercer Cuadrante	4	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	5PL, 6PL
Tajeo	4	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	7PL
Ay. Arrastre	4	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	8PL
Hastiales	8	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	9PL
Corona	6	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	10PL
Arrastre	6	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	11PL
<b>TOTAL</b>	<b>48</b>		

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

De acuerdo a la sección de 4.5 x 4.0 m, en la malla de perforación con 48 taladros se utilizó 136 cartuchos de Emulnor de 3000 de 1 1/4" x 12" y 160 cartuchos de Emulnor 1000 de 1 1/4" x 12" haciendo el consumo de 79.55 Kg de explosivo encartuchado.

**Tabla 27**

Distribución de explosivos por taladro

Taladro	# taladros	# Cartuchos /taladro	Tipo Explosivo	Peso Explosivo Kg
Vacíos	4			
Arranque	4	10	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	0.272
Primer Cuadrante	4	9	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	0.272
Segundo Cuadrante	4	7	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	0.266
Tercer Cuadrante	4	7	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	0.266
Tajeo	4	4	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	0.266

Ay. Arrastre	4	7	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	0.266
Hastiales	8	6	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	0.266
Corona	6	2	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	0.266
Arrastre	6	10	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	0.272
<b>TOTAL</b>	<b>48</b>	<b>62</b>		

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Tabla 28

### Cantidad de explosivo empleado

	cantidad	Unid de medida	Peso Kg/cart
Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	136	unid	36.99
Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	160	unid	42.56
Famecorte P40	45	pza.	
Carmex	2	pza.	
Cordón Detonante	45	m	
Mecha Rápida	0.2	m	

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### 4.2.2.5. Costos con el diseño anterior de malla

#### Costos de mano de obra

## Tabla 29

### Costos de Mano de Obra

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
Operador Jumbo	4.00	hh	4.54	18.18	5.80	
Ayudante Jumbero	4.00	hh	3.29	13.15	4.20	
Maestro	4.00	hh	3.71	14.82	4.73	
Cargador/Disparador	4.00	hh	3.29	13.15	4.20	
Ayudante	4.00	hh	3.29	13.15	4.20	
Cargador/Disparador	4.00	hh	3.29	13.15	4.20	
Operador Scoop	5.00	hh	4.12	20.62	6.58	
Peón / Ayud.Scoop	0.00	hh	3.29	0.00	0.00	
Electricista	4.00	hh	4.54	18.18	5.80	
Bombero	3.00	hh	3.71	11.12	3.55	
Bodeguero	0.50	hh	3.71	1.85	0.59	
Capataz	2.00	hh	5.38	10.76	3.44	
Ing. Geomecánico	0.00	hh	9.41	0.00	0.00	
Ing. Guardia	2.00	hh	9.41	18.82	6.01	
Inspector de Seguridad	1.00	hh	3.71	3.71	1.18	
Ing. Seguridad	0.00	hh	9.41	0.00	0.00	<b>46.07</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Costos de materiales

**Tabla 30.**

### Costos de Materiales

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
<b>MATERIALES</b>						
Barras de perforación 12'	164.90	mp	0.22	36.07	11.51	
Brocas de 50 mm	164.90	mp	0.16	25.70	8.20	
Shank Adapter	164.90	mp	0.07	12.17	3.89	
Coopling	164.90	mp	0.02	3.97	1.27	
Rimadora de 4"	9.89	mp	0.85	8.44	2.69	
Adapter piloto	9.89	mp	0.76	7.53	2.40	
Aceite de perforación	0.27	gal	8.24	2.25	0.72	
Copas de Afilado	164.90	mp	0.02	2.55	0.82	
Aguzadora de copas	164.90	mp	0.10	17.31	5.53	
Alcayatas 4" x 3/4" Ø	3.00	Und	1.50	4.50	1.44	
Mangas de Ventilación	3.13	ml	4.60	14.41	4.60	
Manguera de 1" diámetro 50 m	1.00	Global	1.33	1.33	0.43	
Manguera de 1/2" diámetro 50 m	1.00	Global	1.00	1.00	0.32	
Consumibles eléctricos	0.00	Global	8.40	0.00	0.00	<b>43.80</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Costos de explosivos

**Tabla 31.**

### Costos de Explosivos

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
<b>EXPLOSIVOS</b>						
Emulex 80 1 1/4" x12"	136.00	car	0.462	62.83	20.05	
Emulex 65 1 1/8" x12"	156.00	car	0.785	122.46	39.09	
Emulex 45 1 1/8" x12"	66	car	1.037	68.44	21.85	
Exanel	45.00	pza	1.25	56.25	17.95	
Carmex	2.00	pza	0.578	1.16	0.37	
Cordón detonante	45.00	m	0.1162	5.23	1.67	
Mecha rápida	0.50	m	0.3035	0.15	0.05	
						<b>101.03</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Costos de implementos y herramientas

**Tabla 32.**

Costos de Implementos y Herramientas

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
Implementos de Seguridad Normal	4.19	Und	0.78	3.28	1.05	
Implementos de Seguridad Agua	2.00	Und	0.31	0.63	0.20	
Herramientas			2.30	2.30	0.73	<b>1.98</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Costos de equipos

**Tabla 33.**

Costos de Equipo

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
<b>EQUIPOS</b>						
Jumbo EH	3.80	hm	80.00	303.83	96.98	
Scoop 6.0 yd3	3.80	hm	85.00	323.00	103.09	
Ventilador 30,000 cfm.	8.00	hm	0.75	6.00	1.92	
Bomba sumergible	8.00	hm	6.67	53.39	17.04	
Cargador de lámparas	33.50	hh	0.17	5.71	1.82	<b>220.85</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### 4.2.2.6. Costos con el nuevo diseño de malla

#### Costos de mano de obra

**Tabla 34.**

Costos de Mano de Obra del Nuevo Diseño

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
Operador Jumbo	4.00	hh	4.54	18.18	5.62	
Ayudante Jumbero	4.00	hh	3.29	13.15	4.06	
Maestro						
Cargador/Disparador	4.00	hh	3.71	14.82	4.58	
Ayudante						
Cargador/Disparador	4.00	hh	3.29	13.15	4.06	
Operador Scoop	5.00	hh	4.12	20.62	6.38	
Peón / Ayud.Scoop	0.00	hh	3.29	0.00	0.00	
Electricista	4.00	hh	4.54	18.18	5.62	
Bombero	3.00	hh	3.71	11.12	3.44	

Bodeguero	0.50	hh	3.71	1.85	0.57	
Capataz	2.00	hh	5.38	10.76	3.33	
Ing. Geomecánico	0.00	hh	9.41	0.00	0.00	
Ing. Guardia	2.00	hh	9.41	18.82	5.82	
Inspector de Seguridad	1.00	hh	3.71	3.71	1.15	
Ing. Seguridad	0.00	hh	9.41	0.00	0.00	<b>44.63</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Costos de mano de obra

**Tabla 35.**

Costos de Mano de Obra

DESCRIPCION	Cantida d	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
<b>MATERIALES</b>						
Barras de perforación 12'	163.44	mp	0.22	35.75	11.05	
Brocas de 50 mm	163.44	mp	0.16	25.47	7.87	
Shank Adapter	163.44	mp	0.07	12.06	3.73	
Coopling	163.44	mp	0.02	3.93	1.22	
Rimadora de 4"	10.21	mp	0.85	8.71	2.69	
Adapter piloto	10.21	mp	0.76	7.78	2.40	
Aceite de perforación	0.27	gal	8.24	2.25	0.70	
Copas de Afilado	163.44	mp	0.02	2.53	0.78	
Aguzadora de copas	163.44	mp	0.10	17.16	5.30	
Alcayatas 4" x 3/4" Ø	3.00	Und	1.50	4.50	1.39	
Mangas de Ventilación	3.23	ml	4.60	14.88	4.60	
Manguera de 1" diámetro 50 m	1.00	Global	1.33	1.33	0.41	
Manguera de 1/2" diámetro 50 m	1.00	Global	1.00	1.00	0.31	
Consumibles eléctricos	0.00	Global	8.40	0.00	0.00	<b>42.46</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Costos de explosivos

