



UNIVERSIDAD NACIONAL "SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



## **TESIS**

# **MEJORA DE LA GRANULOMETRÍA MEDIANTE EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO EL MODELO DE HOLMBERG EN LA GALERÍA 370 DE LA ZONA COTURCAN EN LA MINA HUANCAPETI – AÑO 2015**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS

### **PRESENTADO POR:**

Bachiller CHÁVEZ FLORES, Yetson Rossel

### **ASESORES:**

- MSc. Ing. RUIZ CASTRO, Arnaldo Alejandro
- MSc. Ing. CASTILLEJO MELGAREJO, Ricardo Cayo

**HUARAZ – PERU  
2018**

## **DEDICATORIA**

A mis amados padres, Laveriano CHÁVEZ y  
Elena FLORES, por su invaluable esfuerzo y  
dedicación para poder salir adelante.

**CHÁVEZ FLORES, Yetson Rossel**

## **AGRADECIMIENTO**

A los asesores, MSc. Ing. RUIZ CASTRO, Arnaldo Alejandro y al MSc. Ing. CASTILLEJO MELGAREJO, Ricardo Cayo; quienes desde un inicio brindaron su apoyo y asesoría en el desarrollo de la investigación, orientando y respaldando todas las labores realizadas, haciendo una realidad la investigación.

A mi familia, a los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia, a mis compañeros de estudio y amigos; que me apoyaron con sugerencias y acertados comentarios, manteniéndome en equilibrio aún en situaciones críticas, orientándome a seguir adelante por el sendero de la verdad y honradez.

Finalmente, un agradecimiento infinito a mi alma mater, la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo; por la confianza depositada para desarrollar la pasantía formativa.

**El tesista**

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación, está orientado a la mejora de la granulometría en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti, mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg; dicha Galería presenta deficiencia en los resultados de voladura, afectando directamente el ciclo de minado.

Para el cálculo del nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, se caracteriza los parámetros físico – mecánicos del macizo rocoso y el tipo de explosivo a emplear, el cual involucra condiciones geomecánicas y cantidad máxima de ítems de accesorios de voladura.

El correcto marcado de malla de perforación y la aplicación de técnicas de voladura controlada son puntos importantes para el desarrollo del presente trabajo; al finalizar los distintos cálculos se espera obtener resultados favorables como por ejemplo: optimizar el programa de avance lineal, mejorar la voladura (m/disp), reducir el consumo de explosivo (kg/tm), minimizar el porcentaje de sobrerotura, mejorar la granulometría y optimizar el ciclo de minado en general.

Se concluye que el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, es una herramienta con gran aplicabilidad, versatilidad y de empleo sencillo, que supone el punto de inicio para desarrollar e implementar en los distintos frentes de avance de la mina Huancapeti; entrenando y capacitando al personal encargado para su ejecución.

**Palabras claves:** Granulometría, diseño de malla, perforación, voladura, galería y modelo de Holmberg.

## ABSTRACT

This study is oriented to the improvement of the granulometry in the Gallery 370 of the zone Coturcan in the Huancapeti mine through the design of mesh of perforation and blasting, applying the model of Holmberg; this Gallery presents a deficiency in blasting results that affects directly the mining cycle.

For the calculation of the new design of perforation and blasting mesh applying the Holmberg model, the physico-mechanical parameters of the rock mass and the type of explosive to be used are characterized, which implies geomechanical conditions and maximum number of blast accessories items.

The correct marking of perforation mesh and the application of controlled blasting techniques are important aspects for the development of this study; at the end of the different calculations it is expected to obtain favorable results such as: optimize the linear advance program, improve blasting (m/disp), reduce the explosive consumption (kg/tm), minimize the percentage of overrun, improve granulometry and optimize the mining cycle in general.

To conclude, the new design of perforation and blasting mesh applying the Holmberg model, is a tool with great applicability, versatility and simple use, which is the starting point to develop and implement in the different fronts of advancement of the Huancapeti mine; training the personnel in charge of its execution.

**Key words:** Granulometry, mesh design, perforation, blasting, gallery and Holmberg model.

## ÍNDICE

|  |    |
|--|----|
| Dedicatoria.....                             | 2  |
| Agradecimiento.....                          | 3  |
| Resumen.....                                 | 4  |
| Palabras claves.....                         | 4  |
| Abstract.....                                | 5  |
| Key words.....                               | 5  |
| Índice.....                                  | 6  |
| Índice de tablas.....                        | 8  |
| Índice de figuras.....                       | 9  |
| Índice de anexos.....                        | 10 |
| Introducción.....                            | 11 |
| <br>   |    |
| Capítulo I.....                              | 13 |
| Generalidades.....                           | 13 |
| 1.1.Entorno físico.....                      | 13 |
| 1.1.1.Ubicación y acceso.....                | 13 |
| 1.1.2.Topografía.....                        | 14 |
| 1.1.3.Recursos naturales.....                | 14 |
| 1.1.4.Otros.....                             | 15 |
| 1.2.Entorno geológico.....                   | 17 |
| 1.2.1.Geología regional.....                 | 17 |
| 1.2.2.Geología local.....                    | 19 |
| 1.2.3.Geología estructural.....              | 19 |
| 1.2.4.Geología económica.....                | 19 |
| Capítulo II.....                             | 22 |
| Fundamentación.....                          | 22 |
| 2.1. Marco teórico (Marco referencial).....  | 22 |
| 2.1.1. Antecedentes de la investigación..... | 22 |
| 2.1.2. Definición de términos.....           | 24 |
| 2.1.3. Fundamentación teórica.....           | 26 |
| Capítulo III.....                            | 74 |
| Metodología.....                             | 74 |
| 3.1. El problema.....                        | 74 |

|   |     |
|---|-----|
| 3.1.1. Descripción de la realidad problemática.....                                 | 74  |
| 3.1.2. Planteamiento y formulación del problema. ....                               | 75  |
| 3.1.3. Objetivos. ....  | 76  |
| 3.1.4. Justificación de la investigación.....                                       | 76  |
| 3.1.5. Limitaciones.....  | 77  |
| 3.1.6. Alcances de la investigación. ....   | 77  |
| 3.2. Hipótesis .....  | 77  |
| 3.3. Variables .....  | 78  |
| 3.4. Diseño de la investigación .....   | 78  |
| 3.4.1. Tipo de investigación. ....  | 78  |
| 3.4.2. Nivel de investigación.....  | 78  |
| 3.4.3. Diseño de investigación. ....  | 78  |
| 3.4.4. Población y muestra. ....  | 79  |
| 3.4.5. Técnicas, instrumentación de recolección de datos. ....                      | 79  |
| 3.4.6. Forma de tratamiento de los datos.....                                       | 80  |
| Capítulo IV .....   | 81  |
| Resultado de la investigación .....   | 81  |
| 4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de datos .....                      | 81  |
| 4.2. Análisis e interpretación de la información (contrastación de hipótesis) ..... | 82  |
| 4.3. Discusión de los resultados.....   | 119 |
| Conclusiones.....   | 123 |
| Recomendaciones .....   | 124 |
| Referencias bibliográficas .....  | 125 |
| Anexos.....   | 126 |

## ÍNDICE DE TABLAS

|   |     |
|---|-----|
| Tabla 1: Resumen de reservas y leyes .....  | 20  |
| Tabla 2: Parámetros de dureza y resistencia a la compresión .....   | 40  |
| Tabla 3: Distribución de la energía del explosivo .....   | 44  |
| Tabla 4: Eficiencia de los explosivos .....   | 48  |
| Tabla 5: Densidad de explosivos más comerciales .....   | 48  |
| Tabla 6: Principales sistemas de diaclasas .....  | 83  |
| Tabla 7: Principales sistemas de fallas .....   | 83  |
| Tabla 8: Criterio para la clasificación de la masa rocosa, según el sistema de valoración<br>“RMR 89 de Bieniawski, modificado por romana, 2000.” ..... | 86  |
| Tabla 9: Clasificación geomecánica RMR89 .....  | 87  |
| Tabla 10: Resultados de ensayos de resistencia de la roca estimados en campo .....  | 91  |
| Tabla 11: Resultados de ensayos de resistencia de la roca estimados en laboratorio .....  | 92  |
| Tabla 12: Resultados de ensayos de resistencia de las discontinuidades .....  | 93  |
| Tabla 13: Parámetros de resistencia de la masa rocosa .....   | 94  |
| Tabla 14: Tipos de explosivo .....  | 97  |
| Tabla 15: Información general de la Galería 370 .....   | 97  |
| Tabla 16: Información de pedido de explosivo .....  | 98  |
| Tabla 17: Consumo de agentes de voladura .....  | 99  |
| Tabla 18: Factor de carga y factor de potencia.....   | 99  |
| Tabla 19: Avance promedio en la galería.....  | 99  |
| Tabla 20: Factor de fijación y relación (Espaciamiento/Burden).....   | 114 |
| Tabla 21: Resumen del nuevo diseño de malla de perforación y voladura .....   | 116 |
| Tabla 22: Distribución de accesorios de voladura (Nueva malla de perforación y voladura) .....  | 118 |
| Tabla 23: Tamaño medio de los fragmentos .....  | 118 |
| Tabla 24: Comparación del número de taladros, avance lineal y taco .....  | 119 |
| Tabla 25: Comparación de factor de carga y factor de potencia .....   | 120 |



## ÍNDICE DE FIGURAS

|   |    |
|---|----|
| Figura 1: Pasos para marcar la línea gradiente y la línea de dirección.....   | 27 |
| Figura 2: Línea gradiente y línea de dirección en el frente de avance .....   | 27 |
| Figura 3: Principios que intervienen en la perforación de rocas .....   | 28 |
| Figura 4: Secciones de perforación y voladura en un frente .....  | 34 |
| Figura 5: Clasificación de los cortes, arranques o cueles .....   | 35 |
| Figura 6: Corte en cuña .....   | 36 |
| Figura 7: Corte en abanico .....  | 37 |
| Figura 8: Corte en cráter (pozos).....  | 37 |
| Figura 9: Tipos de corte en quemados.....   | 38 |
| Figura 10: Corte en doble espiral .....   | 39 |
| Figura 11: Corte coromant.....  | 39 |
| Figura 12: Frente de galería con las diferentes secciones establecidas por Holmberg.....                                | 52 |
| Figura 13: Cálculo de burden en el corte de cuatro secciones.....   | 55 |
| Figura 14: Resultados para diferentes distancias y diámetros de los taladros cargados a los vacíos.....                 | 56 |
| Figura 15: Burden de la sección de arranque en el 1er cuadrante .....   | 56 |
| Figura 16: Desviación de los barrenos en la 1era sección de arranque .....  | 57 |
| Figura 17: Gráfico de concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca..... | 58 |
| Figura 18: Desviación de barrenos en la segunda y demás secciones del arranque .....                                    | 60 |
| Figura 19: Geometría de los taladros de arrastre .....  | 63 |
| Figura 20: Factor de fijación y relación (e/b) según dirección de salida de taladros .....                              | 65 |
| Figura 21: Área de influencia de un taladro después de la voladura.....   | 67 |
| Figura 22: Representación gráfica del área de influencia de un taladro.....   | 68 |
| Figura 23: Diagrama de cuerpo libre “d.c.l” del corte a-a’ .....  | 68 |
| Figura 24: Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento.....                                   | 71 |
| Figura 25: Diseño de investigación .....  | 78 |
| Figura 26: Diagrama de rosetas – caja techo Coturcan .....  | 84 |
| Figura 27: Diagrama de rosetas – estructura mineralizada Coturcan.....  | 84 |
| Figura 28: Diagrama de rosetas – caja piso Coturcan .....   | 84 |
| Figura 29: Diagrama de rosetas – fallas Coturcan.....   | 85 |
| Figura 30: Malla de perforación empírica y secuencia de voladura – gal 370.....   | 98 |

|   |     |
|---|-----|
| Figura 31: Tipos de fragmentación inadecuada de la galería 370 .....                                      | 100 |
| Figura 32: Diseño del arranque (Primer cuadrante) .....   | 102 |
| Figura 33: Diseño de ayudas (Segundo cuadrante) .....   | 106 |
| Figura 34: Diseño de contra ayudas (Tercer cuadrante).....  | 107 |
| Figura 35: Diseño de contra ayudas (Cuarto cuadrante) .....   | 108 |
| Figura 36: Diseño de arrastres .....  | 110 |
| Figura 37: Área de influencia en la corona.....   | 113 |
| Figura 38: Malla suavizada para la Galería 370 de sección 3.5m x 3.5m (Tipo de roca IIIA - regular) ..... | 115 |
| Figura 39: Secuencia de voladura de la malla en prueba .....  | 116 |

## ÍNDICE DE ANEXOS

|   |     |
|---|-----|
| Anexo 1: Matriz de consistencia del trabajo de investigación: “Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti – año 2015” ..... | 126 |
| Anexo 2: Diagrama de flujo para el diseño de mallas de perforación y voladura.....  | 127 |
| Anexo 3: Malla de perforación para tipo de roca I-B, II-A y II-B (RMR: mayor a 60 y menor a 90).....  | 128 |
| Anexo 4: Malla de perforación de arranque .....   | 128 |
| Anexo 5: Trazos de corte quemado para la apertura de un frente .....  | 129 |
| Anexo 6: Radio de influencia de un taladro .....  | 130 |
| Anexo 7: Influencia del entorno de la roca para un taladro de diámetro igual a 45 mm... 130   |     |

## INTRODUCCIÓN

La presente tesis titulado: “Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti – año 2015”, tiene por objetivo principal mejorar la granulometría del material volado en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti, mediante el diseño de una nueva malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Roger Holmberg.

La Compañía Minera Huancapeti es considerada una empresa minera dentro de la mediana minería porque su producción actual es inferior a medio millón de toneladas/año. Emplea actualmente métodos de producción subterránea para la extracción de mineral polimetálico.

La tesis está compuesta por la dedicatoria; el agradecimiento, el resumen, las palabras claves, el índice y la introducción.

El capítulo I refiere el entorno físico con la ubicación y acceso, la topografía, los recursos naturales y otros como por ejemplo el clima, la vegetación y la organización, seguido con el entorno geológico con la geología regional, la geología local, la geología estructural y la geología económica mencionando la génesis, mineralogía y descripción del yacimiento.

El capítulo II trata sobre la fundamentación con el marco teórico, los antecedentes de la investigación, la definición de términos y la fundamentación teórica.

