



**FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICACIÓN DE TESIS Y TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN,  
PARA OPTAR GRADOS ACADÉMICOS Y TÍTULOS PROFESIONALES EN EL REPOSITORIO  
INSTITUCIONAL DIGITAL - UNASAM**

Conforme al Reglamento del Repositorio Nacional de Trabajos de Investigación – RENATI.  
Resolución del Consejo Directivo de SUNEDU N° 033-2016-SUNEDU/CD

**1. Datos del Autor:**

Apellidos y Nombres: **LUCIANO LAZARO CRISTIAN ANTONIO**

Código de alumno: 092.0802.354

Teléfono: 978133060

Correo electrónico: **cluciano10@outlook.com**

DNI o Extranjería: 70925449

**2. Modalidad de trabajo de investigación:**

Trabajo de investigación

Trabajo académico

Trabajo de suficiencia profesional

Tesis

**3. Título profesional o grado académico:**

Bachiller

Título

Segunda especialidad

Licenciado

Magister

Doctor

**4. Título del trabajo de investigación:**

**“DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, APLICANDO EL  
MÉTODO HOLMBERG PARA OPTIMIZAR COSTOS EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA  
RAMPA (+) 995 DE LA CIA. AC. AGREGADOS S.A.C. – 2018”**

**5. Facultad de:** Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia

**6. Escuela, Carrera o Programa:** de Ingeniería de Minas

**7. Asesor:**

Apellidos y Nombres: Dr. Ing. **Quiñones Poma Juan Roger** Teléfono: 943232794

Correo electrónico: **jroquipoma62@hotmail.com**


DNI: 32642091

A través de este medio autorizo a la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, publicar el trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional Digital, Repositorio Nacional Digital de Acceso Libre (ALICIA) y el Registro Nacional de Trabajos de Investigación (RENATI).

Asimismo, por la presente dejo constancia que los documentos entregados a la UNASAM, versión impresa y digital, son las versiones finales del trabajo sustentado y aprobado por el jurado y son de autoría del suscrito en estricto respeto de la legislación en materia de propiedad intelectual.

**Firma:** .....

D.N.I

  
70925449

Fecha:

28 / 06 / 2019





**UNIVERSIDAD NACIONAL  
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"**



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

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**TESIS**

**DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA,  
APLICANDO EL MÉTODO HOLMBERG PARA OPTIMIZAR  
COSTOS EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA (+) 995 DE  
LA CIA. AC. AGREGADOS S.A.C. - 2018**

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

**Presentado por:**

**Bach. LUCIANO LAZARO, Cristian Antonio**

**Asesor:**

**Dr. Ing. QUIÑONES POMA, Juan Roger**

**HUARAZ - PERÚ**

**2019**

## DEDICATORIA

---

*A Dios que guía mi camino, que me fortalece, por su amor incondicional.*

*A mis padres Eugenio y Virginia que son el motor y motivo que me enseñaron con valores para luchar y conseguir mis metas.*

---

## **AGRADECIMIENTO**

A Dios

A mi familia

A la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, a todo el personal docente y administrativo de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia, por sus sabias enseñanzas que son la base primordial para concluir con mi tesis.

Cristian Luciano.

## **RESUMEN**

El presente trabajo de investigación titulado “Diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg para optimizar costos en la construcción de la rampa (+) 995, de la Cía. AC. Agregados S.A.C. – 2018”, tiene por objetivo realizar el diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg, para optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.

La tesis se justifica porque en la Compañía AC. Agregados S.A.C., las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas son actividades primarias que tiene gran importancia en el proceso de minado subterráneo. El diseño de mallas de perforación y voladura, las características físicas, químicas y mecánicas de las rocas, así como la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo rocoso, juegan un papel importante pues permiten conocer la energía necesaria para romper dicho macizo.

Se concluyó que se realizó diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg, y se optimizo costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.

### **Palabras claves**

Diseño de la malla de perforación y voladura, método Holmberg, optimizar, costos, construcción de la Rampa (+) 995.

## **ABSTRACT**

The present paper of investigation titled "Design of the mesh of perforation and blasting, applying the method Holmberg to optimize costs in the construction of the ramp (+) 995, of the Cía. AC. Aggregates S.A.C. - 2018 ", aims to perform the design of the perforation and blasting mesh, applying the Holmberg method, to optimize costs in the construction of the Ramp (+) 995, of the CIA. AC. Aggregates S.A.C. - 2018.

The thesis is justified because in the AC Company. Aggregates S.A.C., the unit operations of drilling and blasting of rocks are primary activities that has great importance in the process of underground mining. the design of perforation and blasting meshes, the physical, chemical and mechanical characteristics of the rocks, as well as the stratigraphy and the structural features of the rock mass, play an important role because they allow to know the energy necessary to break the massif.

It was concluded that drilling and blasting mesh design was carried out, applying the Holmberg method, and costs were optimized in the construction of the Ramp (+) 995, of the CIA. AC. Aggregates S.A.C. - 2018.

### **Keywords**

Design of the perforation and blasting mesh, Holmberg method, optimizing costs, construction of the Ramp (+) 995.

## ÍNDICE GENERAL

<b>DEDICATORIA</b> .....	ii
<b>AGRADECIMIENTO</b> .....	iii
<b>RESUMEN</b> .....	iv
<b>ABSTRACT</b> .....	v
<b>ÍNDICE DE TABLAS</b> .....	x
<b>ÍNDICE DE FIGURAS</b> .....	xi
<b>INTRODUCCIÓN</b> .....	xii

### CAPÍTULO I

<b>GENERALIDADES</b> .....	1
1.1. Entorno físico.....	1
1.1.1. Ubicación y Acceso .....	1
1.1.2. Topografía.....	2
1.1.3. Clima y vegetación. ....	4
1.1.4. Recursos naturales. ....	5
1.2. Entorno geológico.....	6
1.2.1. Geología regional.....	6
1.2.2. Geología local. ....	8
1.2.3. Geología estructural.....	10
1.2.4. Geología económica. ....	13

### CAPÍTULO II

<b>MARCO REFERENCIAL</b> .....	17
2.1. Antecedentes.....	17
2.2. Marco teórico.....	21



2.2.1. Diseño de malla y Cálculo de Voladura en Galerías y Túneles (Método de Holmberg). .....	21
2.2.2. Cálculo de Voladuras.....	24
2.2.3. Análisis de Variables que Intervienen en el Diseño .....	34
2.2.4. Determinación de factor de seguridad en voladura subterránea .....	38
2.2.5. Desviación de perforación “Dp”.....	38
2.2.6. Diámetro del taladro de alivio. ....	39
2.2.7. Análisis de Fragmentación. ....	39
2.2.8. El Modelo Kuz-Ram.....	40
2.2.9. Cunningham (1983).....	41
2.2.10. Análisis Operacional de la Constante de roca, Índice y Factores de Voladura.....	46
2.2.11. Constante de roca “C” Propuesto por Langefors (1978) .....	47
2.2.12. Factor de roca “A” (Rock Factor).....	48
2.2.13. Índice de Volabilidad.....	48
2.2.14. Factor de Energía.....	49
2.2.15. Características geo mecánicas del macizo rocoso que tienen una influencia determinante en los resultados de la voladura de rocas. ....	50
2.2.16. Propiedades Físico - Mecánicas de las Rocas.....	50
2.2.17. Características Geológicas y Geotécnicas del Área en Estudio.....	51
2.3. Marco Conceptual. ....	55
2.3.1. Definición de términos. ....	55

### **CAPÍTULO III**

<b>METODOLOGIA</b> .....	60
3.1. Identificación, formulación y planteamiento del problema.....	60
3.1.1. Descripción.....	61

3.1.2. Problema General. ....	61
3.1.3. Problemas Específicos. ....	62
3.2. Objetivos de la investigación. ....	62
3.3. Justificación de la investigación. ....	63
3.4. Viabilidad de la investigación. ....	63
3.5. Delimitación de la investigación. ....	63
3.6. Hipótesis ....	64
3.7. Operacionalización de las variables. ....	64
3.8. Formalización de la hipótesis. ....	66
3.9. Diseño de la investigación. ....	66
3.9.1. Tipo de Investigación. ....	66
3.9.2. Nivel de Investigación. ....	67
3.9.3. Diseño de la Investigación. ....	67
3.10. Población y muestra. ....	67
3.11. Técnicas, instrumentos y fuentes de recolección de datos. ....	68
<b>CAPÍTULO IV</b>	
<b>RESULTADOS</b> .....	69
4.1. Presentación de datos generales. ....	69
4.2. Diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg para optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995 de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018. ....	74
4.3. Costos unitarios construcción de la rampa positiva 995. ....	81
4.4. Discusión de resultados ....	86
<b>CONCLUSIONES</b> .....	88
<b>RECOMENDACIONES</b> .....	89
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b> .....	90

<b>ANEXOS</b> .....	92
ANEXO N° 1: Matriz de consistencias.....	93
ANEXO N° 2: Plan de contingencia.....	95
ANEXO N° 3: Riesgos Potenciales .....	98
ANEXO N° 4: Plan de manejo de explosivos.....	104
ANEXO N° 5: Código de conducta .....	109
ANEXO N° 6: Cartilla de la malla de perforación y voladura entregada a los trabajadores. ....	111
ANEXO N° 7: Fotos del seguimiento de la operación .....	112

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1: Coordenadas de los vértices de la mina Arequipa M. ....	2
Tabla N° 2: Acceso a la mina Arequipa M. ....	2
Tabla N° 3: Regla practica para determinar burden y espacimient.....	20
Tabla N° 4: Factores de fijación y relación.....	32
Tabla N° 5: Factores Factor de Seguridad .....	38
Tabla N° 6: Factor “A” de Cunningham .....	41
Tabla N° 7: El efecto de los diferentes parámetros de voladura en “n”.....	44
Tabla N° 8: Parámetros geomecánicos .....	49
Tabla N° 9: Tipos de discontinuidades. ....	52
Tabla N° 10: Operacionalizacion de variables.....	65
Tabla N° 11: Diseño de la malla de perforación .....	76
Tabla N° 12: Diámetro y longitud de las emulsiones. ....	77
Tabla N° 13: Diámetro y longitud de las emulsiones. ....	78
Tabla N° 14: Indicadores de Perforación .....	81
Tabla N° 1: Clasificación Geomecánica .....	86
Tabla N° 16: Indicadores de Perforación .....	86

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1: Ubicación Política de la mina Arequipa M.....	3
Figura N° 2: Modelo conceptual del sistema de vetas polimetálicas en el Proyecto Arequipa “M” y zonas aledañas (Ancash) .....	9
Figura N° 3: Controles estructurales del arco magmático y una interpretación cinemática regional. (A) Eoceno, (B) Mioceno: Formación de la Cordillera Blanca.....	12
Figura N° 4: Sistemas de avances en galerías y túneles por HOLMERMG .....	22
Figura N° 5: Sección de un túnel establecidas por HOLMERMG.....	23
Figura N° 6: Arranque de cuatro secciones. ....	25
Figura N° 7: Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos .....	26
Figura N° 8: Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.....	28
Figura N° 9: Influencia en la desviación de los taladros.....	29
Figura N° 10: Geometría de los taladros de arrastres. ....	32
Figura N° 11: Área de influencia de un taladro .....	34
Figura N° 12: Curva de Fragmentación típica donde se puede observar el porcentaje pasante como función de la abertura de la malla.....	42
Figura N° 13: Sección típica de la Rampa (+) 995. ....	78
Figura N° 14: Diseño y distribución de la malla de perforación por el método de Holmberg de la Rampa (+) 995.....	79
Figura N° 15: Secuencia de encendido de la malla diseñada de la Rampa (+) 995. ....	80
Figura N° 16: Eficiencia de avance/disparo.....	87

## INTRODUCCIÓN

La presente Tesis es desarrollada para diseñar la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg para de esta manera optimizar los costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la Cía. AC. Agregados S.A.C. en el año 2018, En la construcción de la Rampa (+) 995, la perforación y voladura en la construcción de la rampa es una de las principales operaciones unitarias de la actividad minera utiliza diferentes diseños, estos basados en diversos modelos matemáticos planteados, las fallas en la voladura deben de ser minimizadas, aplicando el método de R. Holmberg, quien en su modelo matemático introduce variables como: taladros de alivio, burden y espaciamiento otros. Al diseñar la malla de perforación nos permitió optimizar costos y de esta manera mejorar la rentabilidad de la mina.

La tesis tiene la siguiente estructura:

En la parte inicial tiene la dedicatoria, el agradecimiento, el resumen, el índice general, el índice de tablas y el índice de figuras y la introducción; Luego se desarrollan los cuatro capítulos.

En el Capítulo I, se trata sobre las Generalidades.

En el Capítulo III, Metodología.

En el Capítulo IV, se presentan los resultados.

Finalmente se presentan las conclusiones, las recomendaciones, las referencias bibliográficas y los anexos.

## **CAPÍTULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1.1. Entorno físico.**

##### **1.1.1. Ubicación y Acceso**

Departamento de Geología, (2010). Citado por Flores, (2016).

La mina “Arequipa M” políticamente se ubica al Sur-Este, del “Cerro Icchic Escalón”, en el paraje “Quebrada Honda, distrito de Marcará, provincia de Carhuaz, departamento de Ancash.

A una altitud media que varía entre los “4,600 y 5,000 m.s.n.m.”. Geográficamente corresponde a la “Zona 18S”, en el segmento “S-SW” del cuadrángulo “Huari”, Carta Geológica “19-i”, según información citada en la memoria geológica proporcionada por la Mina e información citada en el Boletín del INGEMMET;  
Coordenadas UTM:

Tabla N° 2: Coordenadas de los vértices de la mina Arequipa M.

VERTICE	NORTE	ESTE
V1	8°968.603,905	238.035,852
V2	8°967.810,647	238.644,738
V3	8°967.567,093	238.327,435
V4	8°968.360,350	237.718,548

Fuente: Flores Isidro Efraín

Cotas altitudinales: entre 4,500 y 5,200msnm.

(Ver Página siguiente mapa de ubicación).

**Accesibilidad:**

El acceso a la mina “Arequipa M” desde la ciudad de Lima se realiza a través de la ruta principal “Lima – Pativilca – Huaraz, Huaraz – Marcará, Marcará – Chancos – Vicos – Quebrada Honda.

Tabla N° 3: Acceso a la mina Arequipa M.

TRAYECTO	DISTANCIA	TIEMPO
LIMA - HUARAZ	400 Km.	7h
HUARAZ - MARCARA	28.Km.	30min
MARCARA - VICOS	4.2.Km.	20 min
VICOS - MINA	92 Km	2h

Flores Isidro Efraín

**1.1.2. Topografía.**

Departamento de Geología, (2010). Está caracterizado por una topografía variada y accidentada, cuyos principales rasgos geográficos son parte del Batolito de la Cordillera Blanca, que sube abruptamente del flanco Nor-oriental del valle del Santa a altitudes a más de demás



de 6,000 m.s.n.m. Los valles fluvio-glaciares; son relieves negativos, de tamaño y aspecto variado ocupados por ríos permanentes. En las nacientes de los ríos se presenta la morfología de valles glaciares con sus perfiles típicos en forma de “U”, debido a la erosión glaciaria; estos relieves están asociados con fallas o zonas de fracturamiento como es el ejemplo de Quebrada Honda y la Quebrada Escalón. El material derivado de la Cordillera Blanca, se deposita en los terrenos bajos, adyacentes con morrenas y extensos mantos fluvio-glaciares al pie del flanco occidental de Quebrada Honda y Quebrada Escalón.

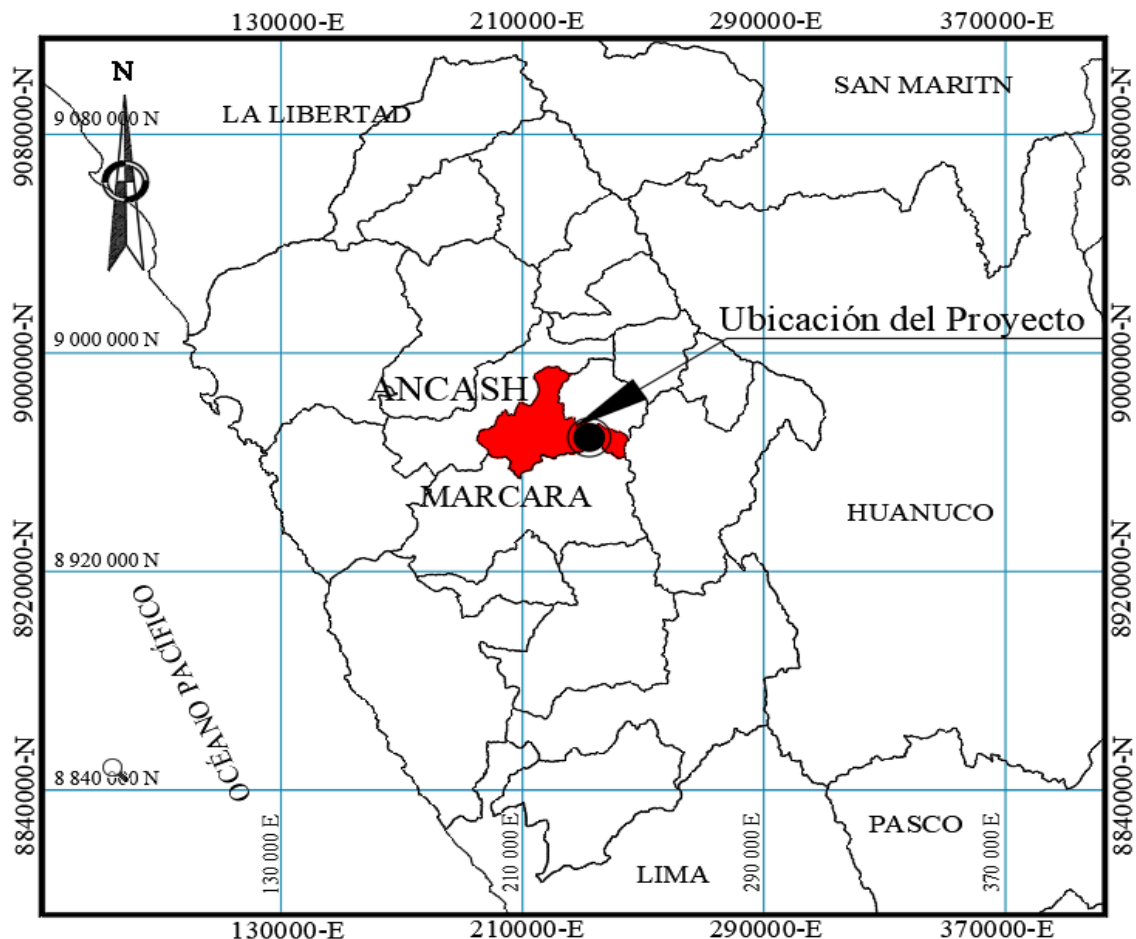


Figura N° 1: Ubicación Política de la mina Arequipa M

Fuente: A.C. Agregados S.A.C., Evaluación geológica del proyecto minero Arequipa “M” 2014.

### **1.1.3. Clima y vegetación.**

Departamento de Geología, (2010). La zona en estudio está comprendida entre los 4,500 hasta 5,100 m.s.n.m., correspondiendo a un clima muy frío, gran parte de las áreas es de aspecto rocoso en cuyas partes más altas se cubren de nieve y glaciares. Las precipitaciones son sólidas (nieve y granizo), el aire es casi seco.

Durante el año se presentan dos estaciones muy marcadas y claramente diferenciadas siendo de bastante precipitación entre los meses de Enero a Marzo, y otro periodo de estío entre Junio y Septiembre. El promedio de precipitación anual para el área de la mina varía entre 500 a 650 mm. La acumulación de nieve en la época de precipitación favorece al abastecimiento de agua en épocas de estiaje. También es común la ocurrencia de heladas de intensidad variable principalmente en la zona de la mina por su elevada altitud.

La temperatura varía estacionalmente en el rango de 10°C hasta por debajo de los 0°C. La humedad relativa promedio es de 60%, variando e incrementando en épocas de lluvia o verano y menores durante el invierno o época seca.

La vegetación típica existente son las gramíneas conocido como “ichu”, y los musgos y líquenes, también existen plantas herbáceas especialmente de la familia de las compuestas. En los flancos se presentan hierbas de los géneros *Asplenium* *Polystichum* y *Polypodium*. En terrenos planos y húmedos y en laderas rocosas, existen plantas que forman alfombras cerradas y duras. En las zonas

bajas se encuentran vegetación más densa y variada como plantas semi- arbustivas.

La fauna nativa en los linderos del denuncia está conformada por vizcachas, zorro andino, el zorrino. Las aves están representadas por fringíidos, la lechuza de los arenales, los pamperos, perdices, el puco puco, ganzo andino. La fauna en las laderas es más variada, se observan bandurrias, el yanavico, la tórtola cordillerana, las golondrinas y el jilguero negro.

También existen especies en vías de extinción como el cóndor andino, comadrejas, puma, taruca, venado gris de los andes.

Lejanas al proyecto existen diversas estancias y pequeñas agrupaciones poblacionales que crían ganadería vacuna, caballar, ovina, porcina y animales domésticos.