**Tabla 36.**

Costos de Explosivos de la nueva malla

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
<b>EXPLOSIVOS</b>						
Emulnor 3000 I 1/4" x12"	136.00	car	0.209	28.42	8.79	
Emulnor 1000 I 1/4" x12"	160.00	car	0.171	27.36	8.46	
Famecorte P40	45.00	pza	1.15	51.75	16.00	
Carmex	2.00	pza	0.578	1.16	0.36	
Cordón detonante	45.00	m	0.1162	5.23	1.62	
Mecha rápida	0.20	m	0.3035	0.06	0.02	
						<b>35.24</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Costos de implementos y herramientas de la nueva malla

**Tabla 37.**

Costos de Implementos y Herramientas de la nueva malla

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b>						
Implementos de Seguridad Normal	4.19	Und	0.78	3.28	1.01	
Implementos de Seguridad Agua	2.00	Und	0.31	0.63	0.19	
Herramientas			2.30	2.30	0.71	<b>1.92</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Costos de equipos

**Tabla 38.**

Costos de Equipos en la nueva malla

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Sub. Total	TOTAL (US\$)
<b>EQUIPOS</b>						
Jumbo EH	3.77	hm	80.00	301.50	93.21	
Scoop 6.0 yd3	3.80	hm	85.00	323.00	99.86	
Ventilador 30,000 cfm	8.00	hm	0.75	6.00	1.85	
Bomba sumergible	8.00	hm	6.67	53.39	16.51	
Cargador de lámparas	33.50	hh	0.17	5.71	1.76	<b>213.19</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### 4.3. Prueba de hipótesis

#### 4.3.1. Análisis de cálculos estadísticos

Realizaremos el análisis estadísticamente de los costos de por metro perforado (US \$/m.) de febrero y abril de la malla anterior con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en el bypass 4250 en la Unidad Animón de la Empresa Administradora Chungar S.A.C., para realizar la comparación y observar la diferencia de costos y ver si empleando una nueva

malla de perforación y voladura se minimizaran los costos de construcción del bypass.

**Tabla 39.**

Diferencia de costos de febrero y abril

Veta	Labor	Equipo	Febrero		Abril		Diferencia
			Avance/ Disp. (m)	Costos US \$/m	Avance/ Disp. (m)	Costos US \$/m	Costos US \$/m
Karina I	BP-4250	JD05	2.50	452.20	3.21	450.50	1.70
Karina I	BP-4250	JD05	2.75	509.09	3.20	444.65	64.44
Karina I	BP-4250	JD05	3.05	522.22	3.20	444.65	77.57
Karina I	BP-4250	JD05	2.50	452.20	3.19	440.35	11.85
Karina I	BP-4250	JD05	2.80	515.75	3.25	465.20	50.55
Karina I	BP-4250	JA01	3.13	558.54	3.23	455.54	103.00
Karina I	BP-4250	JD05	3.10	545.50	3.20	444.65	100.85
Karina I	BP-4250	JD05	2.90	530.20	3.23	455.54	74.66
Karina I	BP-4250	JD05	2.70	509.10	3.22	450.75	58.35
Karina I	BP-4250	JD05	2.85	520.25	3.24	460.35	59.90

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

De los resultados obtenidos en el cuadro de la tabla 39 podemos notar a simple vista la diferencia de los resultados obtenidos del mes de febrero que con la malla anterior los costos son más elevados en comparación al mes de abril que se realizó con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura.

#### 4.3.2. Contratación de hipótesis

La hipótesis da a entender que con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se ve la reducción de los costos de 510.66 a 451.21 US \$, teniendo buenos resultados con el nuevo diseño de malla obteniendo un 6% de diferencia. Ahora con los resultados obtenidos podemos realizar la contratación de hipótesis para ello seguimos los siguientes pasos:

- ✓ Proponer las hipótesis Nula (H0) y Alternativa (HA).

- ✓ Escoger el nivel de significancia  $\alpha$ .
- ✓ Calcular los valores críticos y de prueba definiendo la zona de aceptación y rechazo.
- ✓ Decisión y conclusión.

#### **4.3.3. Proposición de las hipótesis**

Se propone dos hipótesis la hipótesis nula ( $H_0$ ) y alternativa ( $H_a$ ), a la cual planteamos lo siguiente:

$H_0$ : “Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se minimizará los costos de perforación en la construcción del bypass 4250”

$H_a$ : “Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura no se minimizará los costos de perforación en la construcción del bypass 4250”

#### **4.3.4. Nivel de significancia o riesgo**

El nivel de significancia quiere decir el riesgo que se asume al poder rechazar la  $H_0$  cuando en si debe de ser aceptado, para nuestro caso tomaremos la probabilidad de riesgo de 0.05 que representa el 5% de rechazo de la hipótesis planteada.

#### **4.3.5. Cálculo del valor crítico**

Para calcular el valor crítico se tiene que tener el valor del grado de libertad para nuestro caso calcularemos de la siguiente manera:

$$gl = n_1 + n_2 - 2$$

donde:

gl: grados de libertad

n1: cantidad de datos de la muestra 1

n2: cantidad de datos de la muestra 2

por lo que aplicando las formula obtendremos que el grado de libertad igual a 18, que luego aplicaremos a la prueba de la hipótesis un nivel de significancia del 5% para encontrar un valor critico de -2.10, esto significa que teniendo el intervalo de confianza el valor que se obtendría podría fácilmente identificarse si se acepta o rechaza la hipótesis.

#### 4.3.6. Cálculo del valor estadístico de prueba

Para calcular el estadístico de prueba primero tendremos que calcular la varianza común de las dos muestras donde aplicaremos la siguiente formula:

$$S_c^2 = \frac{(n_1 - 1) S_1^2 + (n_2 - 1) S_2^2}{n_1 + n_2 - 2}$$

$$S_c^2 = 21.42$$

El valor de t se expresa de la siguiente formula:

$$t = \frac{\bar{X}_1 - \bar{X}_2}{\sqrt{\frac{S_c^2}{n_1} + \frac{S_c^2}{n_2}}}$$

Reemplazando los datos en la formula obtenemos que t = 29.13

#### Tabla 40

Prueba t para medias de dos muestras

		Muestra 1	Muestra 2
$\alpha$	Nivel de significancia	5%	5%
X	Media	511.51	451.22
$\delta$	Varianza	1219.17	62.72
n	Nº datos	10	10
n-1	Grados de libertad	9	9
S	Desviación estándar	34.92	7.92