El capítulo III trata la metodología con el problema, la descripción de la realidad problemática, el planteamiento y formulación del problema, los objetivos de la

investigación, la justificación, las limitaciones, el alcance de la investigación, la hipótesis, las variables y el diseño de la investigación.

El capítulo IV trata sobre los resultados de la investigación, con la descripción de la realidad y procesamiento de datos, análisis e interpretación de la información, la discusión de 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.**

Geopolíticamente la empresa minera Huancapeti pertenece a la jurisdicción de las provincias Recuay y Aija del departamento de Ancash.

La ubicación del área se localiza en el sector occidental de la Cordillera Negra, en el margen izquierdo del curso del río Santa al sur de la Ciudad de Huaraz; presenta altitudes entre los 4080 y 4975 msnm.

Geográficamente está ubicado en las siguientes coordenadas U.T.M:

E: 221 500

N: 8 919 500

El acceso a la mina, como punto de partida la ciudad de Lima – Perú, se detalla a continuación:

*Lima – Recuay*, con una distancia de 376.9 km recorrido en 6 horas

*Recuay – Mina*, con una distancia de 30 km recorrido en 1.5 horas

Haciendo un total de 406.9 km en un recorrido de 7.5 horas de Lima a Mina.

### **1.1.2. Topografía.**

Regionalmente presenta relieves con topografía variada tales como: colinas, antiguos circos glaciares, superficies onduladas, quebradas y escarpas en general; las líneas de cumbres presentan rumbo andino (NW-SE).

El relieve superficial de la zona de Hércules es bastante accidentado y abrupto, por la constitución de roca andesita y el proceso de orogénesis de estas cordilleras más los procesos de transformación superficial por el intemperismo y sus agentes.

Antiguamente estas zonas estuvieron cubiertas por nieve, así lo prueban las lagunas circundantes y las morreras en las laderas de los cerros, en el tiempo la nieve ha fracturado, alterado y descompuesto continuamente todos los fenómenos que derivan de ella, para así ver el relieve accidentado y abrupto.

### **1.1.3. Recursos naturales.**

A través del tiempo se ha considerado al agua como el elemento más indispensable tanto para la salud y como lo es también para los distintos procesos dentro de las operaciones mineras, en ese sentido la empresa minera Huancapeti sufre de la escases de este elemento para la funcionabilidad de su planta concentradora por lo que cuenta con una laguna artificial para poder acumular agua en tiempos de lluvia y utilizarlo en épocas de sequía; el agua se reutiliza bombeando a dicha laguna desde la poza de separación del relave por sedimentación.

En la mina existe escasez relativa de agua para el uso doméstico y para algunas actividades mineras como es el caso de la refrigeración de las compresoras, para el uso en interior mina; este último también es abastecido mediante la recolección de agua en tanques para abastecer a los frentes de avance.

Otros recursos, como son la madera, son abastecidos de los poblados circundantes y aldeaños. Cabe señalar que dada las características del yacimiento, de cajas bastante compactas, duras y el método de explotación a emplear, la necesidad de madera es pequeña, siendo solamente necesario usar en algunas operaciones como buzones de chimeneas, reparación y construcción de tolvas de gruesos con puntales, en chimeneas y en algunos cuadros de galería.

#### **1.1.4. Otros.**

##### ***Clima.***

La Cordillera Negra, posee un clima con características de templado a frío, debido a la influencia de la altitud. Los meses de diciembre a abril están caracterizados por lluvias más o menos persistentes, las tormentas de nieve se localizan en las alturas superiores a los 4000 msnm, con temperaturas de 0°C a 5°C en las noches y 7°C a 14°C en el día.

Los meses de junio a octubre se caracterizan por presentar un periodo de sequías con precipitaciones pluviales muy esporádicas con temperaturas durante el día de 5°C a 16°C y en las noches de 0°C a 1°C. Esto pone en evidencia en altitudes superior a los 4000 msnm, las temperaturas bajas son conocidas por los lugareños como “heladas”.

Durante los meses de junio-agosto se acentúan las corrientes de aire con velocidades de 20 a 40 km/h, las características climáticas del lugar corresponden a la Cordillera Blanca, que tiene un clima frígido y polar.

##### ***Vegetación.***

La distribución de las especies vegetales varía de acuerdo a la altitud en la que se desarrollan. En la zona minera la vegetación es baja, se desarrollan solo especies que resisten al frío y altitudes de 4000 msnm, resaltando básicamente

al Ichu o llamado también Paja Ichu y otras plantas raquílicas. En altitudes cercana a los 3700 msnm la vegetación se caracteriza por la presencia de arbustos y gramíneas, tales como los Quishuares, variedades de Cactus, Huaman Pinta, Anchos, etc.

La actividad agrícola se desarrolla a altitudes inferiores a los 3500 msnm y se localizan en las vertientes del Valle del Santa y en las quebradas al Rio Aija (Quebrada Santiago, Rio La Merced y Rio Mallqui; en estos sectores la agricultura se caracteriza por los sembríos de Papa, Trigo, Cebada, Habas, Arveja, Oca, Olluco, Avena y Quinoa.

En dicha área, la actividad agrícola se restringe solo a la quebrada Collaracra.

### ***Organización.***

La organización en la empresa minera Huancapeti está diseñada para lograr metas y objetivos, por medio de los recursos humanos y de la gestión del talento humano. La jerarquía de supervisión de las operaciones en mina se muestra a continuación:

- Gerencia de operaciones mineras
- Superintendencia de mina
- Jefatura de mina
- Jefatura de SSOMA (Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente)
- Jefatura de turno (Contratas)
- Supervisores o capataces (Contratas)

Las operaciones en interior mina se desarrollan en dos turnos de trabajo:

1er turno, de 7:00 a.m. a 7:00 p.m.

2do turno, de 7:00 p.m. a 7: 00 a.m. del día siguiente.



La supervisión en cada turno de trabajo se ejerce a través de:

- Jefes de guardia (Ingenieros de empresa)
- Jefes de turno (Jefes de guardia de contrata)
- Supervisores o capataces (Personal de contrata y empresa)

La supervisión de operaciones básicamente es ejercida por el capataz, que al recorrer las labores reporta directamente al ingeniero de turno (Jefe de guardia de su contrata o empresa), quien a su vez recorre las mismas labores durante la guardia; sin embargo, además de los supervisores de operaciones existe una supervisión adicional, ejercida a través del personal de las áreas de Geología, Topografía, de la Superintendencia de Planeamiento y Gerencia, los cuales verifican y supervisan los trabajos de:

- Perforación y voladura
- Sostenimiento
- Dirección y gradiente de las labores
- Calidad del mineral
- Ventilación, etc.

## **1.2. Entorno geológico** (*Según el Departamento Geológico - Mina Huancapeti*)

### **1.2.1. Geología regional.**

En toda el área de la cordillera negra aflora rocas Sedimentarias Mesozoicas, rocas volcánicas terciarias y rocas intrusivas de edades que van desde el Cretáceo hasta el Terciario. Las rocas Sedimentarias pertenecen al grupo Goyllarisquizga cuyas formaciones: Chimú, Santa y Carhuaz afloran en los alrededores del pueblo de Aija y Recuay, las cuales están constituidas por Cuarcitas, Calizas, Lutitas y Areniscas. Las rocas volcánicas están

representadas por los Volcánicos Calipuy y están constituidos por rocas Piro Clásticas que cubren extensas zonas de la Cordillera Negra. Las Rocas Intrusivas se representan en el Batolito de la Costa, al Oeste de la Cordillera Negra y afloran entre 15 - 25 km al Oeste del pueblo de Aija.

Este batolito a intruido a las rocas Mesozoicas y está compuesto por Granodioritas y Tonalitas. El batolito de la Cordillera Blanca, es el mejor exponente de la actividad Ígnea de esta región.

De acuerdo al Mapa Metalogenético del Perú, el yacimiento de la mina Huancapeti pertenece:

***“Era Cenozoica, Sistema Terciario o Cretáceo volcánico, Formación Calipuy, Rocas Andesitas volcánicas o Intrusivo Monzonítico”***

Después de la roca Andesítica son los diques de Hornblenda y el Intrusivo constituidos por Monzonita que aflora en forma de apófisis a medio kilómetro al sur de la zona Hércules, este Intrusivo es el que posiblemente ha originado el yacimiento de Hércules y Coturcán.

La roca Andesítica volcánica es una roca ígnea que se ha formado por enfriamiento y cristalización del magma expuesto en la zona. La clasificación de esta Andesítica volcánica sería: Roca efusiva de minerales claros y oscuros con feldespatos y plagioclasas. Se conoce dos tipos de andesita por su color; unos más claros y otros oscuros por su contenido mayor de minerales ferro magnesianos.

La Cordillera Negra a la cual pertenece la mina Huancapeti, está conformada en mayor porcentaje por rocas Andesíticas, la mineralización predominante es de Plata (Ag), Plomo (Pb) y Zinc (Zn), y algunos cuerpos de mineral de Cobre (Cu) y Oro (Au).

### **1.2.2. Geología local.**

En la geología local de la zona se distinguen los Volcánicos Hércules del Terciario medio que yace sobre los Volcánicos Calipuy del Terciario inferior. En el área se distinguen dos estructuras importantes, el Stock Collaracra y el Centro Volcánico Hércules; el Stock Collaracra es un intrusivo de 3 a 5 km de diámetro de composición dacita y forma circular del que salen varios Diques y Sills y el Centro Volcánico Hércules, ubicado en el cerro Tarugo, está constituido por lavas Andesíticas y brechas Piro Clásticas, en este centro volcánico se han emplazado los pórfidos Tarugo y Pincullo de composición dacita y alrededor se emplazaron los Intrusivos: Dacita Hércules, los pórfidos Huancapeti, Bellota-Maguiña, Señor de Burgos y Olga.

### **1.2.3. Geología estructural.**

En las zonas existen las fallas Hércules, Tucto, Señor de Burgos que tienen un rumbo promedio N-S y desplazan a las fracturas NW-SE. A lo largo de la falla Hércules hay algunos cuerpos de brechas hidrotermales con Turmalina, Cuarzo, Pirita y Sulfuros metálicos.

Los impulsos magmáticos determinaron el modelo de fracturamiento principal de rumbo NW-SE a lo largo del contacto de la dacita Hércules y otras del tipo Tarugo y Huancapeti de rumbo NE-SW. Fracturas tensionales del tipo Nebraska y Carpa, están fuera de centro volcánico y teniendo un modelo radial.

### **1.2.4. Geología económica.**

#### ***Génesis y descripción del yacimiento.***

Los depósitos minerales en la zona Hércules y Coturcan son de origen hidrotermal, del tipo de vetas de relleno y reemplazamiento de fracturas en volcánicos e intrusivos Terciarios, íntimamente vinculados con los procesos

volcanogénicos. El sistema Hércules - Coturcan corresponde a estructuras mineralizadas tipo vetas, mantos y cuerpos o bolsionadas.

La veta Hércules tiene una orientación promedio de de N30°W y buzamiento 40°NE, la estructura principal tiene una extensión que fluctúa entre 3 km - 4 km y una potencia de 2.04 m. La veta Coturcan tiene una orientación promedio N10°W y buzamiento de 30° a 45°NE, tiene una extensión reconocida de 2 km y una potencia de 1.09 m.

El límite probable de la mineralización del sistema Hércules en profundidad está por debajo del nivel 6 (4064 msnm), entre 180 y 300 m; es decir entre 3764 y 3884 msnm. Por lo tanto la mineralización tiende a disminuir en profundidad y el sistema de vetas tiende a formar una sola estructura mineralizada angosta o veta con una potencia de 1 a 1.5 m.

La alteración hidrotermal tanto en los sistemas Hércules y Coturcan está restringidas a vetas y a la zona de contacto con las rocas de caja adyacente, con ocurrencia de Sericitización, Salificación, Argilitización y Pirita diseminada.

Las reservas a diciembre de 1989 eran de 514035 TNMS; con 1.8 m de ancho, con leyes de 5.33 (oz/Ag), 2.91% Pb, 3.35% Zn, minables por métodos convencionales de explotación subterránea (shrinkage stoping).

Actualmente se están recuperando los pilares y cámaras después de estar cerrada esta unidad minera por mucho tiempo, llegando a recuperar 1400 T diarias, debido a que los precios internacionales están bastante atractivos.

Tabla 1: Resumen de reservas y leyes

| VELTA            | TM      | POTENCIA (m) | PLATA (oz/TC) | PLOMO (%) | ZINC (%) |
|------------------|---------|--------------|---------------|-----------|----------|
| HERCULES - MANTO | 2005080 | 4.5          | 4.8           | 2.89      | 3.58     |
| COTURCAN SUR     | 46204   | 3.33         | 6.95          | 3.8       | 4.11     |
| COTURCAN NORTE   | 59535   | 1.98         | 6.51          | 4.1       | 3.71     |
| TARUGO           | 45275   | 0.8          | 3.5           | 3         | 3.05     |
| CARIDAD          | 16500   | 0.9          | 10.4          | 1.9       | 2.1      |

Fuente: Dpto. Geología - Empresa Minera Huancapeti.

### ***Mineralogía.***

Las zonas Hércules y Coturcán son depósitos polimetálicos de Plata (Ag), Plomo (Pb), Zinc (Zn) y cobre (Cu) en menor proporción, con probables contenidos de Oro (Au) como ha sido demostrado en los análisis del relave.

- *Minerales de mena.*
  - ✓ Galena (PbS)
  - ✓ Esfalerita (ZnS)
  - ✓ Argentita (Ag<sub>2</sub>S)
  - ✓ Bornita (Cu<sub>5</sub>FeS<sub>4</sub>)
  - ✓ Calcosina (Cu<sub>2</sub>S)
  - ✓ Estibina (Sb<sub>2</sub>S<sub>3</sub>)
  - ✓ Calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>)
  - ✓ Tetraedrita ((Cu,Fe)<sub>12</sub>Sb<sub>4</sub>S<sub>13</sub>)
  
- *Minerales de ganga.*
  - ✓ Cuarzo (SiO<sub>2</sub>)
  - ✓ Arsenopirita (FeAsS)
  - ✓ Pirita (FeS<sub>2</sub>)
  - ✓ Calcita (CaCO<sub>3</sub>)
  - ✓ Carbonatos

## **CAPÍTULO II**

### **FUNDAMENTACIÓN**

#### **2.1. Marco teórico (Marco referencial)**

##### **2.1.1. Antecedentes de la investigación.**

Respecto a estudios realizados referidos al diseño de malla de perforación y voladura en galerías, se presenta los siguientes:

Según la tesis de CALDERON, M. (2015), “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa)”. Concluye que: El diseño y marcado de malla de perforación, así como el uso de guidores en las diferentes labores son el punto de inicio de una buena voladura y por consecuencia tener un material cuya granulometría es la óptima.