#### **1.1.4. Recursos naturales.**

Departamento de Geología, (2010). El agua es el único recurso natural que se aprovecha sin mayor esfuerzo desde la superficie, el agua para la perforación y demás usos es almacenado en un reservorio ubicado en el Nv 12, el cual es alimentado a través de tuberías desde los deshielos, de allí es bombeado hasta el Nv 13, y hacia los niveles inferiores se traslada por gravedad.

Recursos humanos: En la mina Arequipa M, el personal especializado y obreros son contratados en las ciudades de Huaraz y Carhuaz, entre el personal se puede distinguir a los trabajadores de mano de obra

especializada que cuentan con regular o bastante experiencia en el campo de la minería, y muchos vienen de haber laborado en otras minas importantes del Perú, estos se desempeñan como maestros de mina, también se cuenta con personal de mano de obra no calificada, estos mayormente son de la comunidad de Vicos y entran a laborar como ayudantes. La minería es una importante fuente de trabajo para la comunidad de Vicos.

## **1.2. Entorno geológico.**

### **1.2.1. Geología regional.**

Departamento de Geología, (2010).

#### **Estratigrafía:**

**Depósitos Cuaternarios:** Los depósitos que se distinguen son: Fluvioglaciares, aluviales.

**Depósitos Fluvioglaciares,** son depósitos transportados por los hielos depositados en los terrenos bajos adyacentes como morrenas y extensos mantos. Las morrenas son abundantes en los flancos de Quebrada Honda y Quebrada Escalón. Los mantos fluvioglaciares están mayormente al pie de monte, consisten principalmente de gravas y arenas poco consolidadas.

**Formación Carhuaz:** Esta formación es concordante con la formación Santa, consiste de areniscas y cuarcitas finas, marrones y blanquecinas en capas delgadas, con abundante intercalación de arcillas y lutitas litificadas de color gris a gris verdoso.

Las intercalaciones de caliza y yeso son comunes en la base de la formación. Esta formación es observable desde Jangas hasta Carhuaz y alcanza su máximo desarrollo en todo el Callejón de Huaylas donde el INGEMMET reporta 1.500 m de grosor.

**Formación Santa:** Consiste de calizas de color azul grisáceo y arcillas calcáreas que sobreyacen a la Formación Chimú e infrayacen a la Formación Carhuaz, ambos contactos con discordancia paralela.

Su grosor es restringido, en muchos casos en las hojas del INGEMMET ha sido cartografiado junto a la Formación Carhuaz como Santa-Carhuaz por su grosor restringido (100-380 m) y en el Callejón de Huaylas alcanza un grosor mayor, extendiéndose al SE con un grosor restringido. (Wilson, 1963).

**Formación Chicama:** Consiste de grosores considerables de lutitas oscuras, areniscas finas y cuarcitas de color gris oscuros, crema y blanco de ambiente reductor que afloran al noreste y sureste del área de estudio. El Dr. Ericksen observó que el estrato está plegado en forma isoclinal.

Son del Jurásico superior de edad Titoniana, correlacional con el grupo Yura del Sur. Son rocas más antiguas que afloran alrededor de la Quebrada Honda y se estiman grosores de 800m. Se considera que estos afloramientos extensos, son producto de factores estructurales, considerando la tectónica del área, se piensa en sobre escurrimientos intraformacionales, que aparentemente sugerirían un gran espesor.

**Rocas Intrusivas:** Batolito de la Cordillera Blanca, que es parte de la Cordillera Interandina, ubicado en la parte central de la Cordillera Occidental con un rumbo paralelo a las estructuras regionales y alcanzan una longitud de 200 Km. y ancho entre 12-15 Km. La litología predominante es granodiorita/tonalita de grano grueso, con desarrollo de foliación en algunos sectores, también se presentan juegos desarrollados de diaclasas de sistemas NW-SE y otros de rumbo NE-SW, ambos con buzamientos sub-verticales, un tercer sistema sub-horizontales. La foliación se debe a la alineación y orientación paralela de los cristales que componen la roca intrusita. Muchas de las diaclasas muestran evidencias de movimientos o asociaciones con estrías de cizallamiento. (INGMMET, 1995).

### **1.2.2. Geología local.**

Departamento de Geología, (2010). Las rocas que afloran a los alrededores de las vetas del yacimiento Arequipa “M” son rocas intrusivas granodioríticas de edad Terciaria superior de grano grueso, leucócrato que tiene 5 Km. de diámetro y cubre la propiedad minera de Arequipa “M”, por partes este intrusivo está cortado por diques de diabasa y aplita. El Batolito de la Cordillera Blanca El cual se le asigna haber intruido a fines del Mioceno, tiene su límite marcado y continuo en la parte Oeste, mientras que en el Este es característico encontrar apófisis y stocks aislados sub-redondeados entre 4 a 5 Km. de diámetro como se observa en el plano geológico del yacimiento Arequipa. En el contacto del intrusivo con sedimentos de la Fm.

Chicama hay presencia de cuarcitas y filitas. En la parte norte del yacimiento (Hacia Quebrada Escalón) y el sur (partes altas) se emplazan areniscas, cuarcitas, lutitas de la Fm. Chicama que constituye un metalotecto importante donde hay ocurrencia de mineralización y se ubican minas antiguas como Laurión, Huamana, Atlante, Chaco, Soledad, Cóndor, Merced, Esparta y Toma la Mano, esta última en actual operación.

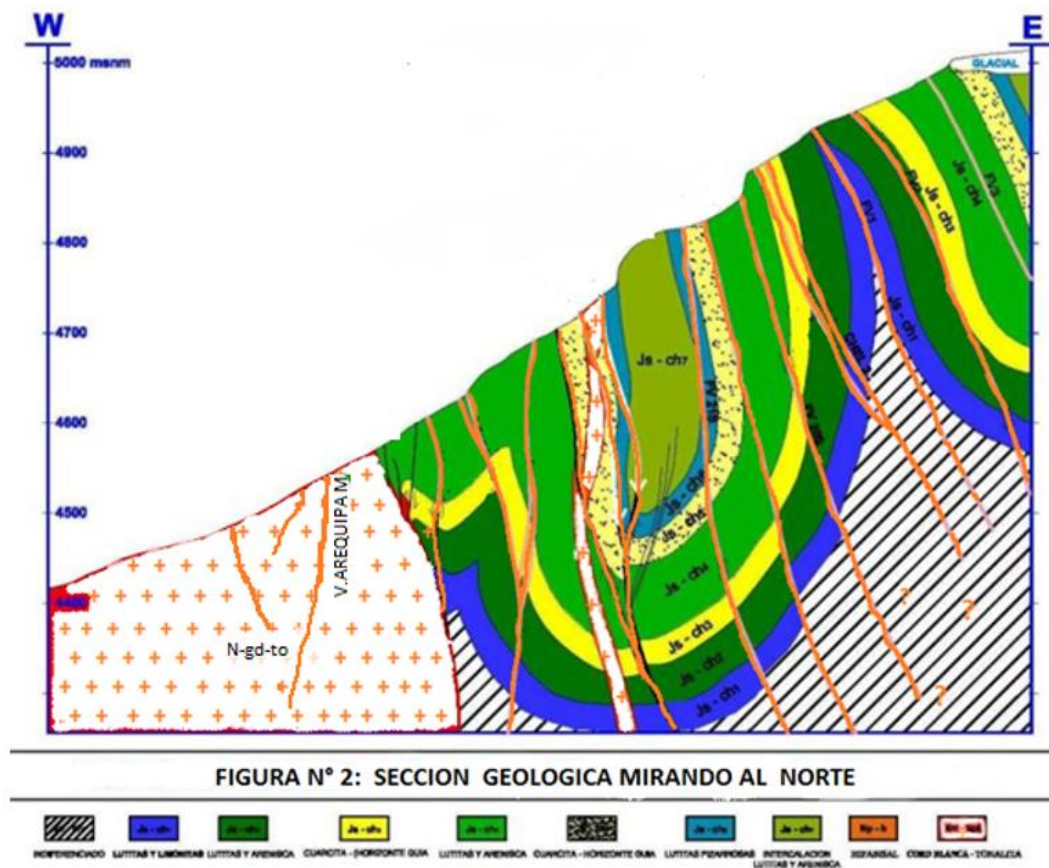


Figura N° 2: Modelo conceptual del sistema de vetas polimetálicas en el Proyecto Arequipa “M” y zonas aledañas (Ancash)  
 Fuente: A.C. Agregados S.A.C., Evaluación geológica del proyecto minero Arequipa “M” 2014.

### 1.2.3. Geología estructural.

Departamento de Geología, (2010). De oeste a este destacan las siguientes Unidades.

- Unidad Tectónica de la Cordillera Negra y el Callejón de Huaylas.
- Unidad Tectónica de la Cordillera Blanca y Callejón de Conchucos, con tres zonas estructurales bien definidas: El Batolito de la Cordillera Blanca, el Eje de la Cordillera Blanca y el Callejón de Conchucos.
- Unidad Tectónica de Sobreescurremientos al Este del Callejón de Conchucos.
- Las minas de Ag, Pb y Zn explotadas en la región, se ubican en el extremo oriental del Batolito de la Cordillera Blanca, en el contacto con la Formación Chicama. las vetas del proyecto Arequipa “M” se ubican en la Unidad Tectónica de la Cordillera Blanca; en la zona Estructural del Eje de la Cordillera, específicamente cerca del contacto oriental del Batolito con las rocas de la Formación Chicama.

**Pliegues:** El plegamiento en la zona fue intenso. Se encuentran pliegues de tipo isoclinal y concéntrico en profundidad; la orientación de los ejes en superficie es mayormente N-S con buzamiento promedio del plano axial del orden de 75°E.



En el borde norte del Proyecto se observan las diferentes unidades estratigráficas diferenciadas en la Formación Chicama. Estas se presentan formando pliegues isoclinales, con plano axial curvado y buzamiento vertical a subvertical. Los pliegues cercanos al Batolito de la Cordillera Blanca son más pequeños y con planos axiales más echados, buzando hacia el oeste (Figura 3). En el flanco oeste de esta estructura se ubican las vetas del proyecto Arequipa “M” las cuales parecen mostrar una ligera tendencia a juntarse en profundidad.

**Fallas longitudinales:** Son estructuras del Sistema Andino que corresponden a fallas regionales de dirección NW-SE, las cuales han controlado la evolución estructural de las cuencas marinas mesozoicas. Estas fallas son generalmente del tipo inverso, y paralelas a los ejes de los pliegues N-S; muestran y buzamientos entre  $65^\circ$  y  $87^\circ$  tanto al Este como al oeste en algunos casos se encuentran conjugadas. En los planos de falla se han observado microestructuras asociadas al movimiento relativo de sus bloques, que proporcionan pitch (grado de inclinación) del esfuerzo de corte de tipo inverso entre  $75^\circ$  y  $90^\circ$ . Los planos de falla se orientan paralelos a oblicuos a la estratificación.

**Fallas Transversales:** Son estructuras de dirección NE-SW que pertenecen al sistema de fallas Huanllac-Churín y Huaraz-Recuay. Aparentemente, se trata de fallas tipo cizalla originadas por el movimiento transcurrente de las estructuras de rumbo andino.

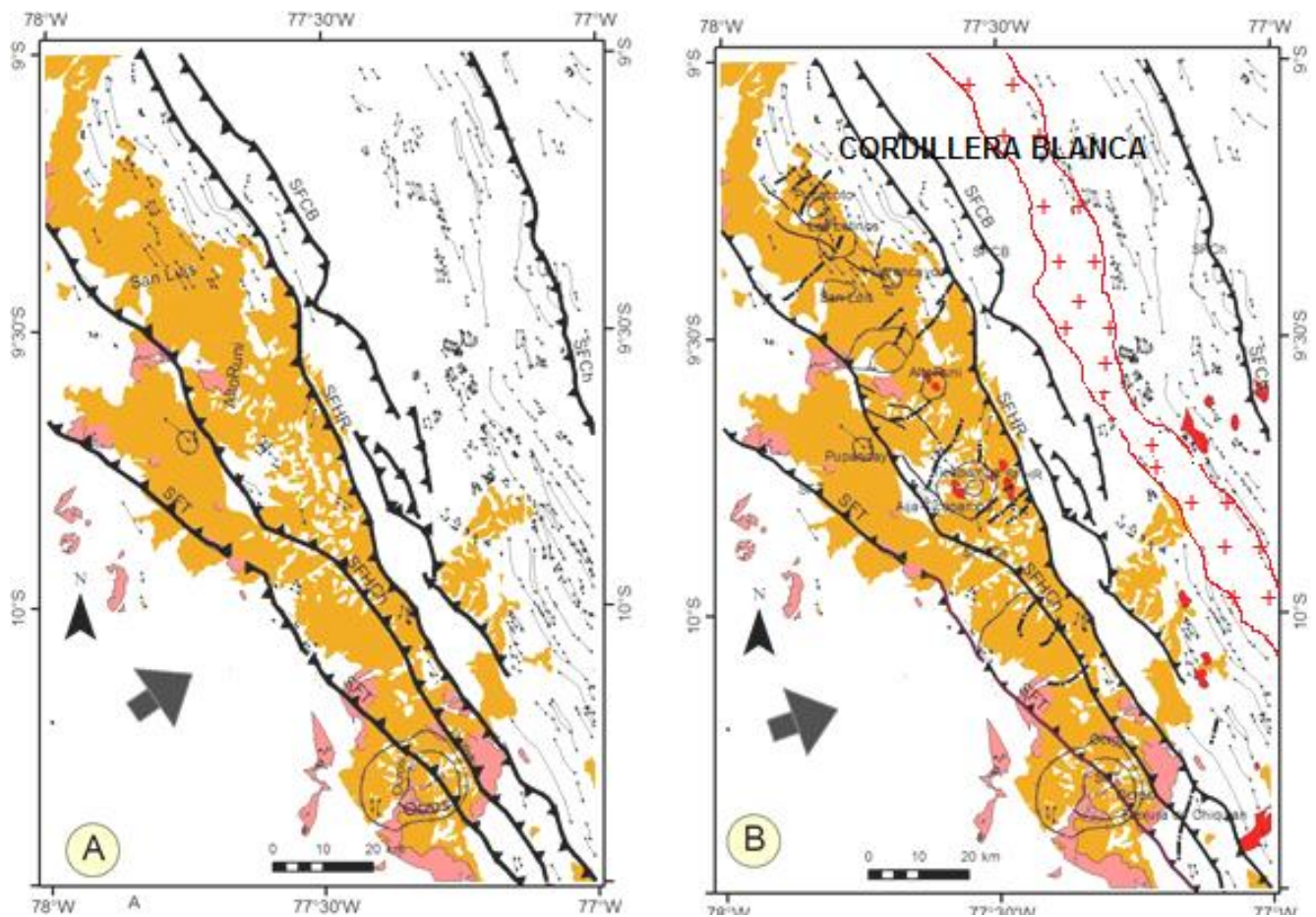


Figura N° 3: Controles estructurales del arco magmático y una interpretación cinemática regional. (A) Eoceno, (B) Mioceno: Formación de la Cordillera Blanca.

Fuente: A.C. Agregados S.A.C., Evaluación geológica del proyecto minero Arequipa “M” 2014.

**Vetas:** Las estructuras mineralizadas en el área del proyecto Arequipa “M” son vetas polimetálicas de oro-plata-plomo-zinc (galena argentífera) siendo las principales económicamente las vetas Arequipa “M”, Caballito, Victoria, Loreta y otras por explorar que son controladas por fallamiento y posiblemente por un cuerpo subvolcánico.

Las vetas presentan una orientación paralela al eje de los pliegues y fallas inversas regionales. Tanto en superficie como en

interior mina, se ha observado que las cajas de las vetas presentan microestructuras en el plano de la veta falla, tales como estrías, y microfracturas oblicuas al plano de falla, que determinan buzamientos del esfuerzo de corte comprendido entre 75° y 90°.

#### **1.2.4. Geología económica.**

Departamento de Geología, (2010). La mineralización en la Unidad de Producción Arequipa “M” está constituida por vetas epitermales polimetálicas Au-Ag-Pb-Zn de sulfuración baja a intermedia que rellenan fracturas en el intrusivo y en la secuencia sedimentaria, están relacionadas con la actividad magmático-hidrotermal del Batolito de la Cordillera Blanca de edad Mioceno-Plioceno. La mineralización se presenta en vetas, vetillas y cuerpos de cuarzo. En el caso de la Veta Arequipa “M”, se observa un claro zoneamiento caracterizado por incremento de Au-Ag en la parte superior que va variando a Pb-Zn en profundidad.

**Mineralización:** En el Proyecto Arequipa “M”, las estructuras mineralizadas se encuentran emplazadas en el intrusivo de granodiorita y en la secuencia sedimentaria de la Formación Chicama. Las anomalías de Au-Ag-Pb-Zn reportadas, están básicamente controladas por estructuras de tres (3) tipos: vetas bien definidas, vetillas bandeadas, y cuerpos silíceos.

**Vetas:** En el proyecto Arequipa M, se han cartografiado nueve (9) vetas principales, con afloramientos, en algunos casos proyectados, de 0.12 a 1.2 km de longitud. La mineralización se desarrolla

generalmente en estructuras bien definidas (Vetas Loreta y Arequipa M), en algunos casos y en ocasiones de forma arrosariadas (vetas Arequipa Sur, Caballito, Victoria), también en las intercepciones de dos o más vetas (Caballito-Arequipa M); los anchos varían entre 0.3 y 2.0m. Es muy común el desarrollo de lazos sigmoides (ramales) que generan en sus intersecciones zonas favorables para la ocurrencia de mineralización económica (Lámina 003).

Los principales minerales de mena reportados son: galena, esfalerita, calcopirita, bornita, covelita; y como minerales de ganga destacan: pirita, arsenopirita, pirrotina, cuarzo en tres generaciones (blanco, hialino y gris), turmalina, calcita, baritina, rodocrosita, malaquita, psilomelano.

En las vetas Arequipa “M”, Arequipa Sur, Melgar, Reyna hay evidencias de mineralización de oro como se puede constatar en los reportes de ensayos químicos (Lámina 003 y Anexo 03).

**Cuerpos Silíceos:** Se han identificado cuerpos silíceos (sigmoides) localizados en la Veta Loreta; los anchos de estos cuerpos alcanzan hasta 5m, y están constituidos por vetas, vetillas y venillas paralelas a la veta principal (caja techo y piso) y vetillas tensionales. las estructuras han sido rellenadas con mineralización de turmalina, pirita, siderita (?), cuarzo de tres generaciones (blanco, gris, hialino), limonitas, y silomelano.

**Vetillas:** En las estructuras principales se han observado numerosas vetillas con relleno de sulfuros (galena, esfalerita, pirita) y cuarzo de diferentes generaciones; así mismo se han observado vetillas de turmalina y vetillas de pirita en las cajas piso y techo de las estructuras principales. Estas vetillas se desarrollan, en muchos casos, paralelas a la estructura principal (vetas Arequipa M, Caballito, Arequipa Sur).

En algunos sectores de las vetas existen zonas con fuerte fracturamiento multidireccional con relleno de sulfuros, sílice, pirita y limonitas (Vetas Arequipa M Niv. 3, Loreta, Caballito).

**Alteración hidrotermal:** En el proyecto Arequipa “M” se han definido varios estilos de alteración con intensidades variables, dentro de las estructuras y en la periferia de las mismas.

**Silicificación:** representada por la asociación cuarzo-pirita. Presenta intensidad moderada a fuerte y se desarrolla preferentemente en la veta, y en algunos casos en los hastiales de la misma, alcanzando anchos de 1 a 2m (vetas Arequipa M, Arequipa Sur, Caballito, Loreta). En superficie es la alteración más frecuente.

**Argilización:** se origina mayormente en las cajas de las vetas, alcanzando anchos de hasta 2m (interior mina). En superficie está representada por el ensamble caolinita-sílice-pirita y afecta de forma débil a moderada a las rocas caja y a los crestones silicificados.

**Propilitización:** se desarrolla con preferencia en la periferia de las vetas y cuerpos. Está constituida por el ensamble clorita-calcita-

epidota-pirita; y se manifiesta generalmente por una débil epidotización y cloritización en los intrusivos, lutitas y areniscas.

**Piritización:** se observan halos de piritización en las vetas Arequipa M, Caballito, donde la matriz se encuentra débilmente argilizada, y la pirita ocurre de forma diseminada.

**Turmalinización:** se observa en las cajas de la Veta Caballito y Loreta (extremo Este).

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO REFERENCIAL**

#### **2.1. Antecedentes.**

La Tesis: **“Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera aurífera Retamas S.A.”** Sustentado el año 2013 por el Ingeniero Robert Antonio Loza Carazas, para optar el título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional “Jorge Basadre Grohmann” – Tacna, Facultad de Ingeniería. La tesis tiene como conclusiones principales las siguientes:

- Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geo mecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión que de manera común o empleando otros modelos matemáticos.

- Las mediciones geo mecánicas realizadas para este tipo de roca son: GSI=47; y RQD= 55,6%
- El ángulo de fricción interna varía entre 44° y 55°.
- El factor de seguridad es de 1,5.
- Se perfora 41 taladros (39 de producción y 02 de alivio) para este tipo de roca (regular – A), donde se realiza los trabajos de perforación y voladura, en el CX 10 111-Norte.
- El factor de energía es de 10,85 MJ/t.
- El factor de carga 1,7 Kg/m<sup>3</sup>.
- El avance del disparo se mejora en un 95%.