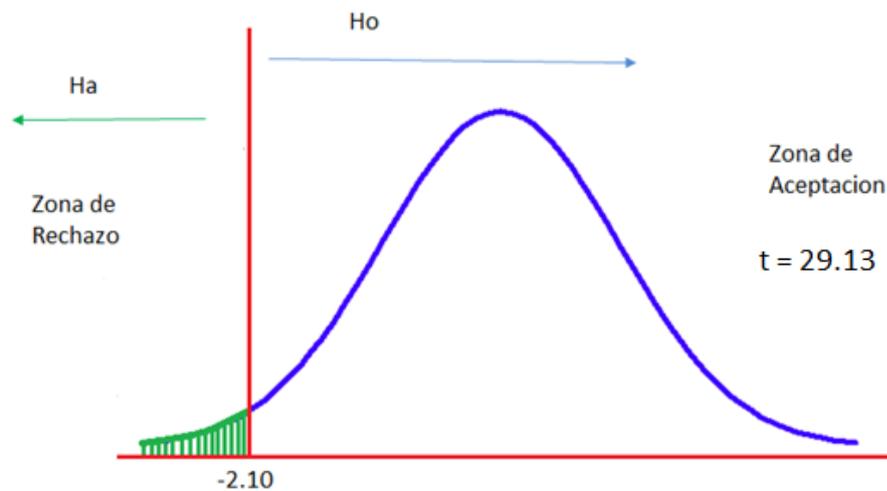
$\alpha$	alfa	0.05
Z $\alpha/2$	valor critico	2.10

S	varianza común	21.42
t	estadístico de prueba	29.13

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

### Gráfico 25

Curva de Aceptación y Rechazo de la prueba de hipótesis



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

#### 4.3.7. Decisión

Se rechaza la hipótesis alternativa ( $H_a$ ) y se acepta la hipótesis nula ( $H_0$ ).

#### 4.3.8. Conclusión

Se puede afirmar que realizando el estadígrafo de prueba el valor hallado cae en la región de aceptación por lo que la diferencia de costos entre ambas mallas de perforación es de 103.01 dólares por malla, ahorrándonos con el nuevo diseño de malla de perforación.

### 4.4. Discusión de resultados

#### 4.4.1. Para la malla de perforación

Según las tablas 20 y 22 la realización de las mallas de perforación se usaron el mismo diámetro de taladros, así como la misma longitud de barra, pero con diferente método de cálculo donde la malla anterior muestra 50 taladros perforados en total mientras que en nuevo diseño propuesto se consiguió perforar 48 taladros teniendo una diferencia de 2 taladros en el diseño propuesto ganado tiempo y menor desgaste de brocas y equipo.

**Tabla 41**

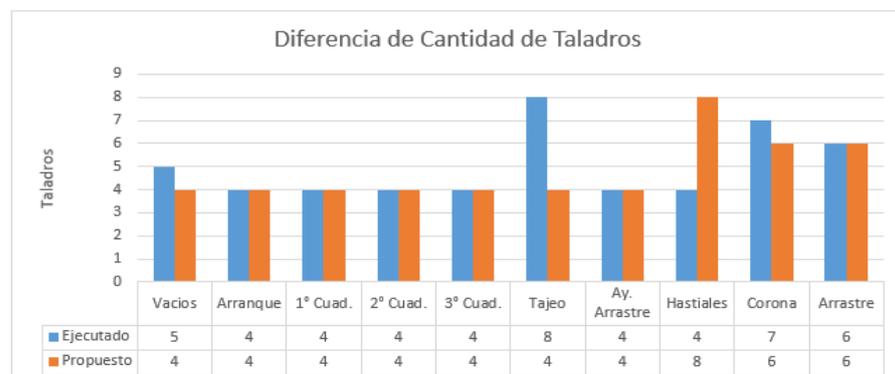
Diferencia de Taladros de Malla Anterior y Nueva

Taladro	Ejecutado	Propuesto	Diferencia
Vacíos	5	4	1
Arranque	4	4	0
1° Cuadrante.	4	4	0
2° Cuadrante.	4	4	0
3° Cuadrante.	4	4	0
Tajeo	8	4	4
Ay. Arrastre	4	4	0
Hastiales	4	8	-4
Corona	7	6	1
Arrastre	6	6	0
<b>TOTAL</b>	<b>50</b>	<b>48</b>	<b>2</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Gráfico 26**

Diferencia de Taladros de Malla Anterior y Nueva



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

En la construcción del bypass 4250 se realizó el control del tiempo de perforación de cada taladro en una libreta de campo en donde la información fue procesado en una tabla de Excel y en donde los resultados muestran una diferencia de 9 minutos y medio entre la malla anterior y la nueva malla propuesta donde la malla mejorada tiene 9.5 minutos menos que la malla Anterior.

**Tabla 42**

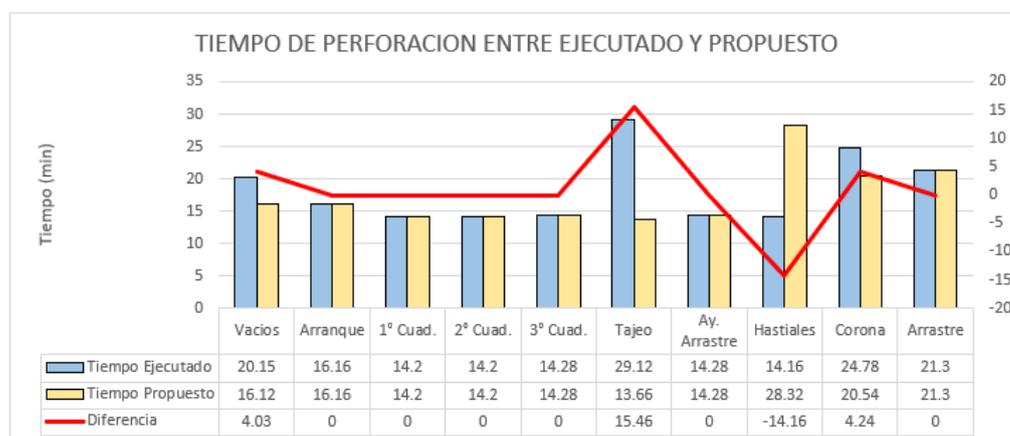
**Diferencia de Tiempos de Perforación entre Mallas**

Taladro	# Taladros Ejecutado	# Taladros Propuesto	Tiempo de perforación/ taladro (min)	Ejecutado Total (min)	Propuesto Total (min)	Diferencia
Vacíos	5	4	4.03	20.15	16.12	4.03
Arranque	4	4	4.04	16.16	16.16	0
1° Cuad.	4	4	3.55	14.2	14.2	0
2° Cuad.	4	4	3.55	14.2	14.2	0
3° Cuad.	4	4	3.57	14.28	14.28	0
Tajeo	8	4	3.64	29.12	13.66	15.46
Ay. Arrastre	4	4	3.57	14.28	14.28	0
Hastiales	4	8	3.54	14.16	28.32	-14.16
Corona	7	6	3.54	24.78	20.54	4.24
Arrastre	6	6	3.55	21.3	21.3	0
<b>TOTAL</b>	<b>50</b>	<b>48</b>	<b>Tot. Min</b>	<b>182.63</b>	<b>173.06</b>	<b>9.57</b>
			<b>Tot. Horas</b>	3.044	2.884	

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Gráfico 27**

**Diferencia de Tiempos de Perforación entre Mallas**



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

#### 4.4.2. Para explosivos empleados

Para saber la diferencia del consumo de explosivos y el ahorro que se consigue con el nuevo diseño de malla de perforación los datos lo procesamos en una tabla de Excel donde nos muestra:

**Tabla 43**

Diferencia de Cantidad de Explosivo Empleado entre Mallas.

