

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**“OPTIMIZACIÓN DE OPERACIONES UNITARIAS DE  
PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE VOLADURA  
CONTROLADA EN LABORES HORIZONTALES EN LA CIA  
MINERA PODEROSA S.A.”**

**PRESENTADO POR:**

**BACH. JEREMIAS SULCACONDOR MISARAYME**

**ASESOR: DR. NIVERCION HUGO GUTIÉRREZ OROZCO**

**PARA OPTAR: TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

**AYACUCHO – PERU**

**2018**

## **DEDICATORIA:**

A Dios por su infinito amor, a Julia y Serapio, mis padres; a mis hermanos, por su amor y apoyo incondicional durante mi formación profesional.

## **AGRADECIMIENTO**

Expreso mi más sincero agradecimiento a la Gerencia de Operaciones de la Cía. Minera Poderosa S.A. por brindarme la facilidad para recopilar datos para el siguiente trabajo de investigación y a mi alma mater "UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA".

Mi gratitud a la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, en especial a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas y a la plana de docentes por sus valiosos conocimientos y sus sabias enseñanzas compartidas durante mi formación académica.

Agradezco al Dr. Nivercion Hugo Gutiérrez Orozco como asesor del presente trabajo de investigación por su orientación y colaboración; al Ing. Grover Rubina, por su apoyo incondicional en la recopilación de información y asesoría académica.

# INDICE

DEDICATORIA: .....	i
AGRADECIMIENTO .....	ii
INDICE .....	iii
RESUMEN .....	vi
INTRODUCCIÓN .....	vii
CAPITULO I .....	1
ASPECTOS GENERALES DE INVESTIGACIÓN .....	1
1.1. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA .....	1
1.2.FORMULACIÓN DEL PROBLEMA .....	1
1.3.OBJETIVOS .....	2
1.4.HIPÓTESIS .....	3
1.5.DISEÑO METODOLÓGICO DE TRABAJO .....	4
CAPITULO II .....	5
MARCO TEÓRICO .....	5
2.1.UBICACIÓN .....	5
2.2.ACCESIBILIDAD .....	7
2.3.HISTORIA .....	9
2.3.1.FISIOGRAFÍA .....	10
2.4.GEOLOGÍA .....	12
2.4.1.GEOLOGÍA REGIONAL .....	12
2.4.2.GEOLOGÍA LOCAL .....	15
2.4.5.GEOLOGÍA ESTRUCTURAL .....	19
2.4.6.GEOLOGÍA ECONÓMICA .....	20
2.4.7.MINERALIZACIÓN. ....	21
2.4.8.RESERVAS .....	22
2.5.GEOMECÁNICA .....	23
2.6.MAPEO GEOMECÁNICO .....	29
2.7.MINERÍA .....	33
2.7.1. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO .....	33

<b>2.7.2. DETERMINACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO .....</b>	<b>34</b>
<b>2.8.CICLO DE MINADO .....</b>	<b>36</b>
<b>2.8.1. PERFORACIÓN .....</b>	<b>36</b>
<b>2.8.2. VOLADURA.....</b>	<b>36</b>
<b>2.8.3. VENTILACIÓN .....</b>	<b>36</b>
<b>2.8.4. LIMPIEZA.....</b>	<b>37</b>
<b>2.8.5. SOSTENIMIENTO.....</b>	<b>37</b>
<b>2.9.LIMPIEZA – EXTRACCIÓN Y TRANSPORTE DE MINERAL.....</b>	<b>38</b>
<b>2.10.VOLADURA CONTROLADA .....</b>	<b>39</b>
<b>2.10.1.EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA.....</b>	<b>39</b>
<b>2.10.2.PROPIEDADES FÍSICAS DE LOS EXPLOSIVOS.....</b>	<b>39</b>
<b>2.11.VOLADURA CONTROLADA DE RECORTE.....</b>	<b>42</b>
<b>2.12.VOLADURA CONTROLADA DE PRECORTE.....</b>	<b>42</b>
<b>2.13.VOLADURA AMORTIGUADA.....</b>	<b>43</b>
<b>CAPITULO III.....</b>	<b>44</b>
<b>OPTIMIZACIÓN DE OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE VOLADURA CONTROLADA EN LABORES HORIZONTALES.....</b>	<b>44</b>
<b>3.1. APLICACIÓN DE MODELOS MATEMÁTICOS.....</b>	<b>44</b>
<b>3.1.1 ESTUDIO DETALLADO DE LOS PARÁMETROS DE MACIZO ROCOSO, PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL MODELO MATEMÁTICO PLANTEADO POR R. HOLMBERG.....</b>	<b>44</b>
<b>3.1.2 ESTUDIO DETALLADO DE LOS PARÁMETROS DE MACIZO ROCOSO, PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL MODELO MATEMÁTICO PLANTEADO POR CHIAPETTA.....</b>	<b>59</b>
<b>3.1.3. ESTUDIO DETALLADO DE LOS PARÁMETROS DE MACIZO ROCOSO, PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL MODELO MATEMÁTICO PLANTEADO POR C, KONYA.....</b>	<b>64</b>
<b>3.4. VOLADURA CONTROLADA (SMOOTH BLASTING) VOLADURA DE RECORTE.....</b>	<b>67</b>
<b>3.4.1 VOLADURA CONTROLADA (SMOOTH BLASTING).....</b>	<b>67</b>
<b>3.5 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....</b>	<b>67</b>
<b>3.6 DETERMINACIÓN DE BURDEN PARA LABORES HORIZONTALES.....</b>	<b>71</b>
<b>3.7 DETERMINACIÓN ABERTURA PARA LABORES HORIZONTALES.....</b>	<b>71</b>

<b>3.8. DETERMINACIÓN DE FACTOR DE CARGA Y POTENCIA.</b>	91
<b>3.9. ELEMENTOS DE COSTOS</b>	95
<b>3.10. ANÁLISIS DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO.</b>	96
<b>CAPITULO IV</b>	99
<b>RESULTADOS Y DISCUSIONES</b>	99
<b>1. EVALUACIÓN TÉCNICA DEL PROCESO DE VOLADURA CONTROLADA DE ROCAS</b>	99
<b>3.EVALUACIÓN DE RESULTADOS</b>	103
<b>3.1. ANÁLISIS DE COSTOS</b>	103
<b>4. COSTOS TÉCNICA DE VOLADURA ACTUAL</b>	104
<b>5.COSTOS TÉCNICA DE VOLADURA MEJORADA KONYA+CHIAPPETTA.</b>	105
<b>DISCUSIONES</b>	107
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	108
<b>CONCLUSIONES</b>	108
<b>RECOMENDACIONES</b>	109
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b>	110

## RESUMEN

Los temas de investigación que se ha desarrollado en la presente tesis están dirigidos a las operaciones unitarias de optimización referidos a parámetros de perforación y voladura mediante la voladura controlada en La Compañía Minera Poderosa S.A; tanto en labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación, a través de modelos clásicos como Konya.

Para rediseñar los parámetros de perforación y voladura se ha hecho un control estricto de cálculo de los diferentes parámetros, mejora en el paralelismo de taladros, cálculo de factor de carga, factor de potencia, cálculo de factor de avance, cálculo de factor de sobre excavación con el fin de mejorar la eficiencia de la perforación y voladura mediante voladura controlada.

Los resultados alcanzados fueron óptimos. Logrando una mejora en la eficiencia de perforación de un 91.57 % a un 95 %. El factor de carga fue reducido de 3.41 a 2.63 kg /m<sup>3</sup>. El factor de avance de 57.02 kg/m a 44.06 kg/m. El factor de potencia fue reducido de 1.26 Kg /Ton a 0.97 Kg /Ton; Asimismo, se logró reducir el factor de sobre excavación de 15.0% a 0.0 %. El avance por disparo también se mejoró de 3.36 m a 3.47m.

## INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Poderosa S.A. es una Empresa minera aurífera subterránea que se dedica a explorar, explotar, procesar y comercializar minerales de oro. Comprometido a mantener un producto de calidad y al cuidado del medio ambiente, así como también con responsabilidad social, cabe destacar el apoyo que brinda a los estudiantes y egresados de diferentes universidades del país para complementar etapas de su formación profesional.

La finalidad del presente trabajo de investigación es dar a conocer las mejoras logradas optimizando los parámetros de perforación y voladura mediante la voladura controlada (Smooth Blasting) en labores horizontales en la Compañía Minera Poderosa S.A.

La razón por el motivo de trabajo de investigación es para optimizar los costos de perforación y voladura, porque aplicando los modelos actuales se tienen altos costos.



## **CAPITULO I**

### **ASPECTOS GENERALES DE INVESTIGACIÓN**

#### **1.1. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA**

La voladura por ser la operación unitaria primaria está basada por modelos matemáticos para la malla de perforación, que influirá en las demás operaciones unitarias posteriores.

En la Cía. Minera Poderosa S.A, se registran mayor sobre excavación de labores por mala distribución de carga explosiva.

En tales condiciones, a la Cía. Minera Poderosa S.A, genera pérdidas económicas, se propone diseñar una voladura controlada tomando los principales parámetros, para mejorar la voladura y obtener mejores resultados al que se tiene en el presente.

#### **1.2. Formulación del problema**

##### **Problema Principal**

¿Cómo influye buen diseño de malla de perforación en el avance de labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.?

## **Problema secundario**

- a) ¿En qué medida el burden y el espaciamiento de diseño apropiado de Voladura Controlada influyen en el avance de las labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.?
- b) ¿En qué medida influye el diseño de carga explosiva en la voladura de rocas, para controlar la sobre excavación y los costos unitarios en labores horizontales de la Cía. Minera Poderosa S.A.?

### **1.3. OBJETIVOS**

#### **Objetivo General**

Conocer cómo influye buen diseño de malla de perforación en el avance de labores horizontales en Cía. Minera Poderosa S.A.

#### **Objetivos específicos**

- a) Determinar el burden y espaciamiento óptimo de diseño de malla de perforación y voladura para mejorar el avance en labores horizontales en Cía. Minera Poderosa S.A.
- b) Determinar la cantidad de carga óptima de explosivo en los taladros para reducir y controlar la sobre excavación y costos unitarios en labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.

#### **Importancia**

La importancia radica reducir costos de sostenimiento que genera por sobre excavación en la perforación y voladura en labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.

#### **Justificación**

La Cía. Minera Poderosa S.A. consciente de alto costo unitario de operación por concepto de sostenimiento, ha visto por conveniente por optimizar a través de voladura controlada en labores Horizontales.

## **1.4. HIPÓTESIS**

### **Hipótesis Principal**

un buen diseño de malla de perforación influye en el avance de labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.

### **Hipótesis secundaria**

- a) El diseño apropiado de burden y el espaciamiento en voladura controlada influye en el avance de las labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.
- b) El diseño de carga explosiva en la voladura de rocas influye para controlar la sobre excavación y los costos unitarios en labores horizontales de la Cía. minera Poderosa S.A.

### **Variables e indicadores**

#### **Variable Independiente**

Operaciones Unitarias de perforación y voladura en labores Horizontales Cía. Minera Poderosa S.A.

#### **Indicadores**

- a) Labores de avance (m/gdia)
- b) Sección de labor ( $m^2$ )
- c) Longitud de labores horizontales (m.l)

#### **Variable Dependiente**

Optimización mediante voladura controlada.

#### **Indicadores**

- a) Malla de Perforación [m(espaciamiento); m(burden)
- b) Factor de potencia (Kg/TM)
- c) Factor de Carga ( $Kg/m^3$ )

- d) Sobre excavación ( $m^3$ )/m. l)
- e) Costo unitario (US\$/m.l)
- f) Recorte (número de taladros)

### **1.5. Diseño metodológico de trabajo**

- Tipo de investigación: Aplicada
- Nivel de investigación: Descriptivo
- Población: Unidad minera labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.
- Tamaño de Muestra: Labores horizontales
- Técnica: observacional, deductivo e inductivo
- Instrumentos: -equipos de perforación
  - Barra de perforación, brocas
  - Materiales de voladura e insumos.
  - Cañas-Pvc
  - Explosivos

## CAPITULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. UBICACIÓN

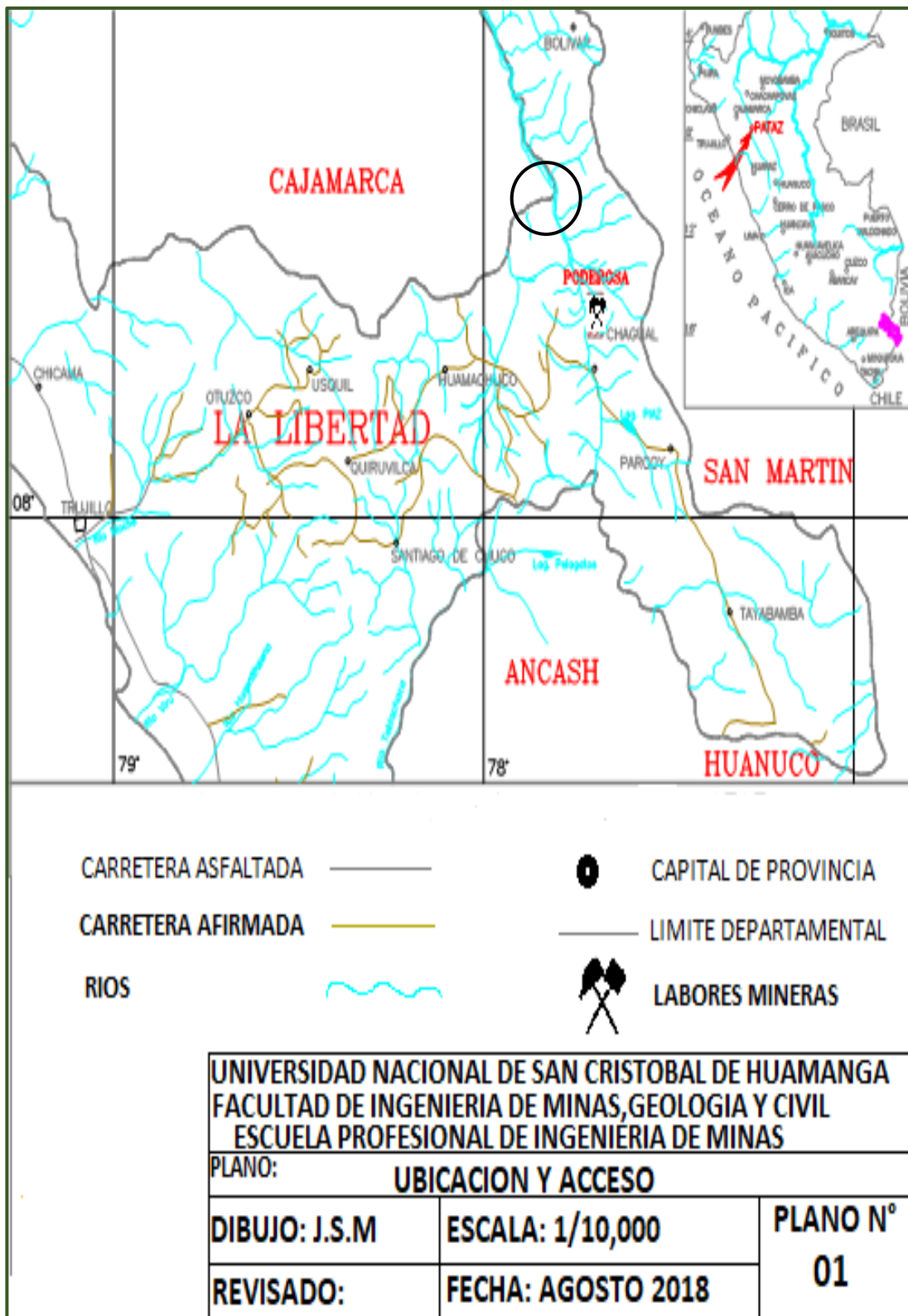
La compañía Minera Poderosa se divide en 3 unidades operativas: Vijus, Paraíso y Santa María. El presente Trabajo de investigación se realizó en Unidad de Paraíso.

Políticamente la Compañía Minera Poderosa se encuentra ubicada en el Anexo de Vijus, Distrito y Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad a 360 Km al N.E de la ciudad de Trujillo.

Geográficamente se encuentra ubicada en el flanco nororiental de la cordillera de los Andes, emplazada en el Batolito de Pataz, en el margen derecho del Río Marañón contando con los siguientes límites:

TABLA N° 01

ESTE:	Departamento de San Martín.
OESTE:	provincia de Sánchez Carrión.
NORTE:	Provincia de Bolívar.
SUR:	Provincia de Pataz.



Plano N° 01 Plano de Ubicación.

Las coordenadas geográficas del área son:

LONGITUD:	77° 35' 45"
LATITUD:	07° 47' 02"

Las coordenadas UTM WGS84son:

NORTE:	9`139,945.36
ESTE:	215,062.40

## 2.2. ACCESIBILIDAD

La unidad Paraíso de la Compañía Minera Poderosa es accesible desde Lima mediante:

Tabla N° 02.- Acceso Vía Terrestre.

TRAMO	DISTANCIA	CARRETERA	HORA
Lima - Trujillo:	560 km	Carretera asfaltada	08:00:00
Trujillo – Chagual:	340 km	Carretera afirmada	13:30:00
Chagual - Vijus:	17 km	Carretera afirmada	00:30:00
Vijus –Paraíso:	15 km	Carretera afirmada	00:30:00
TIEMPO TOTAL APROXIMADO			22:30:00

**Altitud:** entre los 1,250 y 3,000 m.s.n.m.

- **Vía Aérea**

Por vía aérea el acceso desde Trujillo haciendo un tiempo de 35'; y desde Lima 1 hora 40 minutos.

### **Filosofía empresarial**

#### **Visión**

Ser la empresa en la que te sientas orgulloso de trabajar.

#### **Misión**

Transformar responsablemente nuestra riqueza mineral en oportunidades de desarrollo.

- **CLIMA Y VEGETACIÓN**

**Clima**

El clima es variado, en las partes bajas aproximadamente a 1300 m.s.n.m. el clima es cálido con temperaturas hasta de 35 °C y en las partes altas, aproximadamente entre 1800 y 2500 m.s.n.m. la temperatura oscila entre 10 °C y 25 °.

El clima es bastante cálido casi todo el tiempo, mientras que en las partes más altas como Sta. María, Cedro, Paraíso el clima es templado y variando de acuerdo a las estaciones del año, por ejemplo, de diciembre a abril llueve demasiado causando derrumbes en las partes más accidentadas de la zona y obstaculizando el pase entre las diferentes unidades de la empresa.

**Vegetación**

La zona en descripción que forma parte de la cordillera oriental, así como el clima, la vegetación también varía de acuerdo a las estaciones del año, cuando este flanco recibe las primeras lluvias del verano se puede observar la gran vegetación del tipo herbáceo y otras propias de la zona, así como también los sombríos de diferentes especies.



### **2.3. HISTORIA**

La riqueza aurífera de la provincia de Pataz es conocida desde siempre. Ahí se trabaja ancestralmente la minería tanto de manera artesanal, como a través de empresas. Se sabe que las primeras familias que habitaron la zona se aventuraron en esta actividad a pequeña escala.

En el distrito de Pataz se instala la primera operación a escala industrial en los años 20, cuando la Northern Perú Mining Corporation instala una planta de cianuración de 250 toneladas por día. Esta empresa opera hasta fines de los años 40. Simultáneamente el Ing. Gordillo Delboy exploraba la zona norte del distrito en las quebradas La Lima y el Tingo midiendo 48,000TM con una ley de 13.27gr Au/TM. Pero en ese tiempo por la lejanía y los relativos precios bajos del mineral se termina por abandonar la zona.

Hacia 1967, Wilder Lozano Noriega denuncia la zona que hoy conocemos como Poderosa. Es él quien busca y anima a don Jesús Arias Dávila a entrar en esta aventura y conquistar el reto de Poderosa. Así surge una perdurable amistad y el 5 de mayo de 1980 se funda Compañía Minera Poderosa.

### **2.3.1. FISIOGRAFÍA**

El área donde se encuentra la Cía. Minera Poderosa S.A. pertenece a la región de Pataz el cual se caracteriza por tener una fisiografía sumamente accidentada, con quebradas y ríos bastante encañados y elevaciones que oscilen entre los 1200 y los 4100 msnm. La unidad minera misma se ubica en el flanco oeste de la cordillera oriental, sobre el río Marañón.

Este valle alcanza en la región de Pataz una profundidad cercana a los 3000 metros, estando denotado por la diferencia de altitud entre las cumbres de las cordilleras y el cauce del río Marañón. Con un ancho promedio comprendido de 2 Kilómetros aproximadamente.

La característica más importante del valle es la presencia de fuertes pendientes en sus flancos, variando en promedio entre 20% en el piso de valle y 35% en la Zona más escarpada hacia la cumbre. Esto flancos se extienden en forma continua por decenas de Kilómetros sin mayores interrupciones. Las tributarias del Marañón, tales como Chimcún y El Tingo, son pendiente abrupta y de difícil acceso.

Lamina N° 01. Fisiografía Poderosa.



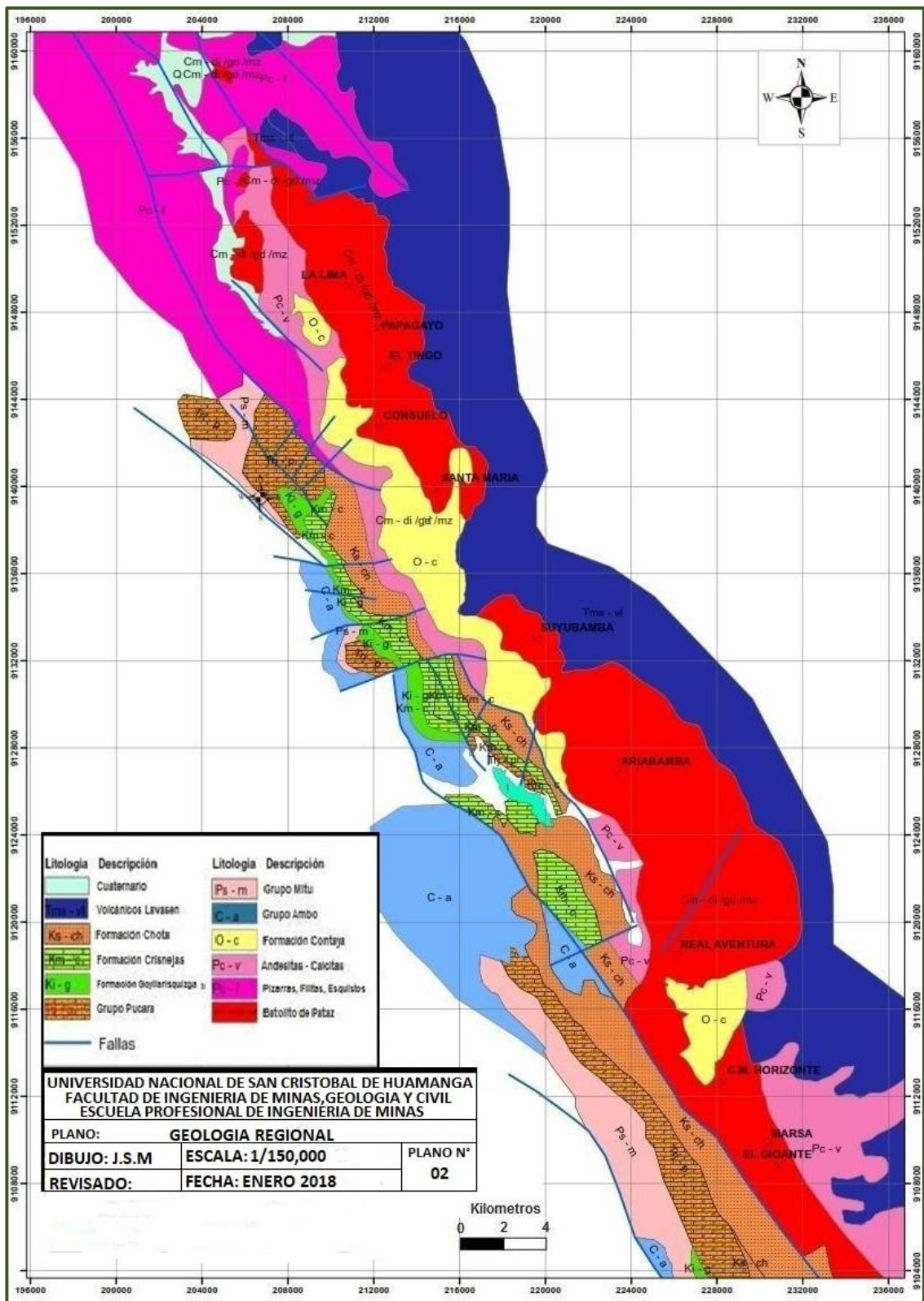
Fuente: Compañía Minera Poderosa S.A.

## **2.4. GEOLOGÍA**

### **2.4.1. GEOLOGÍA REGIONAL**

Cía. Minera Poderosa tiene 78,674 Ha de derechos mineros que cubren aproximadamente el 51 % del batolito de Pataz. Las formaciones rocosas aflorantes en la región, están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera oriental del sector norte del Perú, conformado por la superposición de tres Ciclos: El Precámbrico, Hercínico y Andino.

- **Precámbrico.** - Estratigráficamente como basamento antiguo se tiene esquistos y filitas del Complejo Marañón, en la parte superior aflora una serie volcánica del Cambriano.
- **Hercínico.** - Está formado por las secuencias turbidíticas de la formación Contaya, a inicios del Carbonífero empieza una sedimentación continental conocida como grupo Ambo, luego al final del paleozoico una fase epirogénica genera un depósito de molasas conocido como grupo Mitu de edad permo-triásico.
- **Andino.** - La sedimentación del ciclo andino comienza con las calizas Pucará del triásico- jurásico. El mesozoico caracterizado por las areniscas Goyllarisquizga del cretáceo inferior, siguiendo hacia arriba las calizas Crisnejas del cretáceo medio y las capas rojas Chota del cretáceo superior.



Plano N° 02.-Plano Geológico Regional.



Lamina N°02 columna estratigráfica regional

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD	LITOLOGIA	DESCRIPCIÓN
MESOZOICO			Depositos Recientes		Material eluvial, coluvial y aluvial
	Cretaceo	Superior	Formación Chota		Lutitas intercaladas con areniscas, limolitas en paquetes gruesos de color rojizo intenso
		Inferior	Formación Crisnejas		Calizas macizas intercaladas con margas de color gris.
			Formación Goyllarisquiza		Areniscas y conglomerados de color blanco.
	Jurásico Triásico	Lias Tri. Sup.	Grupo Pucará		Calizas, Dolomias intercaladas de color gris claro a gris negro. Skarla Estrella.
PALEOZOICO	Pérmico	Superior	Grupo Mitu		Areniscas conglomeráticas intercaladas con lutitas, limolitas y areniscas con matriz arenosa tufacea en su base.
		Inferior	Volcánicos Lavasen		Piroclastos, Riolitas, Coladas de lavas Ácidas y Andesitas.
	Carbonífero	Superior			
		Inferior	Grupo Ambo		Areniscas con lutitas y conglomerados de color negro marrón.
	Ordovícico		Formación Contaya		Pizarras grises a negras.
PRECAMBRICO			Complejo Marañón	<div style="display: flex; flex-direction: column; align-items: center;"> <div style="margin-bottom: 5px;">Meta volcánico</div> <div style="margin-bottom: 5px;">Filitas</div> <div>Mica esquistos</div> </div>	<p>Andesitas Riodalitas Riolitas</p> <p>Filitas (Sericitas, esquistos) intercalados por tobos cuarzosos y margas micaceousquistosos.</p>

Fuente: Cía. Minera Poderosa S.A.