La Tesis: **“evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la Cía. consorcio minero Horizonte-U/P CulebrillaS”**

Sustentado el año 2012 por los ingenieros LLANCO SEDANO, James Humberto y SICUS QUISPE, Yasser Rivelinho, para optar el título profesional Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de Huancavelica Facultad de Ingeniería de Minas y Civil Escuela Académico Profesional de Minas. En la tesis tiene como conclusiones principales las siguientes:

- Se ha demostrado con un nivel de significancia del 5% y la prueba t de Student, que la aplicación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas ha influido significativamente en la reducción de las fallas en las voladuras en la empresa CMH-U/P Culebrillas.



- Para que la aplicación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas sea aceptable debemos realizar evaluaciones geomecánicas constante en las labores mineras.
- El método aplicado de voladura es más seguro que los métodos empíricos utilizado anteriormente, ya que este método ha conllevado a la minimización de consumo de explosivos, desgaste de máquinas, mano de obra y otros para la empresa.
- El método ha mejorado la fragmentación de la roca la cual facilita la limpieza, carguío, acarreo, transporte y molienda del material.
- La aplicación de las clasificaciones geomecánicas en la voladura ha reducido el factor de potencia, consumo específico, número de taladros como también ha mejorado la distribución de la malla de perforación.
- La realización de dos taladros de alivio influye considerablemente en la reducción de fallas en la voladura de las labores mineras de la empresa.
- Se demuestra que la ecuación de Ashby (C.E) relacionada con las clasificaciones geomecánicas (RMR, RQD, GSI) cumplen los estándares de consumo de explosivo (Ábacos y tablas).
- Se ha reducido en un 51% las fallas de voladura en los cuatro últimos meses.

La Tesis: **“Ejecución del proyecto crucero 532 NW para la integración de las minas Ishihuinca - Córdova e incrementar reservas**

en la unidad Caraveli de Cía. de minas Buenaventura”. Sustentado el año 2008 por Ingeniero Vásquez Santos J. para optar el título profesional Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú. Donde se establece las fórmulas matemáticas que se utilizan para el diseño de mallas de perforación para los diferentes tipos de roca en un crucero, el cual nos sirve como referencia para el cálculo de burden y espaciamento, como se muestra en el cuadro siguiente:

Tabla N° 4: Regla practica para determinar burden y espaciamento

### REGLA PRÁCTICA PARA DETERMINAR BURDEN Y ESPACIAMIENTO

SECCION DEL CORTE	VALOR DEL BURDEN	LADO DE LA SECCION
PRIMERA	$B_1 = 1.5 \times D_1$	$B_1 \times (2)^{1/2}$
SEGUNDA	$B_2 = B_1 \times (2)^{1/2}$	$1.5 \times B_2 (2)^{1/2}$
TERCERA	$B_3 = 1.5 \times B_2 \times (2)^{1/2}$	$1.5 \times B_3 (2)^{1/2}$
CUARTA	$B_4 = 1.5 \times B_3 \times (2)^{1/2}$	$1.5 \times B_4 (2)^{1/2}$

	Unid.	Cantidad
Diametro del tal. ( $D_1$ )	m.	0.038
Diametro del tal. de alivio ( $D_2$ )	m.	0.045

$B_1 =$	0.057	$e =$	0.081
$B_2 =$	0.081	$e =$	0.171
$B_3 =$	0.171	$e =$	0.363
$B_4 =$	0.363	$e =$	0.770

Fuente: Vásquez Santos J.

En la Monografía: **“Implementación del modelo matemático de áreas de influencia, para el diseño de malla de perforación y voladura en la Rampa (-) 445SW, en la UM. Arequipa M. de la Cía. AC. Agregados S.A.C.”** Sustentado el año 2016 por el ingeniero FLORES ISIDRO, Efraín Donato, para optar el título profesional Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo Facultad de ingeniería de minas, geología y metalurgia. La monografía tiene las siguientes conclusiones:

- Si fue posible Diseñar mallas de perforación y voladura subterránea para frentes en la mina Arequipa M. de la Cía. Minera AC. AGREDADOS, utilizando la nueva teoría de áreas de influencia.
- Gracias al nuevo diseño de mallas de perforación se logró cumplir con los avances programados.
- Con el nuevo diseño de mallas de perforación se logró disminuir los kg. De explosivos, reflejando bajo factor de carga de 27kg/ml a 23,89kg/ml.

## **2.2. Marco teórico.**

### **2.2.1. Diseño de malla y Cálculo de Voladura en Galerías y Túneles (Método de Holmberg).**

Loza, (2013). **Sistema de Avance.-** La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de un frente dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado.
- Tiempo disponible para la ejecución.

- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

En rocas competentes las labores con secciones inferiores a 100 m<sup>2</sup> pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso, la excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permite la excavación a plena sección (ver figura siguiente).

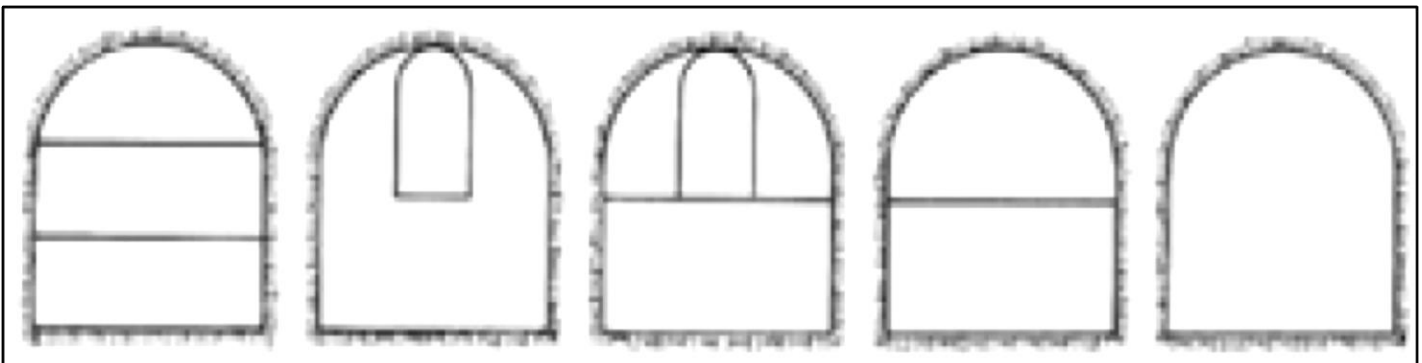


Figura N° 4: Sistemas de avances en galerías y túneles por HOLMERC  
Fuente: Loza Carazas, Robert Antonio

Loza, (2013). **Esquemas de Voladura.**- La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m<sup>2</sup>. Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m<sup>2</sup>. En los

arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre

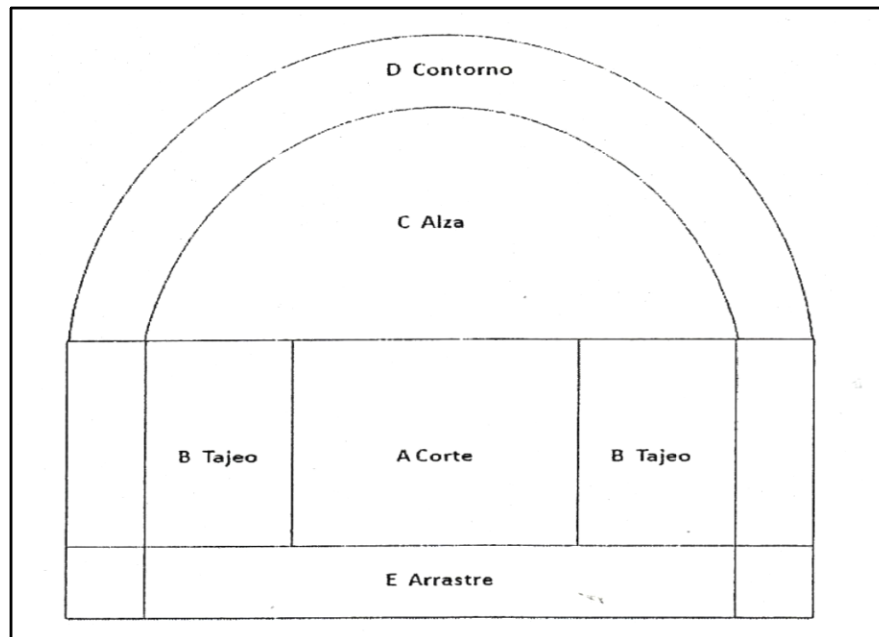


Figura N° 5: Sección de un túnel establecidas por HOLMERM  
Fuente: Loza Carazas, Robert Antonio

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras el emboquille y avance. En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombros, en la fragmentación y también

en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombros es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (Piñas, 2007), Citado por Loza (2013). Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras el emboquille y avance. En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombros, en la fragmentación y también en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombros es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (Piñas, 2007).

### **2.2.2. Cálculo de Voladuras.**

**Avance por Disparo.-** El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “x” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”.

$$\mathbf{X = 0,95 \times L}$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$\mathbf{L=0,15+34,1\phi-39,4\phi^2}$$

Dónde:  $\phi_{28T}$  = diámetro del taladro vacío (m) Cuando se utilizan arranques de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo:

$$\phi_2 = \phi'2 \sqrt{NB}$$

Dónde:  $\phi'2$  = es el diámetro del taladro vacíos de menor diámetro.

**Arranque de cuatro Secciones.-** El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la figura 2.3. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “1.7 a 2” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963), las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.

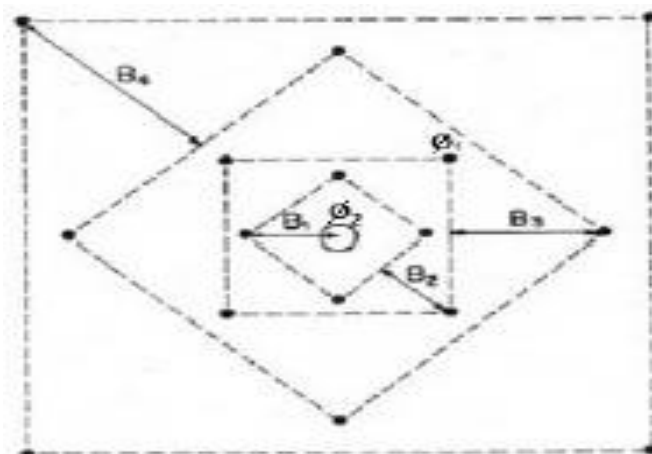


Figura N° 6: Arranque de cuatro secciones.  
Fuente. Manual de P&V López Jimeno.

Para los burden mayores " $\phi_2$ " el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a " $\phi_2$ ", pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden se calcule sobre la base de:

$$B_1 = 1,5 \phi_2$$

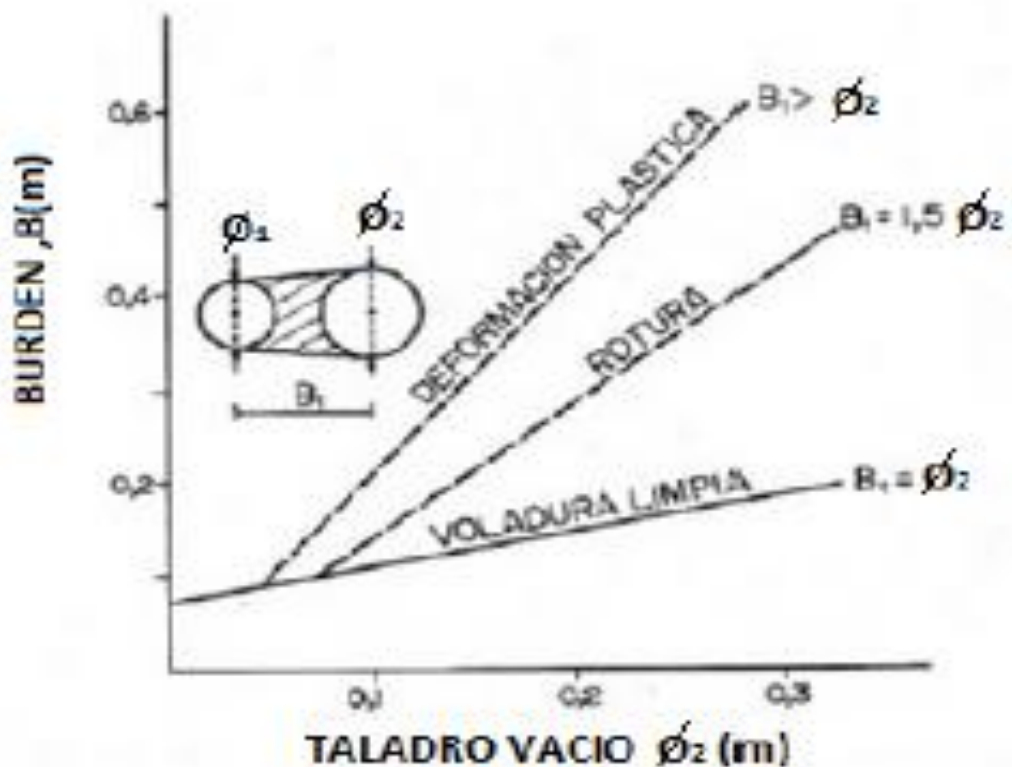


Figura N° 7: Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos  
Fuente: Manual de P&V López Jimeno.

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de:



$$B1=1,02-EP=1,702-(\alpha.L +e) \text{ (Ecu. 2.5)}$$

Dónde:

- EP= Error de perforación (m).
- $\alpha$  = Desviación angular (m/m).
- L = Profundidad de los taladros (m).
- e = Error de emboquille (m).

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55 \phi_1 \left[ \frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} \times \left[ B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[ \frac{c}{0,4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Dónde:

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

$\phi_1$  = Diámetro de perforación (m)

$\phi_2$  = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden

C = Constante de roca

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una

variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que para una concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión del burden a partir de la ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco más complejo.

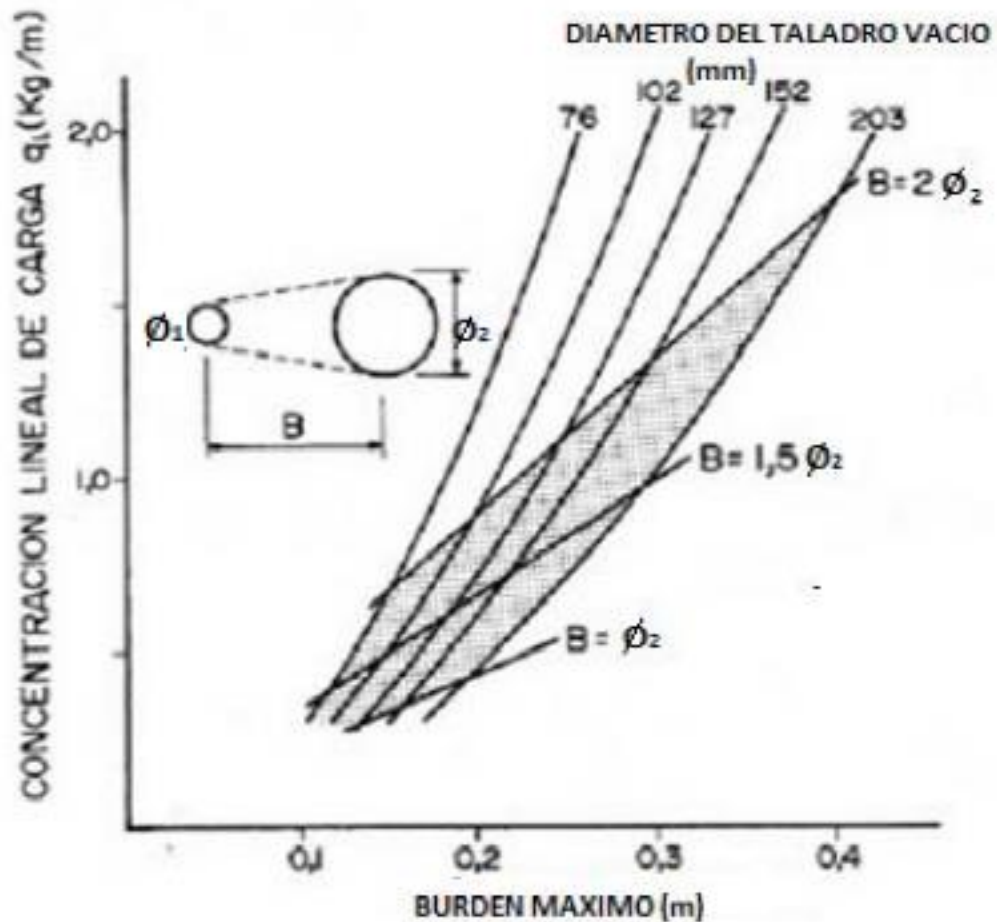


Figura N° 8: Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.

Fuente: Larsson y Clark.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura "Ah" y que se conocen las concentraciones lineales de carga "q1" el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_{1xc}}}$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en grafico N° 06 la superficie libre “Ah” difiere de la distancia “A’h” en la primera sección, por lo que:

$$A_h = \sqrt{2} (B_1 - E_p)$$

y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_{1xc}}}$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico.

$$B_2 = B - E_p$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “B2” ya que debe satisfacer:  $B_2 \leq 2 A_h$

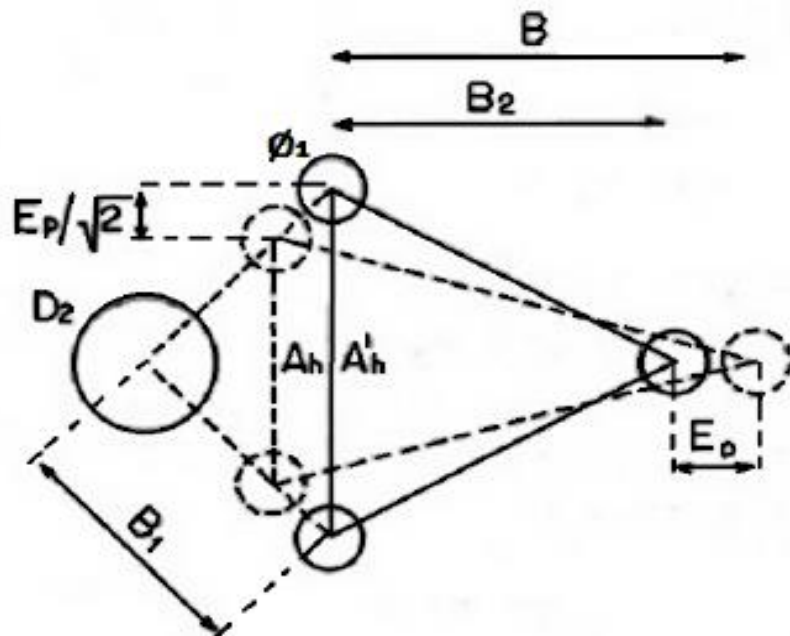


Figura N° 9: Influencia en la desviación de los taladros  
Fuente: Manual P&V López Jimeno

Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con:

$$Q_1 = \frac{540 \phi_1 \times c \times A_h}{RWS_{ANFO}}$$

Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación. El ángulo de apertura debe ser también menor de 1,6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones. Esto significa que:

$$B_2 > 0,5 Ah$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con:

$$B_2 = 0,7B$$

Una regla de dedo para determinar el número de secciones, es que la longitud del lado de la última sección "B" no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección.

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T = 10 \phi_1$$

**Arrastres.-** El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f (S/B)}}$$

Dónde:

- 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
- $\bar{C} = c + 0,05$  para burden  $\geq 1,4$  m
- $\bar{C} = c + 0,07/B$  para burden  $< 1,4$  m

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ $\gamma$ ” o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m un ángulo de 3°, que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NÚMERO ENTERO DE } \left[ \frac{AT+2Lxsen\gamma}{B} + 2 \right]$$

Dónde:

- AT = anchura de la labor (m)

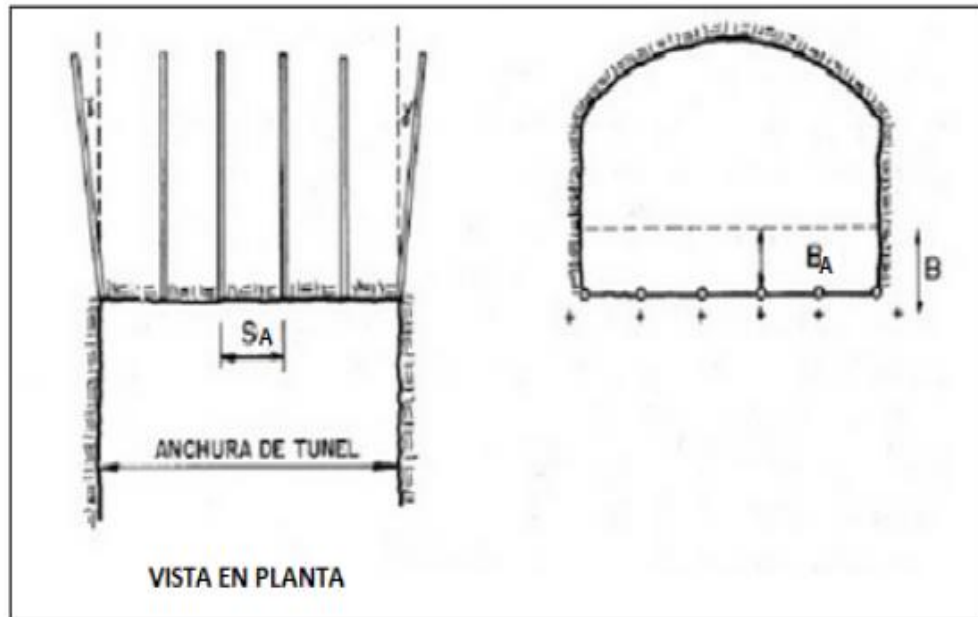


Figura N° 10: Geometría de los taladros de arrastres.  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

En la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que si debe cumplirse es la condición:  
 $B \leq 0,6 L$

**Núcleo.-** El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamiento/ burden

Tabla N° 5: Factores de fijación y relación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación "f"	Relación S/B
HACIA ARRIBA Y HORIZONTALMENTE	1,45	1,25
HACIA ABAJO	1,20	1,25

Fuente: Manual P&V López Jimeno.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

**Contorno.-** En caso que en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes valores:

Factor de fijación  $f = 1.2$

Relación  $S/B \quad S/B = 1,25$

Concentración de la carga de columna  $q_c = 0,5 q_f$

Siendo  $q_f$  la concentración de carga de fondo.