Según la tesis de SÁNCHEZ Y. (2012) Pág. N° 02, “Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampa en la Mina Bethzabeth – Ecuador”. Menciona que: A partir de un modelo matemático, se obtendrá una malla de perforación técnica, ajustada a las características físico

– mecánicas del macizo rocoso, consiguiendo óptimos tiempos de perforación, número adecuado de barrenos y cantidad exacta de sustancia explosiva, para tener un avance en el tiempo programado; con esto se minimizarán costos de operación y el tiempo de avance de la rampa.

Según el curso – taller de PONCE, F. (2011) Pág. N° 03, “Perforación y Voladura de Rocas en Minería y Construcción – Técnicas y Reducción de Costos”. Menciona que: La perforación y voladura de rocas son actividades primarias que determinan la productividad e influyen en gran parte la rentabilidad de sus operaciones, van en paralelo en la optimización y la implementación de nuevos procesos de producción mediante mejores estándares y bajos costos, lo que permite comprender, controlar y efectuar una toma de decisiones adecuada, tanto a nivel estratégico como operativo.

Según la tesis de LEDEZMA, F. (2009) Pág. N° 44, Concluye que: Es de suma importancia llevar el control de la sección, para evitar el movimiento innecesario de material no programado; lo cual nos daría un ahorro significativo. Si no se utiliza el control de voladura a los costos generados por la sobre rotura, hay que sumar los problemas de dilución, que es una pérdida significativa del valor del mineral.

Según la tesis de GARRIDO, A. (2005), “Diagnóstico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente”. Menciona que: Como instrumento de investigación se utilizó las fotografías de los disparos antes y después de cada tronadura y el monitoreo de las vibraciones producto de la tronadura. Sus conclusiones fueron las siguientes. Reducción del número de perforación por disparo un 10%, reducción de la sobre excavación de un 24% a

un 6%, menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de perforación y tronadura“.

### **2.1.2. Definición de términos.**

- a. Burden.** También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.
- b. Espaciamiento.** Distancia entre los taladros, perpendicular al burden, normalmente fluctúa entre 1 y 1.8 por la distancia del burden, se obtiene de resultados óptimos de distribución de energía cuando el espaciamiento es equivalente a la dimensión del burden por 1.15 y el patrón es distribuido en una configuración inclinada, el agrietamiento primario paralelo a la cara libre puede permitir un espaciamiento mayor.
- c. Estándar.** Es el modelo, patrón o referencia a seguir. En minería se aplica este término a los procesos unitarios, tal es el caso de la perforación y voladura de rocas, además, en los planes mineros y control de flotas de carguío y acarreo.
- d. Frente o frontón.** Es el lugar en donde se emplaza el personal, equipos y maquinarias de perforación, para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura.
- e. Malla.** Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.



- f. *Parámetro.*** Es el valor de las características que nos interesan en colectivo o universo. Este valor se infiere a partir de las estadísticas, es el valor estimado del parámetro; también se denomina así, a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.
- g. *Perforación.*** Es la primera operación unitaria en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo, agentes de voladura y accesorios (iniciadores); denominados taladros, hoyos o blast holes.
- h. *Perforación de calidad.*** Para que se lleve a cabo una perforación de calidad, debe existir una buena simetría de los taladros, un adecuado stemmingn (longitud y calidad) y sobre todo un buen paralelismo; tomando en cuenta estas consideraciones obtendremos buena fragmentación (reduce costos en el proceso), buen avance (reduce costo por metro cúbico roto) y un perfil adecuado de la labor (crea menos condiciones inseguras).
- i. *Subterráneo.*** Excavación natural o hechas por el hombre por debajo de la superficie de la tierra.
- j. *Tanda.*** Es el número de taladros de perforación efectuados en una tarea normal de 8 horas al día.
- k. *Voladura.*** De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de los taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

- l. Voladura controlada.* El principio para que se dé una voladura controlada, es la reducción del factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobre rotura y costos de sostenimiento posterior al disparo.

### **2.1.3. Fundamentación teórica.**

#### *i. Diseño de malla de perforación y voladura.*

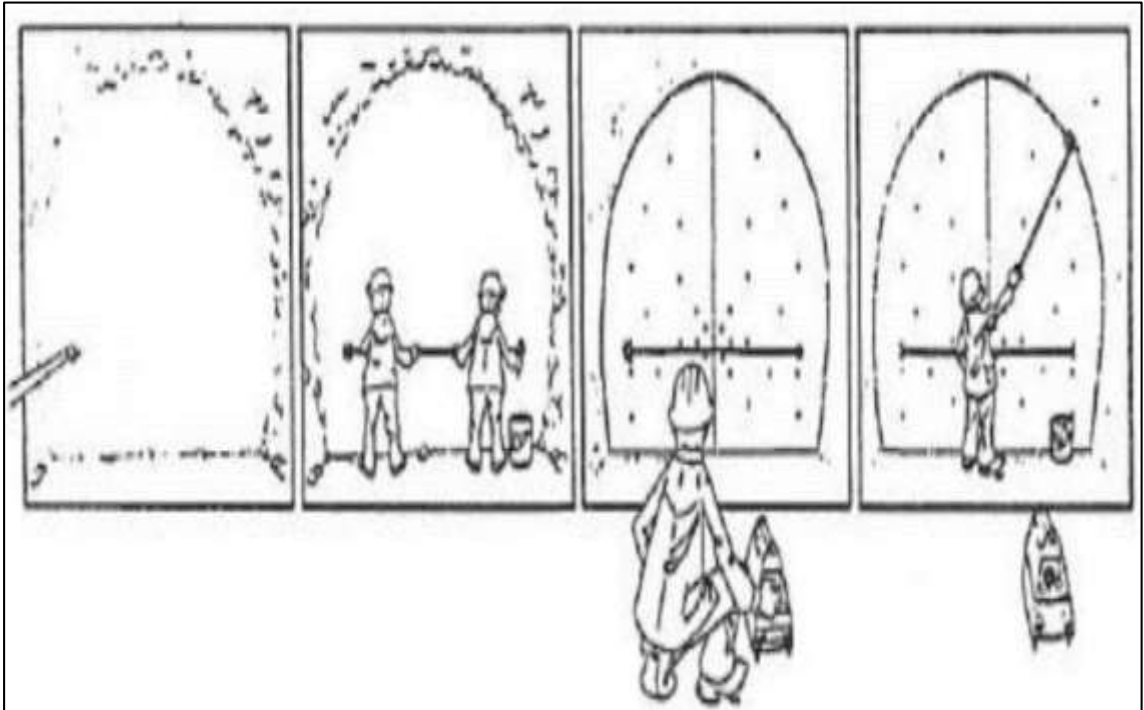
Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, cargas de explosivo y secuencia de encendido a aplicarse.

Su elaboración consiste en realizar líneas de pintura cuadriculadas ya pre calculado, que se marca en un frente para guiar al perforista. Cada tipo de roca tiene sus tipos de malla estandarizada con la cual se puede hacer el diseño de la malla, todas las mallas siempre en el techo tienen taladros de alivio para que la labor tenga acabado arqueado para un mejor control del terreno.

Pasos para el marcado de la malla de perforación y voladura:

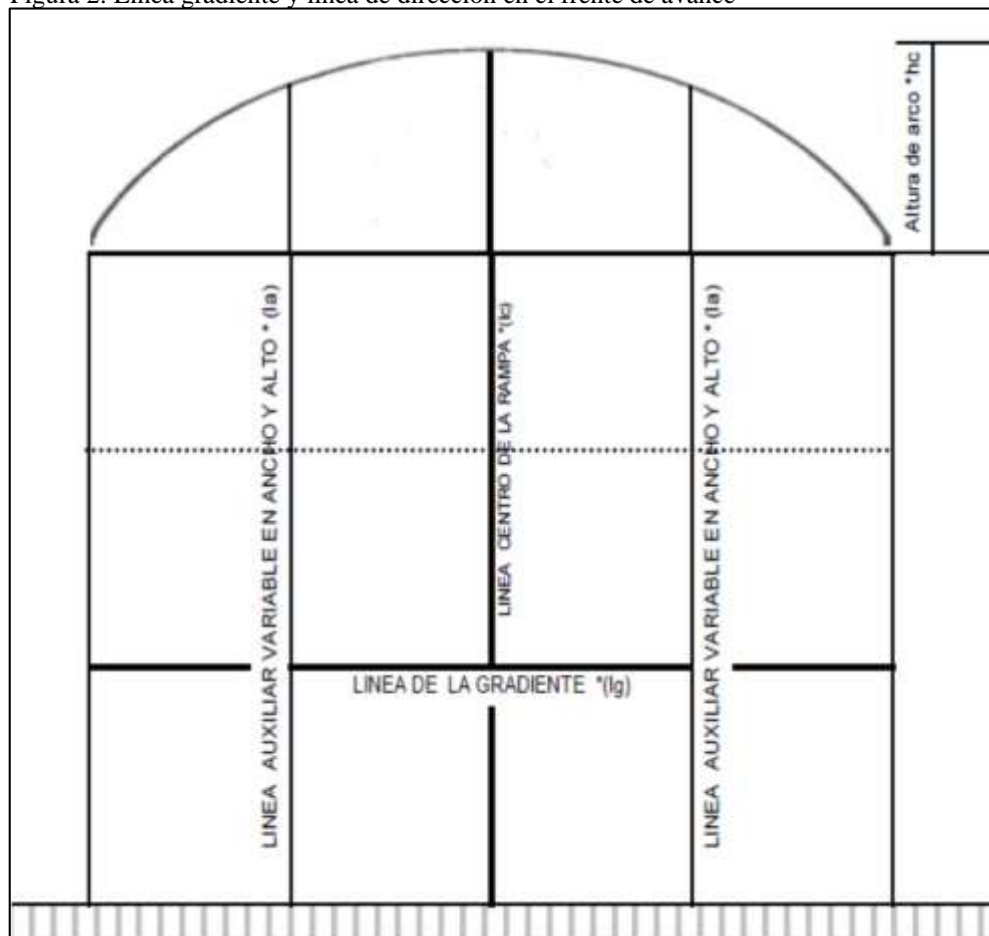
- Los topógrafos proporcionan línea de dirección y la línea de gradiente.
- Dichas líneas permiten ubicar el punto central del diseño de la malla para el avance de la labor con forma y dimensión correcta.

Figura 1: Pasos para marcar la línea gradiente y la línea de dirección



Fuente: *Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno*

Figura 2: Línea gradiente y línea de dirección en el frente de avance



Fuente: *Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno*

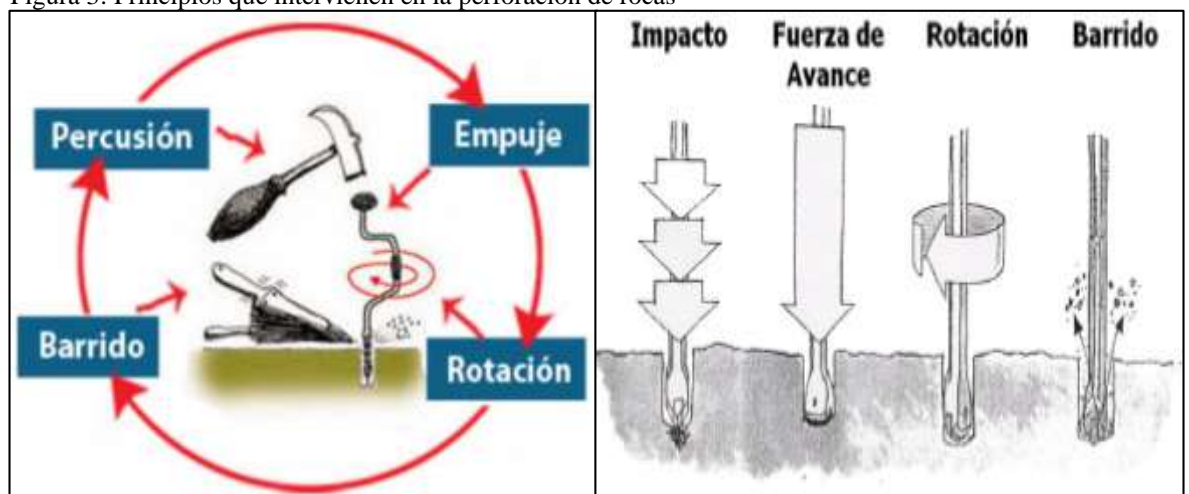
## ii. Perforación de rocas.

López Jimeno C. y García Bermúdez (2003). El principio de la perforación es efectuar golpes continuos con filos cortantes en un extremo de mayor dureza que la roca; y en el otro extremo es golpeado y girado en forma continua, de tal manera que cada golpe produce un corte en la roca en diferente posición, el resultado final será la perforación de un taladro cuyo diámetro será igual al diámetro del filo cortante usado.

En general se puede considerar la perforación de Rocas como una combinación de las siguientes acciones:

- a) *Percusión.* Corresponde a los impactos producidos por el golpe del pistón, los que a su vez originan ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje.
- b) *Rotación.* Con el movimiento de rotación se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.
- c) *Empuje/Avance.* Corresponde a la fuerza necesaria para mantener en contacto la broca con la roca.
- d) *Barrido.* Permite extraer el detritus del fondo de la perforación.

Figura 3: Principios que intervienen en la perforación de rocas



Fuente: *Manual de Perforación y Voladura* – López Jimeno

La perforación de las rocas dentro del campo de la voladura es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar a las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores. A pesar de la enorme variedad de sistemas posibles de penetración de la roca en minería la perforación se realiza usando energía mecánica.

### ***2.1. Componentes o accesorios principales de un sistema de perforación.***

- *La Perforadora.* Que es la fuente de energía mecánica.
- *Las Broca.* Que es el útil que ejerce sobre la roca dicha energía. Son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistentes a la abrasión (Carburo de tungsteno). (López Jimeno C. - 2002)
- *Barras o Barrenos (Varillaje).* Que es el medio de transmisión de esa energía. Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas etc y sus acoplamiento de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc. (López Jimeno C. - 2002).
- *El Fluido de Barrido.* Que efectúa la limpieza y evacuación del detrito producido.