## 2.4.2. GEOLOGÍA LOCAL

A La geología del distrito de Pataz se caracteriza por una prominente tendencia estructural en dirección Nornoroeste, que se encuentra definida por fallas regionales, contactos geológicos y un largo eje del batolito de Pataz. A continuación, se realiza un breve repaso de los principales componentes geológicos del distrito de Pataz.

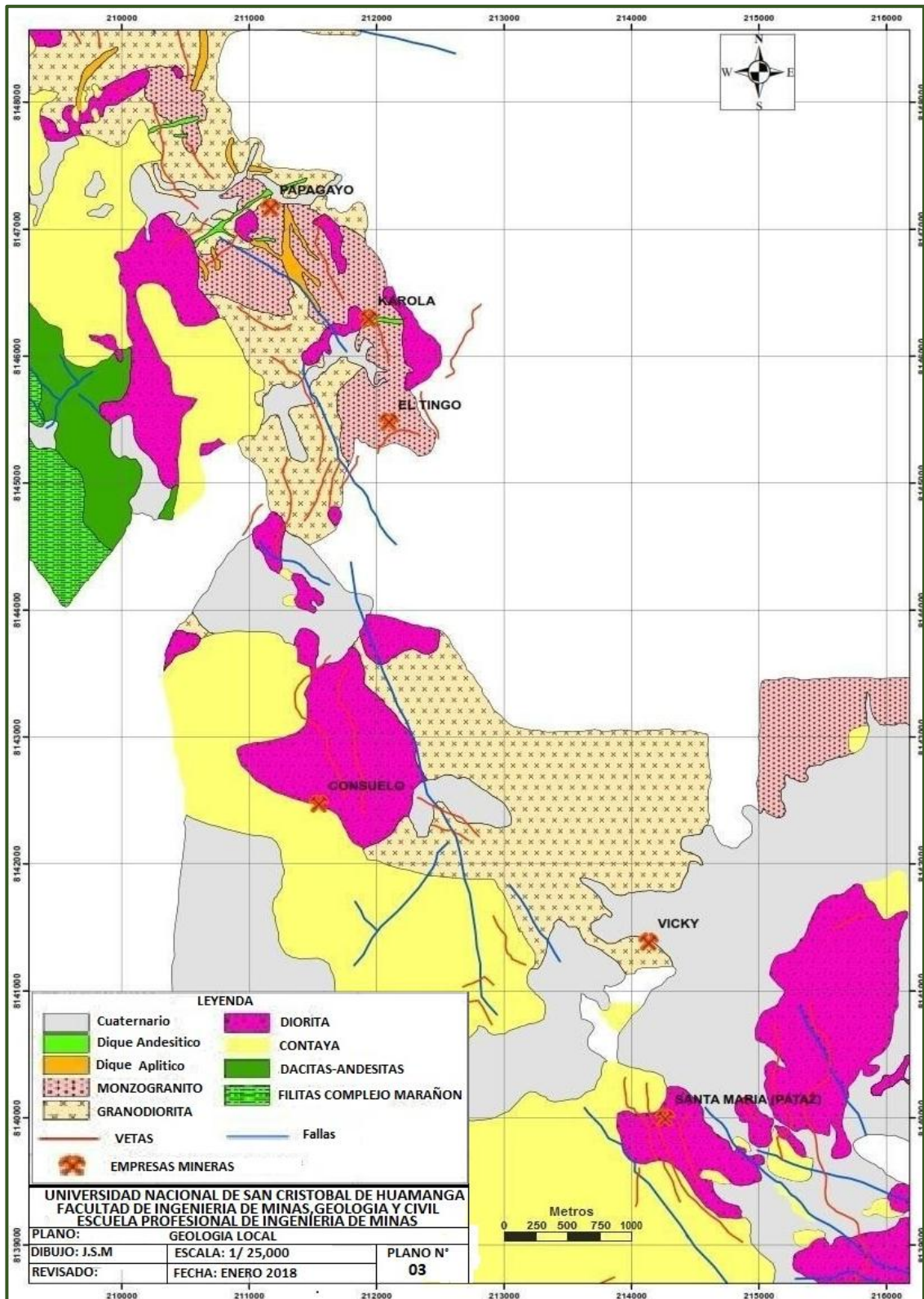
- **Complejo Marañón:** El Complejo Marañón se conforma predominantemente por Filita y Esquisto. Algunos testigos de taladros (realizados en Santa Filomena) indican un origen volcaniclástico félsico del Esquisto Cuarzo -Sericítico (que es el componente principal del Complejo Marañón en el área de Santa Filomena).
- **Formación Vijus:** Se compone por areniscas olcaniclásticas metamorfizadas (de composición félsica), se presentan en estratos poco potentes y de una granulometría que varía entre fina y media. Una de las mayores unidades de la formación Vijus se encuentra con un contacto fallado con el complejo Marañón (al norte del distrito de Pataz, en la zona conocida como Paraíso), otra unidad de menor envergadura se encuentra expuesta al Oeste del distrito de Pataz, sin embargo, la formación Vijus no posee afloramientos entre el lineamiento este del Tingo y el lineamiento de Cedro (parte central del distrito de Pataz).
- **Formación Contaya:** Se compone por Areniscas, limolita y Lodolita silicoclastica metamorfizadas (o simplemente pizarras), se presentan en estratos de mediana a alta potencia. Posee contenidos menores de areniscas volcaniclásticas de composición félsica.

La formación Contaya alcanza su mayor desarrollo al Norte del lineamiento de Paraíso y entre los lineamientos del Oeste del Tingo y Suyubamba. En las zonas donde la formación Contaya hace contacto con el batolito de Pataz, se tiene un metamorfismo de contacto que ha

convertido a las rocas meta sedimentarias a Hornfels que poseen decenas de metros de potencia.

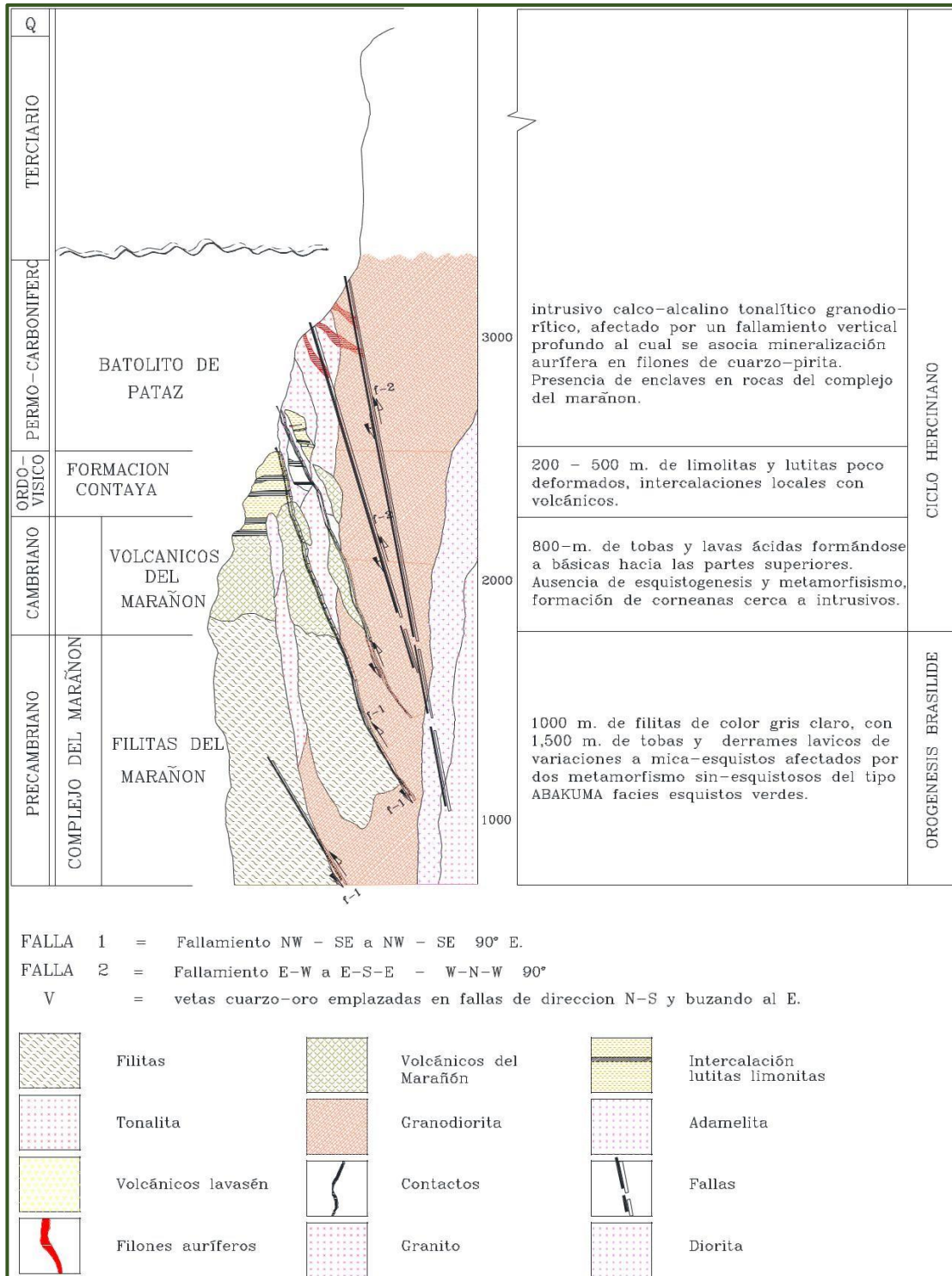
- **Formación Atahualpa:** Es una nueva nomenclatura designada a las rocas volcanoclásticas de composición félsica que suprayacen localmente a la formación Contaya, al norte del lineamiento francés. Estas rocas son similares en apariencia a aquellas de la formación Vijus y es posible que las rocas volcanoclásticas de composición félsica Sean una repetición de la formación Vijus.
- **Formación Lavasen:** es una secuencia que va desde el Mioceno hasta el Plioceno, se compone por rocas volcánicas de composición félsica a intermedia, depósitos piroclásticos y rocas sedimentarias volcanoclásticas.
- **Rocas intrusivas:** El ancho del batolito de Pataz es desconocido, el contacto se encuentra por debajo de la Formación Lavasen. La distribución de los afloramientos nos sugiere que se encuentra alargado en dirección Nor noroeste, por un largo que no debe ser mucho mayor a los 100 Km, el componente principal del batolito de Pataz es la granodiorita de grano medio, con proporciones menores de Diorita, Cuarzo diorita, Tonalita, Monzogranito.





Plano N° 03.- Mapa geológico Local.

Lamina N°03 columna estratigráfica local



Fuente: Compañía Minera Poderosa S.A.

#### **2.4.5. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

El Batolito de Pataz tiene una forma alargada de dirección NNW-SSE paralelo al lineamiento andino, es un cuerpo intrusivo cuya forma lenticular y alargada se debe a su emplazamiento a lo largo de una gran fractura regional. Constituido por dioritas-tonalitas, granodioritas con cambios graduales a monzogranito (edad: 328-329 Ma., Haeblerlin, 2000) Su mecanismo principal de deformación es el cizallamiento, debido a un gran contraste de competencia con las rocas metamórficas adyacentes. De manera que los sistemas de vetas auríferas (edad: 312-314 Ma., Haeblerlin, 2000) en la región de Pataz están ligados espacialmente a la geometría del Batolito, enclavados en las zonas marginales de este cuerpo intrusivo. Las áreas mineralizadas se encuentran en Vetas transicionales relacionados a un campo de esfuerzos entre extensión y cizalla rellenando fracturas, contactos litológicos, diques y estratificaciones de orientaciones N-S/45°E, NW-SE/45°E, ENE/20°S-N. Enlazadas entre sí formando una mega brecha de cizallamiento. Estas vetas son cortadas y desplazadas por 3 familias de fallas subverticales regionales sincrónicas a la mineralización. La primera familia tiene una dirección NNW-SSE, la segunda E-W, y la tercera familia NE-SW. Dentro del relleno de la zona de falla es común la presencia de sericita, clorita y panizo (gouge). Localmente se observa fragmentos de roca alterada sementada por cuarzo estéril. En conclusión, el sistema de vetas de la región de Pataz es interpretado como una circulación de fluidos hidrotermales dentro de un sistema de fracturas en extensión cuyas aperturas para el desarrollo de los ore-shoots son probablemente el resultado de la influencia de las fallas transversales sobre los planos de debilidad relacionados a un evento más temprano (Daigneault, 2001).

## 2.4.6. GEOLOGÍA ECONÓMICA

La mina Papagayo aloja distintas vetas: Mercedes, Jimena, Glorita, Glorita 2, Carmela, etc. y la mina El Tingo veta Coloque. Actualmente en mina Papagayo se está explotando las vetas Jimena y Glorita 2 la cual se describe a continuación:

- **Las Vetas:** Las vetas Glorita 2 y Jimena son de la misma característica y generalmente tienen un rumbo N- NW con buzamientos desde 0° hasta 35°, la extensión en el rumbo es de 450 m y en el plunge es de 550 m, la potencia varía de unos centímetros hasta con un promedio de 2 m y 12.00 g Au/TM. La alteración típica y predominante es la fílica con bordura externa propilítica.
- **Litología de las Vetas:** La litología predominante es granodiorita y monzogranito, los ore shoots muestran una geometría irregular elíptica. Los valores más altos se encuentran cuando la superficie de la veta muestra asperezas, así como en las intersecciones de fracturas con azimut 115° con 45°, si bien, gran parte coincide con los valles también ocurre en los picos. Es claro que la relación potencia-ley no es directa, ya que si bien gran parte de los mayores espesores se encuentran al interior del ore shoot, muchas otras zonas muestran potencias altas con valores bajos de oro. Sobre el nivel 1987 hasta el nivel 2017 el control para el emplazamiento del ore shoot es la variación del buzamiento de alto a bajo las que forman domos de extensión, el mismo comportamiento es observado en la zona inferior del ore shoot entre los niveles 1897 a 1940, mientras que hacia el norte donde el buzamiento es más regular está controlado por el cambio de rumbo. Ocurre que esta anomalía está ligada a fallas secantes de dirección 115° que corresponderían al sistema de La Brava con estructuras subverticales de dirección 45°. De los dos grandes clavos observados el inferior posee una ley promedio de 48.70 g Au/TM para una potencia de 1.16 m y el superior con una potencia de 1.08 m de 31.44 g Au/TM como ley promedio.

## 2.4.7. MINERALIZACIÓN.

La paragénesis de las vetas auríferas es simple y repetida.

El relleno más antiguo corresponde a cuarzo lechoso acompañado de pirita gruesa y arsenopirita.

En una segunda generación ocurre al ascenso de cuarzo gris de gran fino esfalerita con exsoluciones de calcopirita y pirrotita, posteriormente galena con inclusiones de sulfosales de Sb, electrum esta hospedado en la esfalerita, el oro nativo precipita más tarde generalmente con galena y también en la pirita fracturada, hacia el final de esta etapa tiene lugar un proceso de recristalización a pequeña escala y nueva deposición de pirita y arsenopirita.

En una etapa tardía se deposita cuarzo con carbonatos.

- **Mineralogía**

El ensamble mineralógico lo constituye una asociación típica mesotermal de cuarzo-pirita-oro. Este último se le observa como electrum y libre, relleno las fracturas en la pirita y contactos de la galena. A parte de los minerales indicados también son reconocidos minerales como: Esfalerita, Arsenopirita, Calcopirita, etc

La mineralogía del yacimiento incluye los siguientes minerales:

Sulfuros : pirita, calcopirita, galena, esfalerita.

Óxidos : cuarzo, limonita, magnetita.

Sulfosales : arsenopirita.

Carbonatos: calcita, sericita.

Dentro de la veta de cuarzo auríferos, la pirita es el sulfuro más abundante, la Galena, que es típica a esta asociación mineral se observa en zonas de oxidación de los filones formando agregados de gano fino y otros en forma masiva; la esfalerita no es muy frecuente, se presenta en la zona de sulfuros, acompañando a la galena y pirita. El otro y electrum se hallan al borde o dentro

del micro fracturas de la pirita.

- **Características del mineral.**

El mineral procede de las vetas originados por procesos hidrotermales post magmáticos y están emplazados dentro de batolito de Pataz, este mineral muestra un ensamble mineralógico constituida por asociación típica mesotermal de cuarzo, pirita, oro y otros minerales como a galena, Esfalerita arsenopirita.

## 2.4.8. RESERVAS

Tabla N° 03. Recursos y Reservas.

RECURSOS	2015	2016	2017
Tonelaje (TMS)	1,172,480	1,360,015	1,445,914
Tonelaje (TMS) Reserva	468,992	544,006	578,366
Ley (gr Au/Tms)	11.93	13.02	14.27
Contenido Fino (gr Au)	13,989,702	17,701,458	20,627,005
Contenido Fino (oz Au)	449,779	569,115	663,174
RESERVAS	2015	2016	2017
Reservas Probadas (TMS)	468,992	544,006	578,366
Reservas Probables (TMS)	351,744	408,005	433,774
Reservas Probadas y Probables (TMS)	820,736	952,011	1,012,140
Ley (gr Au/Tms)	10.41	10.6	11.2
Contenido Fino (gr Au)	8,543,859	10,091,312	11,335,968
Contenido Fino (oz Au)	274,691	324,443	364,460

## PRODUCCION MINA

PRODUCCION MINA		2015	2016	2017	Total
MINA	Tonelaje	257,000	257,000	264,000	1,290,398
	Ley (gr/TM)	10.77	11.76	11.74	10.65
	onzas enviadas a planta	88,986	97,185	99,662	442,510

## VIDA DE MINA

VIDA DE MINA	2015	2016	2017
VIDA DE MINA (Años)	2.7	3.2	3.6

Fuente: (García Galvan.R.D.-2017.).

- **Tratamiento de minerales.**

La capacidad de producción actual de la planta Marañón es de 800 TM la que

mantendrá por 3 años para priorizar la ganancia de recursos y la preparación de la mina.

## **2.5. GEOMECÁNICA**

### **Introducción**

La Compañía de Minería Poderosa, tiene la necesidad de contar con un diseño del análisis de Geomecánico, a fin de obtener un sostenimiento adecuado y labores seguras garantizar la seguridad de nuestros trabajadores.

El presente Estudio se basa en determinar los parámetros geomecánicos para definir el comportamiento del macizo rocoso en torno a las excavaciones dadas.

El trabajo consta el estudio técnico geomecánico de las vetas Jimena, Valdivia, Glorita 2, Veta Choloque y Veta Karola.

- **Clasificación geomecánica**

### **Índice geológico de resistencia GSI.**

El índice geológico de Resistencia (G.S.I) propuesto por Hoek (1997) y Hoek káiser y bawden (1998). proporciona un sistema práctico para estimar la variación de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas la resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de rocas intacta y también, de la libertad de estos para girar o deslizarse bajo distintas condiciones de esfuerzo.



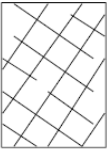


Esta liberada está controlada por el perfil geométrico de los trozos o bloques de roca intacta, así como también, por la condición de la superficie que separan dichos trozos o bloques.

La historia geológica de cada área o región (procesos geomorfológicos, sedimentarios, estructurales, ígneos y metamórficos, hidrogeológicos, metalogenéticos y otros) ha influido en forma determinante en las propiedades



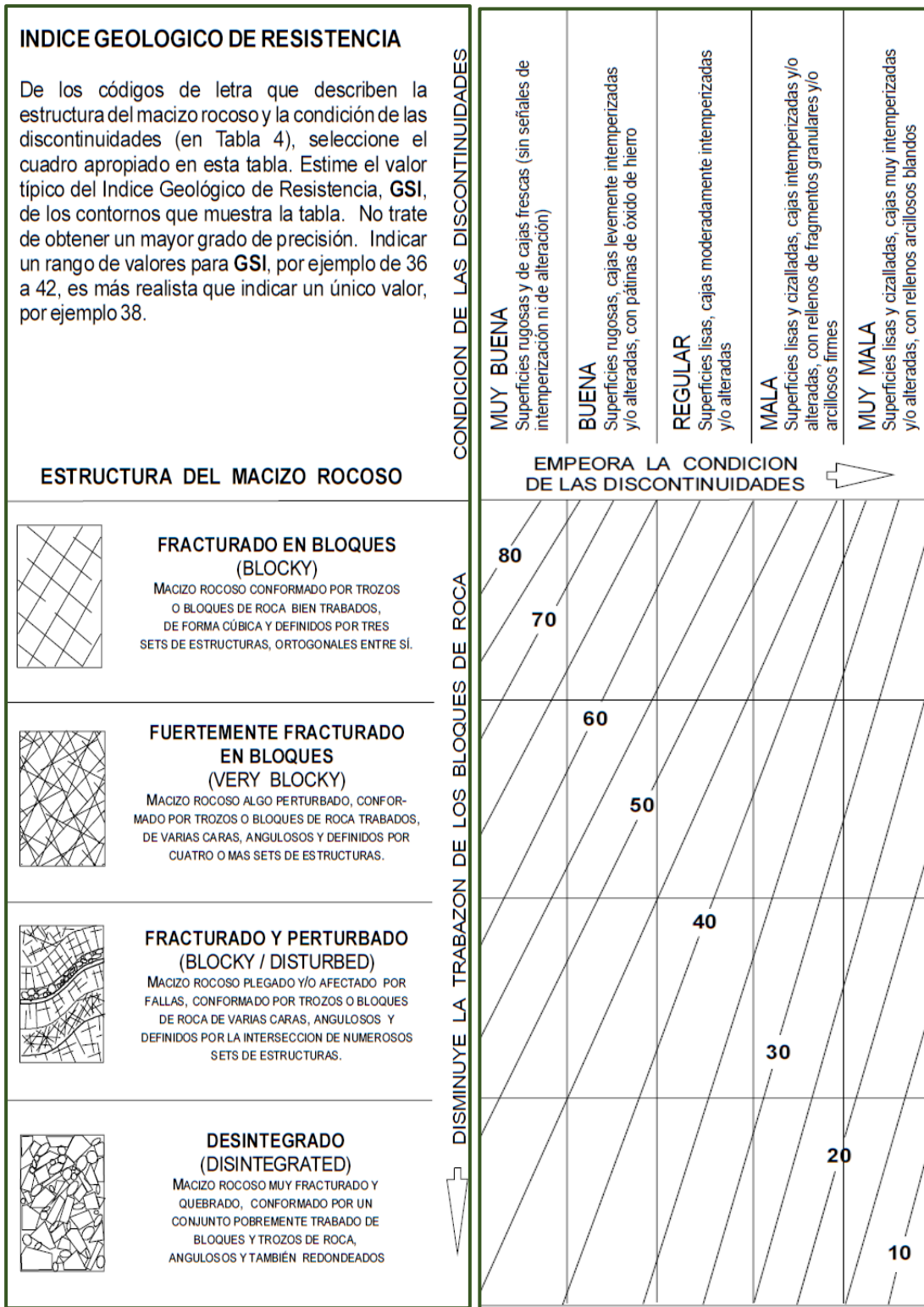
y características de los parámetros utilizado en el índice geológico de la resistencia o G.S.I, por lo tanto, la evaluación geológica de un área debe ser tomada muy en cuenta por la aplicación de este índice.

Lamina N° 06 tabla G.S.I.

<b>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA EVALUAR SU RESISTENCIA</b> Basándose en la apariencia del afloramiento de roca, escoja la categoría que, según su criterio, mejor describe la condición "típica" del macizo rocoso in situ en condición no perturbada. Note que superficies expuestas de roca que han sido generadas por tronadura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente. Puede ser necesario considerar algún ajuste por tronadura, y un examen de testigos de sondeos y/o superficies definidas con precorte o tronaduras amortiguadas puede ayudar en la definición de este ajuste. Es también importante entender que el criterio de Hoek-Brown solo debe aplicarse a macizos rocosos en que el tamaño del bloque "típico" es pequeño con respecto al tamaño de la excavación considerada.		CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES				
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES 				
DISMINUYE LA TRABAZON DE LOS BLOQUES DE ROCA 	 <p><b>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY)</b>                      MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SÍ.</p>	<b>FB/MB</b>	<b>FB/B</b>	<b>FB/R</b>	<b>FB/M</b>	<b>FB/MM</b>
	 <p><b>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY)</b>                      MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>	<b>FF/MB</b>	<b>FF/B</b>	<b>FF/R</b>	<b>FF/M</b>	<b>FF/MM</b>
	 <p><b>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED)</b>                      MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>	<b>FP/MB</b>	<b>FP/B</b>	<b>FP/R</b>	<b>FP/M</b>	<b>FP/MM</b>
	 <p><b>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED)</b>                      MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIÉN REDONDEADOS</p>	<b>D/MB</b>	<b>D/B</b>	<b>D/R</b>	<b>D/M</b>	<b>D/MM</b>
		<b>MUY BUENA</b> Superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración)	<b>BUENA</b> Superficies rugosas, cajas levemente intemperizadas y/o alteradas, con pátinas de óxido de hierro	<b>REGULAR</b> Superficies lisas, cajas moderadamente intemperizadas y/o alteradas	<b>MALA</b> Superficies lisas y cizalladas, cajas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes	<b>MUY MALA</b> Superficies lisas y cizalladas, cajas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos



Lamina N° 07 tabla G.S.I.



Tablas originales del G.S.I según Hoek. (1997). Tabla G.S.I.

Estas tablas incluyen la caracterización del macizo rocoso según el grado de trabazón de los bloques o trozos de la roca y la condición de las discontinuidades, así como, una estimación numérica del índice geológico de resistencia G.S.I en base a la descripción proporcionada por la tabla anterior.

### **Tabla 1. - Tabla Geomecánica**

**Tabla 1:** Características geotécnicas del macizo rocoso del índice de resistencia G.S.I.

La terminología empleada para definir la estructura del macizo rocoso es la siguiente:

- Masivo o intacto (intac or massive).
- Fracturado en bloques (blocky).
- Fuertemente fracturado en bloques (very blocky).
- Fracturado y perturbado (blocky/disturbed).
- Desintegrado (desentigrated).
- Este primer parámetro está en función de la disminución de la trabazón del macizo descendiendo en la tabla de arriba hacia abajo.
- Para la condición de las discontinuidades es usada la siguiente:
  - Muy buena (very good).
  - Buena (good).
  - Regular (fair).
  - Mala (poor).
  - Muy mala (very poor).

Este segundo parámetro está en función del empeoramiento de las condiciones de las discontinuidades y disminuye en la tabla de izquierda a derecha.

Definido el tipo de macizo rocoso en la tabla descriptiva del G.S.I (lamina 6 – Lamina 7) para determinar un rango de valores asignada a esta clasificación descriptiva (en nuestro caso la clasificación GSI correspondiente a MF/B=60.

### **• TABLA G.S.I. MODIFICADO**

En base a las tablas originales del índice G.S.I y teniendo como objetivo que pueden ser utilizadas en forma muy práctica y sencilla, sin dejar de tomar en cuenta las características principalmente de los macizos rocoso y su comportamiento en aberturas subterráneas, se ha asociado el parámetro de estructura del macizo, al grado de fracturamiento medido asociado según el R.Q.D o la cantidad de fracturas por metro y modificando su terminología de acuerdo a estos conceptos:

- Masiva (M)-menos de 2 fracturas /mt. RQD (90-100).
- Levemente (LF) de 2 a 6 fracturas/ mt. RQD (70-90).
- Moderadamente fracturada (F) de 6 a 12 fracturas/mt. RQD (50 a 70).
- Muy fracturada (MF) de 12-20 fracturas /mt. RQD (25 -50).
- Intensamente fracturada (IF) con más de 20 fracturas /mt. RQD (0-25).
- Triturada y brechada en zonas de falla sin RQD, incluyéndose además las condiciones de trabazón de los bloques que se mencionan en las tablas originales.