En el caso que se tenga que realizar voladuras controladas el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de:

$$s_c = K \cdot \varnothing$$

Dónde:

$K$  = constante [15,16]

$\varnothing$  = diámetro de taladro (se expresa en metros).

El origen de esta investigación de diseño de mallas de perforación y voladura subterránea, surge en un análisis de área de influencia de un taladro, que se genera en la voladura

**Reformulación del Modelo Matemático.-** La reformulación se realiza para la utilización de cargas de fondo y de columna de un

taladro, en donde el área de influencia es calculada usando dos tipos de explosivo: de fondo y columna

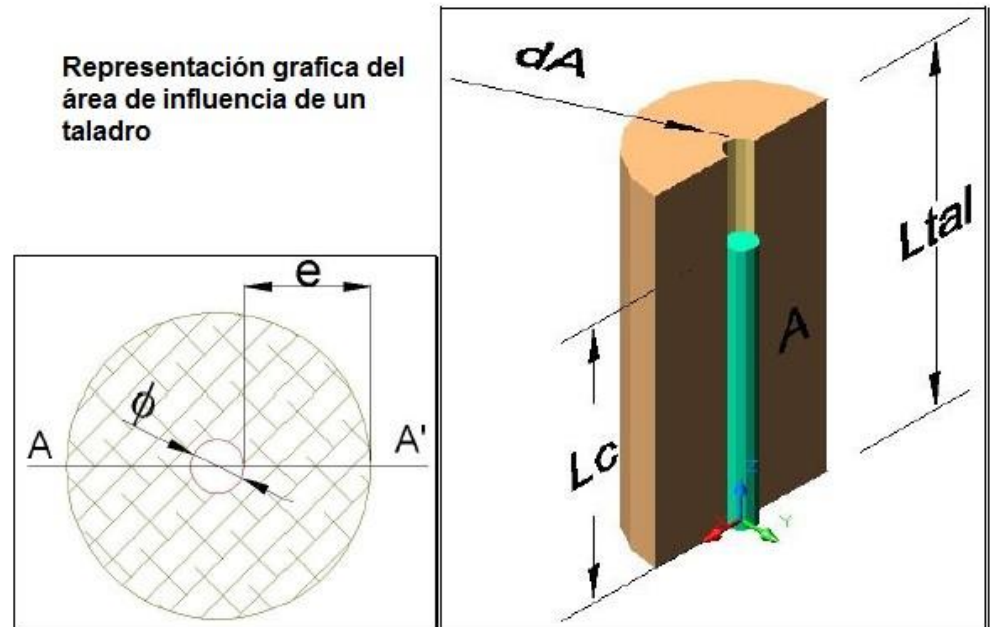


Figura N° 11: Área de influencia de un taladro

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET”

### 2.2.3. Análisis de Variables que Intervienen en el Diseño

- **Diámetro del taladro “ $\phi$ ”.-** El diámetro de taladro es el diámetro de la broca, que puede seleccionarse desde 2,5 cm a 45 cm, según su aplicación.
- **Presión de detonación del explosivo “PoD”.-** La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura que varía desde los 30 kbar a 202 kbar (EXSA, 2005).



$$P_0D = 0,25 * 10^{-5} * \delta * V_0D^2$$

Dónde:

$\delta$  = Densidad del explosivo (g/cc)

$V_0D$  = Velocidad de detonacion del explosivo (m/s)

- **El factor de carguío.-** está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro, donde:  $F_c \leq 1$

$$F_c = \frac{V_e}{V_{TAL}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

- **Acoplamiento del explosivo “Ae”.-** El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo “ $\phi_e$ ” y diámetro del taladro “ $\phi_{tal}$ ”,

Dónde:

$$A_e \leq 1$$

$$A_e = \phi_e \phi_{tal}$$

- **Longitud de carga explosiva “Lc”.-** La longitud de carga está en función del diámetro del explosivo “e”, longitud del explosivo “Le”, numero de cartuchos por taladro “N°c/tal” y el acoplamiento “Ae”, donde  $L_c \leq \frac{3}{4} L_{tal}$ .

Se determina el volumen del explosivo desacoplado dentro del taladro:

$$V_e = \frac{\pi * \phi_e^2}{4} * L_e * N^{\circ}_{\text{cart/tal}}$$

Dónde:

$V_e$  = Volumen del explosivo.

$\phi_e$  = Diámetro del explosivo.

$L_e$  = Longitud del explosivo.

$N^{\circ}/\text{Tal}$  = Número de cartuchos por taladro

Se determina el volumen del explosivo acoplado dentro del taladro.

$$V_e = \frac{\pi * \phi_{Ae}^2}{4} * L_c$$

$$\text{donde: } \phi_{Ae} = A_e * \phi_{\text{tal}}$$

Dónde:

$\phi_{Ae}$  = Diámetro del acoplamiento del explosivo.

$\phi_{\text{tal}}$  = Diámetro del taladro.

$L_c$  = Longitud carga.

$A_e$  = Acoplamiento del explosivo.

Reemplazando las ecuaciones, para obtener la longitud de carga “ $L_c$ ”

$$L_c = \left( \frac{\phi_e}{A_e * \phi_{\text{tal}}} \right)^2 * L_e * N^{\circ}_{\text{cart/tal}}$$

**Longitud del taladro “Ltal”.-** La longitud del taladro en perforación subterránea varía según la longitud del barrenado “Lb” y la eficiencia de perforación “Ep”.

$$L_{tal} = L_b * E_p$$

La perforación en frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A_s}$$

Dónde:

$A_s$  = Área de la sección del frente.

Presión de detonación del taladro “PoDtal”:

**Longitud de Carga “Lc”**

**F<sub>CC</sub>:** Factor de carguío de la carga de columna

$$F_{CC} = \frac{V_{CC}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ec}^2 * L_{CC} * N_{cart}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

**F<sub>Cf</sub>:** Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{Cf} = \frac{V_{Cf}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{Cf}^2 * L_{Cf} * N_{cart}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

#### 2.2.4. Determinación de factor de seguridad en voladura subterránea.

En la malla de perforación se ha notado que el burden de arranque es el más crítico, porque es la base de la voladura subterránea.

Entonces se calculará una constante para el factor de seguridad del burden de arranque mediante pruebas de campo. Los burden de corte, arrastre, contorno y núcleo son correlativamente crecientes al burden de arranque, por consiguiente el factor de seguridad de cada uno de estos es correlativamente decreciente al factor de seguridad del arranque (Cruzate, 2004), decreciente

Tabla N° 6: Factores Factor de Seguridad

Fs	Aplicación
2	Núcleo
3	Contornos
4	Arrastre
5	Corte
6	Arranque

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET”

#### 2.2.5. Desviación de perforación “Dp”.

Las desviaciones de perforación afectan mucho al diseño de mallas de perforación, porque varía diseño del burden dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación como el avance del disparo, porque la eficiencia de voladura está relacionada con la

desviación, a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa, Por tanto, se tiene la ecuación:

$$\text{Desv}_b = 0,0031 * L_{\text{perf}}^2 + 0,0063 L_{\text{perf}} + 0,0007$$

Dónde:

$\text{Desv}_b$  = Desviación de perforación con barra (m).

$L_{\text{perf}}$  = Longitud de perforación (m).

#### 2.2.6. Diámetro del taladro de alivio.

Para calcular el diámetro de alivio máximo, y es como sigue

$$B = \frac{\pi * \emptyset}{2}$$

$$\emptyset_{\text{max}} = \frac{2 * B}{\pi}$$

$$\text{SI} \rightarrow B_n = 2 * B$$

$$\therefore \emptyset_{\text{max}} = \frac{B_n}{\pi}$$

#### 2.2.7. Análisis de Fragmentación.

El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución de una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de

finura de dicha muestra, tal grado esta expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla (López, 2000).

### 2.2.8. El Modelo Kuz-Ram.

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983, 1987). Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$\bar{X} = A \left( \frac{V_0}{Q_T} \right)^{0,8} Q_T^{1/6}$$

$$\bar{X} = A \left( \frac{V_0}{Q_e} \right)^{0,8} Q_e^{1/6} \left( \frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30}$$

$\bar{X}$  = Tamaño medio de los fragmentos, cm.

**A** = Factor de roca (Índice de Volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

$V_0$  = Volumen de roca (m<sup>3</sup>) a romper = Burden x Espaciamiento x Longitud de tal.

$Q_e$  = Masa del explosivo utilizado (kilogramo),

$RWS_{ANFO}$  = Fuerza relativa por peso del explosivo ANFO (ANFO = 100).

$Q_T$  = Masa (kilogramo) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

### 2.2.9. Cunningham (1983).

Indica que en su experiencia el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es  $A = 8$  y el límite superior es  $A = 12$ . En una tentativa de cuantificar mejor la selección de "A", el Índice de Volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) se ha adaptado para esta aplicación (Cunningham. 1987). La ecuación es:

$$A = 0,06 \times (RMD + JF + RDI + HF)$$

Tabla N° 7: Factor "A" de Cunningham

Símbolo	Descripción	Valores
A	Factor de roca	8 a 12
RMD	Descripción de la masa rocosa	
	- Desmenuzable/Friable	10
	- Verticalmente Fracturado	JF
	- Masivo	50
JF	JPS + JPA	
JPS	Espaciamiento de las fracturas verticales	
	- < 0,1 m	10
	- - 0,1 a MS	20
	- MS a DP	50
MS	Muy Grande (m)	
DP	Tamaño (m) del diseño de perforación asumido	
	DP > MS	
JPA	Ángulo del plano de las Fracturas	
	- Buzamiento hacia fuera de la cara	20
	- Perpendicular a la cara	30
	- Buzamiento hacia dentro de la cara	40
RDI	Índice de densidad de la roca	25 x RD – 50
RD	Densidad	
HF	Factor de dureza	
	- Si $y < 50$ GPa	HF = y/3
	- Si $y > 50$ GPa	HF =
Y	Módulo de Young (GPa)	UCS/5
UCS	Fuerza compresiva no Confinada (MPa)	

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET"

Es importante, conocer la distribución de la fragmentación como también el tamaño medio de la fragmentación. Aplicando la fórmula de Rosin- Rammler.

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n}$$

Dónde:

X = Tamaño de la malla.

Xc = Tamaño característico.

n = Índice de uniformidad.

R = Proporción de material retenido en la malla, nos da una descripción razonable de la fragmentación.

En la voladura de rocas, el tamaño característico (Xc) es simplemente un factor de escala. Es el tamaño a través del cual el 63,2% de las partículas pasaron.

Si conocemos el tamaño característico (Xc) y el índice de uniformidad (n) entonces una curva típica de fragmentación tal como está graficada en el grafico 09, puede ser trazada. La ecuación anterior puede ser reacomodada para obtener la siguiente expresión para el tamaño característico:

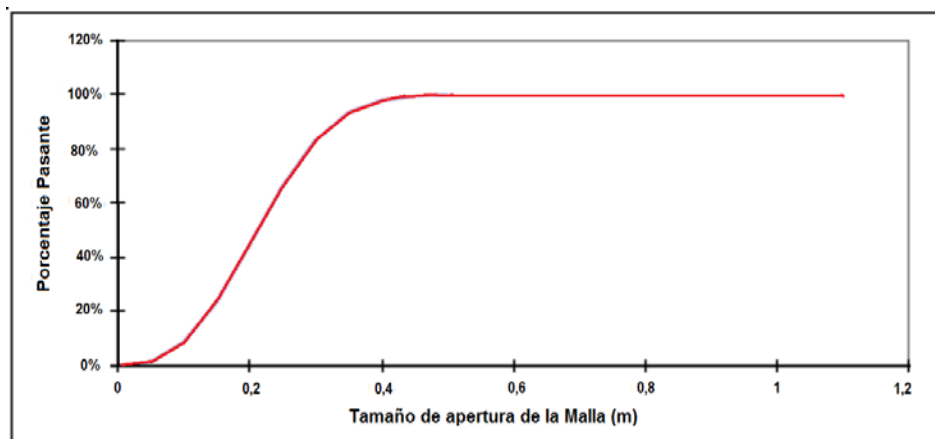


Figura N° 12: Curva de Fragmentación típica donde se puede observar el porcentaje pasante como función de la abertura de la malla.

Fuente: Kuz-Ram.



Ya que la fórmula de Kuznetsov permite hallar el tamaño de la malla por el cual el 50% del material pasa, sustituimos estos valores de:

$$\begin{aligned} X &= \bar{X} \\ R &= 0,5 \end{aligned}$$

Por tanto se tiene:

$$Xc = \frac{\bar{X}}{(0,693)^{1/n}}$$

La expresión para “n” desarrollada por Cunningham (1987) a partir de pruebas de campo es:

$$n = \left(2,2 - 14 \frac{B}{\phi}\right) \left[\frac{1+S}{2}\right]^{0,5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\frac{L}{H}\right)$$

Dónde:

B = Burden (m).

S = Espaciamiento (m).

$\phi$  = Diámetro del taladro (mm).

W = Desviación de perforación (m)

L = Longitud total de la carga (m)

H = Longitud del taladro (m).

$$n = \left(2,2 - 14 \frac{B}{\phi}\right) \left[\frac{1+S}{2}\right]^{0,5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left[\frac{\text{abs}(BLC-CCL)}{L} + 0,1\right]^{0,1} \left(\frac{L}{H}\right)$$

Los valores del burden (B) y el espaciamiento utilizados en la ecuación anterior pertenecen al modelo de perforación y no al modelo de sincronización. Cuando hay dos diferentes explosivos en el taladro (carga de fondo y carga de columna) la ecuación anterior se modifica:

Dónde:

BCL = Longitud de carga de fondo (m).

CCL = Longitud de la carga de columna (m).

abs = Valor absoluto.

Estas ecuaciones son aplicadas a un patrón de perforación (en línea) cuadrado. Si se emplea un patrón de perforación escalonado, “n” aumenta en 10%. El valor de “n” determina la forma de la curva de Rosin-Rammler.

Valores altos indican tamaños uniformes. Por otra parte, valores bajos sugieren un amplio rango de tamaños incluyendo fragmentos grandes y finos.

Tabla N° 8: El efecto de los diferentes parámetros de voladura en “n”

Parámetro	“n” se incrementa tal como el parámetro:
Burden/Diámetro del taladro	Disminuye
Precisión de la Perforación	Aumenta
Longitud de Carga/Altura del Banco	Aumenta
Espaciamiento/Burden	Aumenta

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET

Normalmente, se desea tener la fragmentación uniforme, por eso es que altos valores de  $n$  son preferidos. La experiencia de Cunningham (1987) ha sugerido lo siguiente:

El rango normal de " $n$ " para la fragmentación de la voladura en un terreno razonablemente competente es de 0,75 a 1,5; siendo el promedio alrededor 1,0. En rocas competentes tiene valores más altos. Valores de " $n$ " debajo de 0,75 representan una situación de "finos y de rocas grandes", cuando esto ocurre en una escala amplia en la práctica, indica que las condiciones de la roca no permiten el control de la fragmentación a través de cambios en la voladura. Típicamente esto se origina cuando se descubre una sobrecarga en un terreno alterado. Para valores debajo 1 las variaciones en el índice de la uniformidad ( $n$ ) son más propensas a presentar fragmentos grandes y finos. Para valores de  $n = 1,5$  y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho, y errores en nuestro criterio son menos punitivos. La roca en determinado sitio tiende a fracturarse en una forma particular. Estas formas pueden llamarse aproximadamente "cubos"m "láminas" o "fragmentos". El factor de la forma tiene una importante influencia en los resultados de las pruebas de tamizado, pues la malla generalmente usada es cuadrada, y retendrá la mayor parte de los fragmentos que tengan cualquier dimensión mayor que la del tamaño de la malla. Esta combinación de las ecuaciones de Kuznetsov y de Rossin-Rammler es el llamado modelo de la fragmentación del Kuz-

Ram, debe tomar precaución al aplicar este modelo simple. Los puntos siguientes deben ser recordados (Cunningham, 1983):

- La iniciación y la sincronización deben ser ajustados para aumentar razonablemente la fragmentación y evitar fallas de tiro o tiros cortados.
- El explosivo debe producir una energía cercana a la potencia relativa por peso calculado.
- El fracturamiento y la homogeneidad del terreno requieren una evaluación cuidadosa. La fragmentación se realiza a menudo en la estructura de la roca, especialmente cuando la separación del fracturamiento es más pequeña que el modelo de perforación.

#### **2.2.10. Análisis Operacional de la Constante de roca, Índice y Factores de Voladura.**

En un diseño de voladura podemos encontrar lo siguiente:

- Constante de roca "c" propuesto por Langefors (1978)
- Factor de roca "A" (rock factor).
- Factor de energía.
- Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga. (Technical powder factor).
- Índice de volabilidad (Blastability index).

### 2.2.11. Constante de roca “C” Propuesto por Langefors (1978)

Langefors propone un factor para representar la influencia de la roca y lo definió por  $C_0$ , cuando se refiere a una carga de límite (zero throw condition). “C” indica el valor del factor incluyendo un margen técnico para una satisfactoria rotura se da por  $C = 1,2 \times C_0$ . “ $C_0$ ” tiene un valor de 0,17 kg/m<sup>3</sup> para un granito cristalino (que es el encuentro de una serie de pruebas de explosiones en granito cristalino frágil) y tiene un valor entre 0,18 a 0,35 kg/m<sup>3</sup> para otras rocas. Para los diseños de voladura se toma un valor de  $C = 0,4$  kg/m<sup>3</sup>. Larson (1974) propuso que normalmente el valor constante de rock (0,4 kg/m<sup>3</sup>) puede variar hasta 25%. De forma concreta el modelo de Holmberg solo permite constantes de 0,2 a 0,4 y como lo específicas hace referencia a kg/m<sup>3</sup>, sin embargo, fueron índices que los autores utilizaron, con esas restricciones. Así que solo se puede tomar valores entre ese intervalo, no más ni menos, por lo tanto, se tiene que buscar el valor que mejor represente a la roca a evaluar de acuerdo a la experiencia; es algo confuso por que en otros modelos se encuentra el mismo factor con otros valores, pero repitiendo con otros modelos, son valores que se tomaron en la elaboración del modelo. Uno de los propósitos de esta investigación es encontrar una relación ajustada entre estos índices y para ello se hace un análisis de mínimos cuadrados (método gráfico).

### **2.2.12. Factor de roca “A” (Rock Factor).**

El Índice de Volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) nos sirve para calcular el factor de roca, que también Cunningham en el año 1987 propone una modificación para calcular este factor, este factor es una variable para predecir la fragmentación.

$$\mathbf{FR (A) = 0,12 \times BI}$$

**BI** = Índice de volabilidad

Es necesario resaltar que este valor debe tener una variación de entre 6 a 14, así como lo recomienda la investigación de Sanchidrián et al. Y para ello se ha encontrado una relación polinómica de tercer grado con la constante de roca.

### **2.2.13. Índice de Volabilidad.**

Lilly (1986, 1992) definió el Índice de Volabilidad “**BI**” (Blastability Index) obtenido como suma de los 5 parámetros geomecánicos.

$$\mathbf{BI = 0,5 (GSI + JPO + SGI + RSI)}$$

Tabla N° 9: Parámetros geomecánicos

	Parámetros Geomecánicos	Calificación
1.-	Descripción del macizo rocoso (RMD) 1.1 Friable/poco consolidado 1.2 Diaclasado en bloques 1.3 Totalmente masivo	10 20 50
2.-	Espaciamiento entre planos de las juntas JPS 2.1 Pequeño (< 0,1 m) 2.2 Intermedio (0,1 a 1 m) 2.3 Grande (> 1)	10 20 50
3.-	Orientación de los planos de juntas JPO 3.1 Horizontal 3.2 Buzamiento Normal al frente 3.3 Dirección normal al frente 3.4 Buzamiento coincidente con el frente	10 20 30 40
4.-	Influencia del peso específico (SGI) SGI = 25SG -50 Donde SG = Peso específico en t/m <sup>3</sup>	
5.-	Influencia de la resistencia RSI = 0,05RC Donde RC = Resistencia a la compresión	

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET

Tomando la ecuación se puede obtener que:

$$CE \text{ (kg ANFO/t)} = 0,004 \times BI$$

$$BI = \frac{C.E}{0,004}$$

Con esta ecuación se puede estimar el índice “BI” a partir del consumo específico de explosivo “C.E” de la ecuación de Ashby modificado.