### ***2.2. Perforación con martillo en cabeza.***

En estas perforadoras dos de las acciones básicas, rotación y percusión, se producen fuera del barreno, transmitiéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la boca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico.

- a) *Perforadoras Manuales*. El martillo es accionado por aire comprimido, para taladros pequeños que varían de (25 - 50 mm de diámetro) para trabajo horizontal o al piso existiendo modelos como Jack-leg (Perforación Horizontal), Stoper (Perf. Chimenea) y Jack-hammer, (Perf. Pique) estos están empleando barrenos de acero integrales terminados en broca fija tipo cincel, o barrenos con broca acoplable. (Ing. Mario Cedrón Lassus - 2003)
- b) *Perforadoras Mecanizadas*. Son de percusión y de percusión/rotación, montadas en chasis sobre ruedas u orugas para diámetros hasta 150 mm (6'') y 20 metros de profundidad. Ejemplo WagonDrill trackDrill y Jumbos neumáticos o hidráulicos que emplean barrenos acoplables con brocas intercambiables. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico. Una perforadora hidráulica consta básicamente de los mismos elementos constructivos que una neumática, estos equipos tienen una velocidad de penetración tres veces más rápida que estas últimas. (Ing. Mario Cedrón Lassus - 2003).

### **2.3. Perforación con martillo en fondo.**

López Jimeno C. y García Bermúdez (2003) Se denomina así cuando el golpe se realiza directamente sobre broca (boca de perforación) mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El accionamiento de pistón se lleva a cabo neumáticamente, mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica. Con éste sistema, se reduce sustancialmente la desviación del taladro.

Generalmente de grandes dimensiones para uso en tajos abiertos montadas sobre camión o sobre orugas con traslación propia con motor rotatorio

independiente y perforación por presión (Pulldown o presión de barra) con brocas rotatorias triconicas de 6” a 15” de diámetro.

En mina subterránea también existe este tipo de equipos, con diámetros de perforación de 3” de diámetro, son usados para perforación de taladros largos, para el método de explotación Sub Level Stoping, entre otros métodos de producción masiva.

#### ***2.4. Ventajas principales de perforación rotopercutiva.***

- Es aplicable a todos los tipos de roca, desde blandas a duras.
- La gama de diámetros de perforación es amplia.
- Los equipos son versátiles, pues se adaptan bien a los diferentes trabajos y tienen una gran movilidad.
- Necesitan un solo hombre para su manejo y operación.
- El mantenimiento es fácil y rápido.
- El precio de adquisición no es elevado.

#### ***2.5. Condiciones de Perforación.***

Para conseguir una voladura eficiente la perforadora es tan importante como la selección del explosivo, por lo que éste trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado, lamentablemente la supervisión de la correcta operación de perforación aun no es controlada adecuadamente en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad de trabajo como son los taladro desviados, mas espaciados, de longitud irregular etc, que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible. Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones, Diámetro, longitud, rectitud y estabilidad:

- *Diámetro.* Depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado como regla general el de “menor diámetro factible” será más adecuado y económico de realizar.
- *Longitud.* Influye mucho en la selección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).
- *Rectitud.* Varía con el tipo de roca método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineación para que el explosivo sea apropiadamente distribuido en la mayoría de las arranques, de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.
- *Estabilidad.* Los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos especiales para, poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita y otros utilizado en perforaciones de petróleo, diamantina.
- *Casos particulares.* Algunos trabajos especiales de voladura requieren taladros con un paralelismo exacto, es fundamental que los operadores perforistas conozcan a fondo el manejo de su máquina, sus posibilidades y limitaciones, captando claramente los diseños del plan de perforación, entendiendo claramente el propósito o finalidad de la voladura a realizar.
- ✓ *Velocidad de Penetración.* Esta variable no solamente depende de la aplicación de fuerza; también depende del barreno o limpieza del



detritus, del taladro con el aire comprimido y/o con agua a presión, a través de la misma barra, conforme avanza la perforación. La dureza y abrasividad de la roca son factores importantes, para determinar qué medio de perforación emplear: rotación simple o rotación/percusión.

✓*Orientación de los Taladros en una Perforación.* Es de suma importancia de orientar los taladros paralelamente a las superficies libres con el fin de ayudar la desagregación del macizo rocoso en dirección de la superficie libre, estando el efecto útil perpendicular a la dirección del taladro, la orientación depende de los siguientes factores: Tipo de terreno, números de caras libres de la labor, grado de fragmentación, Otros (Tipo de explosivo, método de disparo, etc.)

## **2.6. Esquema de Perforación.**

La perforación y 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 geométricamente 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 4: Secciones de perforación y voladura en un frente



Fuente: *Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno*

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.

### ***2.7. Perforación de Corte o Arranque o Cueles.***

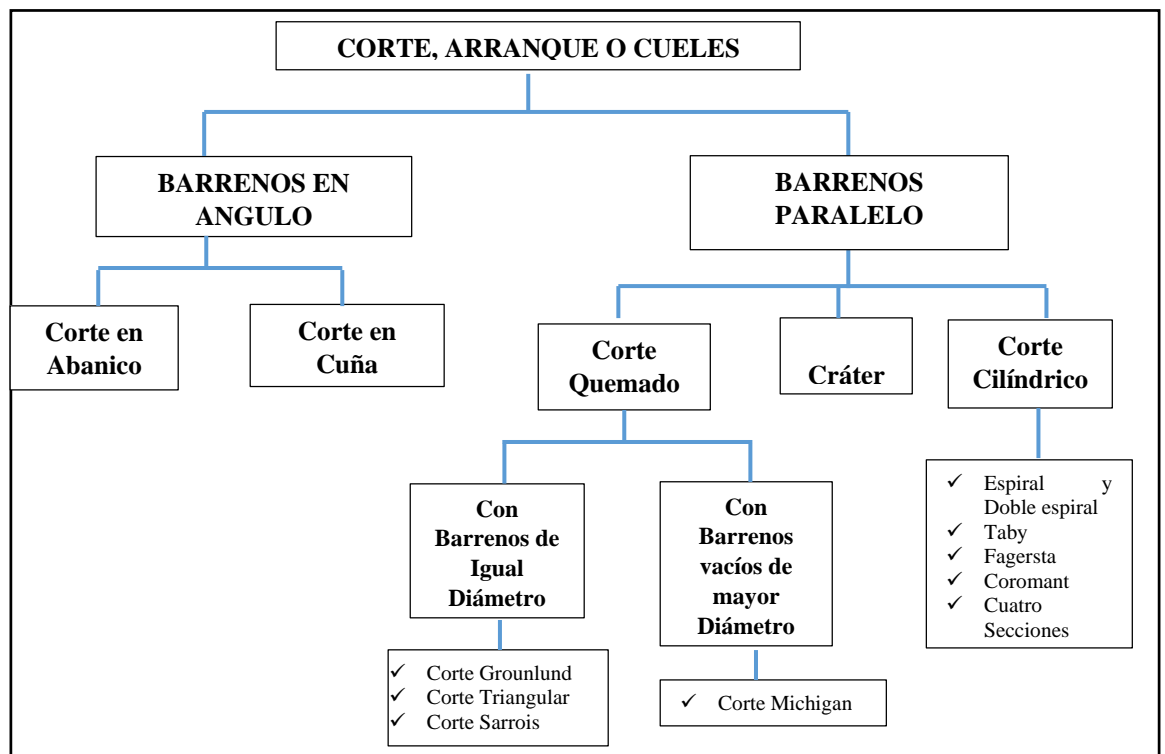
Como se entiende las voladuras subterráneas son más complejas que las superficiales, no solo por todos los factores inherentes a ellas (seguridad, gravedad, equipamiento) sino también por la ausencia de una cara libre para que el explosivo pueda fragmentar la roca que será finalmente desplazada por los gases de voladura. De esta forma, los barrenos en el arranque pretenden generar una cara libre. En esta sección, los consumos específicos son muy altos (para compensar el grado de fijación más elevado – por el efecto de la

gravedad y confinamiento). Las piedras y el espaciamiento, son muy cortos, así que es necesario conjugar dos factores:

- Necesidad de explosivos suficientemente insensibles para evitar la detonación por “simpatía”.
- Explosivos con velocidades de detonación alta, para que no se insensibilizaren por el efecto canal.

Existen varios tipos de arranques, cada uno para una determinada situación. Cada tipo de corte debe ser realizado mediante el tipo de equipamiento que hay disponible, el porcentaje de avance y el ancho de la sección de la zona. A continuación se presentan los tipos de arranques más comunes.

Figura 5: Clasificación de los cortes, arranques o cueles



Fuente: *Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno*

#### A) Corte o arranque de barrenos en ángulo.

Los cortes con barrenos en ángulo son cada vez menos utilizados, pues son muy laborosos: la perforación es muy delicada ya que es importante perforar

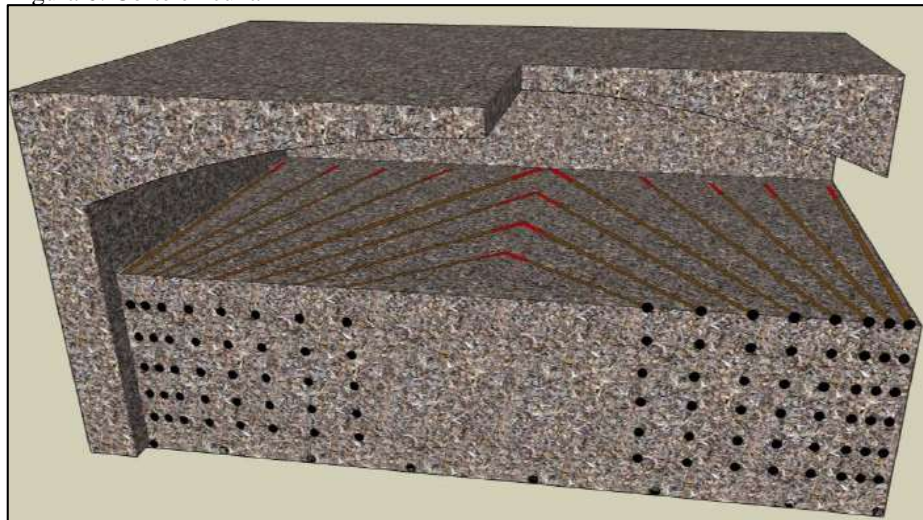
cada barreno con un determinado ángulo de modo que la piedra en fondo sea la predicha. La longitud de los barrenos está limitada por la anchura de la galería pues en secciones pequeñas los equipos estarán restringidos.

Las ventajas de estos cueles es que permiten:

- Un menor uso de explosivo.
- Posibilidad de orientación de la inclinación según discontinuidades:

A.1) *Corte en cuña*. Este tipo de arranque, observado en la figura 6, permite avances de 45% a 50% de la anchura de la sección pero muchas veces este es afectado por la desviación de los barrenos (~5%). En relación a la cuña, esta debe tener un ángulo mayor de 60° para evitar el confinamiento de cargas.

Figura 6: Corte en cuña

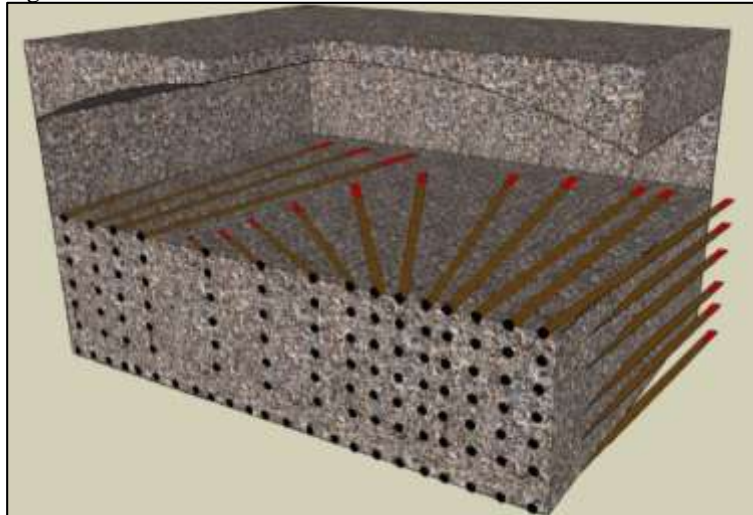


Fuente: *Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno*

*Corte en instantáneo*. Este tipo de arranque es una variación del corte en cuña y consiste en perforar un conjunto de barrenos más cerrados que los demás, e iniciar las cargas al mismo tiempo. Usando este método los avances son de hasta un 80% de la anchura de la sección. El inconveniente del uso del corte instantáneo es la dispersión y proyección de escombros a una distancia considerable.

A.2) *Corte en abanico*. Durante mucho tiempo este tipo de arranque ha sido usado, pero actualmente ha caído en desuso. Su principal inconveniente es la perforación compleja ya que la capacidad de perforación de barrenos cerca de los hastiales es limitada para diversos equipos. Su perforación puede ser horizontal, descendente o ascendente.

Figura 7: Corte en abanico



Fuente: *Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno*

B) *Corte en cráter*. El corte en cráter es usado en aberturas de galerías, en chimeneas y pozos. Este arranque aprovecha el cráter que las cargas de fondo provocan en la superficie de la siguiente cara de la sección para generar un nuevo cráter. El avance resultante es escaso.