Taladro	EJECUTADO # Cartuchos/taladro	PROPUESTO # Cartuchos/taladro	Diferencia
Vacíos			
1° cuad. O Arranque	10	10	0
Primer Cuadrante	9	9	0
Segundo Cuadrante	9	7	2
Tercer Cuadrante	8	7	1
Tajeo	7	4	3
Ay. Arrastre	8	7	1
Hastiales	6	6	0
Corona	6	2	4
Arrastre	10	10	0
<b>TOTAL</b>	<b>73</b>	<b>62</b>	<b>11</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

En la gráfica 28, nos muestra que con la malla de perforación y voladura anterior se tiene un consumo de 73 cartuchos por guardia mientras que el diseño de la nueva malla propuesto tiene un consumo de 62 cartuchos teniendo una diferencia de 11 cartuchos con la que implica un ahorro en costo.

## Gráfico 28

### Diferencia de Cantidad de Explosivo Empleado entre Mallas



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Tabla 44

### Diferencia de Kilogramos de Explosivo Empleado por la Mallas.

Taladro	EJECUTADO Total de Kg. Explo.	PROPUESTO Total de Kg. Explo.	Diferencia
Vacíos			
1° cuad. O Arranque	11.36	10.88	0.48
Primer Cuadrante	10.224	9.792	0.432
Segundo Cuadrante	9.828	7.448	2.38
Tercer Cuadrante	8.736	7.448	1.288
Tajeo	15.288	4.256	11.032
Ay. Arrastre	8.736	7.448	1.288
Hastiales	5.16	12.768	-7.608
Corona	9.03	3.192	5.838
Arrastre	17.04	16.32	0.72
<b>TOTAL</b>	<b>95.402</b>	<b>79.552</b>	<b>15.85</b>

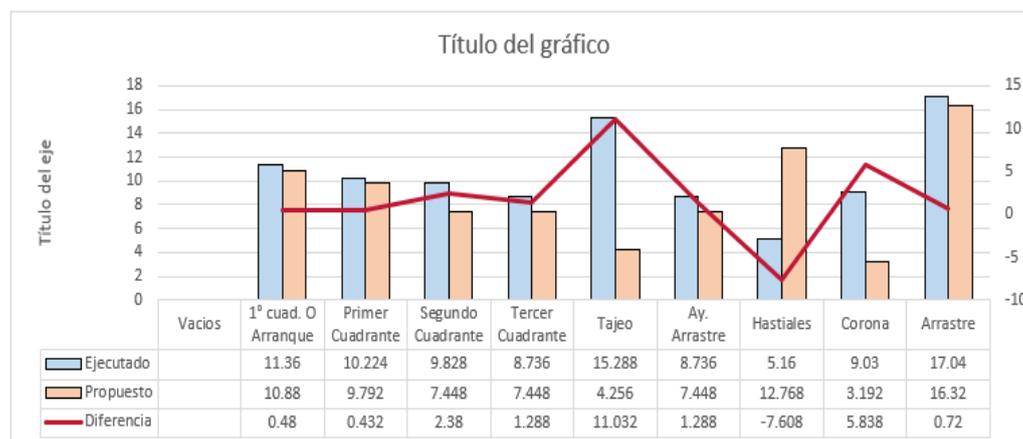
Nota. Fuente: Elaboración Propia.

Podemos mencionar que con la malla anterior se empleó un total de 95.4 kg de explosivo mientras que el diseño de la nueva malla propuesto se empleó 79.5 Kg., de explosivo contando con una diferencia de 15.8 kg por disparo, por lo que se puede decir que el cambio de explosivo empleado en la nueva

malla tendrá un ahorro significativo ya que la diferencia por malla es de 15.8 kg.

### Gráfico 29

Diferencia de Kilogramos de Explosivo Empleado por la Mallas.



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

Podemos ver como la malla propuesta tiene un costo de voladura de 113.98 dólares por disparo mientras que la malla ejecutada tiene un costo de 316.52 dólares por disparo teniendo la malla propuesta un ahorro de 202.54 dólares por disparo.

**Tabla 45**

Diferencia de costos de voladura entre mallas

MALLA EJECUTADA	cantidad	Unid. Medida	costo \$ /Unid	Costo Total
Emulex 80 1 1/4" x 12"	136	unid	0.462	62.832
Emulex 65 1 1/8" x 12"	156	unid	0.785	122.46
Emulex 45 1 1/8" x 12"	66	unid	1.037	68.442
Carmex	2	pza	0.578	1.156
Exanel	45	pza	1.25	56.25
Mecha Rápida	0.5	m	0.3035	0.15175
Cordón Detonante	45	m	0.1162	5.229
			<b>total</b>	<b>316.52</b>
MALLA PROPUESTA	cantidad	Unid. Medida	costo \$ /Unid	Costo Total
Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	136	unid	0.209	28.424
Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	160	unid	0.171	27.36
Famecorte P40	45	pza	1.15	51.75

Carmex	2	pza	0.578	1.156
Cordón Detonante	45	m	0.1162	5.229
Mecha Rápida	0.2	m	0.3035	0.0607
		<b>total</b>		113.98

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

Según los resultados realizamos podemos observar que la malla propuesta tiene un volumen de material roto de 58.22 m<sup>3</sup> en comparación al ejecutado y un factor de carga de 1.37 kg/m<sup>3</sup> de material roto.

#### **Tabla 46**

##### Diferencias de Volumen y Factor de Carga entre Mallas

	Ejecutado	Propuesto	DIFERENCIA
Volumen Roto (m <sup>3</sup> )	56.34	58.22	-1.88
Tonelada Roto (tn/disparo)	152.11	157.21	-5.1
Factor de Carga (kg/m <sup>3</sup> )	1.69	1.37	0.32
Factor de Carga Lineal (Kg/m)	30.47	24.63	5.84
Factor de Potencia (Kg/tn)	0.63	0.51	0.12

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

Dentro de los costos considerados para el proyecto se consideró los costos de perforación entre la malla ejecutada y propuesta teniendo una disminución del costo de 8.11 US \$/ML, para los costos de voladura se observó una disminución de 89.37 y limpieza con una reducción de 5.53, llegando a disminuir en todo el proceso de un costo de 103.01 US \$ por disparo que representados en todo un año es un ahorro grande para la empresa.

**Tabla 47**

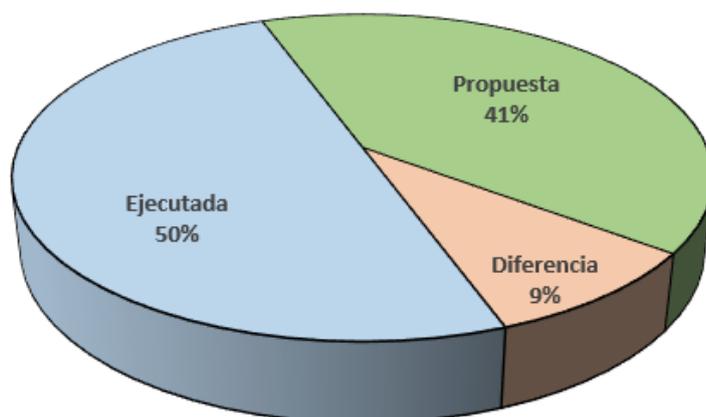
**Diferencias del Costo Total entre Mallas**

	Antes	MALLA Después	Diferencia
Costo. Perforación	225.61	217.5	8.11
Costo. Voladura	153.9	64.53	89.37
Costo. Limpieza	179.03	173.5	5.53
<b>TOTAL, US \$/ML</b>	<b>558.54</b>	<b>455.53</b>	<b>103.01</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Gráfico 30**