#### 2.2.14. Factor de Energía.

Este factor indica la energía requerida por unidad de peso (MJ/t), se puede estimar a partir del índice de volabilidad de Lilly.

$$FE \text{ (MJ/ t)} = 0,015 \times BI$$

Ahora se expresa esta ecuación en función de consumo específico de explosivo de la ecuación de Ashby.

Reemplazando la ecuación se tiene que:

$$FE = 0,12 \times \frac{C.E}{0,004}$$

$$FE \text{ (MJ/t)} = 30 \text{ (C.E)}$$

#### **2.2.15. Características geo mecánicas del macizo rocoso que tienen una influencia determinante en los resultados de la voladura de rocas.**

Las propiedades del macizo rocoso son importantes en las operaciones de perforación y voladura, por ser el medio en el que actuará los explosivos. Existen diferencias significativas aún entre rocas de la misma zona en una determinada mina por lo que necesario cuantificar algunas de sus propiedades. Por lo que en esta parte, se estudiará las principales propiedades del macizo rocoso.

#### **2.2.16. Propiedades Físico - Mecánicas de las Rocas**

Las propiedades de las rocas constituyen el principal obstáculo en el camino hacia una voladura óptima. Los materiales poseen ciertas características que son función de su origen y de los procesos geológicos posteriores que actuaron sobre ellos. El conjunto de estos fenómenos conduce a un determinado entorno, a una litología en particular con unas heterogeneidades debido a los agregados minerales policristalinos y a las discontinuidades de la masa rocosa (poros y fisuras), y a una estructura geológica con un gran número de discontinuidades (planos de estratificación, fracturas, diaclasas, etc.). En la figura 3.4, se establece la interdependencia que existe entre las



propiedades de las rocas, las variables controlables y algunas de las operaciones básicas del ciclo minero.

Para seleccionar la mezcla explosiva que mejor se adecue a las propiedades del macizo rocoso es necesario definir desde el punto de vista físico y geológico. Las propiedades físicas y mecánicas que influyen en la reacción del macizo rocoso a la energía producida por la detonación de un explosivo son:

- Densidad.
- Resistencia a la compresión y tracción.
- Módulo de Young.
- Relación de Poisson.
- Módulo de Bulk o compresibilidad.
- Velocidad de la onda longitudinal.
- Porosidad.
- Fricción interna.

#### **2.2.17. Características Geológicas y Geotécnicas del Área en Estudio.**

**Litología.-** La voladura en zonas donde se produce un cambio litológico brusco obliga a reconsiderar el diseño, pudiendo seguir dos alternativas: Esquemas iguales para los dos tipos de roca y variación de las cargas unitarias. Esquemas distintos pero con igual carga por taladro.

**Fracturas Preexistentes.-** Todas las rocas presentan discontinuidades, micro fisuras y macro fisuras, que influyen de manera directa en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas y por lo tanto en los resultados de la voladura. En el cuadro N° 06 se puede apreciar los tipos de discontinuidades.

Tabla N° 10: Tipos de discontinuidades.

<b>Absorción de la energía de onda de tensión de las fracturas</b>	<b>Abertura de las fracturas (mm)</b>	<b>Naturaleza de las fracturas</b>
1. Pequeña (<20%)	0 0 – 4,0	Fuertemente cementada  Cementada con un material de impedancia acústica similar a de la
2. Ligera (20% - 40%)	(A) <0,5 (B) <4,0	(A) Fracturas rellenas con agua o (B) Cementada con un material de impedancia acústica 1,5 – 2 veces menor que de la matriz
3. Media (40% - 80%)	0,5 – 1,0	Fracturas abiertas rellenas con aire o agua
4. Grande (>50%)	(A) 0,1 – 1,0 (B) 1,0	(A) Fracturas rellenas con material suelto y poroso (B) Fracturas abiertas rellenas de material suelto poroso, aire y agua

Fuente: Geomecánica y Voladura, Córdova Rojas David.

**Tensiones de Campo.-** Cuando actúan las tensiones de cargas residuales, tectónicas y/o gravitacionales, el esquema de fracturas generado alrededor de los taladros puede estar influenciado por la concentración no uniforme de tensiones alrededor del mismo. En rocas masivas homogéneas, las grietas que empiezan a propagarse

radialmente desde los taladros tienden a seguir la dirección de las tensiones principales.

**Presencia de Agua.-** Las rocas porosas y los macizos rocosos intensamente fracturados saturados de agua presentan habitualmente algunos problemas: Obligan a seleccionar explosivos no alterables por agua. Producen la pérdida de taladros por hundimientos internos. Dificultan la perforación inclinada.

**Temperatura del Macizo Rocos.-** Los yacimientos que contienen piritas suelen presentar problemas de altas temperaturas de la roca por efecto de la oxidación, haciendo que los agentes explosivos del ANFO reaccionen a partir de una temperatura de 120°. Una recomendación general cuando se presentan estos problemas es delimitar el número de taladros por voladura a fin de disminuir el tiempo que transcurre entre la carga y el disparo.

**Variables de la geometría del disparo.-** Las condiciones particulares de cada macizo rocoso determinarán los detalles del diseño de voladura. Las dimensiones principales son el burden y el espaciamiento. La relación de las diferentes dimensiones usadas en el diseño de la malla de perforación y voladura.

**Burden.-** El burden es la distancia perpendicular desde un taladro hasta la superficie libre más cercana en el momento de la detonación. El burden se considera como el adecuado a aquel con el que se ha logrado en la producción continua los requerimientos siguientes:

- Grado uniforme y específico de fragmentación.
- Rotura completa del piso.
- Lanzamiento suficiente del material.

**Espaciamiento.-** Distancia entre taladros y cargas en una fila, medida perpendicularmente hacia el burden y paralelo a la cara libre del movimiento esperado de la roca.

**Otros.-** Entre otros parámetros geométricos importantes tenemos al diámetro de taladro que es importante para obtener una fragmentación adecuada a un costo porque permite a mayor diámetro se puede acumular < mayor cantidad de energía y generalmente, el costo de perforación y de explosivos disminuye a medida que el diámetro del taladro aumenta. También se considera a la altura de banco para tener un diseño de voladura superficial satisfactorio el burden y la altura de banco deben ser compatibles. La altura de banco debe ser por lo menos igual a la distancia del burden y a lo más dos veces el burden.

**La sobre perforación.-** se perfora debajo del nivel del piso para asegurar que la cara completa de la roca sea removida hasta los límites deseados de la excavación. La sobre perforación permite a la amplitud de la onda de esfuerzo estar en su máximo en el nivel del fondo del banco.

**El taco.-** que es la distancia entre la boca del taladro hasta la parte superior de la columna explosiva debe ser llenada con material estéril, para dar confinamiento a los gases

## 2.3. Marco Conceptual.

### 2.3.1. Definición de términos.

Adaptado por el tesista

**Costos operativos:** Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.

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

**Costos indirectos:** Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

**Rendimiento:** En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización.

**Perforación en breasting:** Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.

**Velocidad de detonación:** La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras más alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases.

**Espaciamiento:** Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

**Burden:** Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.

**Cara libre o taladro de alivio:** Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.

**Labores permanentes:** Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá

un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones.

**Labores temporales:** Son labores que requieren un sostenimiento ocasional y menor que en las labores permanentes, pues estas labores serán rellenas luego de ser explotadas.

**Geomecánica:** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.

**Matriz rocosa:** Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta

**Discontinuidades:** Son los planos de origen mecánico o sedimentario que separan los bloques de la matriz rocosa.

Macizo rocoso: Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades.

**Yacimiento:** Concentración u ocurrencia natural de uno o más minerales.

**Anfo:** Es un agente explosivo de bajo precio cuya composición es 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-oil, que equivalen a 3.7 litros de este último por cada 50kg de Nitrato de Amonio.

Emulsión explosiva: Son del tipo inversado “agua en aceite”,componiéndose de dos fases liquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

**El Factor de Potencia y/o Factor de carga:** Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m<sup>3</sup>.

**Disparo soplado:** Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explosiono.

**Paralelismo:** En perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección.

**La perforación tipo breasting:** Es una perforación con dirección horizontal donde la cara libre se ubica en la parte inferior de la malla de perforación.

**Tiros cortados y soplados:** Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados



no explosionaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explosiono.

**La Distribución de la carga explosiva:** Es la cantidad de explosivo y accesorios de voladura que se reparten del polvorín a las diferentes labores de trabajo previo una generación del vale de salida de explosivos.

**Dispersión:** Hace referencia a que debido a la delicada fabricación y propia constitución de los elementos de retardo, se producen diferencias de tiempo entre detonadores individuales de las misma seria, tipo y lote de fabricación, lo que se conoce como dispersión del valor real con respecto al valor nominal.

**Corte quemado:** Es un tipo de arranque que consiste en perforar 3 o más taladros paralelos entre si y paralelos al eje de la galería.

Este tipo de arranque se usa generalmente en terreno duro, dejando uno o algunos taladros vacíos con la finalidad que se constituyan en cara libre, a fin de que la roca triturada se expanda hacia el espacio libre, logrando su expulsión, los taladros del corte deben ser los más profundos.

**Utilidad bruta:** Es la diferencia entre el precio de venta de un bien o servicio y los costos de producción de un producto.

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGIA**

#### **3.1. Identificación, formulación y planteamiento del problema.**

La perforación y voladura es una operación unitaria primaria, principal en la minería subterránea y su diseño de las mallas de perforación y voladura de rocas está basado en diversos modelos matemáticos que son las teorías o métodos con modelos matemáticos que enseñan a diseñar mallas de perforación en voladura subterránea y que tienen limitaciones para su aplicación, tal como es:

- ✓ El Método de Roger Holmberg; Para diseño de malla en Túneles.
- ✓ La teoría de la Comminucion; para diseño de malla en rampas.
- ✓ Métodos empíricos, que calculan número de taladros.

En la Compañía AC. Agregados S.A.C., por mes se registra un promedio de 12 tiros soplados, 8 tiros cortados, 8 tiros anillados, 12 casos de taqueo.

En vista de este problema que genera pérdidas económicas es que se propone implementar un nuevo diseño de malla tomando en cuenta más parámetros para mejorar la voladura y lograr mejores resultados, empleado para el diseño de la malla de perforación el método de Roger Holmberg.

### **3.1.1. Descripción.**

El diseño de la malla de perforación y voladura, es prioritaria porque se tiene diseños para diferentes tipos de roca que existen en la Compañía AC. Agregados S.A.C., y por ser una actividad principal cuyo costo es representativo en la estructura de costos unitarios de minado es importante debe tener el diseño adecuado y óptimo para tener mejores rendimientos y de esta manera realizar el cumplimiento de los programas de avance de la empresa.

### **3.1.2. Problema General.**

¿El diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg, optimizará costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. - 2018?.

### **3.1.3. Problemas Específicos.**

- ¿Se puede involucrar la variable geomecánica (geomecánica (RMR, GSI O RQD) en las ecuaciones de diseño de mallas de perforación y voladura?
- ¿Se puede realizar un monitoreo y evaluación del área de perforación y voladura de Rocas en la Compañía AC. Agregados S.A.C.?
- ¿Se podrá Optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995 en la compañía AC. Agregados S.A.C.?

## **3.2. Objetivos de la investigación.**

### **3.2.1. Objetivo general.**

Realizar el diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg, para optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.

### **3.2.2. Objetivos específicos.**

- Demostrar que si se puede involucrar la variable geomecánica (RMR, GSI O RQD) en las ecuaciones de diseño de mallas de perforación y voladura.
- Realizar un Monitoreo y evaluación del área de perforación y voladura de Rocas en la Compañía AC. Agregados S.A.C.

- Optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995 en la compañía AC. Agregados S.A.C.

### **3.3. Justificación de la investigación.**

En la Compañía AC. Agregados S.A.C., las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas son actividades primarias que tiene gran importancia en el proceso de minado subterráneo. En el diseño de mallas de perforación y voladura, las características físicas, químicas y mecánicas de las rocas, así como la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo rocoso, juegan un papel importante pues permiten conocer la energía necesaria para romper dicho macizo.

Con la ayuda de las teorías o métodos con modelos matemáticos que enseñan a diseñar mallas de perforación en voladura subterránea para obtener estándares eficientes y óptimos generando mayor rentabilidad en la empresa minera.

### **3.4. Viabilidad de la investigación.**

Es viable, porque se tuvo los recursos y el tiempo para la investigación

### **3.5. Delimitación de la investigación.**

El presente trabajo de investigación se delimita en el nivel Diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg en la Compañía AC. Agregados S.A.C. y también para aplicarlo a otras consideraciones similares.

### **3.6. Hipótesis.**

#### **Hipótesis de investigación (Hi):**

El Diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg optimiza los costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. Ac. Agregados S.A.C. – 2018.

#### **Hipótesis nula (Ho):**

Si **No** Diseñamos la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg en la CIA. AC. Agregados S.A.C. Entonces **No** optimizaremos costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.

#### **Hipótesis Específicas:**

- a) Uso de la variable geomecánica (RMR, GSI O RQD) en las ecuaciones de diseño de mallas de perforación y voladura.
- b) Monitorear y evaluar el área de perforación y voladura de Rocas en la Compañía AC. Agregados S.A.C. – 2018.
- c) Optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995 en la Compañía AC Agregados S.A.C.

### **3.7. Operacionalización de las variables.**

#### **Variable Independiente (VI).**

Diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg.

#### **Variables dependientes (VD).**

Costos en la construcción de la (+) Rampa 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.

Tabla N° 11: Operacionalización de variables

<b>Variab</b> les	<b>Dimensión</b>	<b>Indicadores</b>	<b>Índices</b>
<p><b>Variable Independiente (VI)</b></p> <p><b>Diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg.</b></p>	<p>Diseño de la malla de perforación y voladura.</p>	<p>Y1 = Diámetro de taladro.                      Y2 = Longitud de Taladro.                      Y3 = Burden.                      Y5 = Espaciamiento.                      Y6= Acoplamiento.                      Y7 = Longitud de carga.                      Y8 = Factores de carga y energía.                      Y9 = Índice de volabilidad.                      Y10 = Consumo específico de explosivo.                      Y11 = Elección del explosivo adecuado por frente.                      Y12 = Velocidad de detonación.                      Y13 = Presión de detonación.                      Y14 = Diámetro del explosivo.                      Y15 = Densidad del explosivo.                      Y16 = Longitud del explosivo</p>	<p>Milímetros                      Metros                      Metros                      Metros                      Adimensional                      Centímetros                      Kg/m3                      Kg/m3                      Kg                      A dimensional                      Kg/cm2                      m/s                      Kg/m3                      Mm                      Gr/cm3                      cm</p>
<p><b>Variables dependientes (VD)</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. Ac. Agregados S.A.C. – 2018.</li> <li>▪ Monitorear y evaluar el área de perforación y voladura de rocas en la Compañía AC. Agregados S.A.C. – 2018.</li> <li>▪ Evaluación Geomecánica del macizo rocoso (RMR, GSI ó RQD).</li> </ul>	<p>Costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. Ac. Agregados S.A.C. – 2018</p> <p>Auditar y evaluar el área de perforación y voladura de rocas en la compañía AC. Agregados S.A.C – 2018</p> <p>Evaluación Geomecánica del macizo rocoso (RMR, GSI ó RQD).</p>	<p>Burden y espaciamiento                      Costo de la perforación                      Costo de la voladura</p>	<p>Metros</p>

Fuente: El autor.

### **3.8. Formalización de la hipótesis.**

La formalización de la Hipótesis con un modelo matemático:

#### **Diseño de la malla por el método HOLMBERG**

**H<sub>i</sub> ⊢ S**

Dónde:

H<sub>i</sub> : Hipótesis de investigación

S : Reglas de inferencia para el diseño de la malla de Perforación y voladura, aplicando el método Holmberg.

### **3.9. Diseño de la investigación.**

El tipo de investigación aplicada en este trabajo de investigación titulado diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg, para optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. Ac. Agregados S.A.C. – 2018, será una investigación tecnológica con demostración teórica.

El nivel será de investigación descriptiva, por que asocia la teoría con la realidad y la describe de acuerdo a las dos variables la independiente y la dependiente.

#### **3.9.1. Tipo de Investigación.**

El presente trabajo considera una investigación:

Aplicada, de acuerdo a la clasificación que siguen Ander – Egg y Bunge.



### **3.9.2. Nivel de Investigación.**

El presente trabajo de investigación ha considerado los niveles siguientes, es decir, el grado de profundidad con que se ha realizado el estudio: con el que se va a realizar el trabajo de investigación.

- Explicativo: El ensayo que se realizará, será de una estrategia Explicativo, de Causa-Efecto, la causa básica será la formulación de la malla de perforación que busca como efecto una voladura efectiva que minimice las fallas.

### **3.9.3. Diseño de la Investigación.**

Para efectos de la contratación de la hipótesis se utilizó el diseño:

- No Experimental – Transversal: debido a que anteriormente se desarrollaron investigaciones respecto al método de Holmberg y se recolectarán datos en un tiempo determinado sin intervenir en el ambiente en el que se desarrolla.

### **3.10. Población y muestra.**

**La Población o universo.-** En estudio está representada por todas las 82 pruebas de perforación y voladura realizadas en la Compañía AC. Agregados S.A.C. en el año 2018.

**La Muestra.-** Rampa (+) 995.

### **3.11. Técnicas, instrumentos y fuentes de recolección de datos.**

**Técnicas:** Las técnicas usadas en la presente investigación serán: (Tesis bibliográficas, informes técnicos de la minas, las observaciones, Datos de campo, eventos de actualización, trabajos inéditos). La observación es una técnica muy empleada en este tipo de estudios, que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis.

**Los instrumentos:** Los instrumentos usados en la presente investigación serán:

- Brújula.
- Picota.
- Flexómetro (Cinta Metrica).
- Programa Microsoft Office y Auto Cad Civil 3D.

**Procedimientos de recolección de datos:** Los procedimientos de recolección de datos estará en función al ciclo de minado, primero se tomaran datos de tiempo de desatado de rocas suelta, enseguida control de tiempo de limpieza de carga, tiempo de sostenimiento, control de tiempo de perforación, análisis de la voladura, etc.

**Técnicas de procesamiento y análisis de datos:** Se utilizará el programa Microsoft Office y el Auto Cad Civil 3D.

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS**

#### **4.1. Presentación de datos generales.**

El yacimiento presenta vetas que afloran en superficie, desde el nivel 14 (cota 5,121 m.s.n.m, hasta el Nv. 1 actualmente en exploración; sin embargo, podemos apreciar que estas vetas han rellenado estructuras preexistentes a las pulsaciones magmáticas. Este arreglo estructural tiene su origen en la intrusión y posterior enfriamiento del Batolito de las Cordillera Blanca, sobre rocas sedimentarias de la formación Chicama (areniscas, lutitas piritosas y de ambiente reductor). Posterior a esta intrusión, se han producido desplazamientos de grandes bloques de la masa intrusiva (roca granodiorita), de orientación NE-SW, creando fallas longitudinales con las mismas direcciones y posteriormente han sido rellenadas con por los fluidos hidrotermales en una sola pulsación magmática; fluidos hidrotermales, ricas

en soluciones salinas típicas de esta temperatura (100-250eC). Estos fluidos ascendentes, al subir a cotas superiores se ponen en contacto con los fluidos meteóricos, ricos en sulfato férrico, y al estar en un ambiente oxidante (mar somero), y las calizas del grupo Chimú, permiten la precipitación de sulfuras económicos, en el horizonte de la zona de enriquecimiento secundario, ricos en estos (galena, esfalerita, eventualmente plata nativa), que constituyen los Nv. 14 hasta el Nv. 4. Posterior a este periodo de precipitación, los remanentes neumatolíticos del magma ascienden rellenando los espacios que aún quedan (segunda pulsación magmática), y llevando consigo minerales básicos, formando estos a su vez, vetas de metales base (pirita, calcopirita, y trazas de jamesonita en niveles inferiores). Como es sabido, según las series de Bowen, el último mineral en cristalizar es el cuarzo, el cual completa el ciclo de la mineralización. Este cuarzo cristalizado se puede hallar en los niveles inferiores (Nv. 2 y Nv. 1).

**Método de explotación:** Minado por Almacenamiento provisional (Shrinkage Stopping) y Open Stopping. El método de explotación por almacenamiento provisional, el mineral es cortado en rebanadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando hacia arriba. El almacenamiento provisional es un método bastante utilizado en vetas con buzamientos pronunciados donde el mineral es lo suficientemente resistente como para mantener sin soporte tanto la roca encajonada como el techo del tajeo. ¿Se pueden tolerar alguna debilidad en las rocas encajonadas en tanto que la dilución resultante no sea un problema; pero el planchoneo puede traer problemas en la extracción por atoramiento de los chutes o puntos de

carguío. Para un minado eficiente el buzamiento debe ser mayor de 60 grados. El mineral disparado es utilizado como plataforma de trabajar, así como también para soportar las rocas encajonadas del tajeo. El corte del mineral incrementa el volumen en más o menos 30 a 40% por lo que para conservar la distancia del piso al techo debe ser necesario extraer el exceso de mineral para continuar con el ciclo siguiente, esto implica que un 60 a 65 % de mineral queda en el tajeo hasta que este haya alcanzado toda su altura útil. Actualmente el método es utilizado solamente en vetas angostas de buena ley, las que no pueden ser mecanizadas, o en pequeñas operaciones en donde los costos de mecanización son aceptables. En el Perú se viene utilizando en minas pequeñas y de mediana dimensión.