Figura 8: Corte en cráter (pozos)



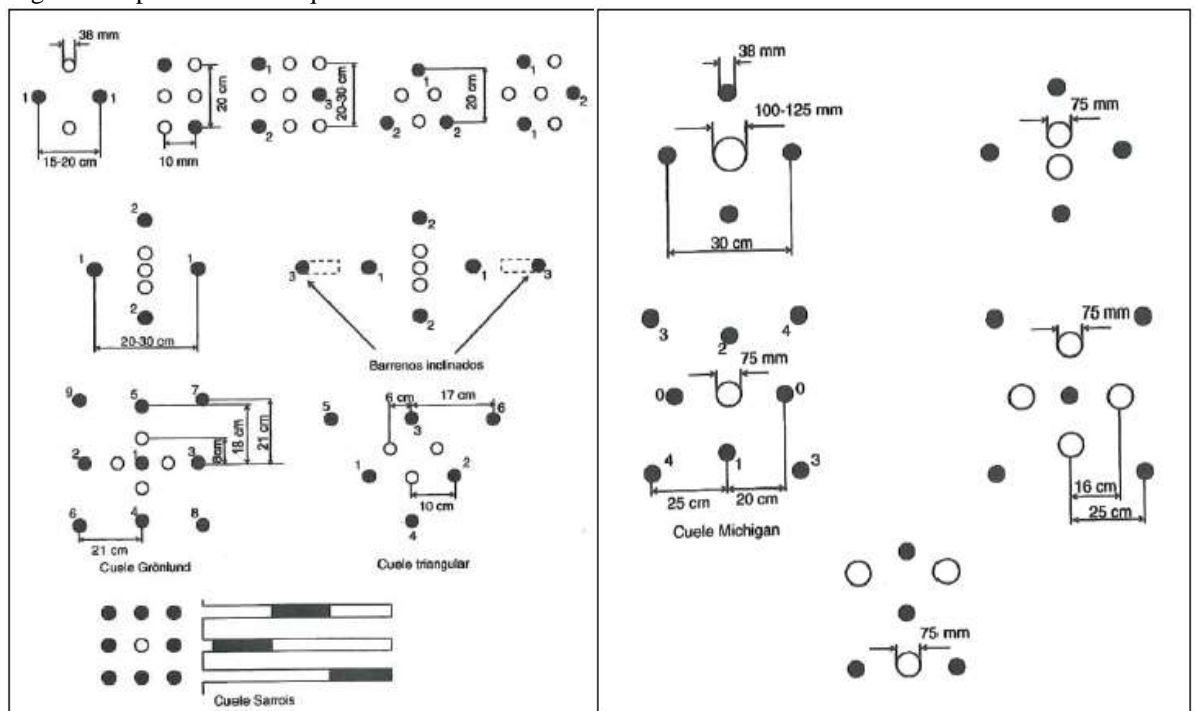
Fuente: *Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno*

### C) Corte de barrenos paralelos.

C.1) *Corte quemados.* Con diámetros iguales y con barrenos vacío de mayor diámetro. Los arranques quemados fueron los primeros en utilizarse y el inconveniente presentado en relación a los arranques cilíndricos es que los de este tipo poseen una gran concentración de carga lo que, como es de esperar, habrá una fragmentación excesiva. Los avances no sobrepasan los 2.5 metros, aunque en términos de equipamiento se trata de un método muy accesible.

La proyección de escombros suele alcanzar los 5m a 6m y los avances suele ser de 80% a 95%, aunque, por ejemplo el cuele Sarrois permite avances de 95% a 100%.

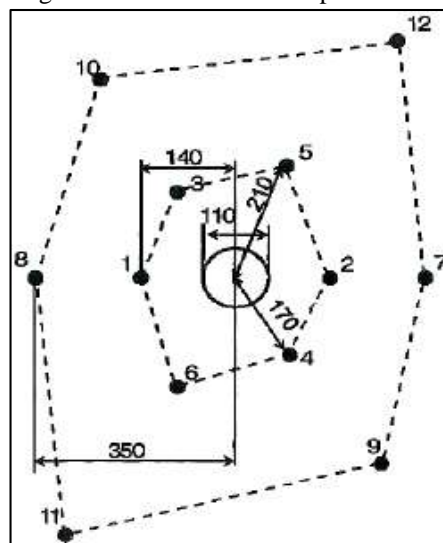
Figura 9: Tipos de corte en quemados



Fuente: *Manual de EXSA*

C.2) *Corte cilíndrico*. Como ha sido referido una de las preocupaciones en los barrenos del corte son las proximidades de unos y otros y la consecuente detonación por simpatía o insensibilización de los mismos. Hay que añadir que la técnica empleada en estos arranques consiste en detonar barreno a barreno e ir construyendo el hueco (cara libre) sucesivamente. Los tipos de cortes cilíndricos más comunes pueden ser analizados en las figuras Nro. 10 y 11 donde se refieren algunas de sus particularidades.

Figura 10: Corte en doble espiral

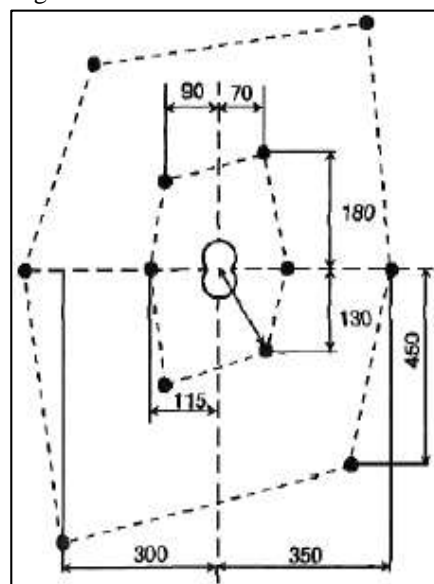


Barreno vacío: 75 mm a 200 mm

Aplicación: Con este tipo de cuele se consiguen avances de 100% (de la longitud de los barrenos) para barrenos de menos de 4 m y de 85% para 6 m, sea, es el cuele con mejor avance.

Fuente: *Manual de EXSA*

Figura 11: Corte coromant



Barreno vacío: Dos barrenos secantes (en forma de "8") de igual diámetro – 55 mm Necesidad de precisión: recurso a plantillas de chapa.

Aplicación: Buenos resultados en arenisca

Fuente: *Manual de EXSA*

El cuele de la figura 10, que es un tipo de corte cilíndrico incluido en el método Sueco, empezó por ser un método empírico de diseño de voladura subterránea y es empleado para túneles de sección superior a 10m. Este tipo de cuele es de barrenos paralelos y fue establecido en Suecia, por Langefors y Kihlström (1963) finalizado por Holmberg (1982) y renovado por Persson et al. (2001).

### 2.7. Avance lineal.

Lo que se puede lograr, depende mucho de la habilidad del perforista y el paralelismo de los taladros, en algunos arranques la sección del frente, en éste caso del ancho de la sección limita, en otras palabras la profundidad máxima de voladura que se puede conseguir en un frente con un solo disparo, será igual al ancho de la rampa, galería, crucero, etc. Esta regla cumple para arranques en “Cuña, “V” es por ello en muchas minas ya no se perfora estos tipos de arranques o trazos como se puede denominar, depende el avance también de los siguientes factores:

- *Dureza de la roca.* Si la roca es muy dura la profundidad de los taladros será limitada, ésta es en parte cierto, pero sería necesario utilizar explosivo de alto poder rompedor en cantidad necesaria, para lograr buenos avances.

Tabla 2: Parámetros de dureza y resistencia a la compresión

| CLASIFICACIÓN | DUREZA MOHS | RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa) |
|---------------|-------------|-----------------------------------|
| MUY DURA      | 7           | 200                               |
| DURA          | 6 a 7       | 120 a 200                         |
| MEDIA DURA    | 4 a 6       | 60 a 120                          |
| MEDIO BLANDA  | 3 a 5       | 30 a 60                           |
| BLANDA        | 2 a 3       | 10 a 30                           |
| MUY BLANDA    | 1 a 2       | 10                                |

Fuente: *Manual de Perforación y voladura – López Jimeno*



- *Fracturas.* La presencia de fracturas en el terreno influye también en el avance de una labor, porque en el caso que la carga explosiva se halle en las proximidades de las discontinuidades, por esto puede haber escapes de gases. Para ello es situar las cargas antes o después de las fracturas, por lo que se tiene que medir bien la profundidad de los taladros, además ya sabemos que de preferencia los taladros serán hechos a escuadra con estas fracturas, y en el carguío se debe utilizar los tacos inertes (Arcilla) para compensar las fugas de gases.
- *Tiempo disponible.* Para poder terminarse la perforación completa a una longitud deseada, influye la eficiencia del equipo y eficacia del operador perforista.

### *iii. Voladura subterránea.*

López Jimeno C. y García Bermúdez (2003) La voladura de rocas, es la actividad final que se realiza, es el cierre con éxito de la guardia. Para realizar tal efecto en la roca se utiliza los explosivos comerciales en el carguío de los taladros previamente perforados, desde luego el disparador tiene que tener bien presente la actividad que desarrolla es de suma importancia y delicadeza en el uso del explosivo.

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos, fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos a su distribución y porcentajes por tamaños mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y esta relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “Mejor” fragmentación. Así la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminación en las plantas metalúrgicas, mientras que el desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyectan de la manera más conveniente para el paleo o acarreo de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles.

### ***3.1. Condiciones para una voladura de rocas.***

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables, por ejemplo las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca. Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprende:

#### ***a) Propiedades Físicas.***

- *Dureza.* Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.
- *Tenacidad.* Indica aproximadamente entre la dificultad de romperse bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).
- *Densidad.* Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1.0 a 4.5 g/cm<sup>3</sup> en promedio. Rocas densas requieren también explosivos y rápidos para romperse. **Densidad = peso/volumen (g/cm<sup>3</sup>).**

- *Textura*. Forma de amarre de los cristales o granos y su grado de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.
- *Porosidad*. Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.
- *Variabilidad*. Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.
- *Grado de alteración*. Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

b) *Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas.*

- *Frecuencia sísmica*. Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.
- *Resistencia mecánica*. Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.
- *Fricción interna*. Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).
- *Módulo de young*. Resistencia elástica a la deformación.
- *Radio de poisson*. Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de material bajo tensión.
- *Impedancia*. Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

**c) Condiciones Geológicas.**

- *Estructura.* Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc)
- *Grado de fisuramiento.* Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.
- *Presencia de Agua.* Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

**iv. Parámetros del proceso de voladura.**

**A) Energía utilizada en voladura.** La energía es la característica más importante de una mezcla explosiva. La energía explosiva está almacenada como energía química, y durante la detonación es liberada y usada en eventos como los mostrados en la Tabla 3.

Tabla 3: Distribución de la energía del explosivo

| <b>EVENTO</b>                                   | <b>(%)</b> |
|---|------------|
| <b>DESMENUZAMIENTO DE LA PARED DEL TALADRO</b>  | 5          |
| <b>FORMACIÓN DE FRACTURA (RADIAL Y TENSIÓN)</b> | 10         |
| <b>CORTE</b>                                    | 5          |
| <b>CALOR Y LUZ</b>                              | 20         |
| <b>MOVIMIENTO DE LA MASA ROCOSA</b>             | 15         |
| <b>VIBRACION DEL TERRENO</b>                    | 30         |
| <b>PRESION DE AIRE</b>                          | 15         |
| <b>TOTAL</b>                                    | 100        |

Fuente: *Manual de Perforación y voladura – López Jimeno*

Hagan (1977) estima que el 15% de la energía total generada en la voladura es aprovechada en los mecanismos de fracturamiento y desplazamiento de la roca.

Según Rascheff y Goemans (1977) han establecido que la energía aprovechada varía entre el 5% y 50% de la energía total dependiendo del tipo y la clase de explosivo utilizado. La utilización de la energía explosiva está

gobernada por las leyes de conservación de la energía, masa y tiempo. La energía de la mezcla explosiva es liberada en la roca circundante en dos formas diferentes: Presión de detonación (energía de tensión) que ejerce una fuerza de fragmentación sobre la roca y la Presión de taladro (energía de burbuja) que se debe a la formación de gases y es causa principal del desplazamiento de la masa rocosa. La energía de burbuja puede ser calculada con la siguiente ecuación:

$$E_b = 0.684 \times P_h^{2.5} \times t^3 \times \rho_w^{-1.5} \dots (1)$$

Donde:

$E_b$  = Energía de burbuja

$P_h$  = Presión hidrostática

$t$  = Periodo de tiempo entre la pulsación del choque y la primera implosión de la burbuja

$\rho_w$  = Densidad del agua

**A.1.- Determinación de la energía.** La energía explosiva puede ser medida o calculada para determinar su rendimiento termoquímico de la mezcla explosiva.

**A.2.- Medición de la energía.** La medición de la energía de una mezcla explosiva, generalmente, se realiza por comprobación a otra de características ya conocidas. Para esta medición se usa los métodos siguientes:

- a. Ensayo del mortero balístico.
- b. Ensayo de Trauzl en bloque de plomo.
- c. Ensayo de brisance.
- d. Concepto de potencia por peso.
- e. Ensayo de energía de burbuja bajo el agua. El método más usado es el ensayo de energía de burbuja bajo el agua; éste es el más recomendable.

**A.3.- Cálculo de la energía.** La energía explosiva es calculada usando técnicas basadas en las leyes de la termodinámica, siguiendo estrictamente principio químicos y matemáticos. La energía de los explosivos se puede expresar en Kcal/kg o MJ/kg.

**B) Potencia de los explosivos.** La potencia es la medida de la cantidad de energía de un explosivo. Se expresa como potencia absoluta por peso (AWS) y potencia absoluta por volumen (ABS). También se puede expresar como una comparación de la energía de un explosivo respecto al del ANFO, el cual es tomado como el 100%, obteniéndose la potencia relativa por peso o la potencia relativa por volumen.

**B.1.- Potencia absoluta por peso (AWS).** Esta es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías), en cada gramo de explosivo.

Ejemplo: la AWS del ANFO es 900 cal/g.

**B.2.- Potencia absoluta por volumen (ABS).** Esta es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías) en cada centímetro cúbico de explosivo. Esto se obtiene multiplicando la AWS por la densidad del explosivo.

$$ABS = AWS \times d \text{ explosivo... (2)}$$

**B.3.- Potencia relativa por peso (RWS).** Esta es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO. Esta se calcula dividiendo la AWS del explosivo por la AWS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RWS = \frac{AWS_{\text{explosivo}}}{AWS_{\text{ANFO}}} \times 100... (3)$$

*B.4.- Potencia relativa por volumen (RBS).* Esta es la energía disponible por volumen de explosivo comparado a igual volumen de ANFO, con una densidad de 0,85 g/cc. Esto se calcula dividiendo la ABS de un explosivo por la ABS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RBS = \frac{ABS_{\text{explosivo}}}{ABS_{\text{ANFO}}} \times 100... (4)$$

*C.-) Eficiencia de los explosivos.* Este factor es un índice del grado de aprovechamiento práctico de la energía liberada por una mezcla explosiva, en relación a los parámetros termodinámicos calculados en forma teórica. La eficiencia total es una función de muchas variables, algunas de las cuales son internas e inherentes dentro del explosivo por la virtud de su formulación química y algunas de las cuales son externas y parte del diseño de la voladura o condiciones encontradas en el lugar. Las variables externas que pueden afectar la eficiencia total de un explosivo incluyen, a la eficiencia de la iniciación, condiciones de agua, diámetro de carga, longitud de carga, grado de confinamiento, temperatura, efectos de la detonación de cargas explosivas adyacentes, etc. Las mediciones de las eficiencias de los explosivos han sido desarrolladas para evaluar la potencia práctica del explosivo y sugieren sus propiedades en el campo. La eficiencia es posible determinar empíricamente mediante la técnica de la "energía de burbuja" en las voladuras bajo el agua, y se mide como el porcentaje de energía aprovechable. Mediciones efectuadas en los Estados Unidos permiten obtener los siguientes rangos de factores de eficiencia para las distintas familias de explosivos.