**Diagrama de Diferencias del Costo Total entre Mallas**



Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## CONCLUSIONES

- ✓ Como resultado del presente trabajo de investigación podemos concluir que con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se logró minimizar los costos de avance por metro perforado con un promedio de 455.53 US \$/m con la nueva malla a comparación de la malla anterior 558.54 US \$/m obteniendo un ahorro de 103.01 US \$/m.
- ✓ Con el diseño un nuevo modelo de malla de perforación y voladura donde nos permitió disminuir el número de taladros de 50 a 48 taladros perforados obteniendo de esa forma una diferencia de 2 taladros por malla y un ahorro de 8.11 US \$/ML., de avance.
- ✓ Para el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se mejoró el factor de carga de 1.69 kg/m<sup>3</sup> a 1.37 kg/m<sup>3</sup> reduciendo a 0.32 kg/m<sup>3</sup>, generando así un menor consumo de explosivos.
- ✓ Con la selección del nuevo diseño de malla de perforación y voladura el consumo de explosivo se redujo significativamente de 95.40 Kg a 79.55 Kg obteniendo una reducción de 15.85 Kg obteniendo un ahorro de 89.37 US \$ por avance.
- ✓ Se puede concluir según la prueba de hipótesis planteado que se acepta la hipótesis nula y se rechaza la hipótesis alternativa llegando a la conclusión que con el nuevo diseño de malla se minimizara los costos de perforación del bypass 4250.

## RECOMENDACIONES

- ✓ Para reducir aún más la malla de perforación y voladura se tiene que tener presente con qué tipo de roca se va a trabajar, el método matemático empleado a ser usado y el tipo de explosivo que usaremos.
- ✓ Se debe tener mucho cuidado en determinar la distribución de la carga explosiva adecuada para reducir los costos de voladura de acuerdo al comportamiento del macizo rocoso.
- ✓ Se recomienda realizar capacitaciones sobre diseños de mallas de perforación y voladura a los supervisores, operadores de Jumbo, cargadores y todo personal involucrado en el área, a fin de contar con personal capacitado que brinde mayor productividad con la finalidad de hacer uso de los recursos a un costo controlado.
- ✓ Se recomienda a la supervisión el traslape correcto en el cambio de guardia al personal entrante para minimizar demoras en el proceso.

## BIBLIOGRAFIA

- Alvarez Carhuaricra, J. A. (20 de Mayo de 2019). *Tesis Analisis de Estabilidad Geomecanica en Tajeos Veta Sur Nv-320 al 280 Unidad Minera Islay*. Cerro de Pasco, Pasco, Peru: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion.
- Ayamamani, C. (16 de abril de 2016). *Tesis Diseño de Perforacion y Voladura y su Incidencia en los Costos Unitarios en el Balcon III de la Compañia Minera Ananeas S.A.* Puno, Peru: Tesis.
- Burge, M. (13 de Mayo de 2015). *Ciencia basica Ciencia Aplicada y Tecnica*. (W. Tapia, Editor) Obtenido de SlideShare : <https://es.slideshare.net/filosofico/ciencia-basica-ciencia-aplicada-y-tecnica>
- Cajaleon Ambrosio, M. (15 de Octubre de 2018). *Tesis Analisis Geomecanico del Tunel Integracion Animon - Islay*. Cerro de Pasco, Pasco, Peru: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion.
- Chipana, M. (12 de Mayo de 2015). *Tesis Diseño de Perforacion y Voladura para Reduccion de Costos en el Frente de la Galeria Progreso de la Contrata Minera Cavilquis Corporacion Minera Ananeas S.A.* Puno, Peru: Universidad del Altiplano .
- Dias Valdiveiza , A., & Ramirez Carrion, J. (2009). *Compendio de Rocas y Minerales Industriales en el Perú*. Lima: Direccion de Recursos Mineros y Energeticos .
- EACH CHUNGAR, E. (12 de Octubre de 2014). *Cartilla de Perforacion y Voladura*. Lima, Peru.
- Enaex S.A. (26 de 09 de 2001). *Curso de Manejo de Explosivos*. (D. T. Enaex, Ed.) Santiago, Chile.
- EXSA S.A., D. (24 de Agosto de 2015). *Manual Practico de Voladura*. Lima, Peru: Departamento Tecnico de EXSA S.A.

- Falconi Royes, A. (10 de 05 de 2012). *Tablas Geomecánicas*. Obtenido de Academia: [https://www.academia.edu/7733010/TABLAS\\_GEOMECHANICAS\\_1](https://www.academia.edu/7733010/TABLAS_GEOMECHANICAS_1)
- Famesa Explosivos SAC. (12 de Febrero de 2016). *Famesa Explosivos*. Obtenido de <http://www.famesa.com.pe/productos/altos-explosivos/emulnor/>
- FAMESA, E. (13 de Agosto de 2019). *Manual de Perforación y Voladura*. Lima, Peru: Editorial COSAS.
- Ferrer, M., & Gonzales de Vallejo, L. (2007). *Manula de campo para la descripción y caracterización de los macizos rocosos en afloramientos*. España: Instituto Geológico y Minero de España.
- López Jimeno, C. (2005). *Ingeniería de Túneles*. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid.
- Lopez Jimeno, C., Lopez Jimeno, E., & Garcia Bermudez, P. (2012). *Manula de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid: Primera Edición.
- Rios Valdivia, D., & Ayala Espinoza, J. (2015). *Informe Geológico de Huarón - Alpamarca - Carhuacayan*. Cerro de Pasco: Emp. Minera Chungar.
- Silvestre Gallardo, F. F. (25 de Abril de 2018). *Aplicación del Método de Explotación por Subniveles en la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan*. Huancayo, Junin, Peru: Universidad Continental.
- Tolentino Yparraguirre, V. (14 de Agosto de 2012). *Métodos de Excavación de Túneles Perforación y Voladura*. (D. Dias Romero, Ed.) Lima, Peru. Obtenido de <https://es.scribd.com/doc/284323402/Metodos-de-Excavacion-de-Tuneles-Perforacion-y-Voladura-pdf>
- Volcan Compañía Minera, V. (2019). *Memoria Anual Volcan 2019*. Lima - Peru: Volcan Compañía Minera S.A.A.

# **ANEXOS**

## MATRIZ DE CONSISTENCIA

**TITULO: “DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCIÓN DEL BYPASS 4250 DE LA EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C.”**

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
<p><b>Problema General</b></p> <p>¿Existirá un nuevo diseño de malla de perforación y voladura que minimice los costos de perforación en la construcción del bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C.</p> <p><b>Problemas Específicos</b></p> <p>a) ¿Cuál es el diseño de malla de perforación adecuado que minimice los costos de perforación en la construcción del bypass 4250?</p> <p>b) ¿Qué cantidad de carga explosiva se empleará para reducir los costos en la voladura?</p>	<p><b>Objetivo General</b></p> <p>Determinar el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura que minimice los costos de perforación en la construcción del bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C.</p> <p><b>Objetivos Específicos</b></p> <p>a) Diseñar la malla de perforación adecuada que minimice los costos de perforación en la construcción del bypass 4250.</p> <p>b) Determinar la cantidad de carga explosiva que se empleara para reducir los costos en voladura.</p>	<p><b>Hipótesis General</b></p> <p>Al determinar el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se minimizará los costos de perforación de la construcción del bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar.</p> <p><b>Hipótesis Especificas</b></p> <p>a) Diseñando la malla de perforación adecuada se minimizará los costos de perforación en la construcción del bypass 4250.</p> <p>b) Determinando la cantidad de carga explosiva mejorará se reducirá los costos en voladura.</p>	<p><b>Variable Independiente</b></p> <p>Diseño de malla de perforación y voladura del bypass 4250.</p> <p><b>Variable Dependiente</b></p> <p>Minimizar los costos de perforación en la construcción del bypass 4250.</p>	<p><b>Tipo de Investigación</b> Aplicada.</p> <p><b>Método de Investigación</b> Experimental</p> <p><b>Diseño de Investigación</b> Descriptivo</p> <p><b>Población</b> Empresa Administradora Chungar S.A.C.</p> <p><b>Muestra</b> La muestra de investigación es el bypass 4250 de la Unidad Animón con sección 4.5 m x 4.0 m.</p>