El método de explotación Open Stopping, el cual consiste básicamente en realizar cámaras subterráneas abiertas libremente, sostenidas con puntales en las zonas mineralizadas y en otros casos, con pilares naturales en las zonas estériles. La preparación para el minado se realiza mediante la ejecución de galerías sobre el mineral y conjuntamente se ejecutan ventanas de extracción.

**Planeamiento de minado:** La Concesión de la Empresa Minera AC Agregados cuenta con una veta principal denominado veta Arequipa M, también se tiene otras tres vetas que son llamadas Mabel, Veta Fany y Veta Verónica. La mineralización se presenta en forma de veta tipo rosario.

**Operación actual:** Actualmente se está realizando actividades mineras en el nivel 2A en Arequipa M, en la Veta Mabel se está trabajando los niveles 10, 7 y 6, en la Veta Fany se trabaja en los niveles 2A y 3.

**Operación proyectada:** La ejecución del presente plan de minado permitirá realizar labores de desarrollo, exploración, preparación y explotación, lo cual nos permitirá determinar el logro de las metas proyectadas, que son primordiales para la producción de mineral, cubicación, llevar un mejor control de la producción, avances lineales, consumo de insumos y materiales, máquinas, entre otros.

**Desarrollo y preparación de la mina:** La galería principal en una de las labores ya desarrolladas es 2.4 x 2.4 m, también se tiene labores principales en el Nivel 2A con sección 3.0 x 3.0 m.

Se preparan chimeneas de 1.2 x 2.40 m que servirá para echadero, camino y ventilación natural, obteniendo también la delimitación de las reservas en “BLOCKS”.

**Labores de avance y explotación programadas:** Las labores programadas en el plan de minado, se centrarán básicamente en la veta Arequipa M y Veta Mabel se inicia las labores en la galería 150 del Nivel 5A de la Veta Mabel denominado galería principal.

Además, tendremos otra galería principal en la Veta Arequipa M que es la galería 135 del Nivel 2A, también tendremos en labores de preparación y desarrollo la Rampa negativa 150.

Los trabajos de perforación se realizarán en el frente, chimenea y su nivel cercano a la veta, esto quiere decir que primero se perfora la roca para disparar la parte estéril, quedando colgando la veta para luego ser extraída.

En la perforación se utilizarán perforadoras Jackleg y Jumbo para la perforación de desarrollos y/o preparación.

La perforación es una de las operaciones fundamentales en minería subterránea, además de constituir una de las operaciones unitarias fundamentales en el ciclo de minado.

Para el Proyecto se considera tener 24 perforadoras para las perforaciones horizontales y verticales, estas perforadoras livianas trabajan con una presión de 95 psi y un consumo de aire de 170 CFM, también se tendrá un Jumbo para la perforación en las Galerías principales y labores de desarrollo.

Diseño de labores mineras de acuerdo a la zonificación Geomecánica, sustentando ciclos (perforación, voladura, carguío, transporte, ventilación, relleno, drenaje, etc.), precisando el tiempo de sostenimiento máximo. Asimismo, se debe indicar la ubicación de los refugios, diseñados de acuerdo al reglamento de Seguridad, de Salud ocupacional en Minería, aprobado por D.S. 024-2016-EM.

**Labores de avance y explotación programadas:** Las labores programadas en el presente proyecto, se centrarán en la veta Arequipa M, Veta Mabel y Veta Fany para ello se han programado galerías cuya sección será de 2.40 m x 2.40 m y 3.0 m x 3.0 m, con una longitud estimada en 4,760.00 m, mediante las cuales se prevé continuar la estructura.

La ejecución de galerías, buzones caminos, subniveles, chimeneas y tajos, el plano de perfiles longitudinales, muestran las labores programadas

en el plan de minado, en vista en planta y corte longitudinal, en las vetas ya reconocidas.

**4.2. Diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg para optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995 de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.**

**Ciclos en labores de avance (preparación) Perforación:** Se utilizarán máquinas perforadoras manuales tipo Jackleg, con accionamiento con aire comprimido, con barras cónicas y brocas descartables de 36mm ,38 mm y 41 mm de diámetro, la longitud de perforación estándar será de 6 pies. También se utilizará Jumbo eléctrico, con barra cónica y brocas descartables de 45 mm, la longitud de perforación estándar será de 12 pies.

**Voladura:** Se utilizará Emulnor de 1”x7” 1000, 3000 y 5000, accionado con mechas armadas como el Carmex y mecha lenta de 2.40 m por taladro, empleando para el encendido un chispero de 3’ y como mecha de seguridad un cordón de mecha lenta de 3’. También se utilizará Emulnor de 1 1/2”x8” 1000, 3000 y 5000, accionado con conectores no Eléctricos de 4.2 m, Carmex, mecha lenta y Cordón detonante como guía.

**Ciclos en labores de explotación: Perforación:** Se utilizarán máquinas perforadoras manuales tipo Jackleg y stopper, con accionamiento con aire comprimido, con barras cónicas y brocas descartables de 36 mm, 38 mm y 41 mm de diámetro, la longitud de perforación estándar será de 6 pies.

**Diseño de la malla de perforación por el método de Holmberg:** Luego de realizado los cálculos se obtuvo la siguiente malla de perforación.



**a) Parámetros técnicos:**

- Sección : 3 x 3 metros
- Clasificación geomecánica : Buena RMR: 51 - 60
- Factor de esponjamiento : 30%
- Diámetro del taladro : 45 mm
- Densidad del Anfo : 0.90 gr/cm<sup>3</sup>
- Densidad desmonte : 2.5 t/m<sup>3</sup>
- Volumen desmonte : 31.30 m<sup>3</sup>

**b) Perforación:**

- Longitud de barra (12 pies) : 3.66 m.
- Longitud de perforación efectiva : 3.4 m (92.96%).
- Total N° de taladros : 46
- N° de taladros cargados : 41
- N° de taladros de alivio : 5
- Diámetro de taladro de alivio : 4,7 pulg.

Tabla N° 12: Diseño de la malla de perforación

ITEM	N° TAL	Taco (m).	Long. (m).	EXPLOSIVO X TALADRO				EXPLOSIVO X UBICACIÓN			ANFO (kg)	Car/tal	TOTAL EXPLOSIVO (kg.)
				Emulnor 5000	Emulnor 3000	Emulnor 1000	Superfam Dos	Emulnor 5000	Emulnor 3000	Emulnor 1000			
				1 1/2 x8"	1 1/2 x 8"	1 1/2 x 8"		1 1/2 x8"	1 1/2 x 8"	1 1/2 x 8"			
Alivio	5												
Arranques	4	0.2	3.2	14			0	56	0	0	0	56	14.89
Ayudas	4	0.2	3.2	13			0	52	0	0	0	52	13.83
Sub Ayudas	4	0.5	2.9	2	10		0	8	40	0	0	48	12.54
Sobre ayudas	4	0.9	2.5		10		0	0	40	0	0	40	10.42
Ayuda de cuadradores	4	0.9	2.5		10		0	0	40	0	0	40	10.42
Cuadradores	4	0.2	3.2	2	10			8	40	0		48	12.54
Alsas	2	0.9	2.5		10		0	0	20	0	0	20	5.21
Coronas	3	1.6	1.8			8	0	0	0	24	0	24	6.12
Hastiales	6	0.3	3.1		4	4	0	0	24	24	0	48	12.37
Arrastre	5	0.2	3.2	13			0	65	0	0	0	65	17.29
Cuneta	1	0.2	3.2		12		0	0	12	0	0	12	3.13
<b>TOTAL</b>	<b>46</b>						<b>0</b>	<b>189</b>	<b>216</b>	<b>48</b>	<b>0</b>		<b>118.76</b>

Fuente: El tesista

c) **Eficiencias:**

- Avance por disparo 3.2 m.
- Eficiencia en voladura: 94.71%

Tabla N° 13: Diámetro y longitud de las emulsiones.

Explosivo	Diámetro ( $\varphi$ )	Longitud (Pul)
Emul 1000	1 ½	8
Emul 3000	1 ½	8
Emul 5000	1 ½	8

Fuente: El tesista

d) **Accesorios de voladura y explosivos:**

- Fanel ®Amarillo LP de 4.2 m
- Fanel ® Rojo MS de 4.2 m Cordón Detonante 3P
- Carmex: Mecha rápida:
- Emulnor 5000 1 1/2 x 8"
- Emulnor 3000 1 1/2 x 8"
- Emulnor 1000 1 1/2 x 8" Superfam Dos

e) **Sugerencias:**

- Entubar los taladros de arrastre.
- En las coronas y cuadradores aplicar voladura controlada.
- Realizar el ARRANQUE en un área no mayor de 1.00 m x 1.00 m

Tabla N° 14: Diámetro y longitud de las emulsiones.

FACTOR DE VOLADURA	FRENTE CIEGO	FRENTE CIEGO	UND
	DESMONTE	MINERAL	
Factor de potencia	1.52	1.36	kg/tn
Factor de carga	36.88	36.88	kg / m-l
	3.79	3.79	kg / m <sup>3</sup>

Fuente: El tesista

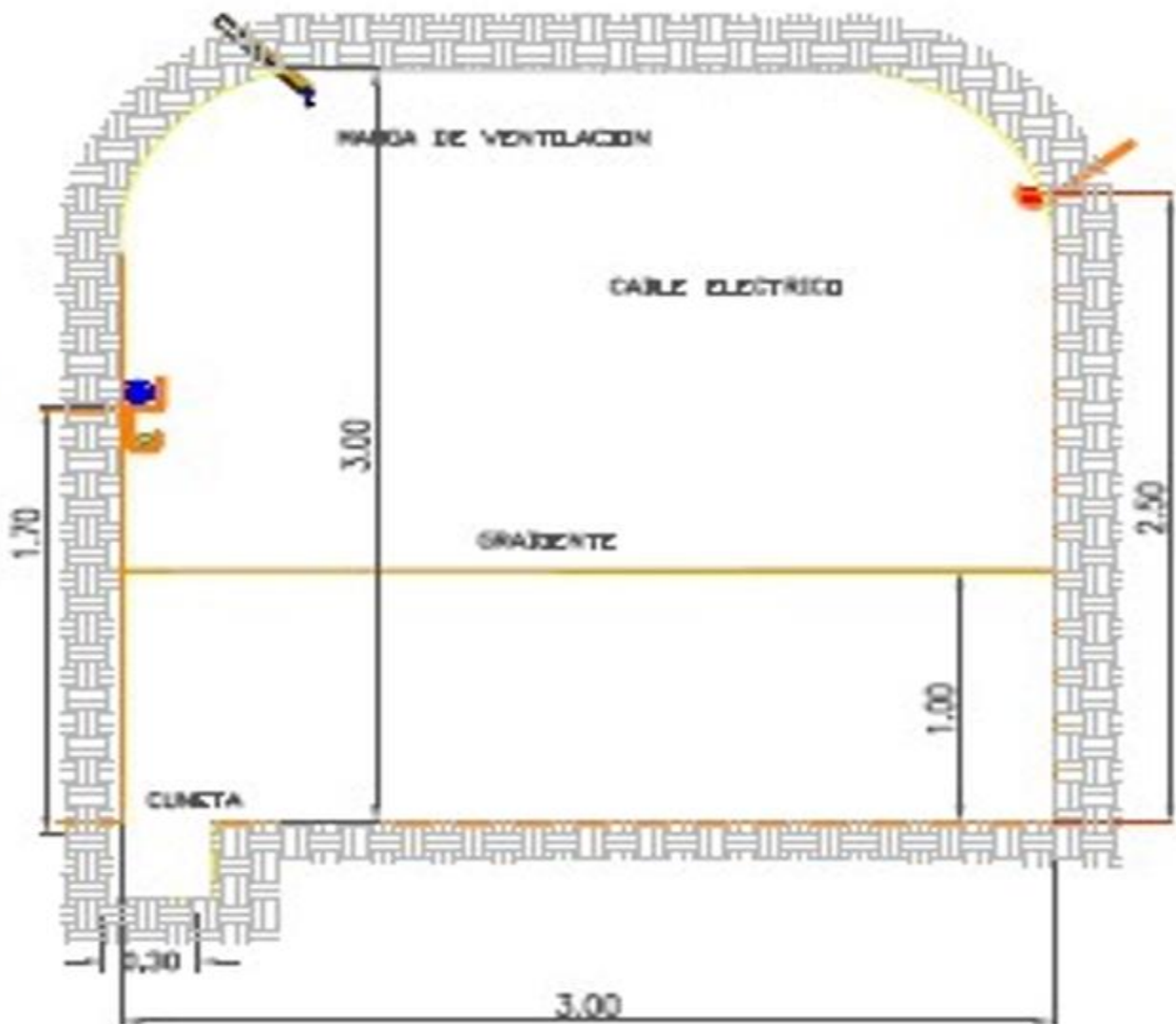


Figura N° 13: Sección típica de la Rampa (+) 995.

Fuente: El tesista.

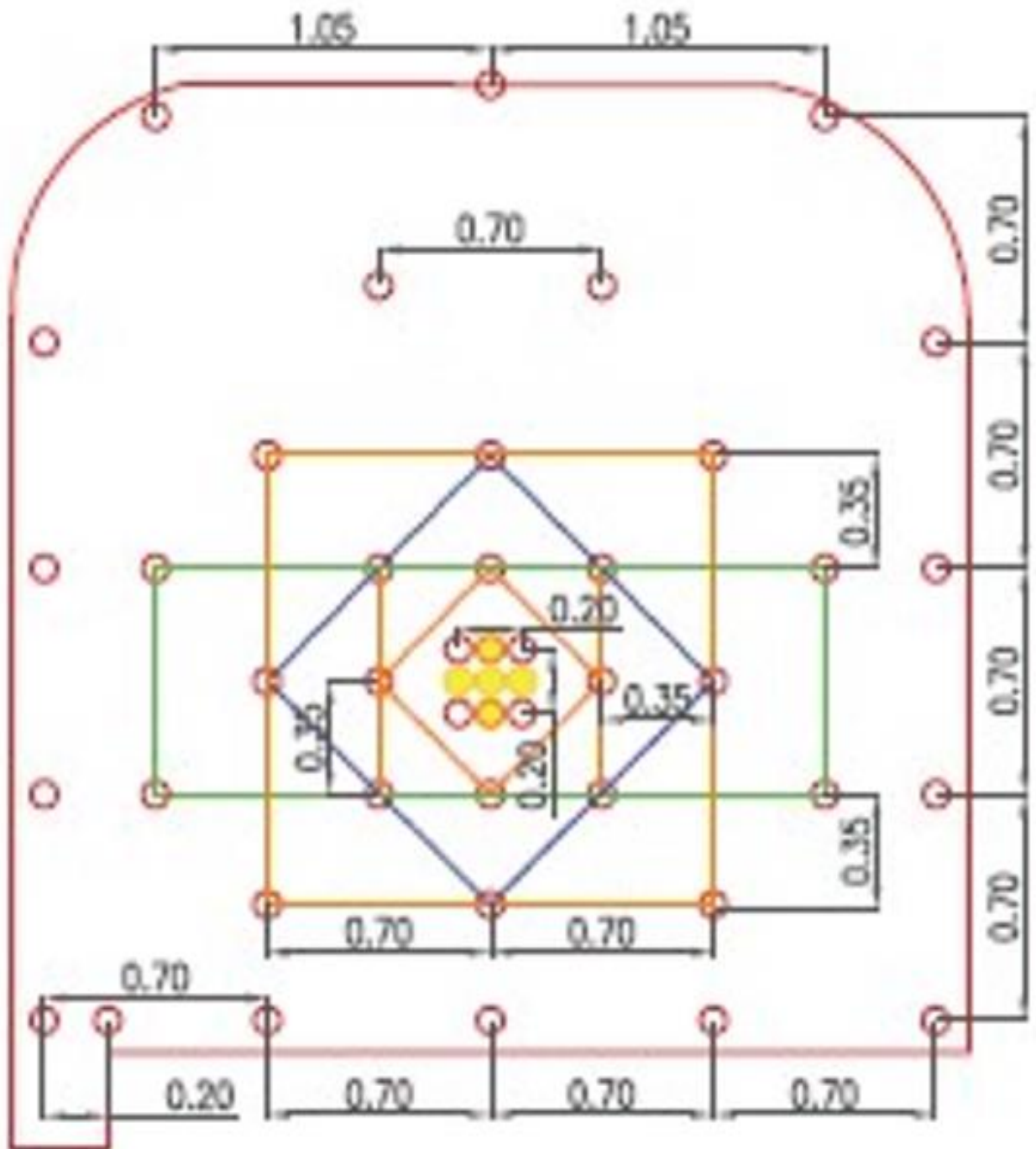


Figura N° 14: Diseño y distribución de la malla de perforación por el método de Holmberg de la Rampa (+) 995.  
Fuente: El tesista.

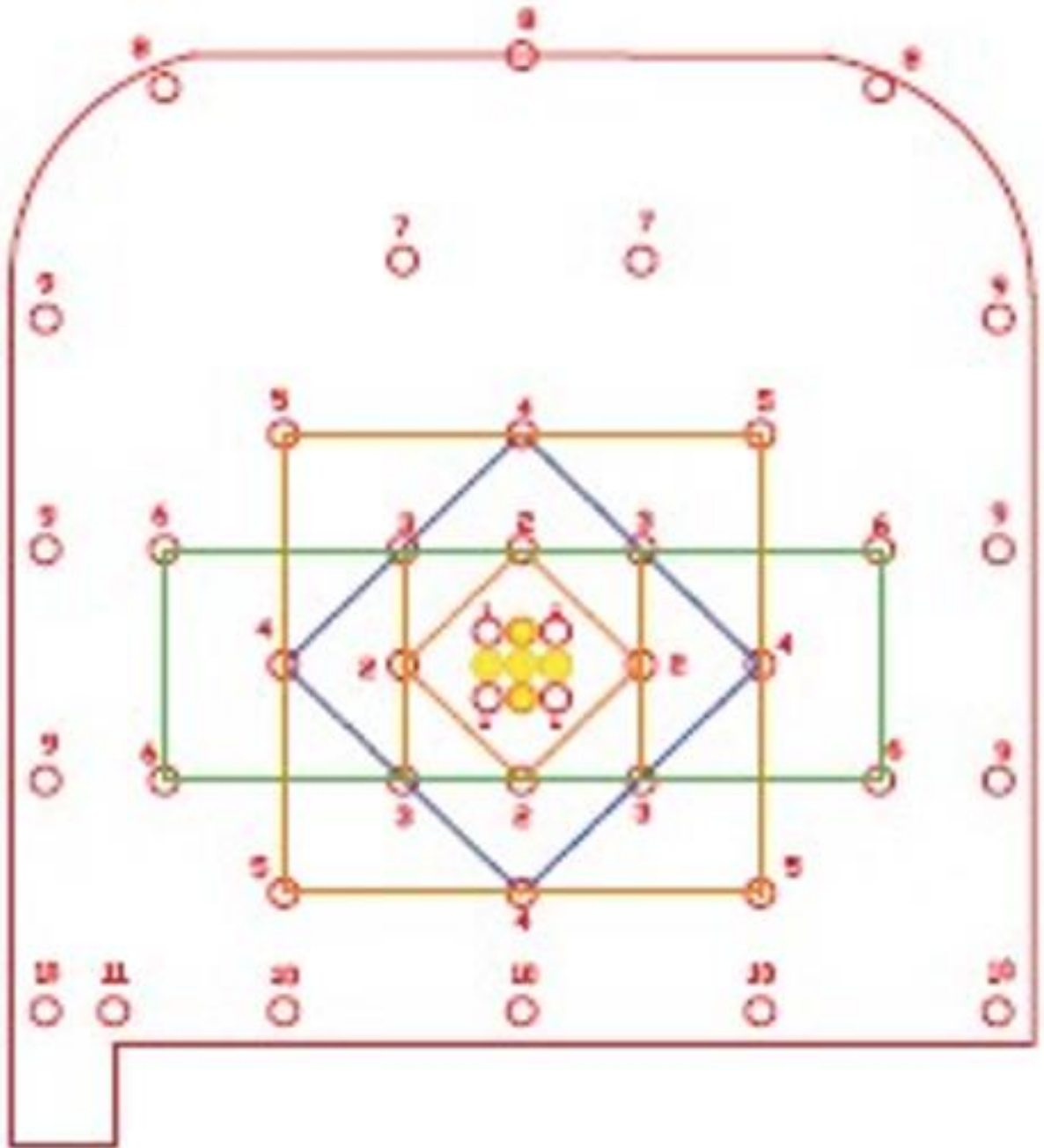


Figura N° 15: Secuencia de encendido de la malla diseñada de la Rampa (+) 995.  
Fuente: El tesista.

### 4.3. Costos unitarios construcción de la rampa positiva 995.

Se presenta la siguiente estructura de costos unitarios de avances en rampas positivas de 3 x 3 metros.