Con respecto al parámetro de las condiciones de las discontinuidades, se ha asociado este a la resistencia de la roca intacta, determinada en forma muy sencilla y practica con golpe de picota o su indentacion o disgregación de la misma, usando la siguiente terminología:

- Muy buena (MB) Extremadamente resistente, solo se astilla con golpes de picota.
- Buena (B) muy resistente, se rompe con varios golpes de picota.
- Regular (R) muy resistente, se rompe con 1º 2 golpes de picota.
- Pobre (p) pobre, moderadamente resistente, se indenta superficialmente con la picota.
- Muy pobre (MP) Blanda a muy blanda, se indenta profundamente con golpes de picota o se disgrega fácilmente, incluyéndose al igual que en el parámetro anterior las condiciones de las discontinuidades mencionadas en la tabla original.

De esta manera con uso del flexómetro y la picota se obtendrá rápidamente una clasificación del macizo rocoso.

En base a esta clasificación se terminaron 2 cartillas Geomecánicas GSI.

Para labores temporales que se usa en las labores de explotación (tajos).

Para labores permanentes se usa en Rampas, Cortadas, ventanas.

## **2.6. MAPEO GEOMECÁNICO**

En forma general las vetas presentan una orientación de NE-SW con buzamientos bajos (sub horizontales) donde están siendo cortados por un sistema de fallas principales que van de NE-SW con buzamiento de 60° a 80° y otro sistema de NNW-SSE con buzamientos de 60° a 70°

Presenta 4 calidades de roca

- MF/P RMR= 30-35
- MF/R RMR= 40-45
- F/B- F/R RMR =60-65
- LF/R RMR =60-70.

### **• VETA JIMENA**

En la veta Jimena tiene una orientación NNE-SSW presentando un buzamiento desde 25° hasta la horizontal.

Calidad de rocas:

La veta Jimena presenta 2 calidades de roca bien marcadas MF/P y MF/R.

El tipo de sostenimiento según la cartilla geomecánica GSI.

- MF/R RMR 45-50.

En labores de explotación puntales de madera y en las cortadas y accesos perno y malla electrosoldada

- MF/P, RMR 30-35

En labores de explotación cuadros de madera y en cortadas y galerías con

shotcrete y/o cuadros de madera.

- **VETA VALDIVIA**

En la veta Valdivia tiene una orientación N-S presentando como roca encajonante la granodiorita

Calidad de roca:

La veta Valdivia presenta 2 calidades de roca bien marcada

- MF/R RMR =45-50
- M/F RMR=55-65.

El tipo de sostenimiento según la cartilla geomecánico GSI.

- MF/R RMR-45-50

En labores de explotación puntales de madera y en las cortadas y accesos y perno y malla electrosoldada. F/R, RMR 55-65 en labores de explotación puntales de madera y en cortadas y accesos pernos sistemáticos.

- **VETA GLORITA 2**

En la zona de glorita 2 se tiene claramente definidos dos sistemas de fallas que afectan a la zona, la primera con orientación NW-SE teniendo DIP/DIP DIRECCION 80/216 que cortan y desplazan a la veta glorita 2 y la segunda con orientación NNE-SSW y DIP/DIP DIRECCION de 77/284 y fallas locales con orientación N-S.

La calidad de roca: la veta glorita 2 presenta 3 calidades de roca:

- MF/R RMR 45-50
- MF/P RMR 30-35
- F/R RMR 55-65

El tipo de sostenimiento según la cartilla geomecánica GSI.

- MF/R RMR 45-50 en labores de explotación puntales de madera y en las cortadas y accesos pernos y malla electrosoldada.
- MF/R, RMR 30-35 en labores de explotación cuadro de madera y en

cortadas y galerías con shotcrete y/o cuadros de madera.

- F/R, RMR 55-65 En labores de explotación puntales de madera y en cortadas y accesos pernos sistemáticos.

- **VETA CHOLOQUE Y VETA KAROLA**

En la veta san Vicente tiene una orientación NW-SE presentando como roca encajonante las granodioritas.

Calidad de roca: la zona presenta 2 calidades de roca

- MF/R RMR 45-50.
- F/B-F/R RMR 55-65.

El tipo de sostenimiento según la cartilla geomecánica GSI.


- MF/R RMR 45-50

En labores de explotación puntales de madera y en las cortadas y accesos perno y malla electrosoldada.

- F/B-F/R RMR- 60-65 generalmente cortadas.

Sostenimiento con pernos puntuales y auto sostenimiento.

Lamina N° 03.- Tabla GSI Modificada de Poderosa.

		GSI (MODIFICADO)			
		Indice de Resistencia Geológica			
LABORES MINERAS (TEMPORALES Y PERMANENTES)		Condicion Superficial - Golpes de picota			
LABORES PERMANENTES (RA,CR,ESCM,GL,IN,CH)	LABORES TEMPORALES (TJ,SN) Sección 2.5 a 4.5 m.	Se Rompe	Se Rompe	Se Rompe	Se Rompe
		Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente con golpes de Picota	Mas de 5 mm
		B	R	P	MP
		Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre
Condición Estructural - Fracturamiento / m2	2 a 6 LF Levemente Fracturado	LF/B A 3 Años	LF/R A 1 Año		
	6 a 12 F Moderadamente Fracturado	F/B B 6 Meses	F/B B 3 Meses	F/P C 1 Meses	
	12 a 20 MF Muy Fracturada		MF/R C 15 Dias	MF/P D 1 Semana	MF/MP D 1 Dia
	mayores a 20 IF Intensamente Fracturada			IF/P D 1 Hora	IF/MP E 0 Horas

TIPOS DE SOSTENIMIENTO								
PARAMETROS GEOMECAVICOS				LABORES PERMANENTES		LABORES TEMPORALES		
CALIDAD	GSI	RMR	TAS					
A	LF/B,LF/R	81-100	3 Años / 1 Año	Sin Soporte		Puntal ocasional o split ocasional		
B	F/B,F/R	61-80	6 Meses / 3 Meses	PH Ocasional o Split Ocasional		Pernos Split set E: 1.5 Puntales de Madera E: 1.5 En direccion de Minado		
C	F/P,MF/R	41-60	1 Mes / 15 dias	PH Sistemático E:1.2 x 1.6 m + Malla electrosoldada		Puntales de Madera E:1.3 En direccion de Minado		
D	MF/P,MF/MP,IF/P	21-40	1 Sem / 1 Dia	PH sistemático E:1.2 x 1.5 m + Malla electrosoldada o cuadro de madera 1.5 x 1.5 m		Cuadro de madera E: 1.5 En direccion de Minado		
E	IF/MP	-20	1 Hr / 0 Hr	Cuadro de madera de 1.3 x 1.3 m o Cimbras metalicas E:1.5m		Cuadro de madera E: 1.3 En direccion de Minado		

ELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO								
Labores Mineras (RA, CR, ESCM, GL, IN, CH, TJ, SN) 1.5 a 4.5 m								
Sostenimiento			A	B	C	D	E	PETS
Tipo	Duracion	Abreviatura	81-100	61-80	45-60	21-40	-20	
Sin Sostenimiento		SS	Si					
Pernos Puntuales		PH/PSS		Si				1 ó 2
Pernos Sistemáticos		PH			1.2m x 1.5m			1 ó 2
Puntales	3 a 8 meses	PUNT.			1.3m x 1.3m			
Shotcrete 2"	15 años	SH 2"			Si			4
Perno Sistemáticos +malla electrosoldada	2 a 3 años	PH + M			1.2m x 1.6m			1 ó 2
Perno Sistemáticos +malla galvanizada	10 años	PH+MG			1.2m x 1.6m			1 ó 2
Perno Sistemáticos +Shotcrete	15 años	PH+SH			1.2m x 1.6m			1 ó 2 y 4
Perno sistemático + malla +shotcrete 2"	15 años	PH+M+SH				1.2m x 1.3m		1 ó 2 y 4
Cuadros de madera	3 a 8 meses	CDRO				1.2m x 1.3m	1.3m	3
Shotcrete 4"	15 años	SH 4"				Si		4
Cimbras	15 años	CIMB				1.5m	1.5m	5
Shotcrete + Cimbras	15 años	SH+CIMB					1.3m	4 y 5

ELECCION DE TIPO DE EXPLOSIVO		
TIPO DE ROCA	TAJO	AVANCE
LF/B,LF/R	Emules 65%	Anfo Emulex 65 %
F/B,F/R	Emulsion 65%	Emulsion 65%
F/P,MF/R	Emulsion 65%	Emulsion 65%
MF/P,MF/MP,IF/P	Exadit 45% o Exablock 45%	Emulsion 65% Exadit 45% o Exablock 45%
IF/MP		

RESTRICCIONES

- NO REALIZAR TRABAJOS SIN REALIZAR UN IPERC
- OBSERVAR SI EXISTE FACTORES INFLUYENTES
- CONDICIONES DE LA FRACTURAS, APERTURA, ESPACIAMIENTO, PERSISTENCIA, RELLENO, RUGOSIDAD
- AGUA
- ESFUERZOS
- PRESENCIA DE FALLAS DE POTENCIA CONSIDERABLE, FORMACION DE CUÑAS, RELLENOS SUAVES
- ORIENTACION DE DESCONTINUIDADES
- LABORES CONTIGUAS, SERCANAS O INTERSECCIONES
- SO HAY FRACTURA INFLUYENTES, ELIGIR EL SOSTENIMIENTO PARA UNA CALIDAD DE ROCA INFERIOR SEGUN GSI
- SI LA DECISION ES COMPLEJA, COMUNICAR AL JEFE INMEDIATO Y POSTERIORMENTE AL AREA DE GEOMECAVICA
- EVENTOS DE RELAJAMIENTO, MANTENER EL SOSTENIMIENTO AL TOPE DE LABOR



## **2.7. MINERÍA**

### **Diseño de minado**

#### **Selección de método de minado**

En el caso de poderosa, se utilizó en método cuantitativo.

#### **Características físicas y geológicas del yacimiento**

El yacimiento de poderosa es un sistema de vetas de Qz auríferas mesotermales que probablemente pertenezca a los depósitos de tipo orogénico, está ubicado en el margen occidental de batolito de pataz y menos comúnmente dentro de rocas meta sedimentarias pertenecientes a una secuencia desde el proterozoico superior al ordovícico.

#### **2.7.1. Geometría del yacimiento**

##### **➤ Descripción de la geometría del yacimiento.**

La veta Jimena 4 tiene un rumbo promedio de N 40° W, con buzamiento de 20°NE.

La veta Jimena 5 se tiene un rumbo promedio de N 60°W, con buzamiento promedio de 33°NE, presentando como roca encajonante las granodioritas con lentes de hornfels.

En la veta glorita 2 tiene un rumbo de N24°W, presentando un buzamiento de 23° NE aproximadamente.

La geometría del dicho yacimiento se presenta en forma tabular, en la que predominan 2 direcciones.

##### **➤ Descripción de la potencia del yacimiento**

Realizando el análisis de las potencias de veta en la zona explotadas, varían de 0.3m a 2.10m, teniendo mayor porcentaje las que van desde 0.3 a 0.9 (44%), de 0.9 m a 1.20 m (20%), de 1.20m a 1.50 m (16%), de 1.50 m a 2.1 m (9%) y mayores a 2.1 m (5%). En forma general, se considera un yacimiento de potencias reducidas.

➤ **Descripción de la inclinación del yacimiento**

La veta Jimena 4 tiene un buzamiento de 20° NE, la veta Jimena 5 tiene un buzamiento promedio de 33° NE y la veta Glorita 2 tiene un buzamiento de 23° NE aproximadamente según Nicholas (1981), se define a la veta Jimena 4 como yacimiento horizontal y las vetas Jimena 2 como yacimiento de inclinación inmediata.

➤ **Descripción de la inclinación del yacimiento**

La veta Jimena 4 se encuentra a una profundidad que varía de 800 m a 950 m y la veta glorita 2 varía entre 500 m a 550 m.

➤ **Características geotécnicas del yacimiento**

Para el caso de Jimena 4, esfuerzo vertical es igual a 22 MPA y el esfuerzo horizontal va desde 9.35 MPA a 9.35MPA a 22.00 MPA y para el caso de Glorita 2, el esfuerzo vertical es igual a 13.75 MPA y el esfuerzo horizontal va desde 9.35 MPA a 13.75 MPA.

La resistencia uniaxial entre el esfuerzo vertical de la roca intacta es de 4.86 MPA para Jimena 4 y de 7.78MPA Para Glorita 2.

En lo referente al número de estructura estamos entre las 3 a diez fracturas por metro.

## **2.7.2. DETERMINACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO**

Se tomó como base la metodología de Nicholas en el que da un rating de valores basadas en datos obtenidos en distintas minas del mundo y también el UCB Mining Method Selector, algoritmo desarrollado por Miller, Pakalnis, Paulin (1995). El primer paso es clasificar la geometría del yacimiento y luego las características geotécnicas del yacimiento, en el que se caracteriza el mineral, pared Colgate y pared yacente.

Tabla N° 04.- Cuadro de Nicholas para la selección de método de explotación.

<b>GEOMERIA YACIMIENTO</b>			
Masivo	Yacimiento masivo		
Tabular	2 Dimensiones mayor a su potencia		
Irregular			
Potencia	min		max
Angosta	0		10
Intermedio	10		30
Ancho	30		100
Muy ancho	100		1000
Manteo	min		max
Horizontal	0		20
Intermedio	20		55
Vertical	55		90
Dist.leyes			
<b>Uniforme</b>			
Gradacional			
Diseminado			
<b>CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS</b>			
Roca Intacta	UCS/s1		
Baja	0		0
Mediana	8		15
Alta	15		10000
<b>Espaciamiento estructuras ft/m</b>			
Muy cercana	16		10000
Poco espac.	10		16
Espaciadas	3		10
Muy espacia:	0		3
<b>Condiciones</b>			
Baja	sin relleno		
Mediana	sin relleno/rugosa		
Alta	relleno mineral>competente que roca intacta		
Ref.Nicholas(1981)			

<b>Factores de Peso</b>	
Geometria yacimiento	1
Condiciones geomecanicas mineral	0.75
Condiciones geomecanicas pared colgante	0.6
Condiciones geomecanicas pared yacente	0.38
Ref.Nicholas(1981)	

## ➤ Resultados

Se observa que el de mayor valor es alcanzado por el Método de Longwall Mininig y en segunda opción es el del Square set. En Poderosa, debido a la producción en mediana escala se toma en primer lugar el Short wall que es una variante del Lowall Mining, luego e Square Set y el Cut Fill Stopping.

Valores obtenidos para los diferentes métodos.

Tabla N° 05.- Cuadro de Nicholas para la selección de método de explotación.

Metodo	Yacimiento	Mineral	Colgante	Yacente	Total
Longwall Mining	16	9	2.4	3.42	30.82
Square set	11	9	4.2	3.04	27.24
Cut and Fill Stopping	11	6.75	4.2	3.04	24.99
Room and pillar	15	0.75	5.4	3.04	24.19
Shrinkage stopping	8	1.5	2.4	2.66	14.56
Sublevel stopping	8	-36.75	5.4	2.66	-20.69
Block Caving	-40	9	2.4	3.42	-25.18
Top slicing	-38	3	2.4	3.04	-29.56
sublevel Caving	-40	1.5	3	3.04	-32.46

Ref. Nicholas (1981).

## 2.8. CICLO DE MINADO

Para Labores horizontales.

### 2.8.1. Perforación

Se realiza con Jumbo de un brazo con barras de 12 pies y su malla de perforación consta de 35-58 taladros dependiendo del tipo de roca. El tiempo promedio de perforación por frente es de 2.5 horas.

### 2.8.2. Voladura

El explosivo se utiliza es el emulex 65%, y exadit 45% y como accesorios de voladura se utiliza el explosivo tipo pentacord, exsanel y carmex para iniciar la voladura.

### 2.8.3. Ventilación

En esta de la operación minera, se realiza la dispersión de polvos en suspensión a través de las chimeneas; para lo cual se dispone de ventiladores de 10,000;20,000 y 50,000 CFM, instalados en puntos que generan la circulación de aire limpio y ayuda la expulsión de polvos y gases. Generalmente, el tiempo que se necesita para ventilar la zona volada es de 40

a 60 min.

Después de ventilar se hace el regado, con la finalidad de mitigar la presencia de gases y polvos de la carga volada y para que cuando se realiza la limpieza no se generen suspensión de polvos. Esta actividad, es aproximadamente de 15 a 20min.

#### **2.8.4. Limpieza**

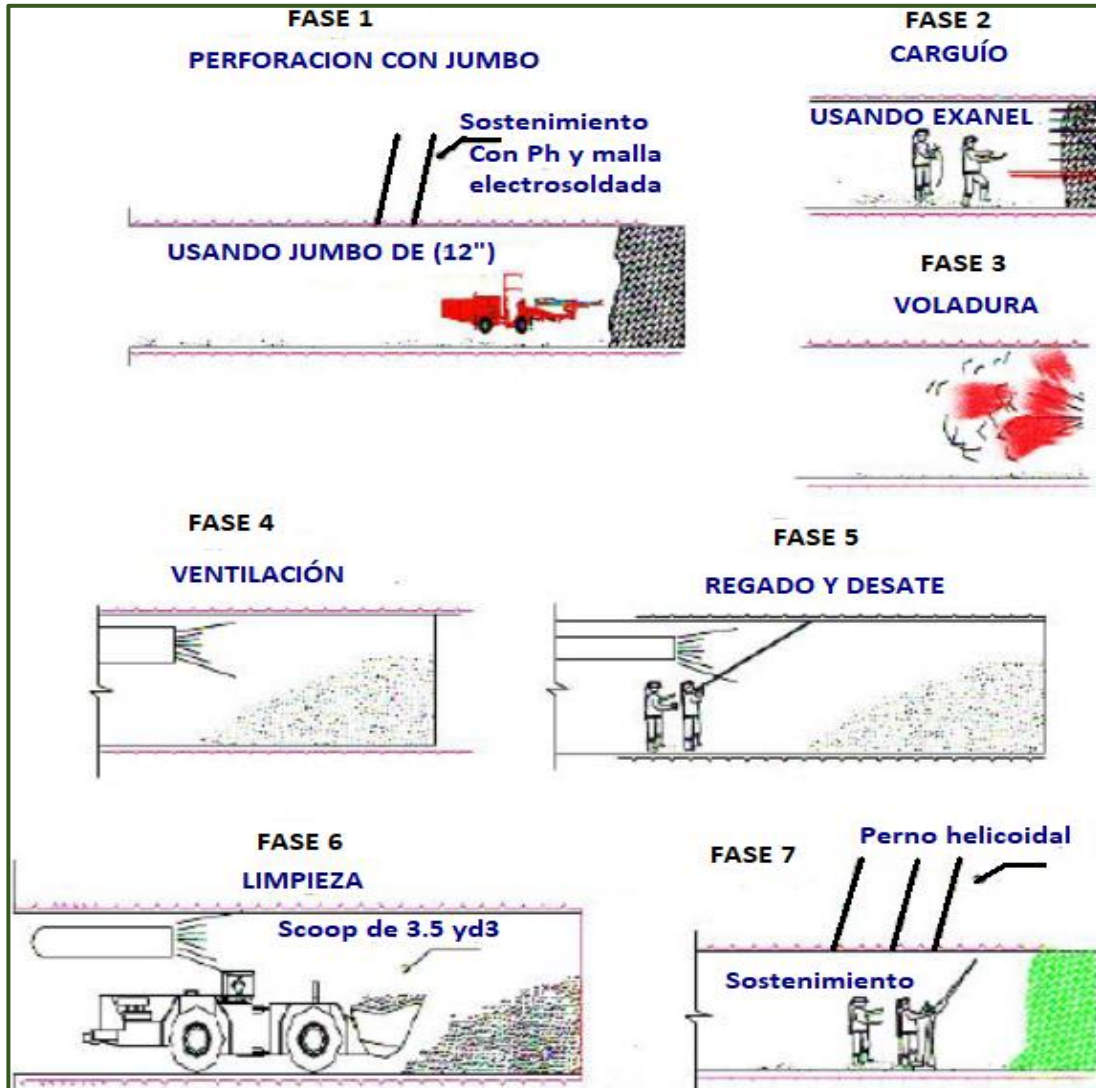
Para realizar la limpieza de material volado se utilizará un Scooptram de 3.5 yd<sup>3</sup>.

#### **2.8.5. Sostenimiento**

Para realizar el sostenimiento con pernos helicoidal, Split Set. se utilizan perforadoras Jack leg y para ganar altura plataformas de perforación, las cuales constan de dos caballetes de metal y 8 tablas de 3 m de longitud.

- **Sostenimiento con cuadros de madera.** -es uno de los métodos más empleados y consiste en la colocación de cuadros de madera (eucalipto) y puntales con Jack pot en los tajos de producción.
- **Sostenimiento con perno y malla.** -es un sistema de enmallado tejido de alambre, el cual es colocado en el área afectada con ayuda de pernos mariposa. Es uno de los sistemas de sostenimiento más seguro.
- **Sostenimiento con Shotcrete.** -Consiste en el lanzado de concreto y fibra de acero al techo. Se utiliza en labores de avance, que sirven de acceso a galerías o labores con roca muy deleznable.

Lamina N° 08. Ciclo de minado.



Fuentes: Cía. Minera Poderosa S.A.

## 2.9. LIMPIEZA – EXTRACCIÓN Y TRANSPORTE DE MINERAL.

Se realiza con winches eléctricos, conduciendo mineral hacia las cámaras de almacenamiento, de donde se recoge por los Scoop (capacidad de 3Ton) para ser llevados a los echaderos o tolvas de mineral. Los dumpers, conducen el mineral hacia ore pass y finalmente, es extraído con locomotoras y carros

mineros, hacia a la tolva de superficie, donde los Volquetes transportan el mineral hacia a la planta, ubicada en la unidad de vijus.

## **2.10. VOLADURA CONTROLADA**

El principio de la voladura controlada es reducir el factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobre excavación. Permitiendo tener un contorno regular y un terreno estable. Condiciones:

- Empleo de cargas explosivas lineares de baja energía.
- Taladros muy cercanos entre sí, de acuerdo a la condición del terreno y al perfil que se desea obtener.
- Disparo simultaneo de todos los taladros para crear una grieta o plano de rotura continuo.

### **2.10.1. Explosivos y accesorios de Voladura**

Los materiales explosivos son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido o líquido, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo de una fracción de microsegundos, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones. Un volumen, aproximadamente 1000 a 10, 000 veces mayor que el volumen original del espacio donde se alojó el explosivo.

### **2.10.2. Propiedades físicas de los explosivos.**

**Potencia.** Define la energía disponible para producir efectos mecánicos, el parámetro de medida en las dinamitas es con el porcentaje de nitroglicerina, actualmente se mide con la potencia relativa por peso y volumen.

**Densidad.** La densidad en la mayoría de los explosivos varía entre 0.8 y 1.6 gr/cm<sup>3</sup>, factor muy importante para el cálculo de carga necesaria para una voladura, mayor sea la densidad del explosivo, tanto mayor será su eficiencia.

**Sensibilidad.** Es la facilidad de iniciación de un explosivo o del detonador mínimo requerido, variando de acuerdo a la composición del explosivo, diámetro, temperatura,

Presión del ambiente:

- Las dinamitas son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N.º 8 o a cordón detonante.
- Los agentes explosivos, no son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N.º 8, necesita detonador (booster).

**Resistencia al agua.** Capacidad del explosivo de resistir a la exposición del agua sin perder sensibilidad ni eficiencia.

#### ➤ **Emulex**

Emulsiones encartuchadas en láminas plásticas, con valores de energía variables y empleo más versátil para ser usadas en voladuras de rocas, blandas, intermedias y duras, usado en labores confinadas, en túneles y en minería subterránea (galerías, desarrollos, Cortadas, By pass, rampas o profundización de piques).

- **Versatilidad.** - al tener una alta variedad de potencias para cada calidad de roca. Además, puede ser usado en taladros/barrenos de gran profundidad con un amplio rango de temperaturas.
- **Excelente resistencia al agua.** - apropiada para ser utilizada en taladros húmedos o inundados.
- **Excelente calidad de gases.** - residuales que permiten que el personal regrese a la labor en menos tiempo.
- **Mejor confinamiento.** - en taladros/barrenos debido al sistemas de fácil apertura de los cartuchos.
- **Elimina los riesgos.** - de salud ocupacional y seguridad en el trabajo que conlleva la manipulación y almacenamiento nitroglicerina.



## Características técnicas

Tabla N° 06 Características técnicas de Emulex.

Especificaciones técnicas	Unidades	Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80	Emulex 100
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.00 ± 3%	1.12 ± 3%	1.14 ± 3%	1.16 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	4,400 ± 5%	5,800 ± 5%	5,700 ± 5%	5,600 ± 5%
Velocidad de detonación **	m/s	3,900 ± 5%	4,500 ± 5%	4,400 ± 5%	4,300 ± 5%
Presión de detonación**	kbar	48	95	93	91
Energía**	KJ/kg	2,977	3,385	4,180	4,425
RWS**	%	79	90	113	120
RBS**	%	98	126	157	180
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Volumen de gases**	L/Kg	930	1,004	940	909
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era	1 era

*\*Confinado en tubo de acero de 1½" de diámetro.*

*\*\*Sin confinar en cartucho de 1¼" de diámetro*

*\*\*Calculado con programa TERMODET a condiciones ideales de 1 atm*

Fuente: Manual de Perforación y Voladura EXSA.

### ➤ EXADIT

Dinamita pulverulenta de mediano poder rompedor, usada generalmente para voladura de roca blanda a intermedia en minería subterránea y en superficie para obras civiles como carreteras.

#### Propiedades

Buen poder rompedor y mayor efecto empujador, generan ventajas económicas en la explotación de tajeo de producción.

- Mediana velocidad de detonación.
- Baja impedancia.
- Sensible al detonador No. 8 y al cordón de bajo gramaje.
- Larga vida útil.

## Características técnicas

Tabla N° 07 características técnicas de Exadit.

Especificaciones técnicas	Unidades	Exadit 45	Exadit 65
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.02 +/-3%	1.05 +/-3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,400+/-200	3,600 +/-200
Presión de detonación**	kbar	73	82
Energía**	KJ/kg	3,254	3,346
RWS**	%	86	89
RBS**	%	113	115
Volumen de gases **	l/kg	1,017	1,019
Resistencia al agua	Horas	Nula	Nula
Categoría de humos	Categoría	1 era.	1 era.

\* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.  
\*\* Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm

Fuente: manual de Perforación y Voladura EXSA.

### 2.11. VOLADURA CONTROLADA DE RECORTE.

La voladura controlada de recorte consiste realizar una fila de taladros cercanos entre sí, con cargas desacopladas, pero detonadas Después de la voladura principal o de producción. Este esquema es preferentemente empleado en voladura subterránea. El disparo en este tipo de voladura controlada también se efectúa en dos etapas, primero los taladros de producción y después la voladura controlada, con una diferencia de unos 100 ms de tiempo.

### 2.12. VOLADURA CONTROLADA DE PRECORTE.

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas disparados simultáneamente. Este puede realizarse también simultáneamente con los de producción, pero adelantándolos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, siendo el disparo de dos etapas. (C. Konya)

La voladura de precorte es la que se aplica en esta investigación, para el contorno de la malla de perforación usamos tubos de PVC ensamblados y con cargas explosivas espaciadas. Cabe mencionar que en el mercado hay otros productos, como el exadit, que son explosivos de baja potencia, especialmente fabricados para voladura de contorno y precorte.

### **2.13. VOLADURA AMORTIGUADA.**

Es prácticamente una voladura convencional, pero en la que se ha modificado el diseño de la última fila, además su esquema geométrico es más reducido, como también la carga de explosivo debe ser menor y desacopladas. El disparo es normalmente en una sola etapa. Carrasco Rojas, Paul Víctor. (2015).