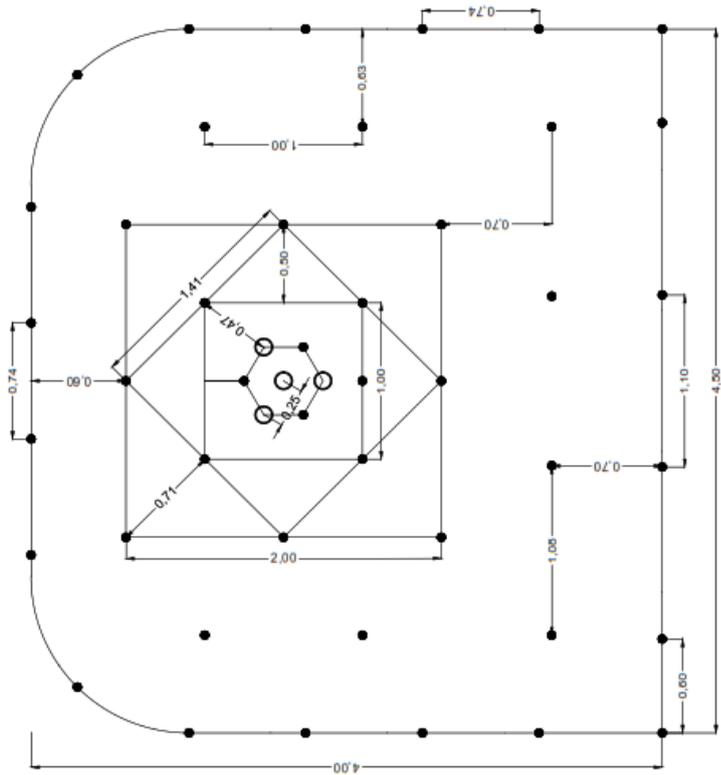


Nueva Malla de Perforación del Bypass 4250

# MALLA DE PERFORACION SECCION 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MEDIA"

CLASIFICACION GEOMECANICA  
Tipo de Roca: Marga Roja  
RMR: 35 - 50  
Tipo de labor: Bypass

## Distribución de Taladros



Taladro	# taladros	Caruchosa/ taladro	Tipo Explosivo	Kg/taladro
Vacios	4			
Anillos	4	10	Emulor 3000 1 1/4" x 12"	2 720
Primer Cuadrante	4	9	Emulor 3000 1 1/4" x 12"	2 418
Segundo Cuadrante	4	7	Emulor 1000 1 1/4" x 12"	1 852
Tercer Cuadrante	4	7	Emulor 1000 1 1/4" x 12"	1 852
Tercer Cuadrante	4	4	Emulor 1000 1 1/4" x 12"	1 054
Av. Arrastre	4	7	Emulor 1000 1 1/4" x 12"	1 852
Hastillas	8	6	Emulor 1000 1 1/4" x 12"	1 596
Corona	6	2	Emulor 1000 1 1/4" x 12"	0 532
Arrioste	6	10	Emulor 3000 1 1/4" x 12"	2 720
<b>TOTAL</b>	<b>48</b>	<b>62</b>		



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION  
FACULTAD DE INGENIERIA

---

Plano: N° \_\_\_\_\_  
Escala: SE  
Elaborado: Miguel Osorio Yuzanqui  
Fecha: Agosto - 2020

MALLA DE PERFORACION  
SECCION: 4.5 x 4  
TIPO DE ROCA: "MEDIA"

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

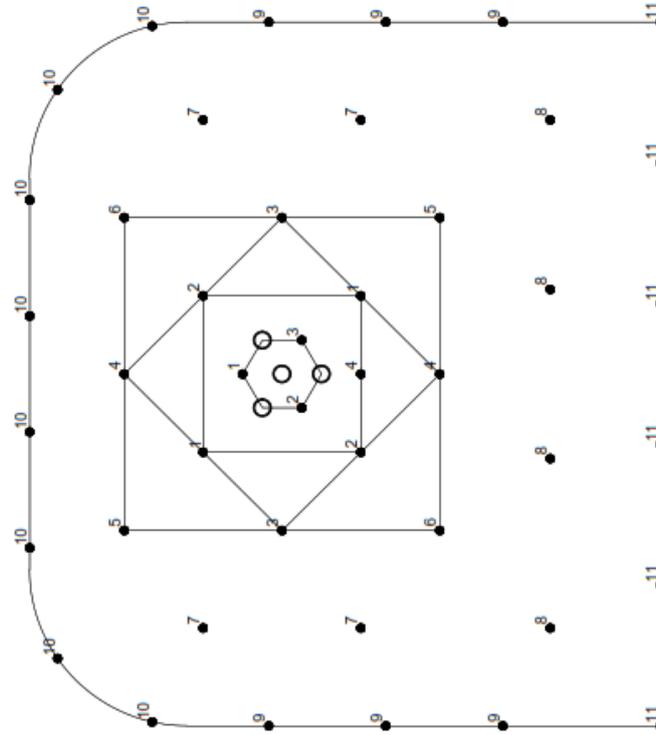
**Plano 6**

Secuencia de Salida de la Nueva Malla.

# MALLA DE SECUENCIA DE DISPARO SECCION 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MEDIA"

**CLASIFICACION GEOMECANICA**  
 Tipo de Roca: Marga Roja  
 RMR: 35 - 50  
 Tipo de labor: Bypass

## Secuenciamiento de Disparo



Taladro	# taladros	Secuencia de Salida
Vacios	4	
Aranque	4	1PC, 2PC, 3PC, 4PC
Primer Cuadrante	4	1PL, 2PL
Segundo Cuadrante	4	3PL, 4PL
Tercer Cuadrante	4	5PL, 6PL
Talajo	4	7PL
Ay. Arasite	4	8PL
Hashales	8	9PL
Corona	6	10PL
Arasite	6	11PL
<b>TOTAL</b>	<b>48</b>	



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION  
 FACULTAD DE INGENIERIA