Tabla N° 15: Costo antes y después de la optimización

1. Cálculo de la velocidad de penetración del jumbo de 2 brazos.					
		Antes de la optimización	Después de la optimización	Variación	Unidades
	f = frecuencia de impactos del pistón (golpes/s = 1/s) =	60.00	60.00	0.00%	(golpes/s)
	D = Diámetro de la broca (m) =	0.045	0.0450	0.00%	(m)
Luego:	<b>VP</b> =	<b>0.81</b>	<b>0.87</b>	6.17%	(m/min)
<b>Rendimiento del equipo n (Mp/Hr)</b>					
Sabemos:					
$n = 60(H \times N \times b \times e) / (T_p + T_m + H/V_p)$					
Donde:	<b>n</b> = Rendimiento del equipo =				(m/hora)
	<b>H</b> = Profundidad del taladro (m) =	3.5	3.66	-4.37%	(m)
	<b>Nb</b> = Número de brazos =	2	2	0.00%	(m)
	<b>e</b> = eficiencia del operador (%) =	0.8	0.85	5.00%	(%)
	<b>Tp</b> = Tiempo de posicionamiento del equipo (min) =	2	2	0.00%	(min)
	<b>Tm</b> = Tiempo manipuleo del equipo (min) =	1.5	1.5	0.00%	(min)
	<b>Vp</b> = Velocidad de penetración (m/min) =	0.81	0.87	6.17%	(m/min)
	<b>Rendimiento (m / Hora) = n =</b>	<b>42.89</b>	<b>48.42</b>	11.42%	(m)
2. Calculo de costo de operación en la perforación con jumbo de 2 brazos					
<b>Horas efectivas trabajadas por boomer 282</b>					
	Tiempo programadas por guardia (horas)	8	8	0.00%	(hora)
	Tiempo perdido por guardia (horas)	2.51	2.41	4.00%	(hora)
	Total horas efectivas de perforación (Horas / Guardia)	5.49	5.59	98.28%	(hora/gd)
	<b>Rendimiento (m / Hora) = n =</b>	<b>42.89</b>	<b>48.42</b>	552.78%	(m/hora)
	<b>Velocidad de perforación total (mts / guardia)</b>	<b>235.61</b>	<b>270.64</b>	3503.48%	(m/gd)
3. Costo de operación					

Mejoro

<b>Costo de propiedad del jumbo de 2 brazos</b>				
<b>Depreciación</b>				
a. Precio de adquisición del equipo Jumbo de 2 brazos (US\$) (A)	1,120,000.00	1,120,000.00	0.00%	(US\$)
b. Horas operativas por año (Horas / año) (H)	3,000.00	3,000.00	0.00%	(horas/año)
c. Periodo de depreciación total (Horas)	15,000.00	15,000.00	0.00%	(horas)
d. Cantidad de años para depreciarse (años) (N)	5.00	5.00	0.00%	(años)
e. Interés, seguros, impuestos (%)	0.15	0.15	0.00%	(%)
f. Valor de salvataje o valor de rescate (US\$) Vs = 8% adquisición	89,600.00	89,600.00	0.00%	(US\$)
g. Constante	0.50	0.50	0.00%	
h. Tasa de descuento	0.15	0.15	0.00%	(%)
<b>Valor de depreciación (US\$ / HORA) = (A - Vs - N) / (D x 8) =</b>	<b>42.93</b>	<b>42.93</b>	0.00%	<b>(US\$/hora)</b>
<b>Costo financiero (CF) (US\$/Hora)</b>				
<b>CF = ((D+1) / (2xD))(Ax(H / C)) =</b>	7.61	7.61	0.00%	<b>(US\$/hora)</b>
<b>Costo de seguros e impuestos (US\$/hora) (teóricamente = 5% del costo financiero) =</b>	0.38	0.38	0.00%	<b>(US\$/hora)</b>
<b>Costo de stock de repuestos (US\$/hora), teóricamente = 10% del valor de la depreciación</b>	4.29	4.29	0.00%	<b>(US\$/hora)</b>
<b>Costo total de propiedad (US\$/hora)</b>	<b>12.28</b>	<b>12.28</b>	0.00%	<b>(US\$/hora)</b>
<b>Costo operativo del equipo jumbo de 2 brazos</b>				
a. Mantenimiento preventivo y correctivo (US\$/Hora)	44.04	41.12	2.920	<b>(US\$/hora)</b>
b. Cable (US\$/Hora)	0.43	0.40	0.028	<b>(US\$/hora)</b>
c. Insumos y materiales (US\$/Hora)	0.18	0.17	0.012	<b>(US\$/hora)</b>
d. Servicios de terceros (US\$/Hora)	0.10	0.09	0.006	<b>(US\$/hora)</b>
e. Mano de obra para el mantenimiento (US\$/Hora)	2.68	2.50	0.178	<b>(US\$/hora)</b>
f. Consumo de llantas (US\$/Hora)	1.04	0.97	0.069	<b>(US\$/hora)</b>
g. Consumo de combustible (US\$/Hora)	0.84	0.78	0.055	<b>(US\$/hora)</b>
h. Consumo de lubricantes (US\$/Hora)	0.19	0.18	0.013	<b>(US\$/hora)</b>
<b>Costo operativo del equipo jumbo de 2 brazos</b>	<b>49.50</b>	<b>46.22</b>	3.281	<b>(US\$/hora)</b>
<b>Consumo de energía eléctrica en la perforación con jumbo de 2 brazos</b>				
Costo de energía eléctrica (US\$ / kw-hr)	0.19	0.18088	0.013	<b>(US\$ / kw-hr)</b>
<b>Rendimiento (m / Hora) = n =</b>	0.12	0.11	0.008	<b>(m/Hora)</b>
Potencia (Kw) utilizada en la perforación	53.96	50.38	3.577	<b>(Kw)</b>
Energía utilizada por hora (Kw - hora)	21.42	20	1.420	<b>(Kw - hora)</b>
Costo de energía utilizada por hora (US\$/HORA)	21.42	20	1.420	<b>(US\$/hora)</b>
Costo total energía eléctrica (US\$/hora)	2.36	2.2	0.156	<b>(US\$/hora)</b>
Costo de energía por metro perforado (US\$/metro)	2.36	2.2	0.156	<b>(US\$/metr</b>

Ahorro



				o)	
Costo de mano de obra del operador y agusador		0.05	0.04	0.003	
a. Mano de obra del operador (US\$/Hora)		4.28	4	0.284	(US\$/hora)
b. Mano de obra del ayudante (US\$/Hora)		3.21	3	0.213	(US\$/hora)
c. Mano de obra del agusador, considerando una incidencia de 0.2, (US\$/Hora)		0.86	0.8	0.057	(US\$/hora)
d. Supervisión (US\$/Hora)		3.21	3	0.213	(US\$/hora)
<b>Costo operativo total del jumbo de dos brazos (US\$ / hora)</b>		<b>63.42</b>	<b>59.21615</b>	4.204	(US\$/hora)
Aceros	Precios unitarios	Vida útil promedio	Costo unitario		
	(US\$)	(mts. perforados)	(US\$ / metro)		
Broca de 45 mm de diámetro y 6 botones	300	350	0.86		
Barra	550	1500	0.37		
Adaptador de	250	3000	0.08		
Culatas					
Coplas	100	3500	0.03		
<b>Costo de acero por metro perforado (US\$/mf)</b>		1.34			
<b>Rendimiento (m / hora)</b>		<b>42.89</b>	<b>48.42</b>	<b>5.53</b>	<b>(m/Hora)</b> Mejoro
<b>Costo total de aceros por hora (US\$/hora)</b>		<b>64.67</b>	<b>64.67</b>	<b>0.00%</b>	<b>(US\$/hora)</b>
<b>Costo gran total de operación con jumbo de 2 brazos (US\$/hora)</b>		<b>232.80</b>	<b>225.32</b>	<b>7.49</b>	<b>(US\$/hora)</b> Ahorro
<b>Costo gran total de operación con jumbo de 2 brazos (US\$/metro)</b>		<b>5.26</b>	<b>4.65</b>	<b>0.60</b>	<b>(US\$/metro)</b> Ahorro

Fuente: Adaptación propia.

Al realizar la auditoría y evaluación del área de perforación y voladura de Rocas en la Compañía AC. Agregados S.A.C. en la construcción de la Rampa (+) 995 en la mina Arequipa M., por mes se registra un promedio de 12 tiros soplados, 8 tiros cortados, 8 tiros anillados, 12 casos de taqueo.

En vista de este problema que genera pérdidas económicas es que se propone implementar un nuevo diseño de malla tomando en cuenta más parámetros para mejorar la voladura y lograr mejores resultados, empleado para el diseño de la malla de perforación el método de Roger Holmberg

Clasificación geomecánica. (Ver página Siguiete.)

Tabla N° 16: Clasificación Geomecánica

<p style="text-align: center;"><b>VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO</b>  <b>Clasificación RMR de Bieniawski (1989) de la Rampa (+) 995 mina Arequipa M</b></p>																	
PARÁMETRO		RANGO DE VALORES Y VALORACIONES										VALORACIÓN					
RESIST. COMP. UNIAXIAL (MPa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	< 25	2	< 5	1	< 1	0	1	< 25	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25						3	2	50 - 75
ESPACIAMIENTO (m.)	> 2	20	0.6 - 2	15	0.2 - 0.6	10	0.06 - 0.2	8	< 0.06						5	3	0.6 - 2
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m.	6	1 - 3m.	4	3 - 10mm.	2	10 - 20m.	1	> 20mm.					0	4A	< 1m.
	APERTURA	Cerrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	> 5mm.					0	4B	< 0.1mm.
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla					0	4C	Lisa
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm.	4	Dura > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.					0	4D	Dura < 5mm.
	ALTERACIÓN	Sana	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	2	Descompuesta					0	4E	Mod. Alterada
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo					0	5	Húmedo	
<b>VALOR RMR (Suma de valoración 1 a 5) =</b>															<b>59</b>		
<b>CLASE DE MACIZO ROCOSO</b>																	
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0												<b>III</b>
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA												<b>REGULAR</b>

Fuente: Adaptación propia.

#### 4.4. Discusión de resultados

Al diseñar la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg se optimizo obteniéndose los siguientes resultados en la construcción de la rampa (+) 995 de la CIA AC Agregados S.A.C. - 2018

- Se mejoró el rendimiento elevándose de 42.89 a 48.42 metros perforados por hora.
- Se redujo el costo operativo de 232,80 US\$/hora a 225.32 US\$/hora, Se logró un ahorro de 7.49 US\$/hora.
- Se logró un ahorro de 0.60 US\$/metro.

De la tabla N° 15 de la valoración del macizo roco (Clasificación de RMR de Bieniawski (1989) de la Rampa (+) 995bde la mina Arequipa M. se tiene que el tipo de roca es de clase III, descrita como Regular con un valor RMR de 59 el cual requiere de sostenimiento con pernos Split Set.

Al optimizar la malla de perforación por el método Holmberg se redujo:

- A un promedio de 6 tiros soplados.
- 6 tiros cortados.
- 7 tiros anillados y
- 9 casos de taqueo.

De los Indicadores de Perforación obtenemos el siguiente cuadro

Tabla N° 16: Indicadores de Perforación

<b>Indicador</b>	<b>Rampa</b>	<b>Unidad</b>		<b>Año 2018</b>
Avance por disparo 3.40 m	(+) 995	M/disp	Prog.	3.40
		M/disp	Real.	3.20
	Cumplimiento		%	94.71 %

Fuente: el Tesista

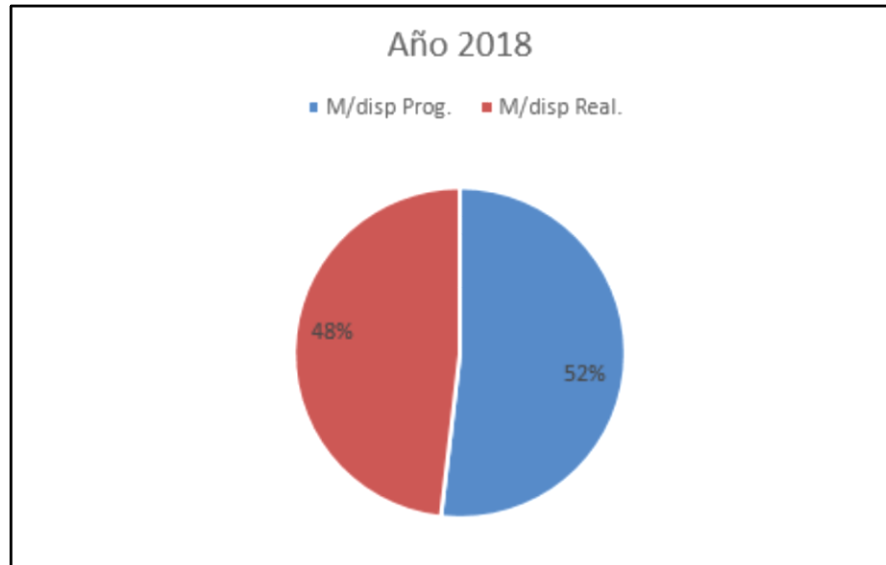


Figura N° 16: Eficiencia de avance/disparo  
Fuente: el Tesista

**Conclusión:**

- La eficiencia de avance/disparo con Jumbo de dos brazos está dentro de los estándares operacionales (94.71 %).
- Con la implementación y aplicación de la malla de perforación diseñada se obtiene el avance óptimo.

## CONCLUSIONES

1. Se realizó diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg, y se optimizó costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.
2. Se demostró que si se puede involucrar la variable geomecánica (RMR, GSI O RQD) en las ecuaciones de diseño de mallas de perforación y voladura.
3. Se realizó un monitoreo y evaluación del área de perforación y voladura de Rocas en la Compañía AC. Agregados S.A.C.
4. Se redujo el costo operativo de 232,80 US\$/hora a 225.32 US\$/hora, Se logró un ahorro de 7.49 US\$/hora.

## **RECOMENDACIONES**

1. Entubar los taladros de arrastre.
2. En las coronas y cuadradores aplicar voladura controlada.
3. Realizar el ARRANQUE en un área no mayor de 1.00 m x 1.00 m.
4. Cuidar la desviación de los barrenos al momento de perforar.
5. El mantenimiento del Jumbo debe de ser siempre el normal y el predictivo

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- EXSA, (2005). “*Manual Práctico de Voladura*”, 4ta Edición, Capítulo 10-12-14, Lima- Perú.
- Agreda C, (1996). “*Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de rocas*” Copias UNI. Pág. 10-20; 80-90, Lima- Perú
- Konya C. y Albarrán E. (1998). “*Diseño de Voladuras*”, Ediciones Cuicatl, México. Pág. 30-60, Mexico.
- Cumins, A. B.- Cumins, Arthur B, (1990). “*Manual de Ingeniería Minera de la Sociedad de Ingenieros Mineros, SME*” 2da Edición, New York- Estados Unidos Society of. Mining Engineers, Pág. 237-250
- López C. (2000). “*Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas*”, Pág. (478-500), España.
- Livingston, Clifton. y Livingston Clifton, (1998). “*Principios de las causas de Rotura de Rocas*” 3ra. Edición, Editorial Publicación Trimestral del Colorado School of Mines, Pág. 389-453, Estados Unidos.
- Gustafsson, Rune, ( 1993). “*Técnica Sueca de Voladura*” 3era Edición , Editorial SPI, Pág. 122-150, Suecia.
- Langefors U., B Kihlstrom, (1984). “*Voladura de Roca*” 4ta Edición, Editorial Quórum Books, Pág. 385-400, Estados Unidos.
- FLORES I.E. (2016). Tesis, “*Implementación del modelo matemático de áreas de influencia, para el diseño de malla de perforación y voladura en la Rampa (-) 445SW, en la UM. Arequipa M. de la Cía. AC. Agregados S.A.C.*”, Huaraz – Perú.



Crúzate P. C. (2004). Tesis " *Voladura Controlada en Tajeos de Potencia entre 3 y a 4 metros en Roca de tipo II A en la Compañía Minera La Poderosa*", Lima - Perú.

Vásquez S. J. (2008). Tesis "*Ejecución del proyecto crucero 532 NW para la integración de las minas Ishihuinca - Córdova e incrementar reservas en la unidad Caraveli de Cía. de minas Buenaventura*", Huancayo – Perú.

Loza C. R. (2013). Tesis "*Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera aurífera Retamas S.A.*", Tacna – Perú.

LLANCO S. J. y SICUS Q. Y. (2012). Tesis "*Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la Cia consorcio minero Horizonte - U/P Culebrillas*", Huancavelica – Perú.

## **ANEXOS**

**ANEXO N° 1: Matriz de consistencias**

<b>Problema</b>	<b>Objetivo</b>	<b>Hipótesis</b>	<b>Variables</b>	<b>Método</b>
<p><b>General</b></p> <p>¿Cuál es el diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg, para optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. - 2018?</p> <p><b>Específico</b></p> <p>¿Se puede involucrar la variable geomecánica (geomecánica (RMR, GSI O RQD) en las ecuaciones de diseño de mallas de perforación y voladura?.</p> <p>¿Se puede Realizar un Monitoreo y evaluación del área de perforación y</p>	<p><b>General</b></p> <p>Realizar el diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg, para optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.</p>	<p><b>Hipótesis de investigación (Hi):</b></p> <p>Si Diseñamos la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg entonces optimizaremos costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. Ac. Agregados S.A.C. – 2018.</p> <p><b>Hipótesis nula (Ho):</b></p> <p>Si No Diseñamos la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg entonces No optimizaremos costos en la construcción de la Rampa (+) 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.</p>	<p><b>Variable Independiente (x):</b></p> <p>Diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando el método Holmberg.</p> <p><b>Variables dependientes (VD).</b></p> <p>a) Costos en la construcción de la (+) Rampa 995, de la CIA. AC. Agregados S.A.C. – 2018.</p> <p>b) Monitorear y evaluar el área de perforación y voladura de rocas</p>	<p><b>Diseño de la investigación.</b></p> <p>Será una investigación tecnológica con demostración teórica.</p> <p><b>El nivel será de investigación</b> Descriptivo</p> <p><b>Tipo de Investigación</b></p> <p>Explicativo</p> <p><b>Nivel de Investigación</b></p> <p>No Experimental – Transversal</p> <p><b>Población y muestra</b></p> <p><b>La Población o universo.</b>- en estudio está representada por todas las 82 pruebas de perforación y voladura en la Compañía AC. Agregados S.A.C. en el año 2018</p> <p>La Muestra.- Rampa (+) 995.</p> <p><b>Técnicas, instrumentos y fuentes de recolección de datos</b></p> <p>Técnicas: Las técnicas usadas en la presente investigación serán: (Datos de campo, las observaciones, Tesis bibliográficas, informes técnicos de la minas, eventos de actualización, trabajos</p>
	<b>Específicos</b>	<b>Específicos</b>		

<p>voladura de Rocas en la Compañía AC. Agregados S.A.C.?.</p> <p>¿Se podrá Optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995 en la compañía AC. Agregados S.A.C.?.</p>	<p>a) Demostrar que si se puede involucrar la variable geomecánica (RMR, GSI O RQD) en las ecuaciones de diseño de mallas de perforación y voladura.</p> <p>b) Realizar un monitoreo y evaluación del área de perforación y voladura de Rocas en la Compañía AC. Agregados S.A.C.</p> <p>c) Optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995 en la compañía AC. Agregados S.A.C.</p>	<p><b>Hipótesis Específicas (He):</b></p> <p>a) Uso de la variable geomecánica (RMR, GSI O RQD) en las ecuaciones de diseño de mallas de perforación y voladura.</p> <p>b) Monitorear y evaluar el área de perforación y voladura de Rocas en la en la Compañía AC. Agregados S.A.C. – 2018.</p> <p>c) Optimizar costos en la construcción de la Rampa (+) 995 en la compañía AC. Agregados S.A.C.</p>	<p>en la Compañía AC. Agregados S.A.C. – 2018.</p> <p>c) Estudio geomecánico del maciso rocoso (RMR, GSI ó RQD).</p>	<p>inéditos). La observación es una técnica muy empleada en este tipo de estudios, que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis.</p> <p>Los instrumentos: Los instrumentos usados en la presente investigación serán:</p> <p>Datos de campo (in situ).</p> <p>Comparaciones estadísticas de rendimientos.</p> <p>Análisis de costos de perforación y voladura.</p> <p>Procedimientos de recolección de datos: Los procedimientos de recolección de datos estará en función al ciclo de minado, primero se tomaran datos de tiempo de desatado de rocas suelta, enseguida control de tiempo de limpieza de carga, tiempo de sostenimiento, control de tiempo de perforación, análisis de la voladura, etc.</p> <p>Técnicas de procesamiento y análisis de datos: Se utilizará el programa el Microsoft Office y el Auto Cad Civil 3D.</p>
---	---	--	--	--

## **ANEXO N° 2: Plan de contingencia.**

### **1. Generalidades.**

El Plan de Contingencias establece las diferentes acciones que el Titular Minero AC AGREGADOS S.A. SAC., deberá seguir en caso de presentarse alguna emergencia que pueda significar riesgo de pérdidas para la Empresa (personal, equipos, etc.) o riesgos de contaminación ambiental.

Todo el personal de la Empresa debe encontrarse en plena capacidad de responder efectivamente a la presencia de situaciones externas.

### **2. Objetivos y alcances.**

Los principales objetivos de este Plan de Contingencias son:

- a) Proteger las vidas humanas de todo el personal que labora dentro de la unidad minera Arequipa M.
- b) Proteger el Medio Ambiente directamente relacionado con las operaciones mineras de la compañía.
- c) Proteger los bienes materiales con que cuenta la Empresa.