## **CAPITULO III**

### **OPTIMIZACIÓN DE OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE VOLADURA CONTROLADA EN LABORES HORIZONTALES.**

#### **3.1. APLICACIÓN DE MODELOS MATEMÁTICOS.**

Revisión de algunos modelos matemáticos para determinar los parámetros de diseño de un disparo primario y voladura controlada

En los diseños de perforación y voladura de rocas para frentes (Galerías, Cruceros, By pass, Subniveles, Chimeneas, Cortadas, Estocadas y tajos), la propuesta es utilizar modelos matemáticos basados en la teoría sueca de cueles y cálculo de voladuras actualizadas por Holmberg (1982), simplificadas por Oloffsson (1990), y las fórmulas propuestas por Chiapetta (1994) para el diseño de los taladros de contorno aplicando conceptos de Presión de detonación y desacoplamiento.

#### **3.1.1 Estudio detallado de los parámetros de macizo rocoso, perforación y voladura con el Modelo matemático planteado por R. Holmberg.**

“Holmberg define que la operación más importante en el proceso de voladura en túneles es la creación de la cara libre en el frente del túnel”

El éxito o fracaso de la voladura de rocas en tunelería está en función directa a la creación de las caras libres, razón que el primer arranque debe ser cuidadosamente diseñado. La disposición y secuencia de retardos en el corte deben ser tal que permitan hacer una abertura con un incremento gradual en su tamaño hasta que los taladros de ayuda puedan tener sus propias caras libres. Se describirá brevemente las fórmulas utilizadas en los cálculos:

➤ **Calculo de densidad de carga del agente de voladura:**

Para calcular la densidad de carga se utiliza la siguiente relación matemática.

$$q = 1150 \frac{Kg}{m^3} * \frac{\pi(D)^2}{4} * 10^{-6}$$

Donde:

D = Diámetro de cartucho (mm).

➤ **Calculo de Avance:**

Usando la Formula Siguiete:

$$H = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2$$

$$\phi'_2 = \phi_2 \times \sqrt{NT}$$

Donde:

$\phi_2$  =diámetro de broca rimadora (m)

$\phi'_2$  =diámetro vacío equivalente (m)

NT= número de taladros a perforar.

Reemplazando la ecuación con dos taladros juntos perforados se tiene:

➤ **Calculo en el primer cuadrante.**

• **Calculando Burden Máximo.**

$$B_{1max} = 1.7 \times \phi'_2$$

Donde :

$\phi'_2$  = diámetro vacío equivalente (m).

- **Calculando Burden Práctico.**

Se utiliza la formula por tener una desviación de Taladro >1 %

$$B_{1Practico} = 1.7 \phi'_2 - F$$

$$F = \alpha \times H + \beta$$

Donde:

$F$  =Error de perforación (m)

$\gamma$ = Desviación angular (m/m)

$\beta$ = Error de emboquille (m)

$H$  = Profundidad de los taladros (m)

- Calculo de constante de roca
- Calculo de concentración de carga

Dado que  $d \geq 0.032m$ ; se utiliza la siguiente Relación:

$$q_1 = 55 * d * \left[ \frac{B}{\phi'_2} \right]^{1.5} \times \left[ B - \frac{\phi'_2}{2} \right] \times \left[ \frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

$d$  = Diámetro de perforación (m).

$\phi'_2$  = Diámetro del taladro vacío (m)

$B$  = Burden (m)

$C$  = Constante de roca

- Calculo de taco según:

$$\text{Taco} = 10 \times d$$

Donde:

$d$  = diámetro de taladro de producción (m).

Calculo del ancho de abertura primer cuadrante:

$$A_1 = (B_{1max} - F)\sqrt{2}$$

$A_1$ = Abertura en primer cuadrante (m).

$B_{1max}$  = Burden máximo en primer cuadrante (m).

F = Error de perforación (m).

Numero de cartuchos por taladro en primer cuadrante:

$$NC/TAL = \left( \frac{H - 10 \times d}{Long. Cartucho} \right)$$

Donde:

H = Profundidad de taladro (m)

d = diámetro de taladro de producción (m).

➤ Segundo cuadrante:

- Burden máximo.

$$B_{2max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_1 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

Donde:

$B_{2max}$  = Burden máximo en segundo cuadrante (m).

q = concentración de carga (kg/m).

$RWS_{ANFO}$  = potencia relativa en peso de explosivo referido al alfo.

d = diámetro de taladro de producción (m).

C = Constante de roca.

$A_1$  = Abertura en primer cuadrante (m).

Como por regla practica el burden máximo no debe exceder  $2A_1$ ;

$$B_{2max} \leq 2A_1$$

- Burden practico.

$$B_{2P} = B_{2max} - F$$

Donde:

$B_{2P}$  = Burden practico en segundo cuadrante (m).

$B_{2max}$  = Burden máximo en segundo cuadrante (m).

F = Error de perforación (m).

Taco = 10 x d

Donde:

$d$  = Diámetro de taladro de producción (m).

- Abertura en el segundo cuadrante:

$$A_2 = \sqrt{2}x \left( B_{2p} - \frac{A_1}{2} \right)$$

Donde:

$A_2$  = Abertura en segundo cuadrante (m).

$B_{2p}$  = Burden practico en segundo cuadrante (m).

$A_1$  = Abertura en primer cuadrante (m).

- Numero de cartuchos.

$$NC/TAL = \left( \frac{H - 10d}{\text{Long. Cartucho}} \right)$$

Donde:

$H$  = Profundidad de taladro (m)

$d$  = diámetro de taladro de producción (m).

- Calculo en Tercer cuadrante.

Para esta condición  $A_2 < \sqrt{I}$

$$A_3 = \sqrt{2}x \left( B_{2practico} + \frac{A_1}{2} - F \right)$$

Donde:

$A_2$  = Abertura en segundo cuadrante (m).

$I$  = Avance (m).

$A_3$  = Abertura de tercer cuadrante (m).

$B_{2p}$  = Burden practico en segundo cuadrante (m).

$A_1$  = Abertura en primer cuadrante (m).

$F$  = Error de perforación (m).

- Burden máximo:



$$B_{3max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_3 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

$$B_3 \leq 2A$$

Donde:

$B_{3max}$  = Burden máximo en tercer cuadrante (m).

q = concentración de carga (kg/m).

$RWS_{ANFO}$  = potencia relativa en peso de explosivo referido al alfo.

d = diámetro de taladro de producción (m).

C = Constante de roca.

$A_3$  = Abertura en tercer cuadrante (m).

- Burden practico:

$$B_{3P} = B_{3max} - F$$

Donde:

$B_{3P}$  = burden practico en tercer cuadrante (m).

$B_{3max}$  = Burden máximo en tercer cuadrante (m).

F = Error de perforación (m).

Taco 3 = 10 x d

Donde:

d = Diámetro de taladro de producción (m).

- Abertura en el tercer cuadrante:

$$A_3 = \sqrt{2} x (B_{3p} + \frac{A_2}{2})$$

Donde:

$A_3$  = Abertura de tercer cuadrante (m).

$B_{3P}$  = Burden practico en tercer cuadrante (m).

$A_2$  = Abertura en segundo cuadrante (m).

- Numero de cartuchos

$$NC/TAL = \left( \frac{H - 10 \times d}{\text{Long. Cartucho}} \right)$$

Donde:

H = Profundidad de taladro (m)

d = diámetro de taladro de producción (m).

$$A_3 < \sqrt{I}$$

$A_3$  = Abertura de tercer cuadrante (m).

I = Avance (m).

➤ Calculo de cuarto cuadrante:

$$A_4 = \sqrt{2}x(B_{3p} + \frac{A_2}{2} - F)$$

Donde:

$A_4$  = Abertura de Cuarto cuadrante (m).

$B_{3p}$  = Burden practico en tercer cuadrante (m).

$A_2$  = Abertura en segundo cuadrante (m).

• Burden máximo:

$$B_{4max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_4 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

Donde:

$B_{4max}$  = Burden máximo en cuarto cuadrante (m).

q = concentración de carga (kg/m).

$RWS_{ANFO}$  = potencia relativa en peso de explosivo referido al alfo.

d = diámetro de taladro de producción (m).

C = Constante de roca.

$A_4$  = Abertura en primer cuadrante (m).

• Burden practico:

$$B_{4p} = B_{4max} - F$$

Donde:

$B_{4p}$  = Burden practico en cuarto cuadrante (m).

$B_{4max}$  = Burden máximo en cuarto cuadrante (m).

F = Error de perforación (m).

Taco 4 = 10 x d

Donde:

d = Diámetro de taladro de producción (m).

- Abertura en el cuarto cuadrante:

$$A_4 = \sqrt{2} \times \left( B_{4p} + \frac{A_3}{2} \right)$$

Donde:

$A_4$  = Abertura de Cuarto cuadrante (m).

$B_{4p}$  = Burden practico en tercer cuadrante (m).

$A_3$  = Abertura en tercer cuadrante (m).

- Numero de cartuchos.

$$NC/TAL = \left( \frac{H - 10 \times d}{\text{Long. Cartucho}} \right)$$

$$A_4 < \sqrt{I}$$

Donde:

H = Profundidad de taladro (m)

d = diámetro de taladro de producción (m).

$A_4$  = Abertura de cuarto cuadrante (m).

I = Avance (m).

- Calculo de Quinto cuadrante:

$$A_5 = \sqrt{2} \times \left( B_{4p} + \frac{A_3}{2} - F \right)$$

Donde:

$A_5$  = Abertura de quinto cuadrante (m).

$B_{4p}$  = Burden practico en Cuarto cuadrante (m).

$A_3$  = Abertura en tercer cuadrante (m).

F = Error de perforación (m).

- Burden máximo:

$$B_{5max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_5 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

Donde:

$B_{5max}$  = Burden máximo en quinto cuadrante (m).

q = concentración de carga (kg/m).

$RWS_{ANFO}$  = potencia relativa en peso de explosivo referido al alfo.

d = diámetro de taladro de producción (m).

C = Constante de roca.

$A_5$  = Abertura en quinto cuadrante (m).

- Burden práctico.

$$B_{5P} = B_{5max} - F$$

Donde:

$B_{5P}$  = Burden practico en quinto cuadrante (m).

$B_{5max}$  = Burden máximo en quinto cuadrante (m).

F = Error de perforación (m).

TACO 5 = 10 x d

Donde:

d = Diámetro de taladro de producción (m).

- Abertura en el quinto cuadrante.

$$A_5 = \sqrt{2} * (B_{5p} + \frac{A_4}{2})$$

Donde:

$A_5$  = Abertura de quinto cuadrante (m).

$B_{5P}$  = Burden practico en Quinto cuadrante (m).

$A_4$  = Abertura en cuarto cuadrante (m).

F = Error de perforación (m).

- Numero de cartuchos.

$$NC/TAL = \left( \frac{H - 10d}{\text{Long. Cartucho}} \right)$$

$$A_5 < \sqrt{I}$$

Donde:

H = Profundidad de taladro (m)

d = diámetro de taladro de producción (m).

$A_5$  = Abertura de Quinto cuadrante (m).

I = Avance (m).

#### ➤ **Calculo de taladros de arrastres:**

El burden en los arrastres se calcula usando la misma fórmula para la voladura de bancos.

La altura de banco es simplemente reemplazada por el avance y se usa un factor de fijación más alto debido al efecto gravitacional y a un mayor intervalo de tiempo entre los taladros.

$$B_{Amax} = 0.9 * \sqrt{\frac{q * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Dónde:

$B_{Amax}$  = Burden máximo de arrastre (m).

q = concentración de carga (kg/m).

$RWS_{ANFO}$  = potencia relativa en peso de explosivo referido al alfo.

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida.

F = 1

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

$\bar{C} = c + 0.045$  para burden  $B \geq 1.4$

$$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B_{5P}} \text{ Para burden } B < 1.4$$

- Numero de taladros de arrastre:

$$N = \left( \frac{AL + 2 \times H * \text{Sen}(\gamma)}{B_{Amax}} + 2 \right)$$

Dónde:

AL = Ancho de labor (m).

H = profundidad de taladro (m).

$B_{Amax}$  = Burden máximo de arrastre (m).

$\gamma$  = Desviación angular (m/m)

- Espaciamiento:

$$SL = \left( \frac{AL + 2 \times H * \text{Sen}(\gamma)}{N - 1} \right)$$

Dónde:

AL = Ancho de labor (m).

H = profundidad de taladro (m).

N = Numero de taladros de arrastres.

$\gamma$  = Desviación angular (m/m)

- Espaciamiento en las esquinas:

$$SL^I = SL - H \times \text{Sen}(\gamma)$$

Dónde:

SL = Espaciamiento (m).

H = profundidad de taladro (m).

$\gamma$  = Desviación angular (m/m)

- Burden practico:

$$B_{PA} = B_{Amax} - H \text{Sen}(\gamma) - F$$

Dónde:

$B_{PA}$  = Burden practico de arrastre (m).

$B_{Amax}$  = Burden máximo de arrastre (m).

H = profundidad de taladro (m).

$\gamma$  = Desviación angular (m/m)

F = Error de perforación (m).

- Altura de carga de fondo:

$$hb = 1.25 \times B_{PA}$$

Dónde:

Hb = Altura de carga de fondo (m).

$B_{PA}$  = Burden practico de arrastre (m).

- Altura de carga de la columna:

$$hc = H - hb - 10 \times d$$

Dónde:

Hc = Altura de carga de columna (m).

H = profundidad de taladro (m).

Hb = Altura de carga de fondo (m).

d = diámetro de taladro de producción (m).

como la energía de la columna de acuerdo al método debe ser 70% de la carga de fondo entonces se tiene:  $0.70 \times Hb$

- Numero de cartucho

$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{hb}{\text{long Cart}}$$

Dónde:

N cart= Numero de cartuchos.

Hb = Altura de carga de fondo (m).

Long Cart = longitud de cartucho (m).

- Taladros de contorno

- **Corona (voladura controlada)**

Se usará una voladura controlada (smooth blasting) los daños en el techo y en las paredes se minimizarán utilizando Exadit 45%. Según Pearsson (1978) se tiene lo siguiente.

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

$$S = K \times d \quad k = 15$$

Donde:

S = Espaciamiento (m).

B = Burden (m).

K = Constante K = 15

d = Diámetro de taladro de producción (m).

- Burden práctico:

$$B_p = B - H \operatorname{Sen}(\gamma) - F$$

Donde:

$B_p$  = Burden Practico (m).

B = Burden (m).

$\gamma$  = Desviación angular (m/m)

F = Error de perforación (m).

H = profundidad de taladro (m).

- Concentración de carga mínima de voladura controlada:

$$q = 90 \times d^2 \quad ; \text{ si } d \leq 0.15\text{m}$$

Donde:

d = Diámetro de taladro de producción (m).

- Numero de taladros:

$$N = \left( \frac{AL + 2 \times H * \operatorname{Sen}(\gamma)}{B} + 2 \right)$$

Dónde:

N = Numero de taladros.

AL = Ancho de labor (m).

H = profundidad de taladro (m).

$\gamma$  = Desviación angular (m/m)

B = Burden (m).

- Numero de cartuchos/taladro

$$NC/TAL = \left( \frac{H - 10 \times d}{\text{Long. Cartucho}} \right)$$



Donde:

Nc/ Tal = Numero de cartuchos / taladro.

H = Profundidad de taladro (m)

d = diámetro de taladro de producción (m).

➤ Cálculo de taladros de Hastiales.

S/B=1.25 f =1.45 (Hacia arriba)

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

- Burden.

Burden se usa la misma fórmula que para el arrastre:

$$B_{Hmax}(\text{arriba}) = 0.9 * \sqrt{\frac{q * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * (\frac{S}{B})}}$$

Donde:

$B_{Hmax}(\text{arriba})$  = Burden máximo de arrastre (m).

q = concentración de carga (kg/m).

$RWS_{ANFO}$  = potencia relativa en peso de explosivo referido al alfo.

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida.

- Burden practico:

$$B_{HP} = B_{HMax} - H \times \text{Sen}(\gamma) - F$$

$B_{HP}$  = Burden Practico Hastial (m).

$B_{HMax}$  = Burden Máximo Hastiales (m).

$\gamma$  = Desviación angular (m/m)

F = Error de perforación(m).

H = profundidad de taladro (m).

- Área disponible para perforación:

$$\text{Area} = H - B_{P\text{HASTIAL}} - B_{P\text{ALZAS}}$$

$$S/B=1.25 \quad f=1.2 \text{ (Hacia abajo)}$$

$$B_{H\text{max}}(\text{abajo}) = 0.9 * \sqrt{\frac{q * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

$B_{H\text{max}}(\text{abajo})$  = Burden máximo de arrastre (m).

q = concentración de carga (kg/m).

$RWS_{ANFO}$  = potencia relativa en peso de explosivo referido al alfo.

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1.2 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida.

- Numero de taladros:

$$N^{\circ}\text{TAL} = \frac{\text{Area disponible(Arriba)}}{B_{\text{max}}(\text{Abajo}) * \left(\frac{S}{B}\right)} + 2$$

Donde:

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden.

$B_{H\text{max}}(\text{abajo})$  = Burden máximo Abajo (m).

- Altura de carga de columna (hc):

$$h_c = H - h_b - 10 * d$$

Donde:

hc = Altura de carga de columna (m).

H = profundidad de taladro (m).

Hb = Altura de carga de fondo (m).

d = diámetro de taladro de producción (m).

Tabla N° 08 Burden Práctico

SECCION DE CORTE	BURDEN PRACTICO
PRIMER CUADRANTE	$B_1 = 1.7 \phi_2 - F$
SEGUNDO CUADRANTE	$B_2 = B_{2max} - F$
TERCER CUADRANTE	$B_3 = B_{3max} - F$
CUARTA CUADRANTE	$B_4 = B_{4max} - F$
QUINTO CUADRANTE	$B_5 = B_{5max} - F$

### 3.1.2 Estudio detallado de los parámetros de macizo rocoso, perforación y voladura con el Modelo matemático planteado por Chiapetta.

Para utilizar eficientemente los explosivos la energía contenida en cada uno de ellos deberá ser controlada, para lo cual se utilizará la fórmula propuesta por Chiapetta (1994). La mejor manera para que la fuerza generada por la energía explosiva no dañe las paredes es controlar la energía explosiva (Voladura controlada). Para lo que se aplica el siguiente criterio:

Cuando la intensidad de la onda de choque supera a la resistencia dinámica a la compresión ( $\sigma$ ) se produce una trituración de la roca circundante a las paredes del barreno por colapso de la estructura intercrystalina.

Pero esta trituración contribuye muy poco a la fragmentación (< 15%, Hagan 1978) y provoca una fuerte disminución de la energía de tensión, llegando en rocas porosas a suponer el 30% (Cook, 1958).

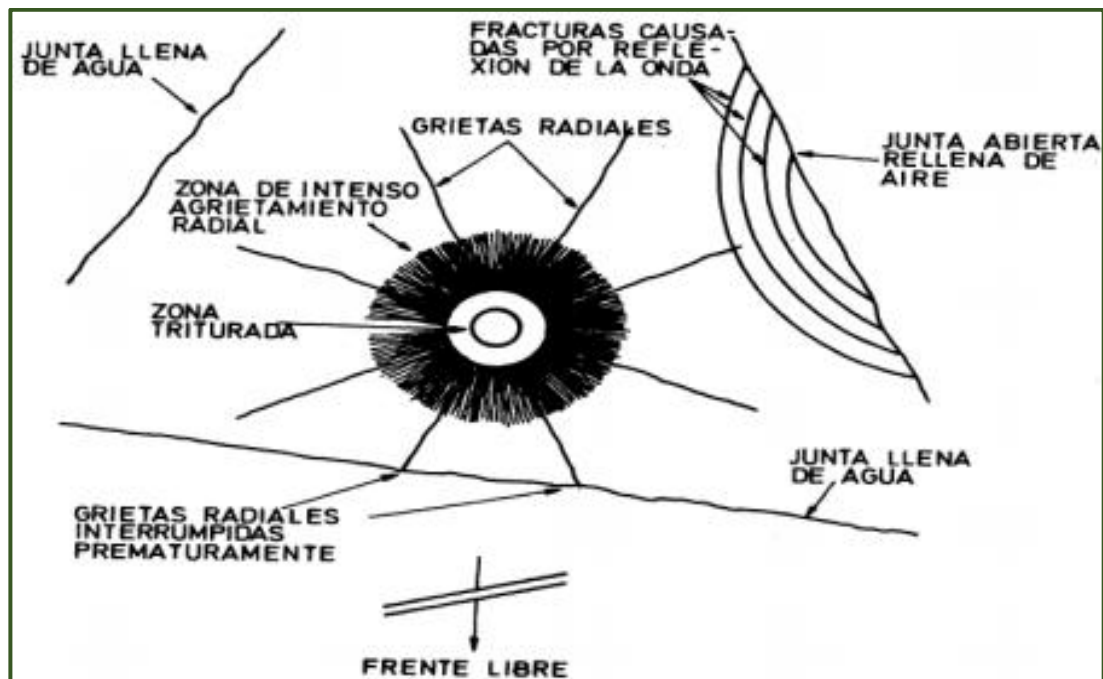
Durante la propagación de la onda de choque, la roca se ve sometida a una intensa compresión radial desarrollándose tensiones tangenciales de tracción. Si estas tensiones superan la resistencia dinámica a tracción ( $R't$ ) se inicia la formación de grietas radiales alrededor de la zona triturada que rodea al barreno.

El número y longitud de las grietas radiales aumenta con:

- La intensidad de la onda de choque en la pared del barreno o en el límite exterior del anillo de roca triturada.
- La disminución de la Resistencia tensiva y el factor de atenuación de la energía de tensión. Las grietas radiales se distribuyen sistemáticamente alrededor del barreno propagándose en todas las direcciones. La presencia de grietas o Juntas naturales puede facilitar según su orientación la extensión de algunas grietas radiales o la reflexión de la onda de choque produciéndose una rotura por reflexión interior o spalling. De lo expuesto se deduce la importancia relativa de la resistencia dinámica a tracción, que para fines prácticos puede suponer de un 5 a un 10% de la resistencia a compresión dinámica simple. Se recomienda:
- Seleccionar explosivos que desarrollen en las paredes del barreno tensiones inferiores o iguales a la resistencia dinámica a la compresión
- Para un explosivo dado, provocar una variación de la curva presión-tiempo ( $P-t$ ), por desacoplamiento de la carga dentro del barreno.

Trituración y agrietamiento radial alrededor de un barreno y descostramiento interior por reflexión de la onda de choque.

Lamina N° 09 interacción de las propiedades de la roca y las variables controlables



Fuente: Interacción de las propiedades de la roca y variables controlables con las operaciones mineras. López Jimeno pág. 425.

Para la realización del diseño de voladura controlada se plantean dos alternativas, siendo éstas las siguientes:

#### a. Presión de Taladro

Se sabe que la presión del taladro es la que actúa directamente en las paredes de ésta y por ello la selección del explosivo adecuado está directamente relacionada a dicha presión.

La expresión es:

- **Presión de Taladro ( $P_t$ )**

$$P_t = \frac{\delta x (VOD)^2 \times 10^{-5}}{8}$$

Dónde:

$P_t$  = presión de taladro, en Mpa.

$\delta$  = densidad del explosivo, en gr/cm<sup>3</sup>

VOD = velocidad de detonación, en m/s

- **Presión De explosión  $P_E$** . Para determinar la presión de explosión

$$P_E = 0.5 \times P_d$$

Dónde:

$P_E$  = Presión de explosión (Mpa)

$P_d$  = Presión de detonación (Mpa).

- **Presión De Detonación Del Taladro " $P_T$ "**. Para determinar la presión detonación del taladro.

$$P_T = P_E \times d_c^{2.5}$$

Dónde:

$P_T$ : Presión dentro del taladro (Mpa)

$P_E$ : Presión de explosión (Mpa)

$d_c$ : Densidad de carguío (gr/cm<sup>3</sup>)

**b. Desacoplamiento Y Espaciamiento**

Desacoplando el taladro esta presión disminuye en relación a los radios de taladro y explosivo. "Al utilizar diámetros de carga con un diámetro inferior al del barreno, se debe considerar el efecto de desacoplamiento que es igual

a:

Podemos obtener de:

$$P_T = \frac{(\delta \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times (r_e/r_t)^{2.6}}{8}$$

Dónde:

$P_T$ : presión de taladro, en Mpa

$\delta$ : densidad del explosivo, en  $\text{gr/cm}^3$

VOD: velocidad de detonación, en  $\text{m/s}$

$r_e$ : radio del cartucho explosivo, en  $\text{cm}$

$r_t$ : radio del taladro, en  $\text{cm}$

**c.** Espaciadores, Si la columna explosiva esta desacoplada y la presión de detonación aún continúa siendo mayor a la resistencia dinámica de la roca y necesitamos desacoplar más el taladro para bajar aún más la presión del taladro se coloca espaciadores de la misma longitud de los cartuchos de la columna de carga, se aplica la siguiente expresión:

$$P_T = \frac{(\delta \times (\text{VOD})^2 \times 10^{-3} \times \left(\frac{r_e}{r_t}\right) \times (\sqrt{C}))^{2.6}}{8}$$

Dónde:

$P_T$ : presión de taladro, en  $\text{Mpa}$ .

$\delta$ : densidad del explosivo, en  $\text{gr/cm}^3$

VOD: velocidad de detonación, en  $\text{m/s}$

$r_e$ : radio del cartucho explosivo, en  $\text{cm}$

$r_t$ : radio del taladro, en  $\text{cm}$

C: proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro (siendo 1,0).

#### **d. Espaciamiento entre los taladros de contorno**

La reducción de carga requerida para disminuir la presión en el barreno y por ende reducir el daño, requiere una disminución en el espaciamiento (Chiappetta 1994), "El tratamiento racional de los problemas reales obliga a considerar las resistencias dinámica, ya que éstas aumentan con el índice de carga (Rinehart, 1958; Persson, 1970) pudiendo llegar a alcanzar valores entre 5 y 13 veces superiores a las resistencias estáticas de la roca".

$$E \leq \frac{16 \times r_t \times (P_T + T) \times 10^{-2}}{T}$$

E: Espaciamiento entre taladros, en cm

$r_t$ : Radio del taladro, en mm

$P_T$ : Presión del taladro, en Mpa

T: Resistencia a la tensión, en Mpa

### 3.1.3. Estudio detallado de los parámetros de macizo rocoso, perforación y voladura con el modelo matemático planteado por C, Konya.

- **Factor o densidad de carga “d”**

Para determinar la carga aproximada de explosivo por metro lo cual no dañe la pared pero que produzca la suficiente presión para causar que la acción de corte suceda, se puede usar la siguiente fórmula planteada por Konya:

Las voladuras de recorte se disparan después de que la voladura de producción ha sido disparada.

$$d_{ec} = \frac{D_h^2}{12.14}$$

Donde:

$d_{ec}$ : Carga de explosivo (g/m)

$D_h$ : Diámetro de barreno (mm)

Para determinar el espaciado aproximado para una de voladura de recorte.

$$E = 16 * D_h$$

Donde:

E: espaciado (mm)

$D_h$ : Diámetro del barreno Vacío (mm)

Para estar seguro que las fracturas se unan apropiadamente entre los barrenos en vez de ir prematuramente hacia el Burden, se debe diseñar la



voladura de manera que el Burden sea mayor al espaciamiento. Utilizando la siguiente ecuación.

$$B \geq 1.3 E$$

Donde:

B: Burden (mm)

E: Espaciamiento (mm)

- Calculando el Burden con la Formula de Konya.

$$B = \left( \frac{2\gamma_e}{\gamma_r} + 1.5 \right) \times d$$

Donde:

$\gamma_e$ : Diámetro de explosivo ( $\text{gr}/\text{cm}^3$ )

$\gamma_r$ : Densidad de explosivo ( $\text{gr}/\text{cm}^3$ )

$d$ : Diámetro de taladro (pulgadas).