Tabla 4: Eficiencia de los explosivos

| MEZCLA EXPLOSIVA       | EFICIENCIA (%) |
|------------------------|----------------|
| EXPLOSIVOS MOLECULARES | 95-100         |
| EMULSIONES             | 90-95          |
| ANFO PESADO BOMBEABLE  | 75-90          |
| ANFO PESADO COMUNES    | 65-85          |
| ACUAGELES              | 55-70          |
| ANFO                   | 60-80          |
| SANFO                  | 50-70          |

Fuente: *Manual de Perforación y voladura – López Jimeno*

v. **Parámetros de explosivos (Propiedades Físico - Químicas).**

- **Densidad.** Es el peso del explosivo por unidad de volumen, expresada en gramos por centímetro cúbico, varía entre 0.7 a 1.6 g/cc; ejemplo, el ANFO a granel tiene densidad aproximada de 0.85 gr/cc. Una densidad menor a 1.0 gr/cc flotará en agua, la densidad de un elemento (explosivo) es un factor muy importante para el cálculo de carga, mayor sea la densidad del explosivo, tanto mayor será su potencia y eficiencia ya que el taladro podrá arrojar mayor cantidad de explosivo. Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.

Tabla 5: Densidad de explosivos más comerciales

| TIPO DE EXPLOSIVO | DENSIDAD | RESISTENCIA AL AGUA | OBSERVACIONES       |
|-------------------|----------|---------------------|---------------------|
| GELATINA 75       | 1.38     | BUENA               | PARA ROCA MUY DURA  |
| SEMEXSA 65        | 1.12     | MODERADA            | PARA ROCA DURA      |
| SEMEXSA 45        | 1.08     | BAJA                | PARA ROCA SEMI DURA |
| EXADIT 65         | 1.04     | POBRE               | PARA ROCA SUAVE     |
| EXADIT 45         | 1        | MUY POBRE           | PARA ROCA MUY SUAVE |

Fuente: *Manual de Perforación y voladura – López Jimeno*

- **Resistencia al agua.** Capacidad del explosivo de resistir la exposición del agua sin perder sensibilidad ni eficiencia expresada en términos cualitativos, los explosivos varían ampliamente en su capacidad de resistir al agua. El ANFO no resiste la humedad, en cambio las emulsiones, acuageles resisten bien la humedad. Varía desde nula hasta excelente (varias horas).



- *Transmisión o simpatía.* Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga, una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.
- *Energía del explosivo.* Calculada en base a su formulación, aplicable para calcular su capacidad de trabajo.
- *Sensibilidad a la iniciación.* Es la facilidad de iniciación de un explosivo o del detonador mínimo requerido variando de acuerdo a la composición del explosivo, diámetro, temperatura, presión del ambiente. Cada explosivo requiere de un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).
  - ✓ Las dinamitas es sensible a la cápsula detonadora de potencia N° 8 o a cordón detonante.
  - ✓ Los agentes explosivos, no son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N° 8, necesita detonador (booster).
- *Volumen normal de gases.* Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 Kg de explosivo a 0° C y 1 atm, de presión expresado en l/kg, indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 l/kg.
- *Presión de taladro.* Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro se expresa en kg/cm<sup>2</sup>, en kilobar (Kbar) o en Mega pascal (Mpa).
- *Estabilidad química.* Capacidad para mantenerse químicamente estable y retener su sensibilidad cuando ha sido almacenado bajo las condiciones especificadas, los factores que afectan la estabilidad química incluyen: calor, frío, humedad, materias primas de calidad, contaminación, envases e

instalaciones de almacenamiento. Los signos de deterioro del producto son: cristalización, aumento de viscosidad y aumento de densidad.

- *Categoría de humos.* Factor de seguridad que califica su toxicidad. Los explosivos al detonar pueden generar humos no-tóxicos (CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O) y tóxicos (NO, NO<sub>2</sub>, CO), factores que aumentan la generación de gases tóxicos son primado inapropiado, falta de confinamiento, humedad, composición inapropiada del explosivo, tiempos inadecuados y reacción adversa con la roca (mineral de sulfuro o carbonato).

**vi. *Parámetros de carga.***

- *Diámetro de la carga (diámetro del taladro).* Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.
- *Geometría de la carga.* Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de “zonas de fracturación” en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.
- *Grado de acoplamiento.* Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro. El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. Se dice que un taladro está acoplado cuando el diámetro del cartucho se acerca al diámetro del taladro. El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación. Se dice que un taladro está desacoplado cuando el diámetro del cartucho es mucho menor al diámetro del taladro.

- *Grado de confinamiento.* Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y distancia entre los taladros). Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura.
- *Distribución de carga en el taladro.* La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primero explosivo más denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna).
- *Intervalos de iniciación de las cargas (Timing).* Los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se logra con los detonadores de retardo o con métodos de encendido convencional escalonados.

***vii. Diseño de malla de perforación mediante el cálculo matemático con base al modelo de Roger Holmberg.***

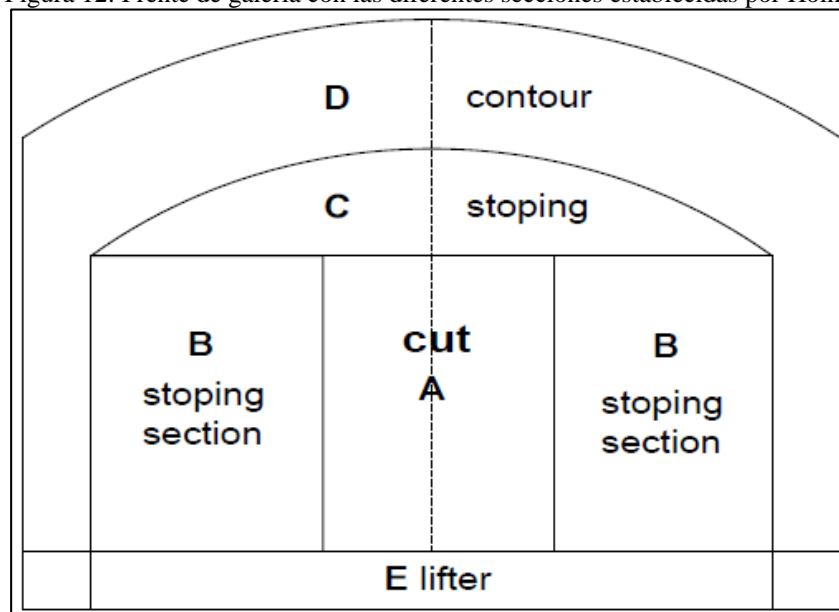
Roger Holmberg, actualiza la metodología de las teorías suecas, de cálculo de perforación y voladura en galerías, esta metodología considera en facilitar los cálculos dividiendo el frente de operación en cinco secciones diferentes, por lo que estima la malla de perforación para cada una de las secciones del frente en su conjunto, el avance lineal por disparo está restringido por el diámetro de taladro de alivio y las desviaciones de los taladros, estipulándose alcanzar, un avance lineal por disparo de 95% de la longitud del taladro perforado, la metodología considera indispensablemente las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, propiedades físico química de las mezclas explosivas y dimensiones de los accesorios de perforación. Para continuar con la construcción de galerías, se tiene que usar taladros de diámetros cada vez

mayores y el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Las observaciones y cálculos efectuados solamente tienen sentido comprobando que la perforación de los taladros sea correcta en su distribución, longitud, diámetro, dirección, sean cargados con el explosivo necesario, de esta forma se asegura que en la detonación de cada taladro se cumpla con el avance planificado. Eso implica que en los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos.

Las siguientes 5 secciones diferentes en las que Holmberg dividió el frente (A – E), son:

- A: Sección de Corte (Cut)
- B: Sección de Tajeo (Stoping Section)
- C: Sección de Alza (Stoping)
- D: Sección de Contorno (Contour)
- E: Sección de Arrastre (Lifters)

Figura 12: Frente de galería con las diferentes secciones establecidas por Holmberg



Fuente: *Rock Blasting and Explosives Engineering – Roger Holmberg*

La operación más importante en el proceso de voladura en un frente de galería es la creación de la cara libre. Los cálculos típicos de carga explosiva de acuerdo al método postulado por este investigador, se llevan a cabo mediante el siguiente algoritmo:

- i) Cálculo para Determinar el Avance
- ii) Cálculo del “CUT” o Corte (Por Cuadrante).  
- 1er Cuadrante - 2do Cuadrante - 3er Cuadrante - 4to Cuadrante
- iii) Cálculo de Arrastres
- iv) Cálculo de Taladros de Contorno (Techo)
- v) Cálculo de Taladros de Contorno (Paredes)
- vi) Cálculo de Zonas de Tajeos (Stoping)

Este método y algoritmo propuesto por Holmberg es recomendable aplicar para el cálculo y diseño de voladura de rocas en minería subterránea.

***i.- Diseño en la sección del corte (a).***

*A.- Profundidad de los taladros o avance por disparo.* En el corte de cuatro secciones, la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2 \dots (5)$$

Donde:

H = Profundidad o longitud del taladro (m)

$\emptyset$  = Diámetro del taladro vacío equivalente (m)

En la mayoría de casos de perforación en galerías, no se tiene maquinas u brocas que perforen a la vez los taladros de producción y el taladro vacío, por lo que; cuando se utilizan arranques de “n” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, el diámetro del taladro vacío equivalente se obtiene a partir de la siguiente relación:

$$\emptyset = d_o \times \sqrt{n} \dots (6)$$

Donde:

$d_o$  = Diámetro del taladro vacío de menor diámetro (m)

$\emptyset$  = Diámetro de los taladros de producción (m)

$n$  = Número de taladros

*Desviación total en la perforación (R).*

$$R = (1 + 1.3 \times H^2 + 0.64 \times H^3)^{1/2} \dots (7)$$

*Avance medio de la desviación ( $\phi$ ).*

$$\phi = R/H \dots (8)$$

*Condición para que se cumpla un avance del 95%:  $\phi \leq 2$  cm/m*

*Avance por disparo ( $A_d$ ).*

$$A_d = 0.95 \times H \dots (9)$$

*Error de perforación ( $E_p$ ).*

$$E_p = \alpha \times H + \beta \dots (10)$$

Donde:

$\alpha$  = Desviación angular (m/m)

$\beta$  = Error de emboquillado o desviación en el collar (m)

*Concentración lineal de carga ( $q$ ).*

$$q = (\pi \times d^2) \times (p \times de/4) \dots (11)$$

Donde:

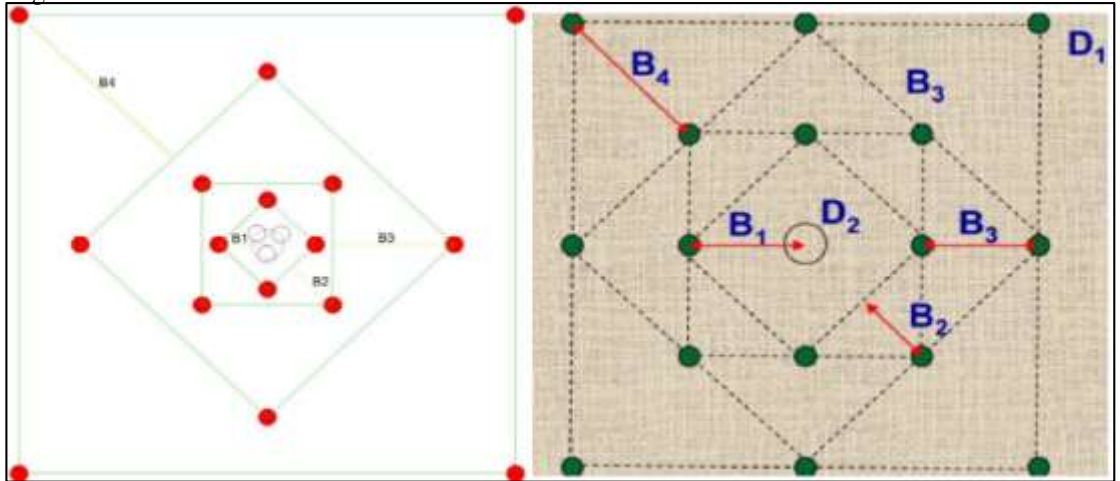
$p$  = Grado de atacado (0.6)

$de$  = Densidad del explosivo (Kg/m<sup>3</sup>)

$d$  = Diámetro del taladro

**B.- Cálculo y diseño en la sección del corte.** El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con barrenos paralelos se indica en la siguiente figura:

Figura 13: Cálculo de burden en el corte de cuatro secciones



Fuente: *Rock Blasting and Explosives Engineering – Roger Holmberg*

*B.1.- Primera sección o cuadrante.* La distancia entre el taladro de alivio y los taladros de la primera sección, no debe exceder de los **1.7xØ** para así obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kihlström ,1963). Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, característica de la roca y distancia entre el barreno cargado y el vacío.

Para un burden mayor de los “**2xØ**” 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 al diámetro del taladro “**Ø**”, 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:

- Si la desviación del taladro es (0.5% - 1.0%) entonces el BURDEN será igual a **1.5 x Ø**

*Burden Máximo.*

$$B_1 = 1.5 \times \text{Ø} \dots (12)$$

*Burden Práctico.*

$$BP_1 = (1.5 \times \text{Ø} - E_p) \dots (13)$$

- En cambio para desviaciones de Taladro mayor o igual a 1.0% el BURDEN es  $1.7 \times \emptyset$ .