### **3. Organización.**

La organización del Plan de Contingencias, tiene por finalidad coordinar los recursos humanos físicos con que cuenta la Empresa, para movilizarlos en las emergencias que se podrían presentar. Para ellos se cuenta con:

- a) Una Comisión de Contingencias, integrada por el jefe de

Seguridad (Jefe de Emergencias), encargado de Seguridad y Medio Ambiente en el cual se produce la emergencia y un representante de los trabajadores.

- b) Un cuadrilla de Contingencias, para casos de sismos, derrames y deslizamientos.
- c) Una cuadrilla de contingencias, en caso de Incendios.
- d) Una cuadrilla de Contingencia para hundimientos de masas de agua.
- e) Número de personal: 6 trabajadores, Cuadrilla de Contingencia (incendios).

#### **4. Capacitación.**

El personal que forma las diferentes cuadrillas de Contingencias, será debidamente entrenado y capacitado en: Primeros Auxilios, Salvataje, Amago de Incendios, Simulación de los diferentes tipos de emergencias, Evaluación, etc.

#### **5. Manejo de información y comunicaciones.**

Se deberá establecer las acciones requeridas para cubrir los siguientes aspectos:

- a) Informe a la Dirección General de Minería (DREM – Huaraz) y/o Dirección General de Asuntos Ambientales del Ministerio de Energía y Minas, por el medio más rápido y dentro de las 24 horas de haber ocurrido la emergencia.
- b) Comunicar a la Empresa Auditora de la Emergencia ocurrida, a

fin de que ésta puede tomar las acciones de ley que crea conveniente.

## **6. Recursos.**

Para una mejor respuesta a las emergencias que se puedan presentar, se cuenta con. Vehículos en la unidad en forma permanente, una red de comunicaciones (radios portátiles, teléfonos locales y larga distancia (Poblado de VICOS –MARCARA- HUARAZ), equipos de primeros auxilios (camillas, botiquines, etc.) materiales y equipos para emergencias (extintores e implementos de seguridad, herramientas diversas).

## **7. Casos específicos de emergencias inundaciones.**

### **ANTES DE INUNDACIONES**

- a) Debe realizarse supervisiones permanentes a las áreas de riesgo como: consecuencia del efecto del niño (a) temporales, que hayan perdido relleno como consecuencia de la lluvia.
- b) Debe realizarse monitoreo sistemático del área de los taludes con la finalidad de detectar perturbaciones de origen geo mecánico.
- c) Continuar con inspecciones permanentes al contorno del forrado, especialmente alrededor de la zona colapsada.
- d) Se debe de construir un canal de coronación adyacente al nevado para poder desviar las aguas en caso de inundaciones.

## **ANEXO N° 3: Riesgos Potenciales**

### **1. Riesgos potenciales.**

- En el área de influencia del proyecto existe un riesgo del tipo natural (sismo).
  
- También podría darse un fenómeno climático como “EL NIÑO”, que haría que en la zona se puedan registrar precipitaciones significativas y de periodos largos, cuyos efectos podrían comprometer las instalaciones, los depósitos de desmontes y otras instalaciones como depósitos de agua, canales de drenaje, sistema de conducción de agua para uso industrial etc.
  
- En el diseño y construcción, se ha contemplado estos aspectos.

### **2. Etapas de actuación.**

#### **a) Aviso emergencia**

Cuando se presenta un problema ambiental en cualquiera de las áreas de la unidad minera, deberá notificarse inmediata y simultáneamente, a cualquiera de los integrantes del Equipo de Contingencias y luego de ser evaluado, se comunicará a las instituciones gubernamentales y de Defensa civil.

#### **b) valuación del riesgo**

El conocimiento oportuno de la existencia de un riesgo, es fundamental para poner en marcha el plan de contingencias y



movilizar los recursos necesarios para llevar a cabo las acciones de control. El Superintendente General de la Unidad minera se encargará de notificar a los miembros del equipo y calificará el problema de acuerdo a su magnitud, para lo cual se puede considerar tres niveles:

- ❖ Bajo riesgo: cuando no se requiere la puesta en marcha del plan, y sólo se cumplirá con tomar medidas rutinarias de control pertinentes para la solución de éste.
- ❖ Mediano riesgo: cuando representa una amenaza para la salud pública, en cuyo caso ejecutará la medida de contingencia adecuada, evaluando su desarrollo para la ejecución de medidas complementarias.
- ❖ Alto riesgo: Cuando su magnitud, carácter e intensidad representan una amenaza para la salud pública o bienestar general, en las cuales el plan de contingencias se efectuará en estrecha coordinación con defensa Civil, instituciones de apoyo y servicio social.

### **3. Plan de Acción.**

- Las brigadas de salvataje deberán estar siempre dispuestas para la realización de un plan de contingencias, quienes recibirán un adiestramiento periódico.
- Situación de bajo riesgo: la brigada de salvataje en comunicación

de alerta procederá a colocar las señales de advertencia en los lugares afectados, con el fin de tomar las precauciones necesarias. Se procederá también a demarcar el área crítica alrededor del área afectada con el objetivo de no comprometer la integridad físicas del personal e instalaciones.

- Situación de alto riesgo: En el caso de una falla en el depósito de desmonte, se procederá en primera instancia a atender, dando los primeros auxilios a los afectados directamente por el accidente. La misma brigada de rescate deberá prever la construcción de áreas y accesos de emergencia.
- En el caso de precipitación intempestiva y extraordinaria, la brigada de respuesta procederá a determinar el grado de compromiso y evaluar la estabilidad de las operaciones mineras.

#### **4. Plan de contingencia para casos de Sismos.**

- Titular Minero AC AGREGADOS S.A., debe tener en cuenta los estudios correspondientes de análisis de estabilidad estática y pseudoestática de las plataformas con pendientes fuertes, para poder afrontar un sismo de considerable magnitud, el cual podría producir falla del depósito de desmonte y otras instalaciones.
- Se debe instruir a los trabajadores en la forma como deben actuar en caso de presentarse una falla en las estructuras de los depósitos de desmonte. Es necesario fijar zonas seguras donde podrían

refugiarse en estos casos, señalar y dar mantenimiento permanente a las vías de acceso.

- Además el personal deberá interrumpir sus labores y evaluar el área de inmediato. En caso de haber accidentados, deberán ser atendidos en forma inmediata.
- Pasado el siniestro se evaluará los daños materiales de las instalaciones, quedando a la espera del coordinador general.

#### **5. Plan de Contingencias en caso de Grandes Lluvias.**

- Para el caso de gran avenida (precipitaciones pluviales) que pueden generar grandes deslizamientos de tierras aguas abajo, afectando cultivos y viviendas de pobladores, la empresa deberá implementar un medio de comunicación rápida de alarma y para estos casos la Brigada de respuesta actuará en conjunto de forma inmediata con los pobladores de la zona que estará debidamente capacitado.
- A fin de aliviar una descarga extraordinaria y que funcionen correctamente los canales de escorrentía es necesario implementar un plan de mantenimiento período de los canales de coronación.

#### **6. Plan de contingencia en caso de Incendio.**

Esta contingencia puede presentarse por efecto de una falla maniobras o actos inseguros que producen los 3 elementos del triángulo de fuego

(combustible, oxígeno y calor). Esta contingencia puede generar el deterioro de los equipos, con la consecuencia de interrupción de las operaciones mineras como así la pérdida de vidas y de impactos al medio ambiente. La emergencia será controlada de la siguiente manera:

- El personal que detecte la emergencia procederá a cerrar las válvulas de suministro de combustible, comunicando inmediatamente al Coordinador General. Se combatirá inmediatamente el incendio con los medios disponibles (extintores) ubicados en lugares indicados en el plano de evacuación de la instalación industrial.
- De no ser posible controlar el incendio se procederá a apagar las máquinas en funcionamiento.
- Se abrirá los interruptores para aislar eléctricamente las instalaciones afectadas.
- El personal que no esté capacitado para el control del incendio, deberá evacuar el área.
- Se evacuará a los accidentados en caso que los hubiese a una zona segura para brindarle los primeros auxilios.
- La Empresa contará con tanques de abastecimientos de agua a ser usados en caso de incendios con una capacidad de abastecimiento de 2 horas aproximadamente.

- Pasado el siniestro se evaluará los daños materiales de las instalaciones, quedando a la espera del Coordinador General.

#### **7. Listado de la Organización de Respuesta a Emergencias.**

- Respuesta para accidentes viales.
- Respuesta en caso de Incendio.
- Respuesta en caso de derrumbes de labores mineras.
- Respuesta en caso de contaminación por gases.
- Respuesta en caso de explosión.

## **ANEXO N° 4: Plan de manejo de explosivos**

### **1. Antecedentes generales.**

El objetivo del presente Plan, es normar el adecuado manejo de los explosivos durante el desarrollo de las operaciones en la unidad minera Arequipa M.

Los responsables de gestionar y coordinar el presente Plan será el Superintendente General.

### **2. Descripción de los cursos de acción a seguir**

#### **A. Acciones**

Las acciones relacionadas con el manejo y manipulación de los explosivos se derivan de tres actividades principales, que son transporte, almacenamiento y manipulación.

#### **B. Procedimientos**

- Transporte de explosivos desde el Almacén del Proveedor al lugar del polvorín
- El transporte de los explosivos se realizará mediante un camión que lo llevará al lugar previamente designado como tal. Para el transporte se considera que el camión, esté debidamente señalizado con una banderola amarilla y un letrero con la leyenda “Explosivos “en la parte posterior del vehículo. Antes de transitar se dará aviso a las bases por donde desplazará el camión.

### **3. Almacenamiento.**

El polvorín corresponde al lugar de almacenamiento de los explosivos, que se tiene en la mina debidamente autorizada por la SUCAMEC, especialmente acondicionada para albergar los 5,000 kg. de explosivos requeridos para la cantidad de roca estimada a remover, y que cumple con las disposiciones legales correspondientes.

Se señalizará el sector de acuerdo al código de colores y señalizaciones de acuerdo al DS 024-2016 EM. Contará con dos puertas de Fierro que estarán con llaves el cual será manejado por logística mina, y no se permitirá el ingreso de personas no autorizado.

### **4. Transporte de explosivos al lugar de Voladura**

- a) En viajes diferentes se transportarán los explosivos y los iniciadores y medios de encendido, el vehículo que transporte explosivos deberá llevar una banderola amarilla y un letrero con la leyenda explosivos en la parte anterior y posterior del vehículo.
- b) Se controlará que durante el transporte de estos elementos vayan sus envases correspondientes, bien ajustados, acuñados y tapados. Estos envases deben ser colocados lejos del motor del vehículo y por ningún motivo cerca de los elementos inflamables.
- c) Se controlará que en los accesos al lugar estén colocados banderolas rojas.

## **5. Programación actividades y plazos**

- a) Programación de actividades: la programación de las voladuras está estrechamente ligada con el programa de actividades de exploración y explotación, el movimiento de material de las galerías mineras y su distribución dentro del macizo, por tal motivo pueden darse otros escenarios probables.
- b) Diseño de cálculos de explosivos: El programa de diseño de la malla de perforación permitirá remover con la mínima cantidad de explosivos y la mínima proyección de fragmentos. El diseño está ligado con la cantidad de roca a remover y la cantidad de explosivos calculados, dependiendo de las estructuras geológicas que se presentan a través de los avances diarios.

## **6. Manipulación de explosivos**

- a) Se compatibilizará exactamente la cantidad de explosivos, iniciadores y medios de encendido que se trasladaron.
- b) Se verificará que en lugar de la demolición no haya personal extraño, ni animales en un radio que garantice que la mayor carga explosiva a controlar no los afectará.
- c) Si en la cercanía existieran instalaciones, se dará aviso a sus ocupantes para que abran sus ventanas.
- d) Se controlará que para abrir los cajones de explosivos se



usen herramientas de cobre, mazos de madera y/o destornilladores, evitando los golpes bruscos.

- e) Al introducir la mecha de combustión en el detonador se debe evitar toda fricción con la sustancia fulminante.
- f) Se revisan los cálculos para las cargas explosivas, de modo de asegurar que se colocará la cantidad exacta.
- g) Se debe verificar que las primas se coloquen una vez que las cargas fueron debidamente preparadas. En cargas de los taladros, se verificará que una vez colocado el cebo, se hizo el atacado en forma cuidadosa.
- h) Se inspeccionará la colocación de las cargas, explosivos y accesorios.
- i) Queda prohibido llevar detonadores sueltos en los bolsillos o bolsones de herramientas.
- j) Antes de ordenar el encendido de las cargas, se deberá verificar que todo el servicio esté en su puesto y en conocimiento de la orden de fuego.
- k) Si la carga fallara, se debe proceder como sigue:
- l) Espere el doble de tiempo previsto para la explosión antes de acercarse a la carga.
- m) Prepara un nuevo cebo con una carga reducida y colóquela en contacto con la carga que fallo.

- n) Encienda la carga una vez que reciba la orden de hacerlos y retírese del lugar a cubierto.
- o) Después de la instrucción se verificará que no haya quedado ninguna carga sin explotar.
- p) Después de la instrucción se verificará que no haya quedado ninguna carga sin explotar.
- q) Se deberá controlar la recolección de los explosivos y medios de encendido que no se usaron.
- r) Los explosivos y medios de encendido sobrantes serán devueltos a la brevedad al polvorín dispuesto para estos efectos.

#### **7. Mecanismos de información, comunicación y coordinación.**

Se deberá informar la programación diaria de voladuras en avisos o señaléticas en una parte visible al ingreso de cada bocamina, esta programación indicará las horas y las prohibiciones de acceso al lugar de voladura.

#### **8. Fiscalización y cumplimiento del Plan.**

La persona a cargo de la distribución de los explosivos deberá chequear el cuaderno que registre diariamente las voladuras, la cantidad de explosivos, el día y la hora y a que labor se destina dicho explosivo.

## **ANEXO N° 5: Código de conducta**

1. AC AGREGADOS S.A., consciente de las actividades de exploración y explotación, por realizar en la Comunidad de Vicus Distrito de Marcará, Provincia de Carhuaz Departamento de Ancash, e influencia directa con los poblados de Vicus, manifestamos nuestro compromiso, en establecer una relación de amistad y respeto en nuestras actividades y la comunidad, ejecutando las siguientes actividades.
2. Realizar actividades exploración y explotación en el marco de una política que busca la excelencia ambiental.
3. Actuar con respeto frente a las instituciones, autoridades, cultura y costumbres locales, manteniendo una relación propicia con la población del área de influencia del área de explotación minera.
4. Mantener un diálogo continuo y oportuno con las autoridades regionales y locales, la población del área de influencia de las concesiones minera y sus organismos representativos, alcanzándoles información sobre las actividades a realizar y realizadas.
5. Lograr con las poblaciones del área de influencia del proyecto una institucionalidad para el desarrollo local, elaborando al efecto estudios y colaborando en la creación de oportunidades de desarrollo más allá de la vida de la actividad minera.
6. Fomentar preferentemente el empleo local, brindando las oportunidades de

capacitación requeridas.

7. Adquirir preferentemente los bienes y servicios locales para el desarrollo del proyecto y la atención del personal, en condiciones razonables de calidad, oportunidad y precio, creando mecanismos de concertación apropiados.

## ANEXO N° 6: Cartilla de la malla de perforación y voladura entregada a los trabajadores.

AC AGREGADOS S.A.
PARÁMETROS Y EFICIENCIAS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA (SECCIÓN 3.0 m x 3.0 m)
AC AGREGADOS S.A.

**a) PARÁMETROS TÉCNICOS:**

**Sección:** 3.0 m x 3.0 m

**Clasificación geomecánica:** Buena RMR: 51 - 60

**Factor de esponjamiento:** 30%

**Diámetro del taladro:** mm 45

**Densidad del Anfo confinado:** gr/cm<sup>3</sup> 0.9

**Cantidad de carga por metro:** kg/m 1.46

**Densidad desmonte:** 2.5 t / m<sup>3</sup>

**Volumen desmonte:** 31.3 m<sup>3</sup>

**Tonelaje desmonte:** 78.2 ton

**Densidad mineral:** 2.8 t / m<sup>3</sup>

**Volumen mineral:** 31.3 m<sup>3</sup>

**Tonelaje mineral:** 87.6 t

**b) PERFORACIÓN:**

**Logitud de barra (12 pies):** 3.66 m

**Longitud de perforación efectiva:** 3.4 m 92.96%

**Total N° de taladros:** 46 tal

**N° de taladros cargados:** 41 tal

**N° de taladros de alivio:** 5 tal

**Diámetro de taladro de alivio:** 4.7 pulg

**e) EFICIENCIAS:**

**Avance por disparo:** 3.2 m

**Eficiencia en voladura:** 94.71%

FACTOR DE VOLADURA	FRENTE CIEGO DESMONTE	FRENTE CIEGO MINERAL	UND
Factor de potencia	1.52	1.36	kg/tn
Factor de carga	36.88	36.88	kg / m-l
	3.79	3.79	kg / m <sup>3</sup>

**c) VOLADURA:**

ITEM	N° TAL	Taco (m.)	Long. (m.)	EXPLOSIVO X TALADRO				EXPLOSIVO X UBICACIÓN			ANFO (kg)	Cartal	TOTAL EXPLOSIVO (kg.)
				Emulnor 5000 1 1/2 x 8"	Emulnor 3000 1 1/2 x 8"	Emulnor 1000 1 1/2 x 8"	Superfam Dos	Emulnor 5000 1 1/2 x 8"	Emulnor 3000 1 1/2 x 8"	Emulnor 1000 1 1/2 x 8"			
Alivio	5												
Arranques	4	0.2	3.2	14			0	56	0	0	0	56	14.89
Ayudas	4	0.2	3.2	13			0	52	0	0	0	52	13.83
Sub Ayudas	4	0.5	2.9	2	10		0	8	40	0	0	48	12.54
Sobre ayudas	4	0.9	2.5		10		0	0	40	0	0	40	10.42
Ayuda de cuadradores	4	0.9	2.5		10		0	0	40	0	0	40	10.42
Cuadradores	4	0.2	3.2	2	10			8	40	0		48	12.54
Alsas	2	0.9	2.5		10		0	0	20	0	0	20	5.21
Coronas	3	1.6	1.8			8	0	0	0	24	0	24	6.12
Hastiales	6	0.3	3.1		4		0	0	24	24	0	48	12.37
Arrastre	5	0.2	3.2	13			0	65	0	0	0	65	17.29
Cuneta	1	0.2	3.2		12		0	0	12	0	0	12	3.13
<b>TOTAL</b>	<b>46</b>						<b>0</b>	<b>189</b>	<b>216</b>	<b>48</b>	<b>0</b>	<b>453</b>	<b>118.76</b>

**d) ACCESORIOS DE VOLADURA Y EXPLOSIVOS:**

Fanel "Amarillo" LP de 4.2 m	41 und
Fanel "Rojo" MS de 4.2 m	0 und
Cordón Detonante 3P	20 m
Carmex:	2 und
Mecha rápida:	0.1 m
Emulnor 5000 1 1/2 x 8"	189 und
Emulnor 3000 1 1/2 x 8"	216 und
Emulnor 1000 1 1/2 x 8"	48 und
Superfam Dos	0.00 kg

Explosivo	Diam (φ)	Long (Pul)
Emul 1000	1 1/2	8
Emul 3000	1 1/2	8
Emul 5000	1 1/2	8

**f) SUGERENCIAS:**

1. Entubar los taladros de arrastre.
2. En las coronas y cuadradores aplicar voladura controlada.
3. Realizar el ARRANQUE en un área no mayor de 1.00 m x 1.00 m.

**DISTRIBUCION DE EMULNOR EN EL FRENTE**

	Cuneta	Arrastre	Hastiales	Coronas	Alsas	Cuadradores	Ayuda de cuadradores	Sobre ayudas	Sub Ayudas	Ayudas	Arranques
Long. (m.)	3.2	3.2	3.1	1.8	2.5	3.2	2.5	2.5	2.9	3.2	3.2
Taco (m.)	0.2	0.2	0.3	1.6	0.9	0.2	0.9	0.9	0.5	0.2	0.2

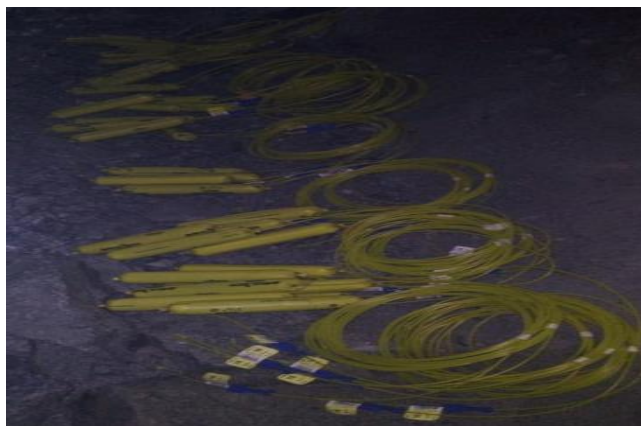
## ANEXO N° 7: Fotos del seguimiento de la operación



Presentación de la malla de perforación y voladura a todo el personal de la CIA AC. AGREGADOS S.A.C..



Seguimiento de la perforación en la Rampa (+) 995 Nivel 2A.



Encebado de los Emulnores para empezar el carguío.



Carguío de taladros en la Rampa (+) 995 del Nivel 2A.