- Calculo de Burden con la fórmula de Konya.

$$B = \left( \frac{2 \times 2.15}{2.4494} + 1.5 \right) \times 1.61417$$

$$B = 3.937 \text{ ft} \times 2.54$$

$$B = 10 \text{ cm}$$

- Uso de espaciadores en los taladros de contorno

Para el control del techo de las labores Horizontales, se plantea el uso de la Exadit 45% espaciada utilizando el tubo PVC el cual consiste en fijar con cinta aislante los cartuchos de baja potencia estos deben ser distanciados a longitudes determinadas según el tipo de roca.

Lamina N° 10 Espaciadores de Taladros de contorno.

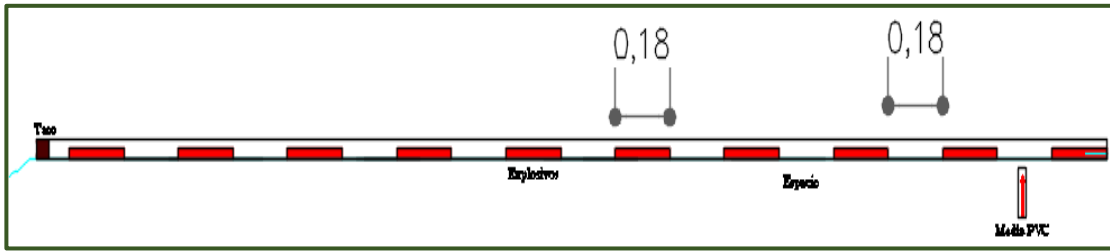
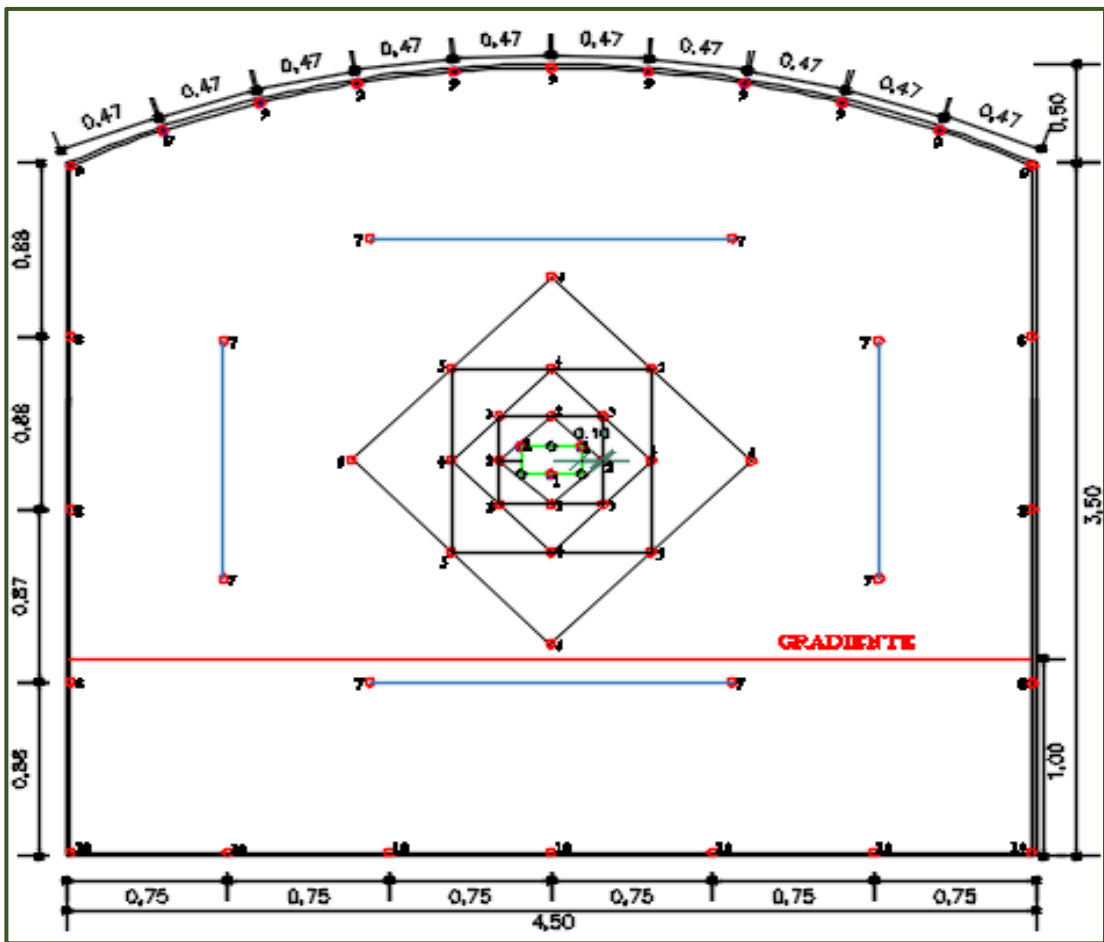


Figura N° 04 malla de perforación y voladura Konya +Chiappetta



DESCRIPCION	N° TALADRO	CARGA KG/m N°Tal x N°Cart x Kg/Cart
TALADRO VACIO	3	0 Kg
TALADRO ARRANQUE	3	$(3 \times 10 \times 0.391) = 11.730 \text{ Kg}$
AYUDA	28	$(28 \times 10 \times 0.391) = 109.480 \text{ Kg}$
CUADRADORES	6	$(6 \times 10 \times 0.391) = 23.460 \text{ Kg}$
CORONA	11	$(11 \times 10 \times 0.076) = 8.36 \text{ Kg}$
ARRASTRES	7	$(7 \times 10 \times 0.391) = 27.370 \text{ Kg}$
<b>TOTAL</b>	<b>58</b>	<b>180.40 Kg</b>

### 3.4. Voladura Controlada (Smooth Blasting) voladura de recorte.

#### 3.4.1 Voladura Controlada (Smooth Blasting).

La voladura controlada que se aplica en la Cía. Minera Poderosa será según los algoritmos de Holmberg.

### 3.5 Diseño de malla de perforación y voladura.

Los desafíos de perforación y voladura de rocas para Para labores horizontales están basados en la teoría sueca de cueles y cálculo de voladuras actualizadas por Holmberg (1982), y simplificadas por Oloffsson (1990) \con adaptaciones al tipo de roca de Cía. Minera poderosa S.A - Unidad Marañón.

Datos generales Socavón de Cortada de 188 m.

RMR= 40-50 Roca Regular

Ancho= 4.5 m

Altura= 3.5 m

Altura de Arco= 0.5 m

Peso específico = 2.7 Ton/ m<sup>3</sup>

Diámetro de Taladro de Producción= 41mm

Diámetro de taladro Vacío =102 mm

Desviación de taladro de contorno = 3°

Desviación de la perforación = 10 mm/m

Desviación de empate = 20mm

Características de los Explosivos

Agente de voladura: Emulex en cartuchos

Dimensiones:

Emulex 45% 1 1/8" \*12" ..... 28 mm x 304 mm RWS= 79%

Emulex 65 % 1 1/2" \*12" ..... 38mm x 304 mm RWS= 90%

Exadit 45% 7/8" \*7" .....22 mm x177 mm RWS= 86%

Exablock 45% 7/8" \*7" .....22 mm x177 mm RWS= 45%

Densidad Emulex 45%= 1.03 gr/cm<sup>3</sup>

Densidad Emulex 65%= 1.15 gr/cm<sup>3</sup>

Densidad Exadit 45 % =1.05 gr/cm<sup>3</sup>

Densidad Exablock 45% = 0.96 gr/cm<sup>3</sup>

### 3.5.1 Cálculo de la potencia relativa por peso (S)

Para determinar la potencia relativa por peso del Emulex Relativa al LBF es:

Emulex 45% 1 1/8" \*12" ..... 28 mm x 304mm RWS= 79%

Emulex 65 % 1 1/2" \*12" ..... 38mm x 304mm RWS= 90%

Exadit 45% 7/8" \*7" .....22 mm x177mm RWS= 86%

Exablock 45% 7/8" \*7" .....22 mm x177mm RWS= 45%

Tabla N° 9 Densidad de explosivos.

Explosivo	Densidad (gr/cm <sup>3</sup> )	Peso/Und Kg	Diámetro Ø mm	Kg/m (q)
Emulex 45%	1.03	0.195	28 mm x 304mm	0.71
Emulex 65%	1.15	0.391	38 mm x 304mm	1.30
Exadit 45%	1.05	0.076	22 mm x177mm	0.44
Exablock 45%	0.96	0.091	22 mm x177mm	0.44

- Cálculo de densidad de carga del agente de voladura:

Para calcular la densidad de carga se utiliza la siguiente relación matemática.



$$q = 1150 \frac{Kg}{m^3} * \frac{\pi(D)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q_{22} = 1150 \frac{Kg}{m^3} * \frac{\pi(22)^2}{4} * 10^{-6} = 0.44 Kg/m$$

$$q_{28} = 1150 \frac{Kg}{m^3} * \frac{\pi(28)^2}{4} * 10^{-6} = 0.71 Kg/m$$

$$q_{38} = 1150 \frac{Kg}{m^3} * \frac{\pi(38)^2}{4} * 10^{-6} = 1.30 Kg/m$$

- **Calculo de Avance:**

Avance por disparo según el diámetro de broca y longitud de barra. Como tenemos Longitud de barreno de 12 ft y con avance estimado de 95 % de longitud.

$$H = 12 \text{ ft} = 12 \times 0.3048 = 3.66 \text{ m}$$

$$l = 3.66 \text{ m} \times 95\% = 3.475 \text{ m} = 3.47 \text{ m}$$

En este caso se requiere un avance de 3.47 m en cada disparo según la longitud del barreno.

Ahora Calculamos cuantos taladros de alivio se necesita para alcanzar un avance de 3.47 m por disparo.

- Usando la Formula Siguiente:

$$H = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.041) - 39.4(0.041^2)$$

$$H = 1.48 \text{ m}$$

Esto quiere decir que con un solo taladro vacío o de expansión de 41 mm solo se podría alcanzar un máximo de 1.48 m de avance, y como ya calculamos el avance requerido es 3.47 m, por tanto, tenemos dos opciones. Una es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otra es usar la broca rimadora.

Optándose por la broca rimadora de 102 mm.

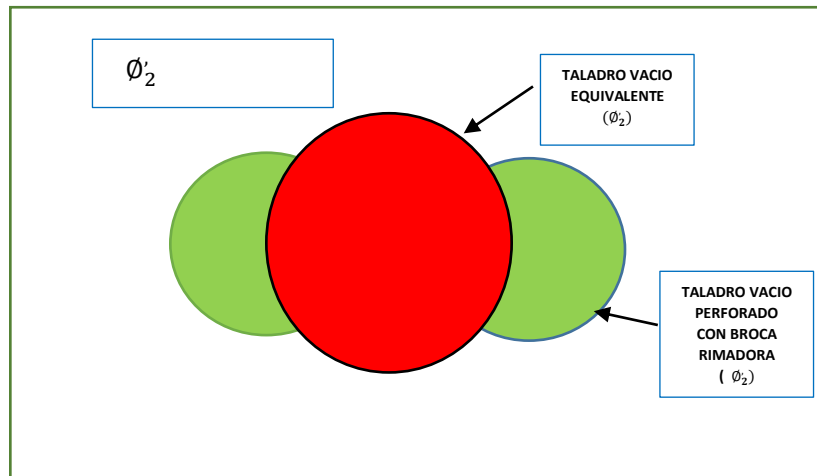
$$H = 0.15 + 34.1(0.102) - 39.4(0.102)^2$$

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

Usando una broca rimadora no se alcanza a 3.475 m, por lo tanto, se necesario perforar más de un taladro vacío para lo cual usaremos la ecuación siguiente.

$$\phi'_2 = \phi_2 \times \sqrt{NT}$$

Lamina N° 11 Taladro Equivalente.



Donde:

$\phi_2$  = diámetro de broca rimadora (0.102 m)

$\phi'_2$  = diámetro vacío equivalente (m).

NT= número de taladros a perforar.

Reemplazando la ecuación con dos taladros juntos perforados se tiene:

$$\phi_2 = 0.102 \times \sqrt{2} = 0.144 \text{ m}$$

Se tiene:

$$H = 0.15 + 34.1(0.144) - 39.4(0.144)^2 = 4.24 \text{ m}$$

$$I = 4.24 \text{ m} \times 95\% = 4.028 \text{ m} = 4.03 \text{ m}$$

Con dos taladros de alivio es más que suficiente para alcanzar hasta 4.03 m de avance por disparo. Es suficiente para alcanzar un avance de 3.47 m por disparo se debe realizar 2 taladros de alivio de 0.102 m.

### **3.6 Determinación de Burden para labores Horizontales.**

### **3.7 Determinación Abertura para labores Horizontales.**

a. Calculo de burden en el primer cuadrante.

- Calculando Burden Máximo.

$$B_{1\text{max}} = 1.7 \times \phi_2$$

$$B_{1\text{max}} = 1.7 \times 0.144 = 0.245 \text{ m}$$

- Calculando Burden Practico.

Se utiliza la formula por tener una desviación de Taladro >1 %

$$B_{1\text{Practico}} = 1.7 \phi - F$$

$$F = \alpha \times H + \beta$$

Donde:

F = Error de perforación (m).

$\alpha$  = Desviación angular (m/m) = 0,01 m = 10 mm.

$\beta$  = Error de emboquille (m) = 0.02 m = 20 mm.

H = Profundidad de los taladros (m).

$$F = 0.010 \times 3.47 + 0.020 = 0.055 \text{ m}$$

$$B_{1\text{Practico}} = 1.7 (0.144) - 0.055 = 0.190 \text{ m}$$

- **Calculo del ancho de abertura primer cuadrante:**

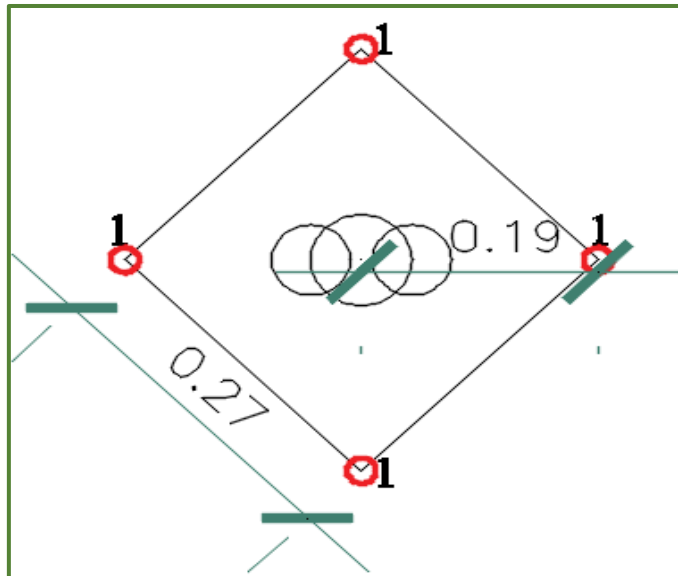
$$A_1 = (B - F)\sqrt{2}$$

$$F = \alpha \times H + \beta$$

$$F = 0.010 \times 3.47 + 0.020 = 0.055 \text{ m.}$$

$$A_1 = (0.245 - 0.055\text{m})\sqrt{2} = 0.269 \text{ m} = 0.27 \text{ m}.$$

Figura N° 05 Burden y Abertura.



- **Calculo de constante de roca "c"**

Para calcular la constante de roca primeramente se calcula el consumo específico de explosivo con la fórmula de Ashby:

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

Donde:

GSI: 45

RQD:50

$\rho_r$ : 2.7 Ton/m<sup>3</sup>

C.E: consumo específico de explosivo (Kg/m<sup>3</sup>)

$$C.E = \frac{0.56 * 2.7 * \tan\left(\frac{45 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 50}{3.3}}} = 0.285 \text{ Kg/m}^3$$

Calculando la constante de roca sueca "C" con la siguiente ecuación:

$$C = 0.8784 * C.E + 0.0052$$



Reemplazando:

$$C = 0.8784 \times 0.285 + 0.0052 = 0.256 \text{ Kg/m}^3$$

Para más adelante predecir la fragmentación es necesario conocer el factor de roca "A" que se calcula según la ecuación:

$$A = 96.667(C.E)^3 - 138.5(C.E)^2 + 75.883(C.E) - 4.41$$

$$A = 96.667(0.285)^3 - 138.5(0.285)^2 + 75.883(0.285) - 4.41$$

$$A = 8.205$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para "A" incluso el tipo de roca muy débiles es A = 8 y el límite superior es A=12. Pues en este caso tiene razón se puede decir que geomecanicamente es incompetente.

Para complementar se calcula el siguiente factor.

- **INDICE DE VOLABILIDAD DE LILLY (BI).**

$$BI = \frac{C.E}{0.004} \quad BI = \frac{0.285}{0.004} = 71.250$$

- **FACTOR DE ENERGIA (FE)**

$$FE = 30 (C.E)$$

$$FE = 30 (0.285) = 8.55 \text{ MJ/Tn}$$

**b. Calculo de concentración de carga**

Dado que  $d=0.041 \text{ m} \geq 0.032 \text{ m}$ ; se utiliza la siguiente Relación:

$$q_1 = 55 * d * \left[ \frac{B}{\emptyset} \right]^{1.5} * \left[ B - \frac{\emptyset}{2} \right] * \left[ \frac{C}{0.4} \right] * \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

d = Diámetro de perforación = 0,041 m.

$\emptyset$  = Diámetro del taladro vacío = 0,144m.

B = Burden = 0,245 m

C = Constante de roca = 0,256 Kg/m<sup>3</sup>

$$q_1 = 55 * 0.041 \left[ \frac{0.245}{0.144} \right]^{1.5} \times \left[ 0.245 - \frac{0.144}{2} \right] \times \left[ \frac{0.256}{0.4} \right] \times \frac{1}{0.9} = 0.616 \text{ Kg/m}$$

Comprobando con la densidad de carga en los cálculos de Emulex 65%  $q_{38} = 1.30 \text{ Kg/m}$  se puede afirmar que es suficiente realizar la voladura con cartuchos de  $\varnothing 38\text{mm}$  porque:

$$1.30 > 0.616$$

Se sabe que la longitud de carga (Lc) es:

Lc = profundidad de taladro - longitud de taco

Longitud de taco =  $10 \times d = 10 \times 0.041 = 0.41 \text{ m}$

Lc =  $3.47 - 0.41 = 3.060 \text{ m}$

- Numero de cartuchos por taladro en primer cuadrante:

$$\text{NC/TAL} = \left( \frac{\text{Longitud de carga}}{\text{Long. Cartucho}} \right)$$

$$\frac{\text{NC}}{\text{TAL}} = \left( \frac{3.060 \text{ m}}{0.304 \text{ m}} \right) = 10.066 \text{ Cartuchos}$$

- Predicción de fragmentación:

Aquí entra a tallar el modelo Kuz-Ram, la ecuación.

$$\bar{X} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{\text{RWS}_{\text{ANFO}}} \right)^{19/30}$$

Donde:

$\bar{X}$ : Tamaño medio de los fragmentos, cm =  $10'' = 25\text{cm}$

A: Factor de Roca = 8.205

$Q_e$ : Masa explosiva utilizada/taladro(Kg)

LC =  $3.47 - 0.41 = 3.060 \text{ m}$

$Q_e = (q_1 \times LC) = 0.616 \times 3.060 = 1.885 \text{ Kg}$

$\text{RWS}_{\text{ANFO}}$  = Fuerza relativa del explosivo con respecto al ANFO

$$\text{Emulex } 65\% = 90\% = 0.90$$

K= Factor Triturante (consume específico de explosivo) Kg/ m<sup>3</sup>

$$K = C.E = 0.285$$

Reemplazando en la siguiente ecuación se obtiene:

$$\bar{X} = 8.205(0.285)^{0.8} 1.885^{1/6} \left(\frac{115}{90}\right)^{19/30}$$

$$\bar{X} = 3.902 \text{ cm}$$

Este resultado predice que no habrá problemas de banco el tamaño promedio esta por muy debajo de 25 cm (10") que es la longitud de la parrilla de los echaderos. Si se quiere interpretar este resultado de manera técnica se podría decir que el 50% roto son menores o iguales a 3.902 cm.

### c. Calculo en el segundo cuadrante.

Superficie libre en la primera sección (A<sub>2</sub>)

$$A_2 = (0.190 - 0.055 \text{ m})\sqrt{2} = 0.191 \text{ m}$$

- Burden máximo.

$$B_{2\max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_2 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

$$B_2 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.191 * 0.616 * 0.90}{0.041 * 0.256}} = 0.280 \text{ m}$$

Como por regla practica el burden máximo no debe exceder 2A<sub>2</sub>;

$$B_{2\max} \leq 2A_2 ; 0.280 \leq 2 * 0.191; 0.280 \leq 0.382$$

- Burden practico.

$$B_{2P} = B_{2\max} - F$$

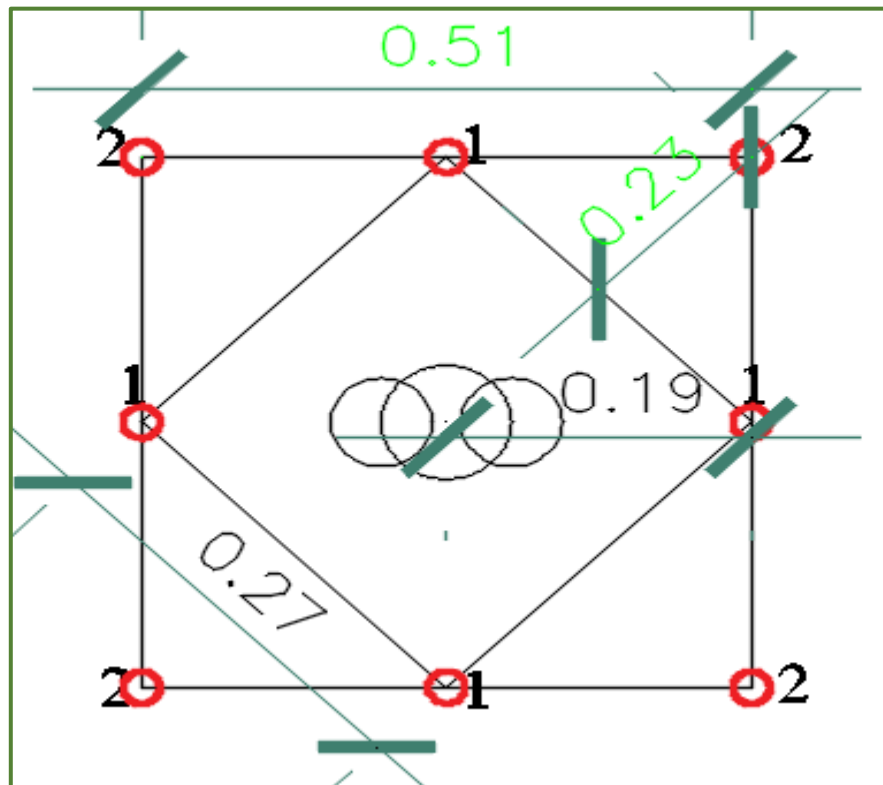
$$B_{2P} = 0.280 - 0.055 = 0.225 \text{ m} = 0.23\text{m}$$

- Abertura en el segundo cuadrante.

$$A'_2 = \sqrt{2} \times \left( B_{2\text{practico}} + \frac{A_1}{2} \right)$$

$$A'_2 = \sqrt{2}x \left( 0.225 + \frac{0.269}{2} \right) = 0.508 \text{ m} = 0.51 \text{ m}$$

Figura N° 06 Burden y Abertura



$$NC/TAL = \left( \frac{H - 10d}{\text{Long. Cartucho}} \right)$$

$$\frac{NC}{TAL} = \left( \frac{3.060}{0.304} \right) = 10.066 \frac{\text{cart}}{\text{tal}}$$

Para esta condición  $A'_2 < \sqrt{H}$   $0.508 < \sqrt{3.47}$ ;  $0.508 < 1.86$

**d. Calculo en el tercer cuadrante.**

$$A_3 = \sqrt{2}x(B_{2\text{practico}} + \frac{A_1}{2} - F)$$

$$A_3 = \sqrt{2}x\left(0.225 + \frac{0.269}{2} - 0.055\right) = 0.431 \text{ m}$$

- **Burden máximo:**

$$B_{3\text{max}} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_3 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

$$B_{3\text{max}} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.431 * 0.616 * 0.90}{0.041 * 0.256}} = 0.420 \text{ m}$$

$$B_{3\text{max}} \leq 2A_3; 0.420 \leq 2 * 0.431; 0.420 \leq 0.862$$

- **Burden práctico:**

$$B_{3P} = B_{3\text{max}} - F$$

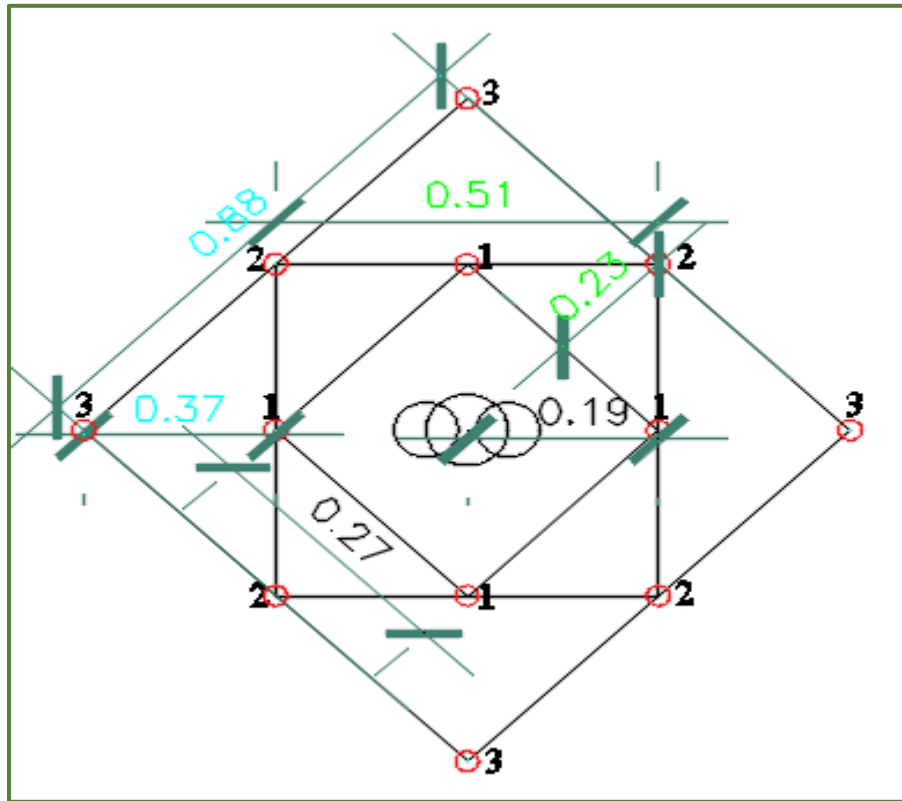
$$B_{3P} = 0.420 - 0.055 = 0.365 \text{ m} = 0.37\text{m}$$

- **Ancho de abertura en el tercer cuadrante.**

$$A'_3 = \sqrt{2}x(B_{3\text{practico}} + \frac{A_2}{2})$$

$$A'_3 = \sqrt{2}x\left(0.365 + \frac{0.508}{2}\right) = 0.875 \text{ m} = 0.88\text{m}$$

Figura N° 07 Burden y Abertura



$$\frac{NC}{TAL} = \left( \frac{3.060}{0.304} \right) = 10.066 \text{ cart/tal}$$

$$A'_3 < \sqrt{H} \quad 0.875 < \sqrt{3.47}; 0.875 < 1.863$$

**e. Calculo en el cuarto cuadrante.**

$$A_4 = \sqrt{2}x \left( B_{3\text{practico}} + \frac{A'_2}{2} - F \right)$$

$$A_4 = \sqrt{2}x \left( 0.365 + \frac{0.508}{2} - 0.055 \right) = 0.798 \text{ m}$$

**• Burden máximo.**

$$B_{4\text{max}} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_4 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

$$B_{4\text{max}} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.798 * 0.616 * 0.90}{0.041 * 0.256}} = 0.571 \text{ m}$$

$$B_{4\text{max}} \leq 2A_4; 0.571 \leq 2 * 0.798; 0.571 \leq 1.142$$

**• Burden practico.**

$$B_{4P} = B_{4\max} - F$$

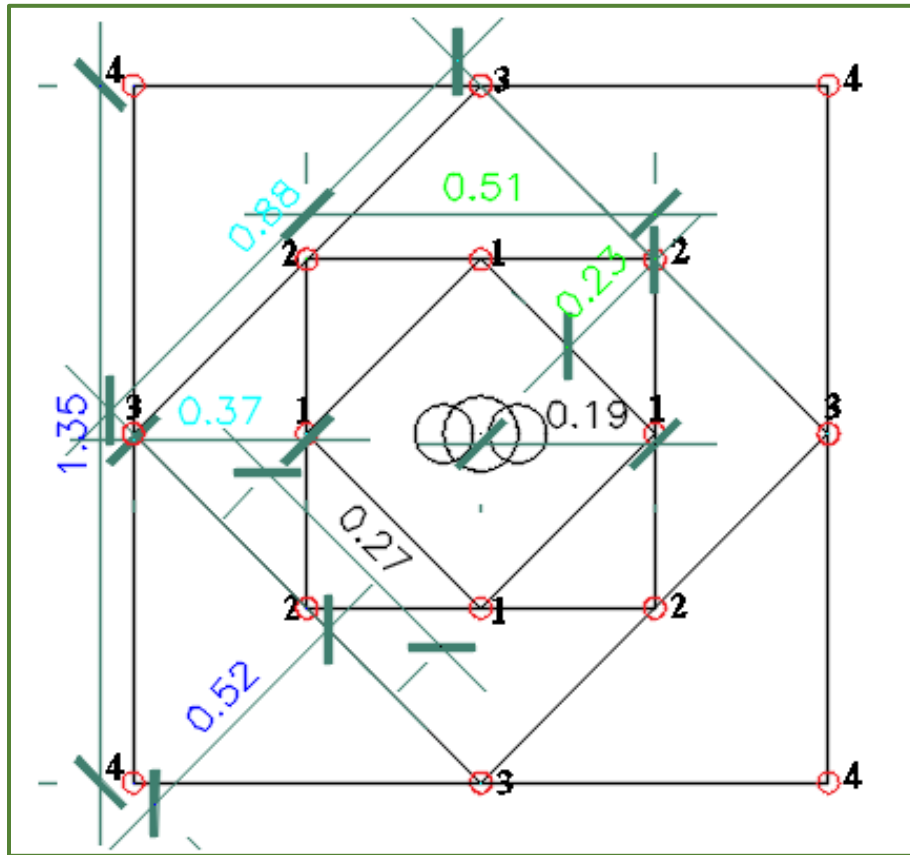
$$B_{4P} = 0.571 - 0.055 = 0.516 \text{ m} = 0.52\text{m}$$

- **Abertura en el Cuarto cuadrante.**

$$A'_4 = \sqrt{2}x(B_{4\text{practico}} + \frac{A'_3}{2})$$

$$A'_4 = \sqrt{2}x\left(0.516 + \frac{0.875}{2}\right) = 1.348\text{m} = 1.35\text{m}$$

Figura N°08 Burden y Abertura



$$\frac{NC}{TAL} = \left( \frac{3.060}{0.304} \right) = 10.066 \text{ cart/tal}$$

$$A'_4 < \sqrt{I} \quad 1.348 < \sqrt{3.47}; 1.348 < 1.863$$

Como Abertura  $A'_4$  en el cuarto cuadrante no es mayor a  $\sqrt{I}$  hay que Seguir calculando el quinto cuadrante.