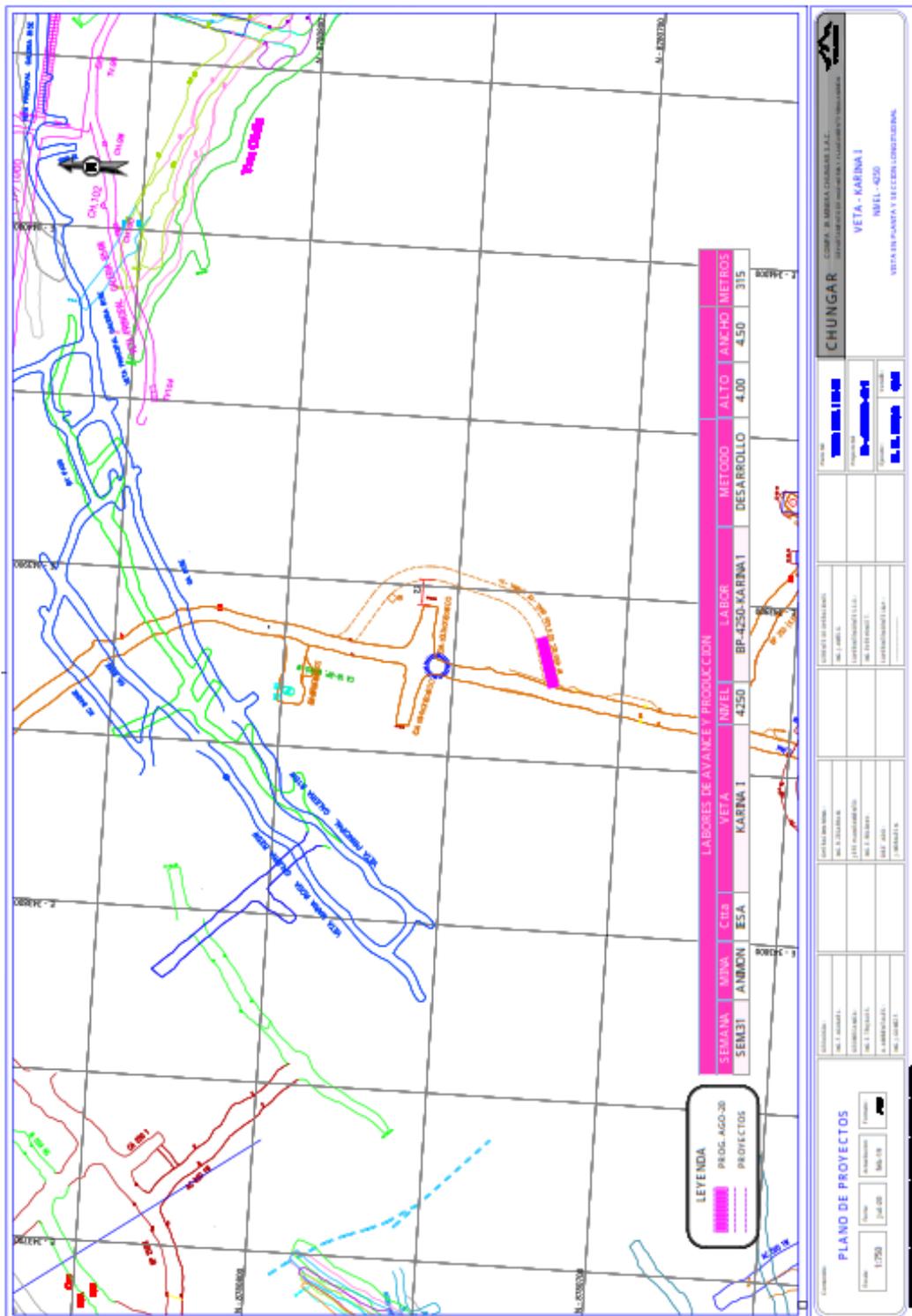
Plano N° \_\_\_\_\_  
 Escala: 1:50  
 Elaborado: Miguel Osorio Ycazanca  
 Fecha: Agosto - 2020

MALLA DE SECUENCIA DE DISPARO  
 SECCION: 4.5 x 4  
 TIPO DE ROCA: "MEDIA"

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

## Plano 7.

### Proyección de Construcción del Bypass 4250



Nota. Fuente: (EACH CHUNGAR, 2014).

**Tabla 48**

*Costos de Perforación de la malla anterior*

**ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS**

PARTIDA :	<b>BYPASS 4.5M X 4.0M JUMBO+SCOOP</b>	Rendimiento :	<b>3.13</b>	<b>10.28</b> mt : pie
DIMENSIONES :	<b>4.50 X 4.00</b>	Longitud barra :	<b>3.65</b>	<b>12.000</b> mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA :	<b>ML</b>	Longitud efectiva :	<b>3.30</b>	<b>10.820</b> mt : pie
ELABORADO POR :	<b>Miguel Osorio Y.</b>	Eficiencia voladura :	<b>95%</b>	<b>%</b>
UNIDAD DE PRODUCCION :	<b>CERRO DE PASCO</b>	No taladros perforados :	<b>50.00</b>	<b>tal / frente</b>
TIPO DE MATERIAL:	<b>DESMONTE</b>	No taladros disparados :	<b>45.00</b>	<b>tal / frente</b>
TIPO DE ROCA:	<b>INTERMEDIA</b>	Volumen calculado :	<b>59.36</b>	<b>m3 / disparo</b>
INCLUYE :	<b>Equipos, alcayatas</b>	Volumen roto :	<b>56.39</b>	<b>m3 / disparo</b>
	<b>limpieza</b>	Tonelaje roto :	<b>152.27</b>	<b>ton / disparo</b>
FECHA DE ELABORACION :	<b>Feb-20</b>	Factor de potencia :	<b>0.63</b>	<b>Kg / m3</b>
		Rendimiento scoop :	<b>35.00</b>	<b>ton / hr</b>
		Velocidad de perforacion :	<b>50.00</b>	<b>mt / hr</b>
		Horas por guardia :	<b>8.00</b>	<b>Hr / guardia</b>
APROBADO POR :		Peso específico del material :	<b>2.70</b>	<b>ton / m3</b>

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
<b>1.00</b>	<b>MANO DE OBRA</b>							
	Operador Jumbo	4.00	hh		4.54	18.18	5.80	
	Ayudante Jumbro	4.00	hh		3.29	13.15	4.20	
	Maestro Cargador/Disparador	4.00	hh		3.71	14.82	4.73	
	Ayudante Cargador/Disparador	4.00	hh		3.29	13.15	4.20	
	Operador Scoop	5.00	hh		4.12	20.62	6.58	
	Peon / Ayud Scoop	0.00	hh		3.29	0.00	0.00	
	Electricista	4.00	hh		4.54	18.18	5.80	
	Bombero	3.00	hh		3.71	11.12	3.55	
	Bodeguero	0.50	hh		3.71	1.85	0.59	
	Capataz	2.00	hh		5.38	10.76	3.44	
	Ing. Geomecánico	0.00	hh		9.41	0.00	0.00	
	Ing. Guardia	2.00	hh		9.41	18.82	6.01	
	Inspector de Seguridad	1.00	hh		3.71	3.71	1.18	
	Ing. Seguridad	0.00	hh		9.41	0.00	0.00	<b>46.07</b>
<b>2.10</b>	<b>MATERIALES</b>							
	Barras de perforacion 12'	164.90	mp		0.22	36.07	11.51	
	Brocas de 50 mm	164.90	mp		0.16	25.70	8.20	
	Shank Adapter	164.90	mp		0.07	12.17	3.89	
	Coopling	164.90	mp		0.02	3.97	1.27	
	Rimadora de 4"	9.89	mp		0.85	8.44	2.69	
	Adapter piloto	9.89	mp		0.76	7.53	2.40	
	Aceite de perforacion	0.27	gal		8.24	2.25	0.72	
	Copas de Afilado	164.90	mp		0.02	2.55	0.82	
	Aguzadora de copas	164.90	mp		0.10	17.31	5.53	
	Alcayatas 4" x 3/4" Ø	3.00	Und		1.50	4.50	1.44	
	Mangas de Ventilacion	3.13	ml		4.60	14.41	4.60	
	Manguera de 1" diámetro 50 mts	1.00	Global		1.33	1.33	0.43	
	Manguera de 1/2" diámetro 50 mts	1.00	Global		1.00	1.00	0.32	
	Consumibles eléctricos	0.00	Global		8.40	0.00	0.00	<b>43.80</b>
<b>2.20</b>	<b>EXPLOSIVOS</b>							
	Emulex 80 1 1/4" x 12"	136.00	car		0.462	62.83	20.05	
	Emulex 65 1 1/8" x 12"	156.00	car		0.785	122.46	39.09	
	Emulex 65 1 1/8" x 12"	66	car		1.037	68.44	21.85	
	Ex anel	45.00	pza		1.25	56.25	17.95	
	Carmex	2.00	pza		0.578	1.16	0.37	
	Cordon detonante	45.00	m		0.1162	5.23	1.67	
	Mecha rapida	0.50	m		0.3035	0.15	0.05	<b>101.03</b>
<b>2.30</b>	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b>							
	Implementos de Seguridad Normal	4.19	Und		0.78	3.28	1.05	
	Implementos de Seguridad Agua	2.00	Und	0%	0.31	0.63	0.20	
	Herramientas				2.30	2.30	0.73	<b>1.98</b>
<b>3.00</b>	<b>EQUIPOS</b>							
	Jumbo EH	3.80	hm		80.00	303.83	96.98	
	Scoop 6.0 yd3	3.80	hm		85.00	323.00	103.09	
	Ventilador 30,000 cfm	8.00	hm		0.75	6.00	1.92	
	Bomba sumergible	8.00	hm		6.67	53.39	17.04	
	Cargador de lámparas	33.50	hh		0.17	5.71	1.82	<b>220.85</b>
<b>COSTO DIRECTO</b>								<b>413.74</b>
<b>GASTOS GENERALES Y UTILIDAD</b>					<b>35.00%</b> del Costo Directo	<b>413.74</b>	<b>144.81</b>	
<b>COSTO TOTAL</b>								<b>558.54</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