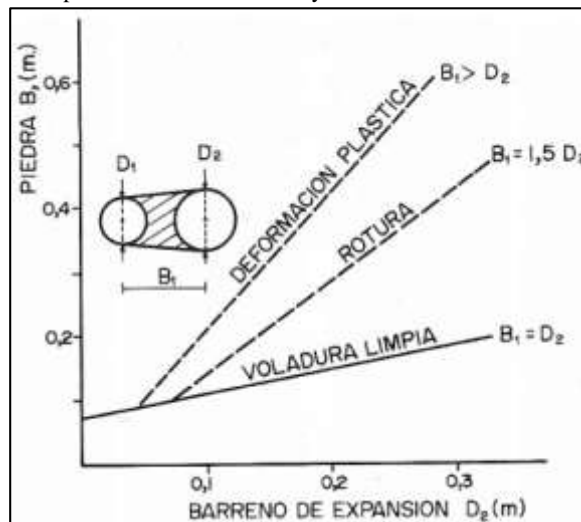
*Burden Máximo.*

$$B_1 = 1.7 \times \emptyset \dots (14)$$

*Burden Práctico.*

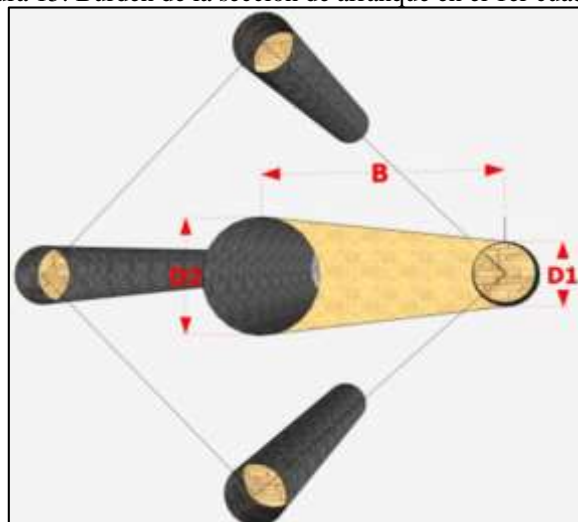
$$BP_1 = (1.7 \times \emptyset - E_p) \dots (15)$$

Figura 14: Resultados para diferentes distancias y diámetros de los taladros cargados a los vacíos



Fuente: Manual de P&V Lopez Jimeno

Figura 15: Burden de la sección de arranque en el 1er cuadrante



Fuente: Manual de P&V Lopez Jimeno

*Concentración lineal de carga (q).* Se calcula a partir de:

$$q = 55 \times d \times \frac{\left(\frac{B_1}{\emptyset}\right)^{3/2} \times \left(B_1 - \frac{\emptyset}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0.4}\right)}{PRP_{anfo}} \text{ (kg/m)} \dots (16)$$



**Donde:**

$d$  = Diámetro de los taladros de producción (m).

$\emptyset$  = Diámetro del taladro vacío equivalente (m).

$c$  = Constante de la roca, donde:  $c \in [0.2 - 0.4]$  (kg/m<sup>3</sup>).

(La cantidad de explosivo necesario para mover 1m<sup>3</sup> de roca)

$PRP_{\text{anfo}}$  = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

*Cálculo de la constante de roca “c”.* Para calcular la constante de roca, primero calculamos el:

1) *Consumo específico de explosivo.* Fórmula modificada de Ashby:

$$CE_{\text{expl}} = 0.56 \times \rho_{\text{roca}} \times \frac{\tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \dots (17)$$

Ahora se calcula la *constante de la roca sueca “c”*, según la ecuación:

$$c = 0.8784 \times CE_{\text{expl}} + 0.0052 \dots (18)$$

*Distancia entre taladros (espaciamiento).*

$$AS_1 = BP_1 \times \sqrt{2} \dots (19)$$

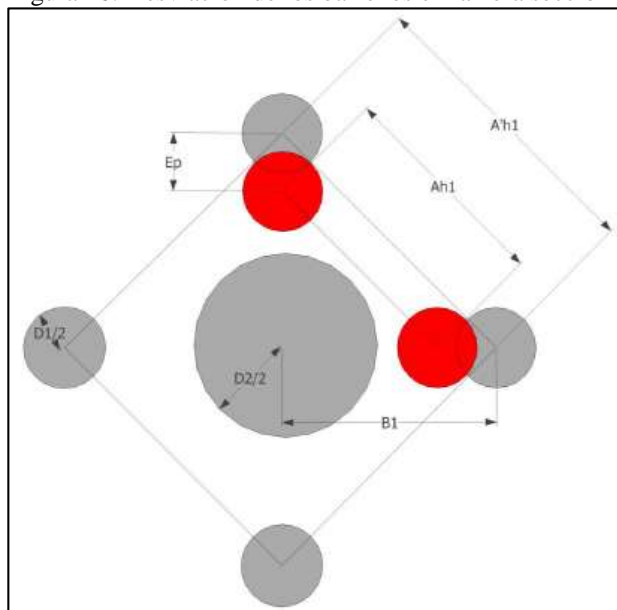
*Longitud de taco.*

$$T = 10 \times d \dots (20)$$

*Carga de explosivo por taladro.*

$$Qt = (H - T) \times q \dots (21)$$

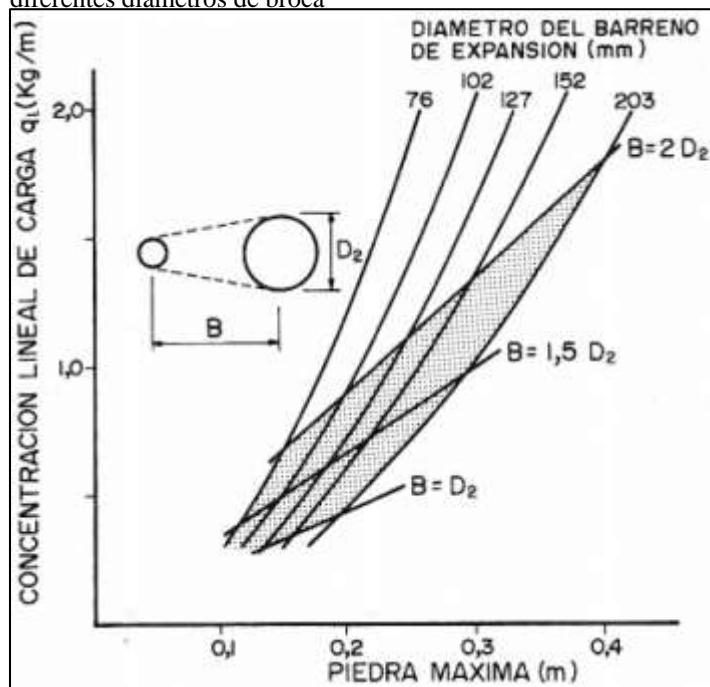
Figura 16: Desviación de los barrenos en la 1era sección de arranque



Fuente: *Manual de P&V Lopez Jimeno*

**B.2.- Segunda sección o cuadrante.** Frecuentemente, los valores de las concentraciones lineales de carga están limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que para una concentración lineal de carga definida de antemano puede determinarse la dimensión del burden a partir de la ecuación 12.

Figura 17: Gráfico de concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca



Fuente: Larsson y Clark

Luego de disparar la primera sección, se considera que existe una abertura rectangular de ancho “AS<sub>1</sub>” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “q”. El valor del burden se calcula a partir de:

$$B_2 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\left(\frac{Ah \times q_1 \times PRP_{\text{anfo}}}{d \times c}\right)} \dots (22)$$

Cuando existe un error de perforación la abertura rectangular “A<sub>2</sub>” difiere de la distancia entre taladros “AS<sub>1</sub>” de la primera sección por lo que:

$$Ah = (BP_1 - Ep) \times \sqrt{2} \dots (23)$$

Donde:

$A_h$  = Ancho de la abertura creada en el primer cuadrante (m)

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

$PRP_{\text{anfo}}$  = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO

$c$  = Constante de roca ( $c \in [0.2 - 0.4]$ )

$d$  = Diámetro de producción (m)

$BP_1$  = Burden en el primer cuadrante (m)

$Ep$  = Error o desviación de la perforación (m)

Sustituyendo este valor en la ecuación “[18]” resulta:

$$B_2 = 10.5 \times 10^{-2} \times \sqrt{\left(\frac{(B_1 - Ep) \times q \times PRP_{\text{anfo}}}{d \times c}\right)} \dots (24)$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el Burden Práctico:

$$BP_2 = (B_2 - Ep) \dots (25)$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “BP2”, ya que debe satisfacer:

$$BP_2 \leq 2 \times A_2 \dots (26)$$

Para que no se produzca la “Deformación Plástica”, al revés de una fragmentación. De hecho si esta restricción “no se cumple”, se modificara la concentración lineal de carga (disminuyéndose la potencia y/o densidad lineal del explosivo) calculándose con:

$$q_2 = 504 \times \left(\frac{d \times c \times A_2}{PRP_{\text{anfo}}}\right) \text{ (kg/m)} \dots (27)$$

Si no se satisface la restricción para la deformación plástica, es mejor elegir otro explosivo con una potencia más baja, con el fin de optimizar la fragmentación.

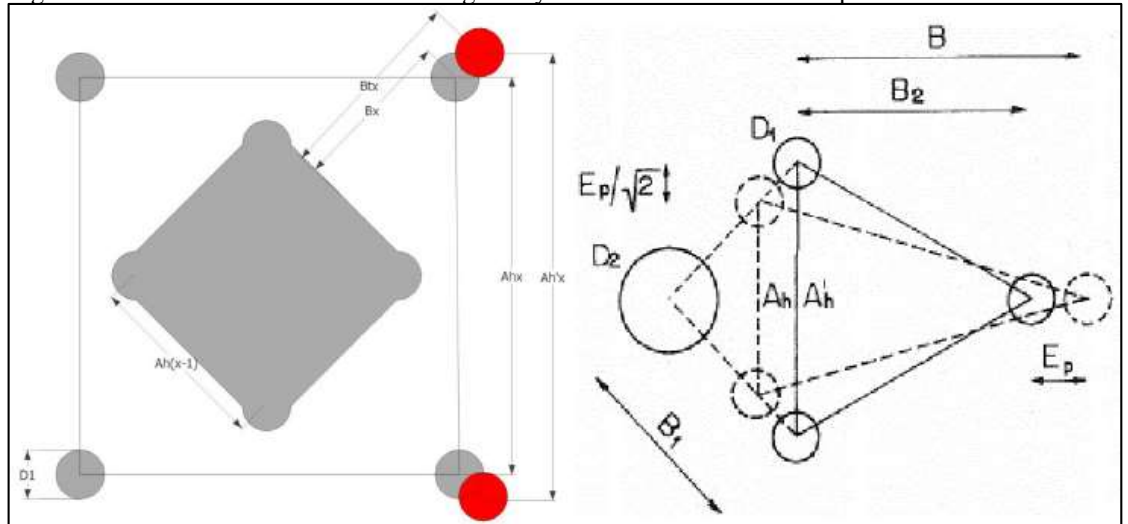
El ángulo de abertura debe ser menor de 90°, pues si no el corte pierde su carácter de corte de cuatro secciones. Esto significa que:

$$BP_2 > (0.5 \times A_2) \dots (28)$$

Gustafsson (1973) propone que el burden para cada cuadrante se calcule con:

$$B = (0.7 * A)... (29)$$

Figura 18: Desviación de barrenos en la segunda y demás secciones del arranque



Fuente: Manual de P&V Lopez Jimeno

El número de cuadrángulos en el corte se determina de la siguiente regla, el número de cuadrángulos en el corte es que la longitud del lado de la última sección “A” no debería ser mayor que la raíz cuadrada del avance por disparo “Ad”:

$$A \leq \sqrt{Ad}... (30)$$

El método del resto de secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección:

La longitud de taco se estima con:

$$T = 10 \times d... (31)$$

### **B.3.- Tercera sección o cuadrante.**

*Abertura rectangular.*

$$A_3 = \left( BP_2 + \frac{AS_1}{2} - Ep \right) \times \sqrt{2}... (32)$$

*Burden.*

$$B_3 = (8.8 \times 10^{-2}) \times \sqrt{\frac{A_3 \times q \times RPR_{anfo}}{d \times c}} \dots (33)$$

*Burden Práctico.*

$$BP_3 = (B_3 - Ep) \dots (34)$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “BP<sub>3</sub>”, ya que debe satisfacer:

$$BP_3 \leq (2 \times A_3) \dots (35)$$

*Distancia entre taladros (Espaciamiento).*

$$AS_3 = \left( BP_3 + \frac{AS_2}{2} \right) \times \sqrt{2} \dots (36)$$

*Longitud de taco.*

$$T = 10 \times d \dots (37)$$

*Carga de explosivo por taladro.*

$$Qt = (H - T) \times q \dots (38)$$

#### **B.4.- Cuarta sección o cuadrante.**

*Abertura rectangular.*

$$A_4 = \left( BP_3 + \frac{AS_2}{2} - Ep \right) \times \sqrt{2} \dots (39)$$

*Burden.*

$$B_4 = (8.8 \times 10^{-2}) \times \sqrt{\frac{A_4 \times q \times RPR_{anfo}}{d \times c}} \dots (40)$$

*Burden Práctico.*

$$BP_4 = (B_4 - Ep) \dots (41)$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “BP<sub>4</sub>”, ya que debe satisfacer:

$$BP_4 \leq (2 \times A_4) \dots (42)$$

*Distancia entre taladros (Espaciamiento).*

$$AS_4 = \left( BP_4 + \frac{AS_3}{2} \right) \times \sqrt{2} \dots (43)$$

*Longitud de taco.*

$$T = 10 \times d \dots (44)$$

*Carga de explosivo por taladro.*

$$Qt = (H - T) \times q \dots (45)$$

**C.- Arrastres.** El burden de los taladros de arrastres dispuestos en filas se calcula básicamente con la misma fórmula que se emplea en voladuras en banco a cielo abierto. La altura del banco es solo intercambiado por el avance y un factor de fijación más alto se utiliza debido al efecto gravitacional y a un intervalo de tiempo mayor entre los taladros:

$$B = 0.9 \times \sqrt{\left(\frac{q \times PRP_{anfo}}{\hat{c} \times f \times \frac{E}{B}}\right)} \dots (46)$$

Donde:

B = Burden máximo

q = Carga lineal usado en los arrastres

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

E/B = Relación entre espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.0

$\hat{c}$  = Constante de la roca corregida

$$\hat{c} = (c + 0.05), \text{ para } B_{\text{cuadrante}} \geq 1.4 \text{ m} \dots (47)$$

$$\hat{c} = (c + 0.07/B), \text{ para } B_{\text{cuadrante}} < 1.4 \text{ m} \dots (48)$$

En los taladros de arrastres es necesario considerar el ángulo de inclinación o de realce “ $\gamma$ ” que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquillado del próximo disparo. Para un avance de alrededor **3m** y un ángulo de inclinación igual a  $3^\circ$  (correspondientes a **5 cm/m**), debería ser suficiente para proveer un

espacio para la perforación del siguiente disparo, aunque dependerá de las características del equipo.