**f. Calculo en el quinto cuadrante.**

$$A_5 = \sqrt{2} \times \left( B_{4\text{practico}} + \frac{A_3}{2} - F \right)$$

$$A_5 = \sqrt{2} \times \left( 0.516 + \frac{0.875}{2} - 0.055 \right) = 1.271\text{m}$$

- **Burden máximo.**



$$B_{5\max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_5 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

$$B_{5\max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{1.271 * 0.616 * 0.90}{0.041 * 0.256}} = 0.721 \text{ m}$$

- **Burden práctico.**

$$B_{5P} = B_{5\max} - F$$

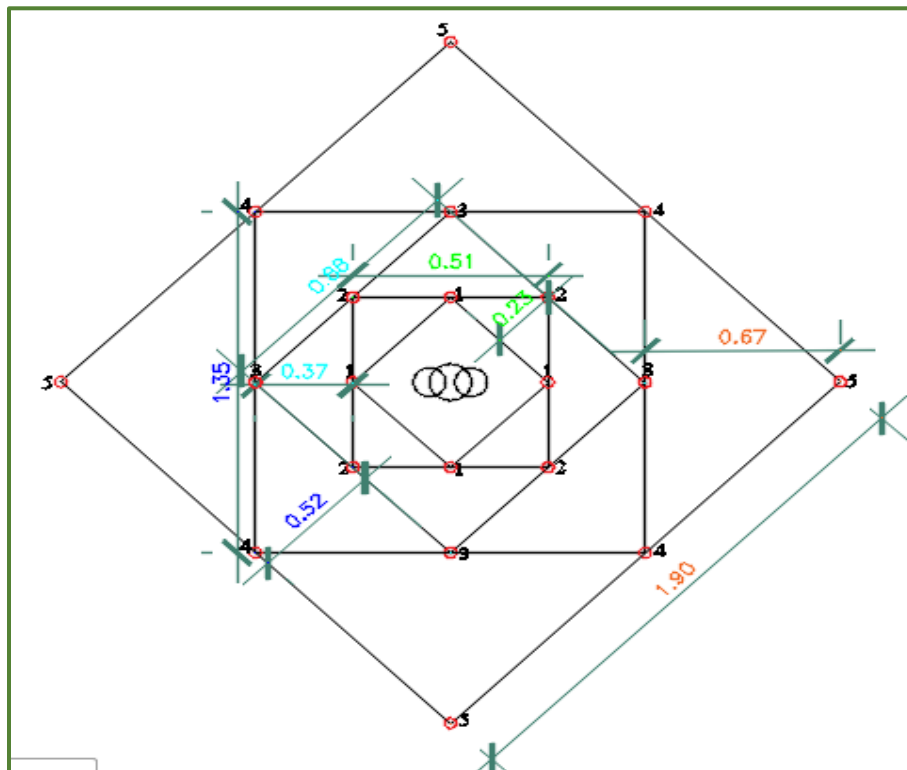
$$B_{5P} = 0.721 - 0.055 = 0.666 \text{ m} = 0.67\text{m}$$

- **Abertura en el quinto cuadrante.**

$$A'_5 = \sqrt{2}x(B_{5\text{practico}} + \frac{A'_4}{2})$$

$$A'_5 = \sqrt{2}x\left(0.666 + \frac{1.348}{2}\right) = 1.895 \text{ m} = 1.90\text{m}$$

Figura N° 09 Burden y Abertura.



$$\frac{NC}{TAL} = \left(\frac{3.060}{0.304}\right) = 10.066 \text{ cart/tal}$$

$$A'_5 < \sqrt{I} \quad 1.895 < \sqrt{3.47}; 1.895 > 1.863$$

Por consiguiente, termina el cálculo de arranque en quinto cuadrante.

**g. Calculo de taladros de arrastre.**

El burden en los arrastres se calcula usando la misma fórmula para la voladura de bancos.

La altura de banco es simplemente reemplazada por el avance y se usa un factor de fijación más alto debido al efecto gravitacional y a un mayor intervalo de tiempo entre los taladros.

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros

$$f = 1.45$$

$\frac{S}{B}$  = relacion entre el espaciamiento y el burden. suele tomar igual a 1

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

$\bar{C}$  = constante de roca corregida

$$\bar{C} = c + 0.045 \dots \dots \dots B \geq 1.4$$

$$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B_{5P}} \dots \dots \dots B < 1.4$$

$$\bar{C} = 0.256 + \frac{0.07}{0.666} = 0.361$$

• **Burden Máximo**

$$B_{Amax} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.616*0.90}{0.361*1.45*1}} = 0.926 \text{ m}$$

- **Numero de taladros de arrastre.**

$$N = \left( \frac{\text{Ancho de Labor} + 2 * H * \text{Sen}(\gamma)}{B_{Amax}} + 2 \right)$$

$$N = \left( \frac{4.5 + 2 * 3.47 * \text{Sen}(3)}{0.926} + 2 \right) = 7.213 \cong 7 \text{ Tal.}$$

- **Espaciamiento**

$$SL = \left( \frac{\text{Ancho de Labor} + 2 * H * \text{Sen}(\gamma)}{N - 1} \right)$$

$$SL = \left( \frac{4.5 + 2 * 3.47 * \text{Sen}(3)}{7 - 1} \right) = 0.804 \text{ m} = 0.80 \text{ m}$$

- **Espaciamiento Practico para los taladros en las esquinas.**

$$SL^I = SL - H * \text{Sen}(\gamma)$$

$$SL^I = 0.804 - 3.47 * \text{Sen}(3) = 0.641 \text{ m} = 0.64 \text{ m}$$

- **Burden práctico.**

$$B_{PA} = B_{Amax} - H * \text{Sen}(\gamma) - F$$

$$B_{PA} = 0.926 - 3.47 * \text{Sen}(3) - 0.055 = 0.708 \text{ m}$$

- **Altura de carga de fondo.**

$$hb = 1.25 * B_{PA}$$

$$hb = 1.25 * 0.708 = 0.885 \text{ m}$$

- **Altura de carga de la columna.**

$$hc = H - hb - 10 * d$$

$$hc = 3.47 - 0.885 - 10 * 0.041 = 2.175 \text{ m}$$

Como la energía de la columna de acuerdo al método debe ser 70% de la carga de fondo entonces se tiene:  $0.70 * 0.885 = 0.620 \text{ Kg/m}$

- **Numero de cartucho.**

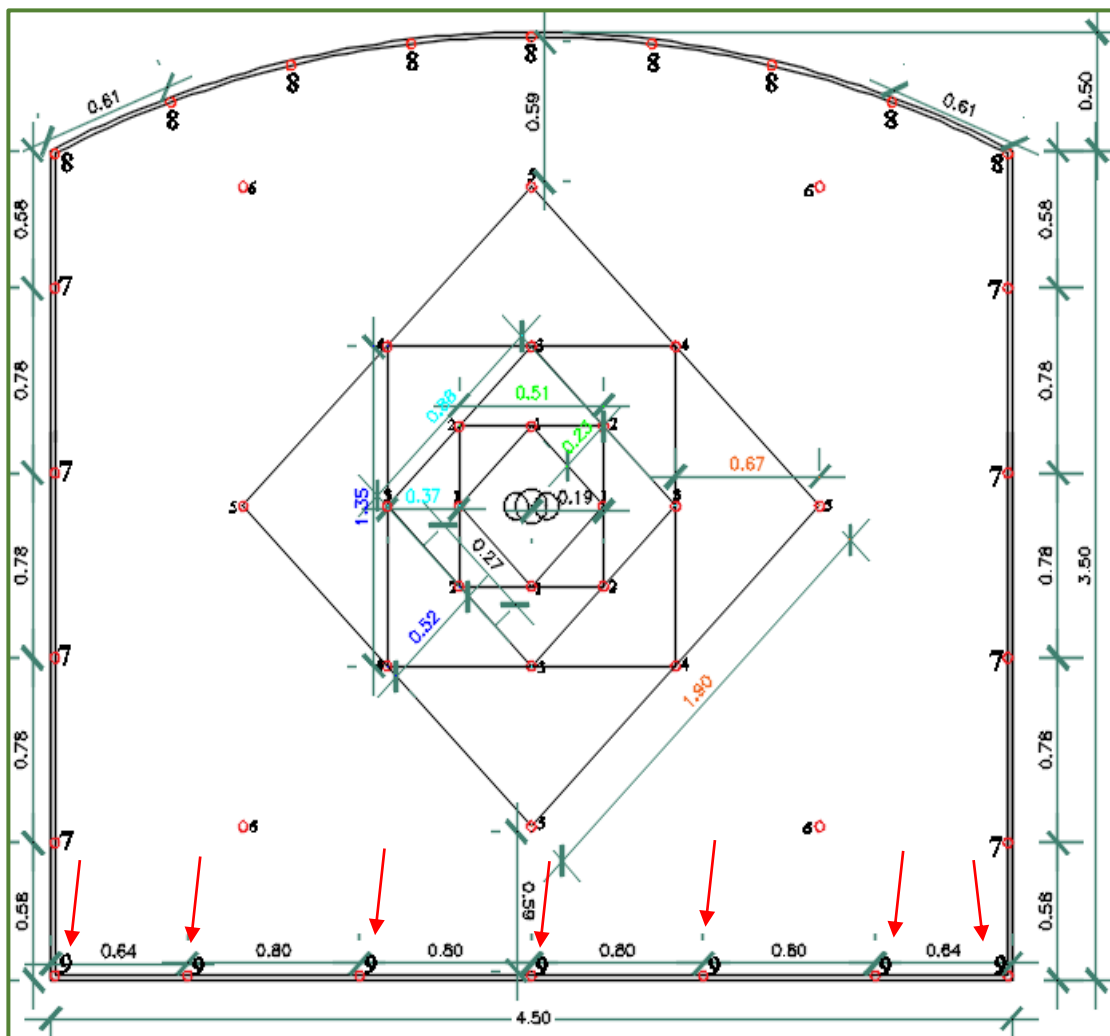
$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{hb}{\text{long Cart}}$$

$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{0.885}{0.304} = 2.911 \cong 3 \text{ Cart}$$

$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{hc}{\text{long Cart}}$$

$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{2.175}{0.304} = 7.155 \cong 7 \text{ Cart}$$

Figura N° 10 Burden y Espaciamiento.



**h. Calculo de taladros de contorno**

- Corona (voladura controlada).

Se usará una voladura controlada (smooth blasting) los daños en el techo y en las paredes se minimizarán utilizando Exadit 45%. Según Pearsson (1978) se tiene lo siguiente.

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

$$S = Kx d \quad k=15$$

$$S = 15x 0.041 = 0.615 \cong 0.60 \text{ m}$$

- Burden.  $\frac{0.615}{B} = 0.8 \quad B = 0.769 \text{ m}$

- Burden practico.

$$B_p = B - H * \text{Sen}(\gamma) - F$$

$$B_p = 0.769 - 3.47 \text{ Sen}(3) - 0.055 = 0.551 \text{ m}$$

- Concentración de carga mínima de voladura controlada.

$$q = 90x d^2 \quad ; \text{ si } d \leq 0.15\text{m}$$

$$q = 90x 0.041^2 = 0.151 \text{ Kg/m}$$

En consecuencia, se debe usar cartuchos de  $\phi$  22mm x 177 mm que tiene una concentración de carga de 0.44 Kg/m

- Numero de taladros.

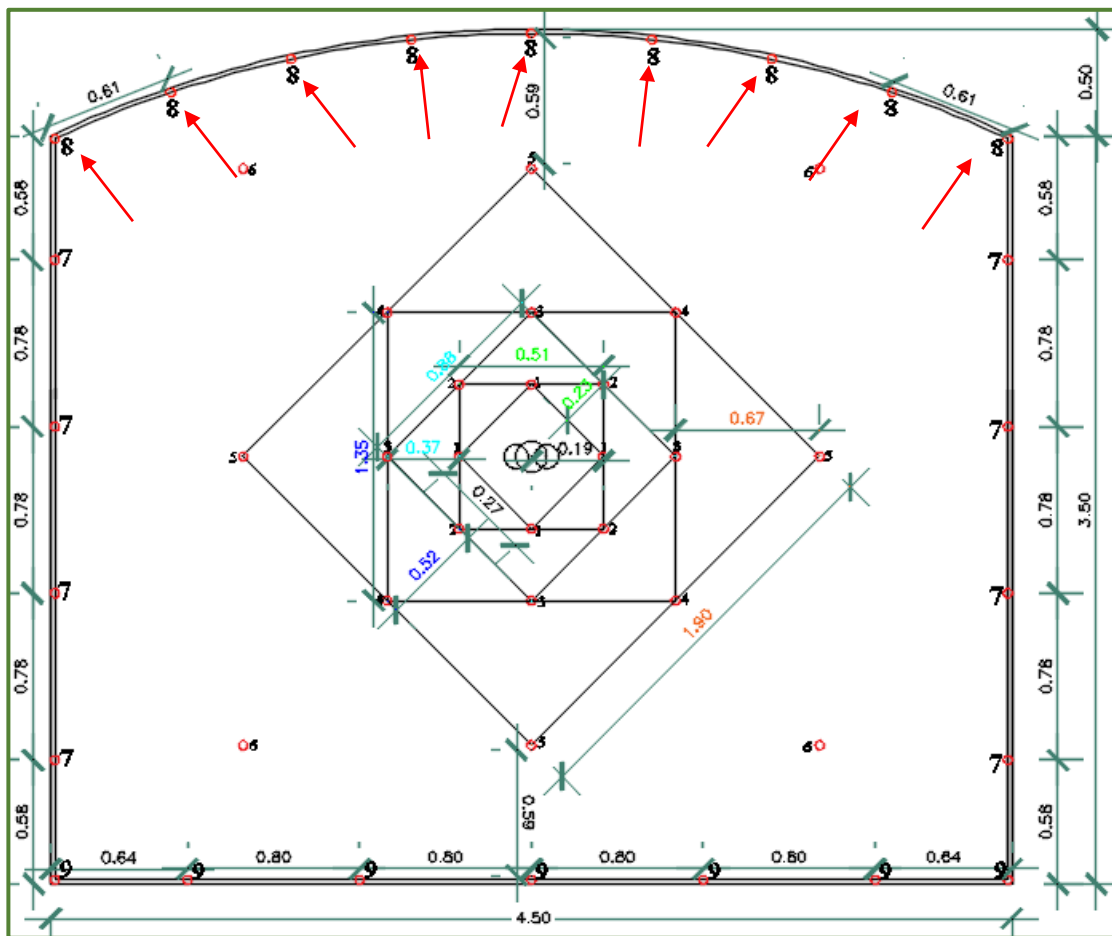
$$N = \left( \frac{\text{Ancho de Labor} + 2 * H * \text{Sen}(\gamma)}{B} + 2 \right)$$

$$N = \left( \frac{4.5 + 2x3.47 * \text{Sen}(3)}{0.769} + 2 \right) = 8.277 \cong 9 \text{ Taladros}$$

- Numero de cartuchos/taladro.

$$\frac{NC}{TAL} = \left( \frac{3.060}{0.177} \right) = 17.288 \text{ cart/tal}$$

Figura N°11 Burden y Espaciamiento.



#### i. Cálculo en los Hastiales.

La altura de hastial es de 3.50 m entonces el área disponible para perforar será.

Área Disponible = Altura de hastial – burden arrastre practico - burden corona practico.

Área Disponible =  $3.5 - 0.708 - 0.551 = 2.241$  m

Relación y factor de fijación

S/B = 1.25 f = 1.45 (Hacia arriba y Horizontal)

- **Burden máximo.**

Burden se usa la misma fórmula que para el arrastre:

$$B_{Pmax} = 0.9 * \sqrt{\frac{q * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{Pmax} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.616 * 0.90}{0.361 * 1.45 * 1.25}} = 0.828 \text{ m}$$

- **Burden práctico.**

$$B_P = B_{Pmax} - H * \text{Sen}(\gamma) - F$$

$$B_P = 0.828 - 3.47\text{Sen}(3) - 0.055 = 0.610 \text{ m}$$

- Área disponible para perforación.

$$\text{Area} = H - B_{PPARED} - B_{PTECHO}$$

$$\text{Area} = 3.5 - 0.610 - 0.551 = 2.339 \text{ m}$$

$$S/B=1.25 \text{ f}=1.2 \text{ (Hacia abajo)}$$

- **Burden Máximo**

$$B_{MAX} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.616 * 0.90}{0.361 * 1.20 * 1.25}} = 0.911 \text{ m}$$

$$B_P = 0.911 - 3.47\text{Sen}(3) - 0.055 = 0.693 \text{ m}$$

- **Numero de taladros.**

$$N^{\circ}\text{TAL} = \frac{\text{Area Disponible(Arriba)}}{B_{Max}(\text{Abajo})X\left(\frac{S}{B}\right)} + 2$$

$$N^{\circ}\text{TAL} = \frac{2.339}{0.911X(1.25)} + 2 = 4.054 \text{ m} \cong 4 \text{ Taladros en el costado.}$$

- Espaciamiento =  $2.339/3 = 0.780 \text{ m}$

- Altura de carga de fondo: hb

$$hb=1.25 * 0.693 = 0.866 \text{ m}$$

- Numero de cartuchos =  $0.866/0.304 = 2.850 \approx 3$  Cartuchos  $\phi$  38 mm \* 304 mm q=1.30 Kg/m

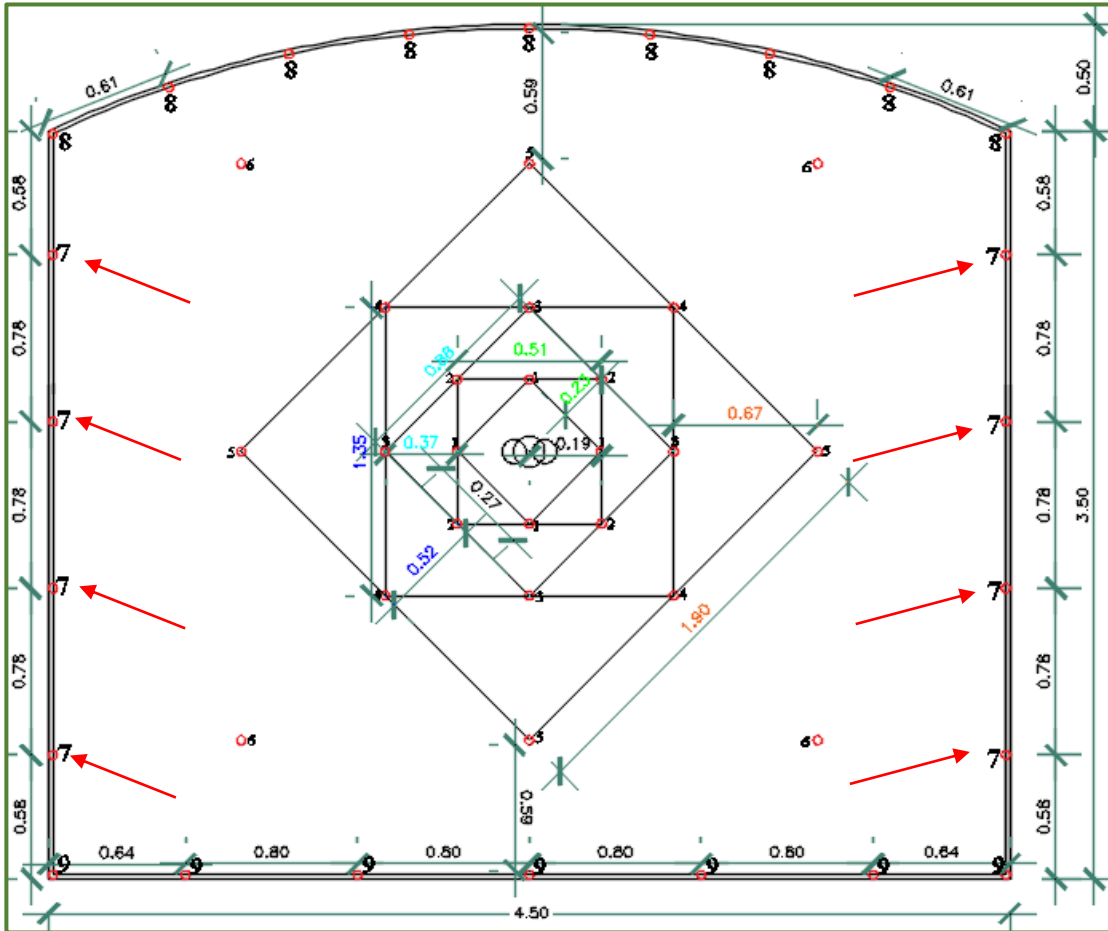
- **Altura de carga de columna (hc).**

$$hc = H - hb - 10 \text{ xd}$$

$$hc = 3.47 - 0.866 - 10 * 0.041 = 2.194 \text{ m}$$

- Numero de cartuchos. =  $2.194/0.304 = 7.217 \approx 7$  Cart.

Figura N° 12 Burden y Abertura.



**j. Sección de tajeado.**

$4.50\text{m} - 1.895 \text{ m} - 2 \times 0.693 \text{ m} = 1.219 \text{ m}$  Por lo tanto, se realiza

- Calculo de taladros (B).

$$S/B=1.25 \text{ f}=1.45$$

- **Burden Máximo.**

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$



$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{0.616 * 0.90}{0.361 * 1.45 * (1.25)}} = 0.828 \text{ m}$$

- **Burden práctico.**

$$B_p = 0.828 - 3.47 \text{Sen}(3) - 0.055 = 0.610 \text{ m}$$

- Numero de taladro= 4 taladros

$$\frac{NC}{TAL} = \left(\frac{3.060}{0.304}\right) = 10.066 \text{ cart/tal}$$

- **Calculo de taladros (C)**

$$S/B=1.25 \text{ f} = 1.20$$

- **Burden Máximo.**

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{0.616 * 0.90}{0.361 * 1.20 * (1.25)}} = 0.911 \text{ m}$$

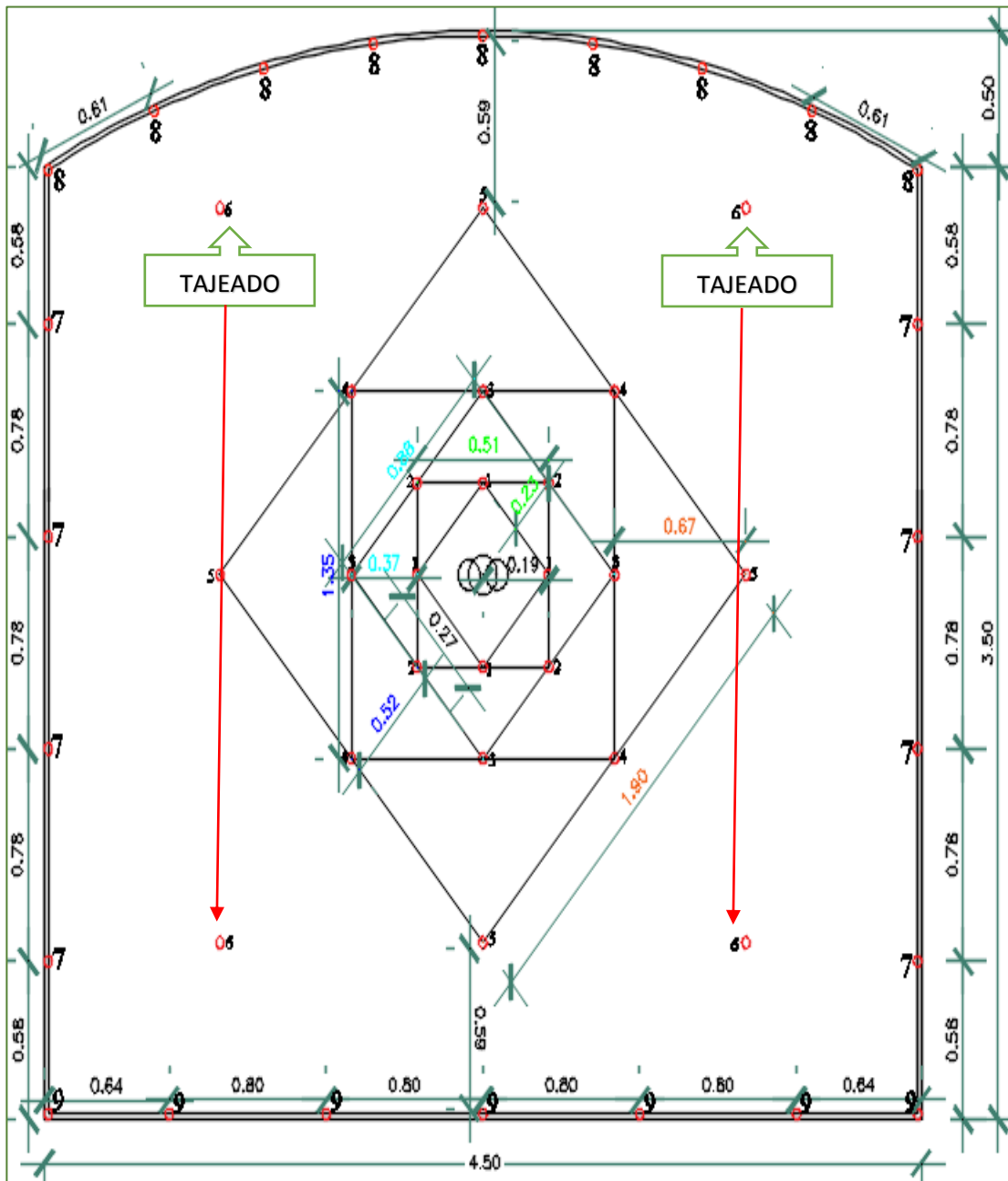
- **Burden práctico.**

$$B_p = 0.911 - 3.47 \text{Sen}(3) - 0.055 = 0.693 \text{ m}$$

- Numero de taladro= 4 taladros

$$\frac{NC}{TAL} = \left(\frac{3.060}{0.304}\right) = 10.066 \text{ cart/tal}$$

Figura N°13 Burden y Espaciamento.