**Tabla 49**

*Costos de Perforación de la nueva malla*

**ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS**

PARTIDA :	<b>BYPASS 4.5M X 4.0M JUMBO+SCOOP</b>	Rendimiento :	<b>3.23</b>	<b>10.61 mt : pie</b>
DIMENSIONES :	<b>4.50 X 4.00</b>	Longitud barra :	<b>3.658</b>	<b>12.000 mt : pie</b>
UNIDAD DE MEDIDA :	<b>ML</b>	Longitud efectiva :	<b>3.405</b>	<b>11.171 mt : pie</b>
ELABORADO POR :	<b>Miguel Osorio Y.</b>	Eficiencia voladura :	<b>95%</b>	<b>%</b>
UNIDAD DE PRODUCCION :	<b>CERRO DE PASCO</b>	No taladros perforados :	<b>48.00</b>	<b>tal / frente</b>
TIPO DE MATERIAL :	<b>DESMONTE</b>	No taladros disparados :	<b>44.00</b>	<b>tal / frente</b>
TIPO DE ROCA :	<b>INTERMEDIA</b>	Volumen calculado :	<b>61.29</b>	<b>m3 / disparo</b>
INCLUYE :	<b>Equipos, alcayatas limpieza</b>	Volumen roto :	<b>58.22</b>	<b>m3 / disparo</b>
FECHA DE ELABORACION :	<b>Abr-20</b>	Tonelaje roto :	<b>157.21</b>	<b>ton / disparo</b>
		Factor de potencia :	<b>0.51</b>	<b>Kg / m3</b>
		Rendimiento scoop :	<b>35.00</b>	<b>ton / hr</b>
		Velocidad de perforacion :	<b>50.00</b>	<b>mt / hr</b>
		Horas por guardia :	<b>8.00</b>	<b>Hr / guardia</b>
APROBADO POR :		Peso específico del material :	<b>2.70</b>	<b>ton / m3</b>

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1.00	<b>MANO DE OBRA</b>							
	Operador Jumbo	4.00	hh		4.54	18.18	5.62	
	Ayudante Jumblero	4.00	hh		3.29	13.15	4.06	
	Maestro Cargador/Disparador	4.00	hh		3.71	14.82	4.58	
	Ayudante Cargador/Disparador	4.00	hh		3.29	13.15	4.06	
	Operador Scoop	5.00	hh		4.12	20.62	6.38	
	Peon / Ayud Scoop	0.00	hh		3.29	0.00	0.00	
	Electricista	4.00	hh		4.54	18.18	5.62	
	Bombero	3.00	hh		3.71	11.12	3.44	
	Bodeguero	0.50	hh		3.71	1.85	0.57	
	Capataz	2.00	hh		5.38	10.76	3.33	
	Ing. Geomecánico	0.00	hh		9.41	0.00	0.00	
	Ing. Guardia	2.00	hh		9.41	18.82	5.82	
	Inspector de Seguridad	1.00	hh		3.71	3.71	1.15	
	Ing. Seguridad	0.00	hh		9.41	0.00	0.00	<b>44.63</b>
2.10	<b>MATERIALES</b>							
	Barras de perforacion 12'	163.44	mp		0.22	35.75	11.05	
	Brocas de 50 mm	163.44	mp		0.16	25.47	7.87	
	Shank Adapter	163.44	mp		0.07	12.06	3.73	
	Cooling	163.44	mp		0.02	3.93	1.22	
	Rimadora de 4"	10.21	mp		0.85	8.71	2.69	
	Adapter piloto	10.21	mp		0.76	7.78	2.40	
	Aceite de perforacion	0.27	gal		8.24	2.25	0.70	
	Copas de Afilado	163.44	mp		0.02	2.53	0.78	
	Aguzadora de copas	163.44	mp		0.10	17.16	5.30	
	Alcayatas 4" x 3/4" Ø	3.00	Und		1.50	4.50	1.39	
	Mangas de Ventilacion	3.23	ml		4.60	14.88	4.60	
	Manguera de 1" diámetro 50 mts	1.00	Global		1.33	1.33	0.41	
	Manguera de 1/2" diámetro 50 mts	1.00	Global		1.00	1.00	0.31	
	Consumibles eléctricos	0.00	Global		8.40	0.00	0.00	<b>42.46</b>
2.20	<b>EXPLOSIVOS</b>							
	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	136.00	car		0.209	28.42	8.79	
	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	160.00	car		0.171	27.36	8.46	
	Famecorte P40	45.00	pza		1.15	51.75	16.00	
	Carmex	2.00	pza		0.578	1.16	0.36	
	Cordon detonante	45.00	m		0.1162	5.23	1.62	
	Mecha rapida	0.20	m		0.3035	0.06	0.02	<b>35.24</b>
2.30	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b>							
	Implementos de Seguridad Normal	4.19	Und		0.78	3.28	1.01	
	Implementos de Seguridad Agua	2.00	Und	0%	0.31	0.63	0.19	
	Herramientas				2.30	2.30	0.71	<b>1.92</b>
3.00	<b>EQUIPOS</b>							
	Jumbo EH	3.77	hm		80.00	301.50	93.21	
	Scoop 6.0 y d3	3.80	hm		85.00	323.00	99.86	
	Ventilador 30,000 cfm	8.00	hm		0.75	6.00	1.85	
	Bomba sumergible	8.00	hm		6.67	53.39	16.51	
	Cargador de lámparas	33.50	hh		0.17	5.71	1.76	<b>213.19</b>
<b>COSTO DIRECTO</b>								<b>337.43</b>
<b>GASTOS GENERALES Y UTILIDAD</b>					<b>35.00%</b> del Costo Directo	<b>337.43</b>	<b>118.10</b>	
<b>COSTO TOTAL</b>								<b>455.54</b>

Nota. Fuente: Elaboración Propia.