## Resumen

Tabla N° 10 Burden.

DESCRIPCION	BURDEN
I cuadrante	0.19 m
II cuadrante	0.23 m
III cuadrante	0.37 m
IV cuadrante	0.52 m
V cuadrante	0.67 m
Arrastres	0.71 m
Hastiales	0.61 m
Corona (voladura controlada)	0.55 m
Tajeado B	0.61 m
Tajeado c	0.69 m

Tabla N° 11 Abertura.

DESCRIPCION	ABERTURA
I Cuadrante	0.27m
II Cuadrante	0.51 m
III Cuadrante	0.88 m
IV Cuadrante	1.35 m
V Cuadrante	1.90 m

### 3.8. Determinación de factor de carga y potencia.

Tabla N°12 Explosivos y Carga Holmberg.

Descripción	N° Taladros	Explosivos	Calculo de carga (N° Tal. x N°Cart x Kg/Cart.)	Carga Kg
I Cuadrante	4	Emulex 65%	(4 x 10 x 0.391)	15.64
II Cuadrante	4	Emulex 65%	(4 x 10 x 0.391)	15.64
III Cuadrante	4	Emulex 65%	(4 x 10 x 0.391)	15.64
IV Cuadrante	4	Emulex 65%	(4 x 9 x 0.391)	14.08
V Cuadrante	4	Emulex 65%	(4 x 9 x 0.391)	14.08
Arrastres	7	Emulex 65%	(7 x 9 x 0.391)	24.63
Hastiales	8	Emulex 65%	(8 x 9 x 0.391)	28.15
Tajeo	4	Emulex 65%	(4 x 9 x 0.391)	14.08
Corona (voladura controlada)	9	Exadit 45%	(9 x 16 x 0.076)	10.94
<b>TOTAL</b>	<b>48</b>		<b>152.88 Kg</b>	<b>152.88 Kg</b>

Tabla N°13 Detonador no eléctrico Exsanel.

Serie	Retardo (MS)	Descripción
DNE EXSANEL N° 1	25	I cuadrante
DNE EXSANEL N° 2	50	II cuadrante
DNE EXSANEL N° 3	75	III cuadrante
DNE EXSANEL N° 4	100	IV cuadrante
DNE EXSANEL N° 8	200	V cuadrante
DNE EXSANEL N° 12	400	Tajeado
DNE EXSANEL N° 14	500	Hastiales
DNE EXSANEL N° 19	1000	Corona (voladura controlada)
DNE EXSANEL N° 20	1200	Arrastres

Fuente: Exsa.

Tabla N° 14 resumen actual.

Avance Por Guardia Antes												
	Unidades	Gdia 01	Gdia 02	Gdia 03	Gdia 04	Gdia 05	Gdia 06	Gdia 07	Gdia 08	Gdia 09	Gdia 10	Promedio
Avance	m	3,36	3,35	3,39	3,38	3,37	3,35	3,37	3,32	3,31	3,36	3,36
Eficiencia	%	91,8	91,53	92,62	91,35	92,08	91,53	92,08	90,71	90,44	91,8	91,59
Volumen roto	m <sup>3</sup>	56,31	56,14	56,81	56,64	56,48	56,14	56,48	55,643	55,47	56,31	56,24
Tonelaje	Ton	152,05	151,59	153,40	152,95	152,50	151,59	152,50	150,24	149,78	152,05	151,87
Esponjamiento	%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%
Sobre Excavación	%	20%	15%	18%	13%	10%	17%	17%	20%	5%	11%	15%
Desquinche	%	3%	3%	3%	3%	3%	3%	3%	3%	3%	3%	3%
Factor de carga	kg/m <sup>3</sup>	3,40	3,41	3,37	3,38	3,39	3,41	3,39	3,44	3,45	3,40	3,41
Factor de Potencia	Kg/Ton	1,26	1,26	1,25	1,25	1,26	1,26	1,26	1,28	1,28	1,26	1,26

Tabla N° 15 resumen de Konya.

Avance Por Guardia Konya+Chiappetta												
	Unidades	Gdia 01	Gdia 02	Gdia 03	Gdia 04	Gdia 05	Gdia 06	Gdia 07	Gdia 08	Gdia 09	Gdia 10	Promedio
Avance	m	3,45	3,44	3,37	3,4	3,39	3,4	3,41	3,42	3,28	3,3	3,39
Eficiencia	%	91,8	91,53	92,62	91,35	92,08	91,53	92,08	90,71	90,44	91,8	91,59
Volumen roto	m <sup>3</sup>	57,82	57,65	56,48	56,98	56,82	56,98	57,15	57,32	54,97	55,31	56,75
Tonelaje	Ton	156,12	155,67	152,50	153,86	153,40	153,86	154,31	154,76	148,43	149,33	153,22
Esponjamiento	%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%
Sobre Excavación	%	5%	11%	9%	8%	12%	10%	10%	20%	15%	10%	11%
Desquinche	%	2%	2%	3%	3%	2%	2%	2%	3%	4%	3%	3%
Factor de carga	kg/m <sup>3</sup>	3,12	3,13	3,19	3,17	3,18	3,17	3,16	3,15	3,28	3,26	3,18
Factor de Potencia	Kg/Ton	1,16	1,16	1,18	1,17	1,18	1,17	1,17	1,17	1,22	1,21	1,18

Tabla N° 16 resumen de Holmberg.

Avance Por Guardia Holmberg.												
	Unidades	Gdia 01	Gdia 02	Gdia 03	Gdia 04	Gdia 05	Gdia 06	Gdia 07	Gdia 08	Gdia 09	Gdia 10	promedio
Avance	m	3,47	3,47	3,47	3,47	3,47	3,47	3,47	3,47	3,47	3,47	3,47
Eficiencia	%	95	95	95	95	95	95	95	95	95	95	95
Volumen roto	m <sup>3</sup>	58,16	58,16	58,16	58,16	58,16	58,16	58,16	58,16	58,16	58,16	58,16
Tonelaje	Ton	157,02	157,02	157,02	157,02	157,02	157,02	157,02	157,02	157,02	157,02	157,02
Esponjamiento	%	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30
Sobre Excavación	%	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Desquinche	%	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Factor de carga	kg/m <sup>3</sup>	2,63	2,63	2,63	2,63	2,63	2,63	2,63	2,63	2,63	2,63	2,63
Factor de Potencia	Kg/Ton	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97

- Calculo de costos de perforación y voladura por metro lineal  
 Factor de avance =  $180.40 / 3.39 = 53.22 \text{ Kg/m}$  Konya+Chiappetta.  
 Factor de avance =  $152.88 / 3.47 = 44.06 \text{ Kg/m}$  Holmberg.

### 3.9. Elementos de costos

Tabla N°17 elementos de costos

Costos de Producción por Unidad Minera = Costo de extracción del mineral + Costos de planta concentradora + Costo total de energía + Costo de unidades de servicio
Costo Total de la Empresa Minera = Costos de producción de la unidad minera + Gastos de administración + Gastos de ventas + Gastos Financieros
Costos de Extracción del Mineral = Costos de exploración + Costos de preparación + Costos de explotación + Costos de obtención de minerales + Mantenimiento de mina + Costos de servicios auxiliares a la producción + Depreciación de la mina
Costos de Planta Concentradora = Costo de operación de la planta concentradora + Costo de mantenimiento de la planta + Costo de administración de la planta + Depreciación de la planta

Fuente: Los costos en la industria minera. CPC Gustavo Torres Orihuela.

### 3.10. Análisis de costos de Sostentamiento.

Sostentamiento para roca de RMR: 40-50

Tabla N° 18 Costos de Instalación de perno Split set con Jack leg.

PARTIDA:		INSTALACION DE SPLIT SET							
EQUIPOS:		JACK LEG 7"							
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNID.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	UNIDAD	P. PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL, US\$/UNID
1.-	<b>MANO DE OBRA</b>								
	Perforista	1.000	h-h	1.26	2.69	\$/hr	3.40	1.13	
	Ayudante perforista	1.000	h-h	1.26	2.33	\$/hr	2.94	0.98	
	Tubero	0.400	h-h	0.51	2.55	\$/hr	1.30	0.43	
	Ayudante (Traslado Split Set)	0.500	h-h	0.63	2.48	\$/hr	1.56	0.52	
	Jefe de Seguridad	0.300	h-h	0.38	9.24	\$/hr	3.51	1.17	
	Jefe de Guardia	0.300	h-h	0.38	9.24	\$/hr	3.51	1.17	
	Capataz	0.500	h-h	0.63	4.01	\$/hr	2.52	0.84	6.25
2.-	<b>IMPLEMENTOS</b>								
	Implementos personal perforación		h-h	0.40	0.26	\$/hr	0.10	0.03	
	Implementos personales auxiliar		h-h	0.73	0.20	\$/hr	0.15	0.05	0.08
3.-	<b>MATERIALES Y HERRAMIENTAS</b>								
	Barrenos integrales		m perforados	6.40	0.36	\$/m	2.31	0.77	
	Lubricantes		gln	0.04	6.00	\$/gl	0.24	0.08	
	Herramientas		gdia	0.160	3.76	\$/gdia	0.60	0.20	1.05
4.-	<b>EQUIPOS</b>								
	Perforadora Jackleg		m perforados	6.40	0.36	\$/m	2.31	0.77	
	Adaptador		m perforados	6.40	0.10	\$/m	0.63	0.21	0.98
5.-	<b>GASTOS INDIRECTOS</b>								
	Gastos Generales y Administrativos		%	15.00	8.36	\$	1.25	1.25	
	Contingencias		%	0.00	8.36	\$	0.00	0.00	
	Utilidad		%	10.00	8.36	\$	0.84	0.84	2.09
<b>COSTO SPLIT SET (US\$/Und)</b>								<b>US\$/Und</b>	<b>10.45</b>



Tabla N° 19 Costo de materiales de sostenimiento

COSTO DE SOSTENIMIENTO			
LABOR HORIZONTAL (SOCAVÓN DE CORTADA)			
TIPO DE SOSTENIMIENTO		P. U	
CUADRO DE MADERA	UNIDAD	433.76	US\$/ cuadro
PERNO SPLIT SET	UNIDAD	10.45	US\$/Unid
PERNO HELICOIDAL	UNIDAD	25.83	US\$/Unid
MALLA ELECTROSOLDADA	m <sup>2</sup>	10.39	US\$/m <sup>2</sup>

Tabla N° 20 Costo de colocación de perno + materiales actuales.

PERNOS HELICOIDAL				
Costo	UNIDAD	25.83	US\$/Unid	
COSTO DE MATERIALES				
Descripción	Unidad	Cantidad	Precio (US\$)	Parcial (US\$)
Perno	Unid	38	2.48	94.31
Resina	Unid	76	0.39	29.64
Cembol	Unid	304	0.16	48.64
Tuerca de fijación	Unid	38	1.20	45.60
COSTO POR MATERIALES (US\$)				218.19
COSTO TOTAL POR INSTALACION (US\$)				981.54
COSTO TOTAL (US\$/m)				399.91

Tabla N° 21 Costo de colocación de perno + materiales Optimizado Konya+Chiappeta.

PERNOS HELICOIDAL				
Costo	UNIDAD	25.83	US\$/Unid	
COSTO DE MATERIALES				
Descripcion	Unidad	Cantidad	Precio (US\$)	Parcial (US\$)
Perno	Unid	28	2.48	69.49
Recina	Unid	56	0.39	21.84
Cembol	Unid	224	0.16	35.84
Tuerca de fijacion	Unid	28	1.20	33.60
COSTO POR MATERIALES (US\$)				160.77

COSTO TOTAL POR INSTALACION (US\$)	72324
COSTO TOTAL (US\$/m)	294.67

Tabla N° 22 Costo de colocación de perno + materiales actuales.

PERNOS SPLIT SET				
Costo	UNIDAD	10.45	US\$/Unid	
COSTO DE MATERIALES				
Descripción	Unidad	Cantidad	Precio (US\$)	Parcial (US\$)
Perno Split Set	Unid	38	5.08	193.04
COSTO POR MATERIALES (US\$)				193.04
COSTO TOTAL POR INSTALACION (US\$)				397.10
COSTO TOTAL (US\$/m)				196.71

Tabla N° 23 Costo de colocación de perno Konya+ Chiappetta.

PERNOS SPLIT SET				
Perno Split Set	UNIDAD	10.45	US\$/Unid	
COSTO DE MATERIALES				
Descripción	Unidad	Cantidad	Precio (US\$)	Parcial (US\$)
Perno Split Set	Unid	28	5.08	142.24
COSTO POR MATERIALES (US\$)				142.24
COSTO TOTAL POR INSTALACION (US\$)				292.60
COSTO TOTAL (US\$/m)				144.95

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIONES

#### 1. Evaluación Técnica del Proceso de voladura controlada de rocas

Los resultados de los avances por guardia se muestran a continuación.

Tabla N° 24 Avance Por guardia actual.

Gdia	Avance (m)	Taco (m)
01	3.36	0.11
02	3.35	0.12
03	3.39	0.08
04	3.38	0.09
05	3.37	0.10
06	3.35	0.12
07	3.37	0.10
08	3.32	0.15
09	3.31	0.16
10	3.36	0.11
PROMEDIO	3.36	0.11

Tabla N° 25 Avance Konya+Chiappetta.

Gdia	Avance (m)	Taco (m)
01	3.45	0.02
02	3.44	0.03
03	3.37	0.10
04	3.40	0.07
05	3.39	0.08
06	3.40	0.07
07	3.41	0.06
08	3.42	0.05
09	3.28	0.19
10	3.30	0.17
<b>PROMEDIO</b>	<b>3.39</b>	<b>0.08</b>

Tabla N° 26 Avance Holmberg.

Gdia	Avance (m)	Taco (m)
01	3.47	-
02	3.47	-
03	3.47	-
04	3.47	-
05	3.47	-
06	3.47	-
07	3.47	-
08	3.47	-
09	3.47	-
10	3.47	-
<b>PROMEDIO</b>	<b>3.47</b>	<b>-</b>

- Sobre excavación

Para calcular la sobre excavación tendremos que tomar en cuenta la sección diseñada de la labor (4.50 x 4.0 mts).

Figura N° 14 Sobre excavación actual Konya.

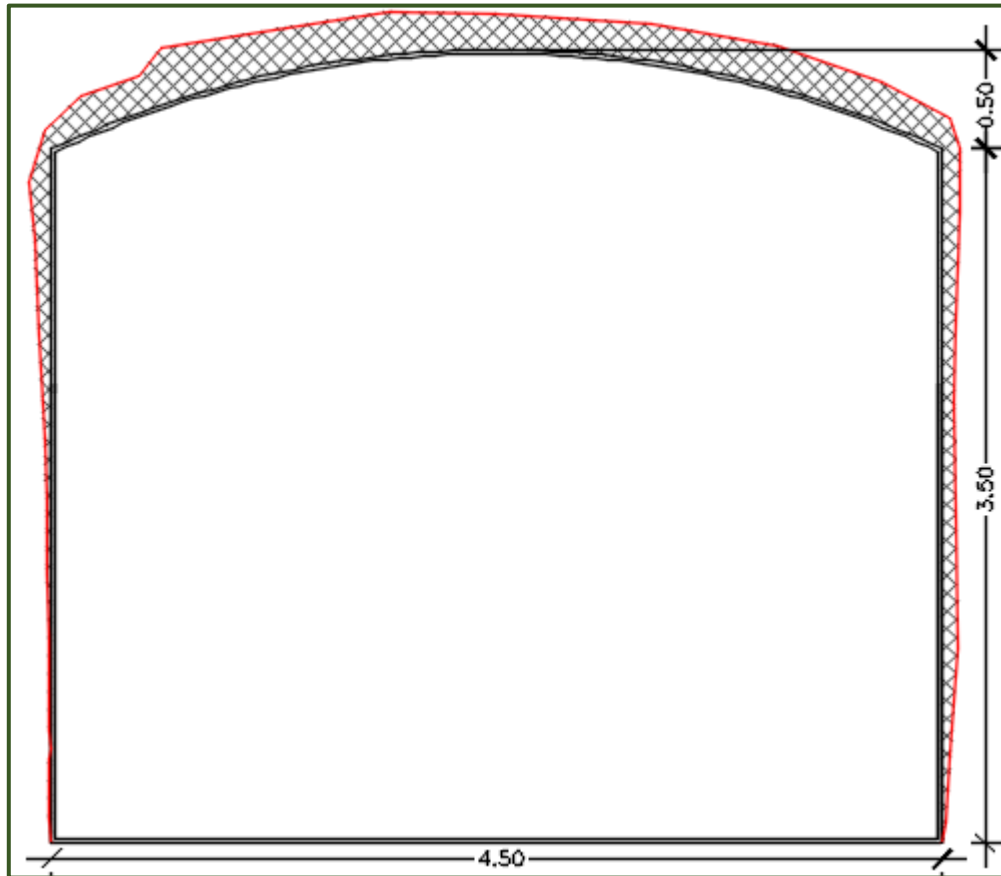
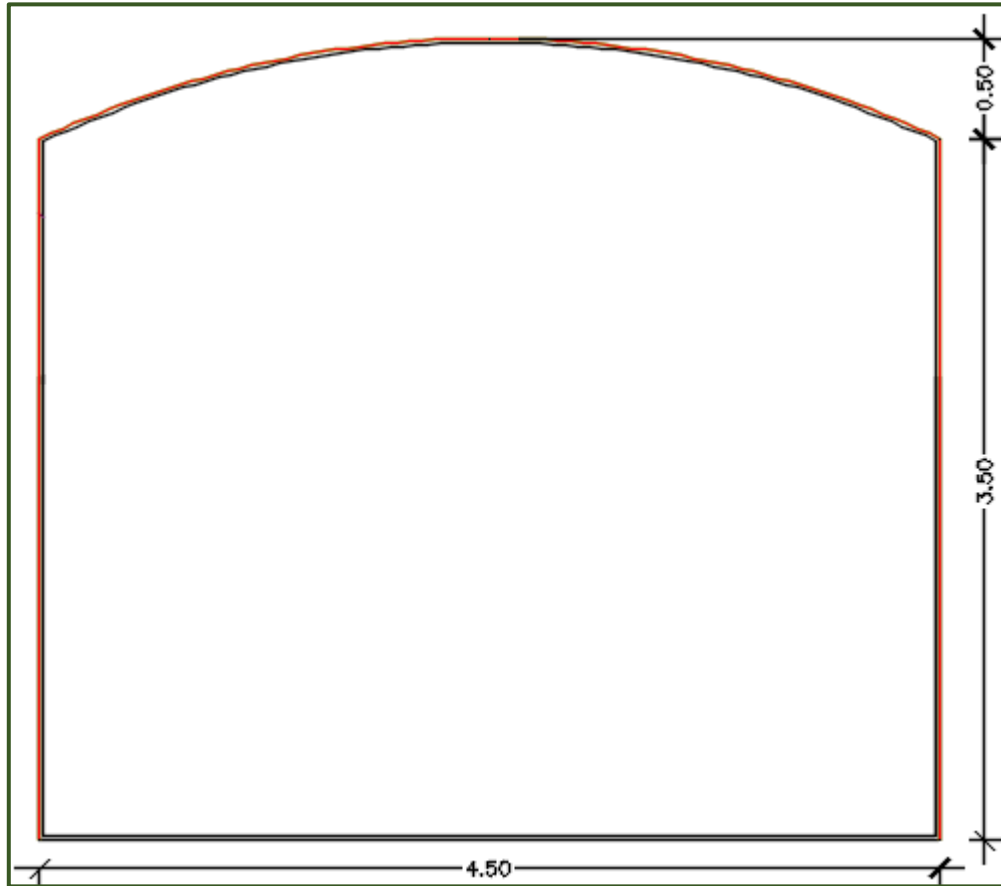


Figura N° 15 Sobre excavación optimizada con Holmberg.



### **3. EVALUACIÓN DE RESULTADOS**

#### **3.1. Análisis de Costos**

Realizar voladura controlada (Smooth Blasting) implica reducir el daño al macizo rocoso, extraer menos cantidad de desmonte por el control de la sobre excavación. Habiendo logrado reducir la sobre excavación de un 15.00% a 11.00% con Konya+Chiappetta y con Holmberg a 0.00% haciendo uso de la voladura controlada, Para determinar el ahorro económico tenemos que considerar lo siguiente: Hacer voladura controlada implicaría mayor número de taladros perforados en la corona; lo cual, conlleva un mayor costo de perforación y, por ende, mayor costo de voladura. El beneficio económico es palpable en cuanto se refiere a ahorro sustancial en limpieza y acarreo del material volado, así como  $m^3$  y el sostenimiento de la labor.

#### 4. Costos Técnica de Voladura Actual

Tabla N°27 costos actual.

	UNIDAD DE PRODUCCION: Maraón	Longitud barra: 3.66 m.				
	TIPO DE MATERIAL: Desmonte	Eficiencia voladura: 91.59%				
		Longitud avance efectivo: 3.36 m.				
	INCLUYE: Incluye limpieza scoop hasta los 200 m.	N° de taladros perforados: 52				
		N° de taladros disparados: 49				
	FECHA ELABORACION:	Metros perforados: 180.44 m.				
	TIPO DE CAMBIO:	Volumen roto: 56.25 m³				
		Factor de carga: 3.41 Kg/m³				
	DESCIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	P.U (US\$)	PARCIAL	TOTAL
1,00	<b>MANO DE OBRA</b>					
	Jumbero	4,00	h/h	7,25	29,00	
	Ayudante Jumbero	4,00	h/h	5,10	20,40	
	Cargadores.	3,00	h/h	4,80	14,40	
	Ayudante de cargador	3,00	h/h	4,50	13,50	
	Operador de scoop	3,75	h/h	7,25	27,19	
	Capataz	2,00	h/h	8,00	16,00	
	Bodeguero	3,00	h/h	4,00	12,00	
	Leyes sociales (60%)				79,49	211,98
2,00	<b>MATERIALES</b>					
	Exanel	49,00	U	1,81	88,69	
	Emulex 65%	191,59	Kg	0,42	80,47	
	Cordón detonante (Exacord)	20,00	m.	0,14	2,80	
	Guía de seguridad	2,00	m	0,70	1,40	
	Fulminante N° 8	1,00	U	0,60	0,60	
	Aceros de perforación 41 mm.	96,00	m.	0,80	76,80	
	Aceros de perforación de 102 mm.	16,00	m.	0,90	14,40	265,16
3,00	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b>					
	Implementos de seguridad	0,08	% mo		16,96	
	Herramientas	0,05	%mo		10,60	27,56
4,00	<b>EQUIPOS:</b>					
	Jumbo de 01 brazo.	3,50	h-m	120,20	420,70	
	Scoop de 3.5 yd³	3,30	h-m	97,60	322,08	742,78
<b>COSTO DIRECTO US\$</b>						<b>1.247,48</b>
<b>GASTOS GENERALES 36.00 %</b>						<b>449,09</b>
<b>UTILIDAD 10.00 %</b>						<b>124,75</b>
<b>COSTO TOTAL (US\$ /m)</b>						<b>1.821,31</b>
<b>m³ PRODUCIDOS</b>						<b>56.25</b>
<b>METROS AVANZADOS</b>						<b>3,36</b>
<b>COSTO POR METROS AVANCE (US\$/m)</b>						<b>542,06</b>



## 5. Costos Técnica de Voladura Mejorada Konya+Chiappetta.

Tabla N° 28 Costo Optimizado Konya+Chiappetta.

	UNIDAD DE PRODUCCION:	Marañón	Longitud barra:	3.66 m.		
	TIPO DE MATERIAL:	Desmante	Eficiencia voladura:	91.59%		
	INCLUYE:	Incluye limpieza scoop hasta los 200 m.	Longitud avance efectivo:	3.39 m.		
	FECHA ELABORACION:		N° de taladros perforados:	58		
	TIPO DE CAMBIO:		N° de taladros disparados:	55		
			Metros perforados:	201.26 m.		
			Volumen roto:	56.75 m³		
			Factor de carga:	3.18 Kg/m³		
	DESCIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	P.U (US\$)	PARCIAL	TOTAL
1,00	<b>MANO DE OBRA</b>					
	Jumbero	4,00	h/h	7,25	29,00	
	Ayudante Jumbero	4,00	h/h	5,10	20,40	
	Cargadores.	3,00	h/h	4,80	14,40	
	Ayudante de cargador	3,00	h/h	4,50	13,50	
	Operador de scoop	3,75	h/h	7,25	27,19	
	Capataz	2,00	h/h	8,00	16,00	
	Bodeguero	3,00	h/h	4,00	12,00	
	Leyes sociales (60%)				79,49	211,98
2,00	<b>MATERIALES</b>					
	Exsanel	55,00	U	1,81	99,55	
	Emulex 65% y Exadit 45%	180,40	Kg	0,42	75,77	
	Cordón detonante (Exacord)	20,00	m.	0,14	2,80	
	Guía de seguridad	2,00	m	0,70	1,40	
	Fulminante N° 8	1,00	U	0,60	0,60	
	Aceros de perforación 41 mm.	96,00	m.	0,80	76,80	
	Aceros de perforación de 102 mm.	16,00	m.	0,90	14,40	271,32
3,00	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b>					
	Implementos de seguridad	0,08	% mo		16,96	
	Herramientas	0,05	%mo		10,60	27,56
4,00	<b>EQUIPOS:</b>					
	Jumbo de 01 brazo.	3,50	h-m	120,20	420,70	
	Scoop de 3.5 yd³	3,30	h-m	97,60	322,08	742,78
<b>COSTO DIRECTO US\$</b>						<b>1.253,64</b>
<b>GASTOS GENERALES 36.00 %</b>						<b>451,31</b>
<b>UTILIDAD 10.00 %</b>						<b>125,36</b>
<b>COSTO TOTAL US\$</b>						<b>1.830,31</b>
<b>m³ PRODUCIDOS</b>						<b>56.75</b>
<b>METROS AVANZADOS</b>						<b>3,39</b>
<b>COSTO POR METROS AVANCE (US\$/m)</b>						<b>539,91</b>

Tabla N° 29 Costo Optimizado Holmberg.

	UNIDAD DE PRODUCCION:	Marañon	Longitud barra:	3.66 m.		
	TIPO DE MATERIAL:	Desmante	Eficiencia voladura:	95%		
			Longitud avance efectivo:	3.47 m.		
	INCLUYE:	Incluye limpieza scoop hasta los 200 m.	N° de taladros perforados:	50		
			N° de taladros disparados:	48		
	FECHA ELABORACION:		Metros perforados:	173.50 m.		
	TIPO DE CAMBIO:		Volumen roto:	58.16 m <sup>3</sup>		
			Factor de carga:	2.63 Kg/m <sup>3</sup>		
	DESCIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	P.U (US\$)	PARCIAL	TOTAL
1,00	<b>MANO DE OBRA</b>					
	Jumbero	4,00	h/h	7,25	29,00	
	Ayudante Jumbero	4,00	h/h	5,10	20,40	
	Cargadores.	3,00	h/h	4,80	14,40	
	Ayudante de cargador	3,00	h/h	4,50	13,50	
	Operador de scoop	3,75	h/h	7,25	27,19	
	Capataz	2,00	h/h	8,00	16,00	
	Bodeguero	3,00	h/h	4,00	12,00	
	Leyes sociales (60%)				79,49	211,98
2,00	<b>MATERIALES</b>					
	Exsanel	48,00	U	1,81	86,88	
	Emulex 65% y Exadit 45%	152,88	Kg	0,42	64,21	
	Cordón detonante (Exacord)	20,00	m.	0,14	2,80	
	Guia de seguridad	2,00	m	0,70	1,40	
	Fulminante N° 8	1,00	U	0,60	0,60	
	Aceros de perforación 41 mm.	96,00	m.	0,80	76,80	
	Aceros de perforación de 102 mm.	16,00	m.	0,90	14,40	247,09
3,00	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b>					
	Implementos de seguridad	0,08	% mo		16,96	
	Herramientas	0,05	%mo		10,60	27,56
4,00	<b>EQUIPOS:</b>					
	Jumbo de 01 brazo.	3,50	h-m	120,20	420,70	
	Scoop de 3.5 yd <sup>3</sup>	3,30	h-m	97,60	322,08	742,78
<b>COSTO DIRECTO US\$</b>						<b>1.229,41</b>
<b>GASTOS GENERALES 36.00 %</b>						<b>442,59</b>
<b>UTILIDAD 10.00 %</b>						<b>122,94</b>
<b>COSTO TOTAL US\$</b>						<b>1.794,93</b>
<b>m3 PRODUCIDOS</b>						<b>58.16</b>
<b>METROS AVANZADOS</b>						<b>3,47</b>
<b>COSTO POR METROS AVANCE US\$/m</b>						<b>517,27</b>

## Discusiones.

- Comparando la Tabla 14, 15 y 16 podemos apreciar que la sobre excavación ha disminuido de 15% a 11%, y finalmente a 0% haciendo uso de la voladura controlada (Smooth Blasting) de recorte con Holmberg.
- Como se puede apreciar en la figura N° 14 los contornos de la excavación se asemejan al diseño de excavación de Holmberg.
- Al disminuir la Sobre excavación, se obtiene en promedio un ahorro en perno helicoidal de 399.91 US\$/m, En perno Split Set de 196.71 US\$/m en sostenimiento usando voladura controlada (Smooth Blasting) de recorte.
- Se Utiliza el 5% de ahorro que es 20.00 US\$/m, 9.84 US\$/m para pernos ocasionales por cuestiones de seguridad.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### CONCLUSIONES

1. El costo promedio de Sostenimiento con pernos Helicoidal 294.67 US\$/m, perno Split set 144.95 US\$/m (Konya+Chiappetta) y con Holmberg 14.73 US\$/m por cuestiones de seguridad.
2. De acuerdo a la evaluación geomecánica se tiene 2 tipos de rocas: roca regular con RMR= 40-50 y Roca Mala = 30 - 40 RMR.
3. Como las rocas son mayormente de calidad regular al momento de voladura originan sobre excavación, creando problemas de inestabilidad, motivo por el cual se tiene que utilizar sostenimiento con el modelo Konya+Chiappetta.
4. Para efectos de controlar la sobre excavación se tiene que aplicar la voladura controlada (Smooth Blasting) en cuya optimización utilizar el modelo de matemático de Holmberg.
5. La sobre excavación con Konya a 11%. y con Holmberg la sobre excavación llega a 0%, por ser una voladura controlada.
6. Comparación de costo de voladura actual y Optimizado.

Actual	Konya+Chiappetta	Holmberg
542.06 US\$/m	539.91 US\$/m	517.27 US\$/m

7. Comparación de factor carga y potencia promedio.

descripción	Factor de Carga (Kg/m <sup>3</sup> )	Factor de Potencia (Kg/Ton)
Actual	3.41	1.26
Konya+Chiappetta	3.18	1.18
Holmberg	2.63	0.97

## RECOMENDACIONES

1. Se debe tener cuidado del pintado de la malla de perforación a fin de que tenga establecido en la posesión de diseño a fin de que la geometría de la voladura sea eficiente.
2. Hacer un buen control de paralelismo de los taladros durante la perforación poniendo atacadores como mínimo 3 unidades, atacado, uso de taco de arcilla.
3. Realizar taladros completos para mayor avance por Guardia.
4. Se recomienda la aplicación de voladura controlada en labores Horizontales de Cía. Minera Poderosa en roca con RMR=40-50 para evitar excesiva sobre excavación a la sección de labor de cortada.
5. El seguimiento de la voladura controlada debe hacerse en el campo por parte de supervisión para hacer cumplir los parámetros de cargas por los maestros perforistas.
6. Se debe evaluar la posibilidad de utilizar de explosivos de baja potencia a fin de disminuir la sobre excavación, hacia la corona y hastiales.
7. Se recomienda aplicar la voladura controlada (Smooth Blasting) en labores horizontales que tenga roca de tipo III.
8. Estricto cumplimiento de PETS y Estándares de perforación y voladura establecidos por Cía. Minera Poderosa S.A.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Carrasco Rojas, Paul Víctor. (2015). Aplicación del método Holmbert para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad Parcoy -Cía. consorcio minero Horizonte S.A. Ayacucho.
2. Calvin.J. Konya. (1972). Manual de perforación y voladura de rocas.
3. López Jimeno.C (1997). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. España. Tesla.
4. EXSA, (2005). "Manual De Practico De Voladura ", Lima – Perú, 4ta Edición, Capitulo 10-12-14
5. Hoeck & Brown (1986). Excavación subterránea. México.
6. Rubens Darío García Galván. (2015). Trabajo Profesional de Implementación de voladura controlada en la unidad minera poderosa centro de producción Papagayo. Ayacucho.
7. Chiapetta (1994). diseño de los taladros de contorno aplicando conceptos de Presión de detonación y desacoplamiento.
8. Cía. Minera Poderosa (2018). Recursos y Reservas Minerales. (Lima). Cía. Minera Poderosa. Sitio web: <http://www.poderosa.com.pe/>.
9. Mina Poderosa S.A. (2017). Planos Geomecánicos.

**ANEXOS**

**MATRIZ DE CONSISTENCIA**

“OPTIMIZACIÓN DE OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE VOLADURA CONTROLADA EN LABORES HORIZONTALES EN LA CIA MINERA PODEROSA S.A.”

PROBLEMA	OBJETIVOS	MARCO TEÓRICO	HIPÓTESIS	VARIABLES E INDICADORES	METODOLOGÍA
<p><b>PROBLEMA PRINCIPAL</b> ¿Cómo influye buen diseño de malla de perforación y voladura en el avance de labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.?</p> <p><b>PROBLEMAS SECUNDARIOS</b> a. ¿En qué medida el burden y el espaciamiento de diseño apropiado de Voladura Controlada influyen en el avance de las labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.? b.¿En qué medida influye el diseño de carga explosiva en la voladura de rocas, para controlar la sobre excavación y los costos unitarios en labores horizontales de la Cía. Minera Poderosa S.A.?</p>	<p><b>OBJETIVO GENERAL</b> Conocer cómo influye buen diseño de malla de perforación en el avance de labores horizontales en Cía. Minera Poderosa S.A.</p> <p><b>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</b> a. Determinar el burden y espaciamiento óptimo de diseño de malla de perforación y voladura para mejorar el avance en labores horizontales en Cía. Minera Poderosa S.A. b. Determinar la cantidad de carga óptima de explosivo en los taladros para reducir y controlar la sobre excavación y costos unitarios en labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.</p>	<p><b>MARCO CONCEPTUAL</b></p> <p>-Instrucción</p> <p>Las voladuras controladas han sido desarrolladas para controlar el sobre rompimiento en los límites de la excavación y el operador debe decidir el propósito de la técnica de control antes de que ésta sea seleccionada</p> <p>- Voladura controlada:</p> <p>Consiste en el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea.</p>	<p><b>HIPOTESIS GENERAL</b> Un buen diseño de malla de perforación influye en el avance de labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A.</p> <p><b>HIPÓTESIS SECUNDARIA</b> a. El diseño apropiado de burden y el espaciamiento en voladura controlada influye en el avance de las labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A. b. El diseño de carga explosiva en la voladura de rocas influye para controlar la sobre excavación y los costos unitarios en labores horizontales de la Cía. minera Poderosa S.A.</p>	<p><b>VARIABLE INDEPENDIENTE</b> Operaciones Unitarias de perforación y voladura en labores Horizontales Cía. Minera Poderosa S.A.</p> <p><b>INDICADORES</b> a. Labores de avance (m/gdia) b. Sección de labor (<math>m^2</math>) c. Longitud de labores horizontales (m.l)</p> <p><b>VARIABLE DEPENDIENTE</b> Optimización mediante voladura controlada.</p> <p><b>INDICADORES</b> a. Malla de Perforación [m(espaciamiento); m(burden) b. Factor de potencia (Kg/TM) c. Factor de Carga (<math>Kg/m^3</math>) d. Sobre excavación (<math>m^3</math>)/m. l) e. Costo unitario (us\$/m.l) f. Precorte (número de taladros)</p>	<p><b>1. TIPO DE INVESTIGACIÓN</b> Aplicada. <b>2. NIVEL INVESTIGACIÓN</b> Descriptivo <b>3. MÉTODO</b> Deductivo-inductivo <b>4.DISEÑO</b> No experimental-Transversal <b>5. POBLACION</b> Unidad minera labores horizontales en la Cía. Minera Poderosa S.A. <b>6. MUESTRA</b> <b>Tamaño de muestra:</b> Labores horizontales <b>Selección de muestra:</b> Muestreo aleatorio. <b>7. TÉCNICAS</b> observacional, deductivo e inductivo. <b>8. INSTRUMENTOS</b>  - equipos de perforación - Barra de perforación, brocas - Materiales de voladura e insumos. - Explosivos</p> <p><b>Análisis e interpretación:</b> Estadística descriptiva.</p>



1. MATRIZ DE CONSISTENCIA
2. PLANOS
3. FIGURAS
4. TABLAS
5. PETS

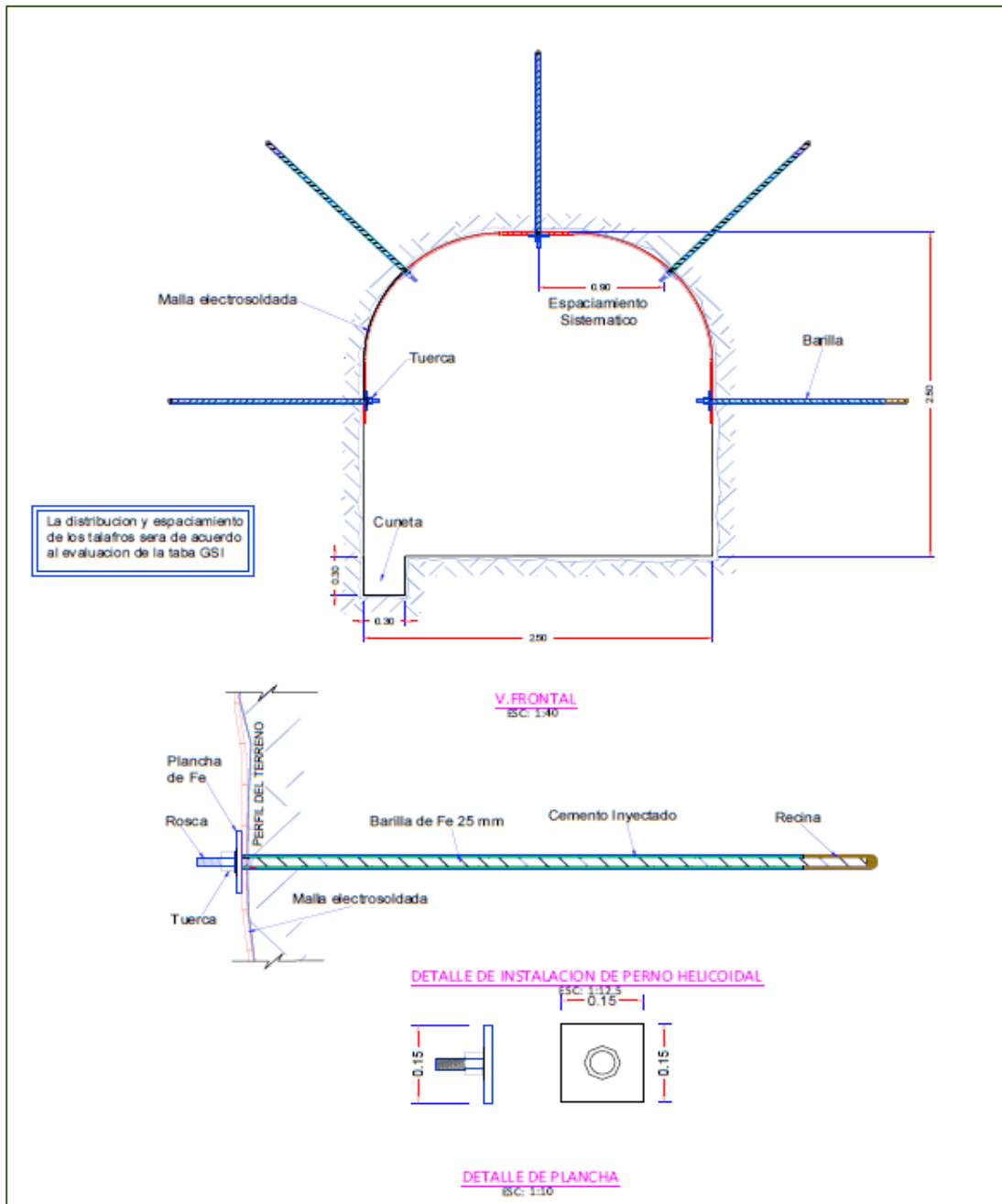
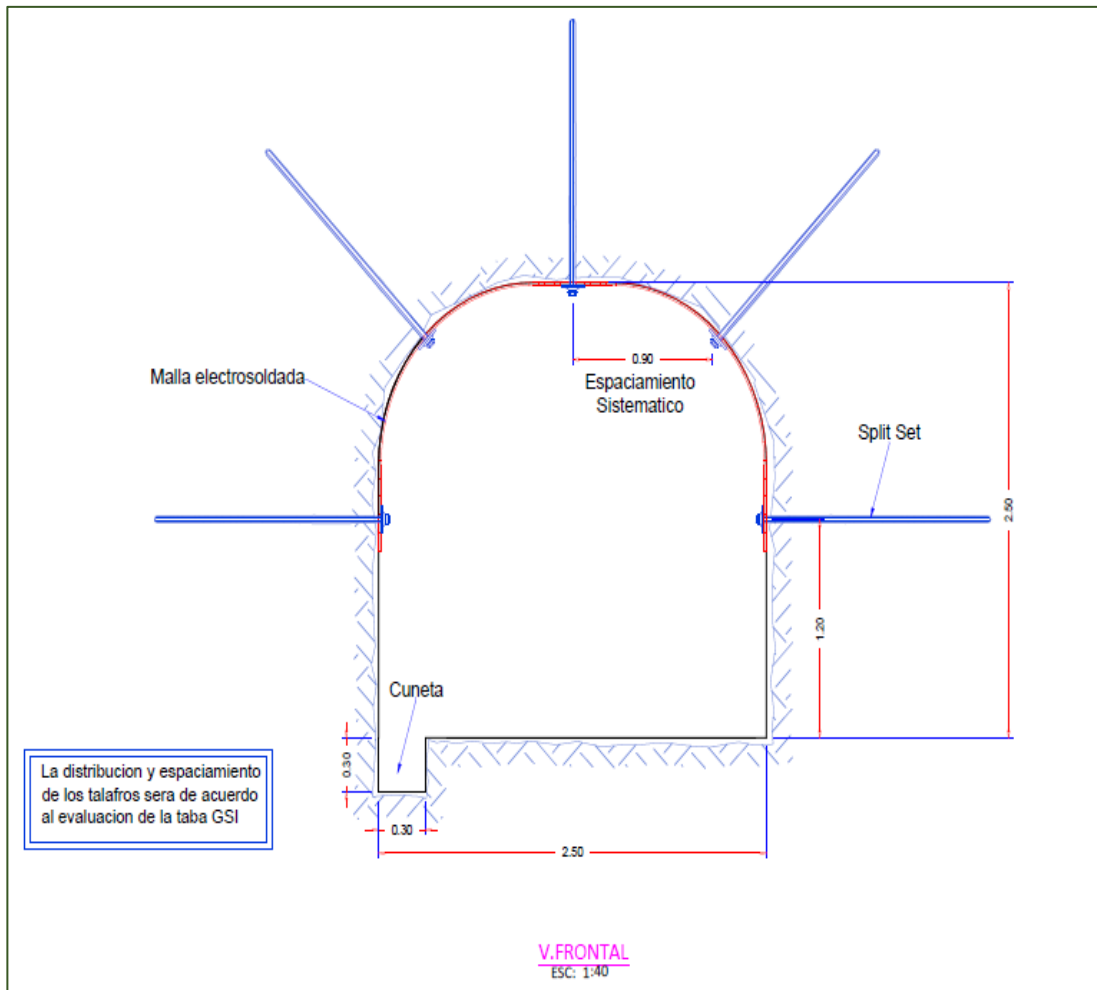


Figura .01 Sostenimiento de labores con Pernos helicoidales y Malla electrosoldada.



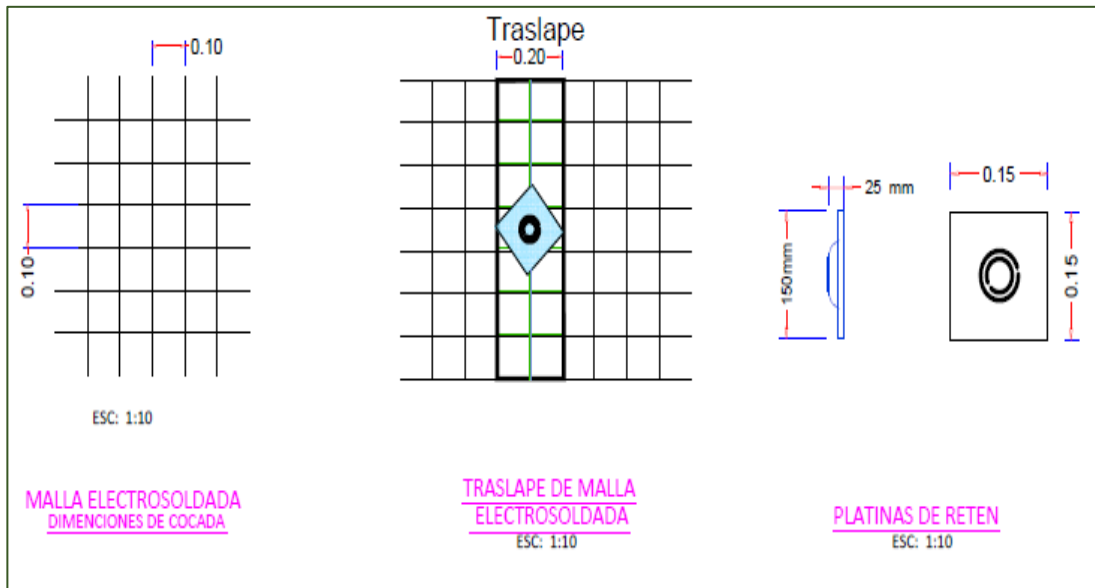
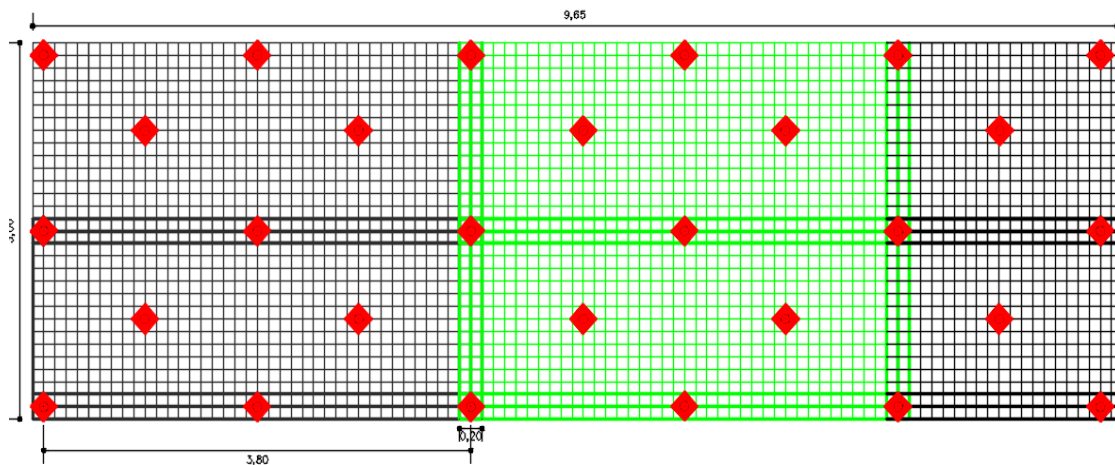


Figura 02.-Sostenimiento de labores con Pernos Split Set con malla.



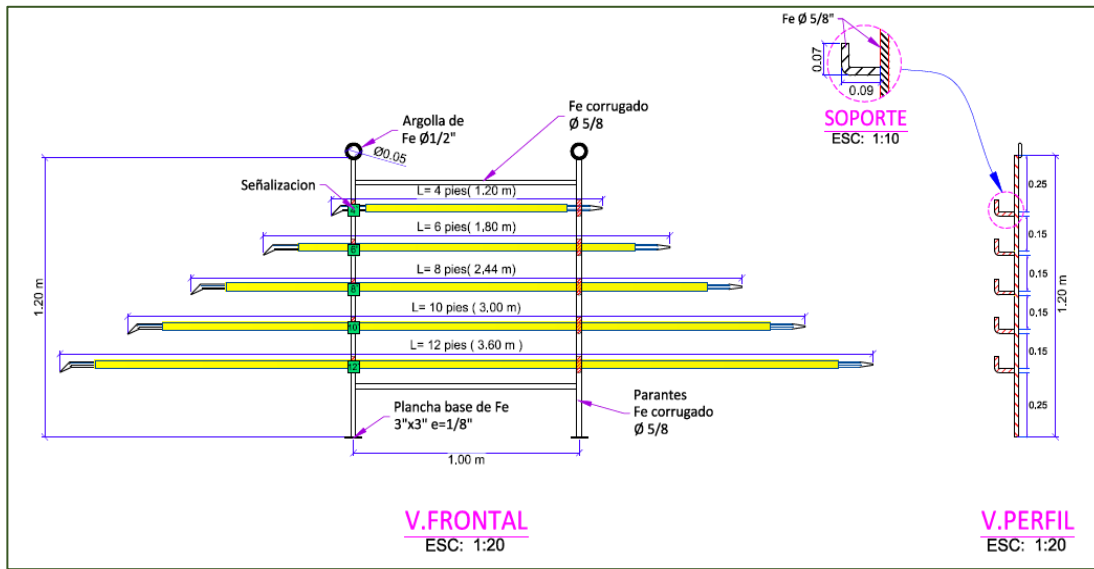


Figura 03.-Porta Barretillas con Barretillas para Desate de Rocas.

### CALCULOS COMPLEMENTARIOS

Cálculos de Chiapetta y C. Konya.

- Presión de Taladro ( $P_t$ )

$$P_t = \frac{\delta x (VOD)^2 \times 10^{-5}}{8} = \frac{1.05 \times 3400^2 \times 10^{-3}}{8} = 1517 \text{ Mpa}$$

- Presión De explosión  $P_E$ .

$$P_E = 0.5 \times P_t = 0.5 \times 1517 = 758.625 \text{ Mpa}$$

- Desacoplamiento Y Espaciamiento

$$P_T = \frac{(\delta \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times (re/rt)^{2.6}}{8} = \frac{1.05 \times 3400^2 \times 10^{-3} \left(\frac{1.1}{2.05}\right)^{2.6}}{8} = 300 \text{ Mpa}$$

- Espaciadores, Si la columna explosiva esta desacoplada y la presión de detonación aún continúa siendo mayor a la resistencia dinámica de la roca y necesitamos desacoplar más el taladro para bajar aún más la presión del

taladro se coloca espaciadores de la misma longitud de los cartuchos de la columna de carga, se aplica la siguiente expresión:

$$P_T = \frac{(\delta \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times \left(\frac{r_e}{r_t}\right) \times (\sqrt{C}))^{2.6}}{8}$$

$$P_T = \frac{1.05 \times 3400^2 \times 10^{-3} \left[\left(\frac{1.1}{2.05}\right) \times (\sqrt{0.5})\right]^{2.6}}{8} = 122.188 \text{ Mpa}$$

- Espaciamiento entre los taladros de contorno

La reducción de carga requerida para disminuir la presión en el barreno y por ende reducir el daño, requiere una disminución en el espaciamiento (Chiappetta 1994), “El tratamiento racional de los problemas reales obliga a considerar las resistencias dinámica, ya que éstas aumentan con el índice de carga (Rinehart, 1958; Persson, 1970) pudiendo llegar a alcanzar valores entre 5 y 13 veces superiores a las resistencias estáticas de la roca”.

$$\frac{E \leq 16 \times r_t \times (P_T + T) \times 10^{-2}}{T}$$

$$E \leq 47$$

Para una roca con 200 MPa de esfuerzo a la compresión, 20 MPa de esfuerzo a la tracción necesitamos:

Exadit 45 de dimensión 7/8” x 7” con espaciadores de igual longitud que los cartuchos y el espaciamiento entre taladros de 47 cm en todo el contorno.

- Factor o densidad de carga “d”

Para determinar la carga aproximada de explosivo por metro lo cual no dañe la pared pero que produzca la suficiente presión para causar que la acción de corte suceda, se puede usar la siguiente fórmula planteada por Konya:

Las voladuras de recorte se disparan después de que la voladura de producción ha sido disparada.

$$d_{ec} = \frac{D_h^2}{12.14} = \frac{41^2}{12.14} = 0.14 \text{ Kg/m}$$

- Calculo de Burden con la fórmula de Konya.

$$B = \left( \frac{2 \times 2.15}{2.4494} + 1.5 \right) \times 1.61417$$

$$B = 3.937 \text{ ft} \times 2.54$$

$$B = 10 \text{ cm}$$