El número de taladros en el arrastre ( $N_t$ ). Que pueden ser perforados a través del ancho de la labor está dado por:

$$N_t = \text{Numero Entero} \left( \frac{A_g + 2 \times H \times \text{Sen}(\gamma)}{B} + 2 \right) \dots (49)$$

Donde:

$A_g$  = Ancho de la labor (m)

El espaciamiento ( $E$ ). De los taladros es calculado por la siguiente ecuación:

$$E = \left( \frac{A_g + 2 \times H \times \text{Sen}(\gamma)}{N_t - 1} \right) \dots (50)$$

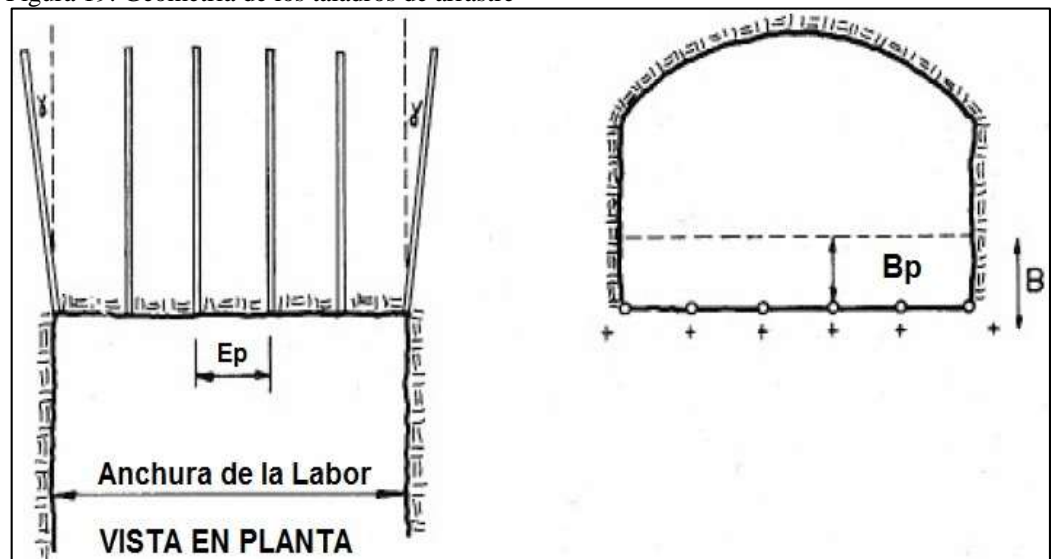
El espaciamiento práctico ( $E_p$ ). De los taladros de la esquina o rincón será:

$$E_p = E - H \times \text{Sen}(\gamma) \dots (51)$$

El burden práctico ( $B_p$ ). Se debe reducir por el ángulo de inclinación en el fondo y la desviación de perforación; obteniéndose de:

$$B_p = B - H \times \text{Sen}(\gamma) - E_p \dots (52)$$

Figura 19: Geometría de los taladros de arrastre



Fuente: *Manual de P&V Lopez Jimeno*

*Longitud de carga en el fondo “Lf”*. (Necesaria para aflojar el fondo del tiro anterior):

$$L_f = 1.25 \times B_p \text{ (m)} \dots (53)$$

*Longitud de carga en la salida o de columna “Lc”*. Están dadas por la siguiente expresión:

$$L_c = H - L_f - (10 \times d) \text{ (m)} \dots (54)$$

La concentración de la carga de columna puede reducirse o recomendar el uso al 70% de la de fondo; sin embargo, se suele utilizar o emplear la misma concentración por motivos de tiempo de preparación.

*El Taco*. (Longitud del taladro sin carga) se fija en “ $(T = 10 \times d)$ ” y la condición que debe cumplir el Burden es: “ $(B \leq 0.6 \times H)$ ”.

Holmberg menciona que el burden máximo debe reducirse sucesivamente por la reducción de la concentración de carga. A partir de entonces, el espaciamiento práctico (Ep) y el burden práctico (Bp) pueden ser evaluados.

**D.- Núcleo o destroza (Taladros de tajado STOPING B y C).** Para calcular la Carga (q) y el Burden (B) de los taladros de estas zonas, se utilizan los mismos métodos y fórmulas que para el cálculo de bancos usados en los arrastres (lifters). Solo hay que tener presente la aplicación de unos valores distintos de factor de fijación y relación (Espaciamiento/Burden). Los tiros de destroza van tener dos direcciones de apertura. Y, como es obvio, ese movimiento será afectado de maneras distintas por la gravedad. De esta forma los barrenos que trabajan horizontalmente están más confinados y requieren de un menor burden



a comparación de los que trabajan verticalmente en sentido descendente (a favor de la gravedad).

Figura 20: Factor de fijación y relación (e/b) según dirección de salida de taladros

| DIRECCION DE SALIDA o ROTURA DE LOS TALADROS  | FACTOR DE FIJACION "f" | RELACION "E/B" |
|---|------------------------|----------------|
| <p>Hacia Arriba y Horizontalmente<br/>En la Sección "B"</p>                     | 1.45                   | 1.25           |
| <p>Hacia Abajo (ya que la gravedad trabaja a favor)<br/>En la Sección "C"</p>  | 1.20                   | 1.25           |

Fuente: Manual de P&V Lopez Jimeno

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

**E.- Contorno (Taladros de contorno zona D).** En esta etapa se realizan cálculos para determinar parámetros para los barrenos de contorno ya sea para hastiales y techos:

*Opción 1.-* Si en la excavación de la labor o disparo de la galería "no se precisa" una voladura controlada (de contorno o de recorte), los esquemas (burden y espaciamiento) se calculan de acuerdo a lo indicado para los taladros de arrastres con la diferencia que:

- Factor de fijación  $f = 1.2$
- Relación  $E/B = 1.25$
- Concentración de carga de columna  $q_c = 0.5 \times q_f$

Hay que tener presente, que el techo y paredes dañadas por la voladura en una galería a menudo necesitan una gran cantidad de sostenimiento que es costosa.

En casi cualquier tipo de masa de roca, la compensación de tales daños extensos por algún tipo de apoyo es extremadamente costosa.

*Opción 02.*- Si la voladura es controlada (smooth blasting) los daños en el techo y en las paredes se minimizan. Experiencia de campo (Persson 1973) han establecido que el espaciamiento es función general del diámetro. Por lo que en caso de tener que realizar voladuras de contorno el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de:

$$E_c = K \times d \dots (55)$$

Donde:

$d$  = Diámetro de los taladros de producción (m)

$k$  = Factor de Espaciado (varía entre 15 y 16 para recorte)

$E/B$  = Relación de Espaciamiento / Burden debe ser 0.8

$f$  = Factor de Fijación es 1.45

La concentración de carga o concentración lineal mínima (expresado en Kg por metro de longitud del taladro) se determina en función del diámetro de perforación. Para diámetros de taladros o con un calibre inferior a los 150 mm se emplea la siguiente ecuación:

$$q = 90 \times d^2 \text{ (si: } d \leq 0.15 \text{ m)} \dots (56)$$

Donde:

$q$  = Concentración lineal de carga mínima (Kg/m<sup>3</sup>)

$d$  = Diámetro del taladro (m)

Después de saber esta concentración, se evalúa el rango de explosivos disponibles y si se emplea el indicado.

En voladura controlada, la longitud total del taladro deber ser cargada para evitar hendiduras.

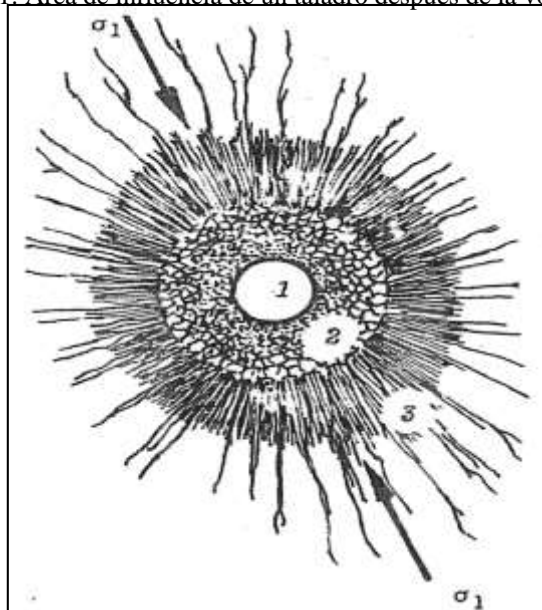
**viii. Cálculo matemático de áreas de influencia.**

➤ *Nueva teoría para calcular el burden.*

Es un nuevo modelo matemático para diseñar malla de perforación y voladura, calculando el área de influencia por taladro y fue desarrollada de la siguiente manera:

Este método de diseño nace de la siguiente figura:

Figura 21: Área de influencia de un taladro después de la voladura



Fuente: E. HOEK / E.T. BROWM, "Excavaciones subterráneas en rocas"

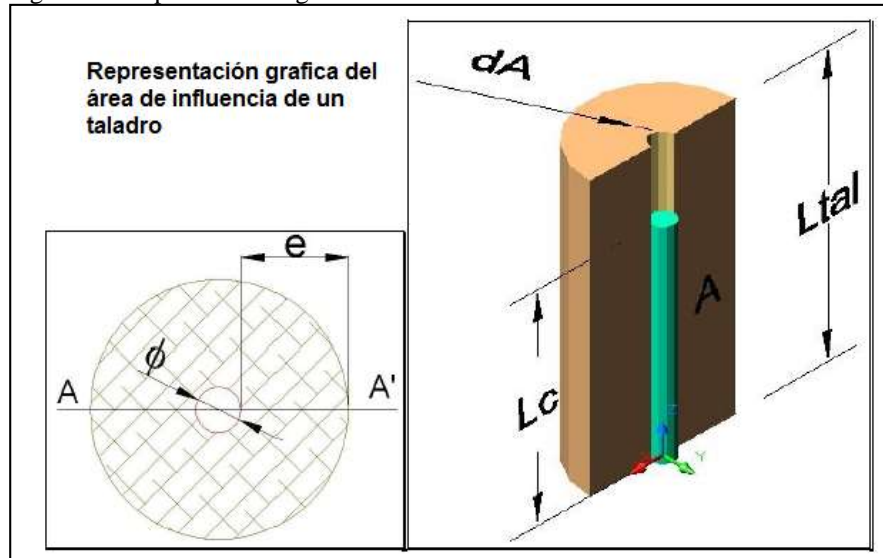
- En donde la zona 1, es el diámetro del taladro; la zona 2 es la zona pulverizada por el explosivo y la zona 3 es el área de influencia del taladro después de una voladura.
- En este caso, la nueva teoría calcula el espesor fracturado por el explosivo y que luego se demostrara el burden.

- Esta teoría es realizada con los criterios de resistencia de materiales, mecánica de rocas y parámetros del explosivo y perforación.

➤ *Reformulación del modelo matemático.*

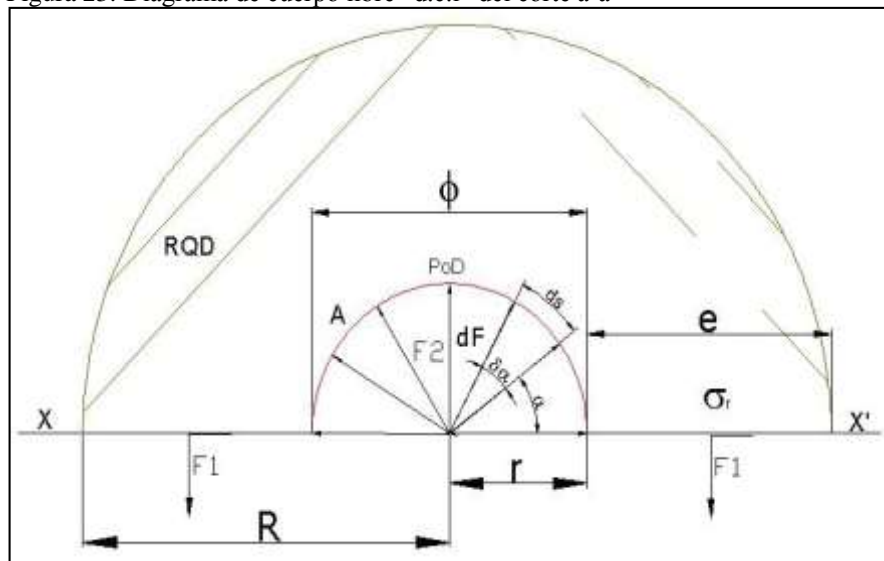
La reformulación se realiza para la utilización de cargas de fondo y de columna de un taladro, en donde el área de influencia es calculada usando dos tipos de explosivo: de fondo y columna.

Figura 22: Representación gráfica del área de influencia de un taladro



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

Figura 23: Diagrama de cuerpo libre "d.c.l" del corte a-a'



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

Por tanto, resolviendo el equilibrio de fuerzas se tiene:

$$\begin{aligned} \Rightarrow \uparrow (+) \sum FV=0 \quad F2 - F1 - F1 &= 0 \\ F2 - 2 F1 &= 0 \\ \mathbf{F2} &= \mathbf{2F1} \dots (57) \end{aligned}$$

Dónde:

a. *Determinando F2.* Se realizará descomponiendo el vector F2 en sus dos ejes cartesianos:

$$\Rightarrow \mathbf{dF2} = 2 \times \mathbf{dF2} \times \mathbf{SEN}(\alpha) + 2 \times \mathbf{dF2} \times \mathbf{COS}(\alpha) \dots (58)$$

“El diferencial de (**F2**) depende de la presión de detonación, el factor de carguío (**Fc**) del explosivo y un diferencial del área, del D.C.L.”:

$$\begin{aligned} \Rightarrow dF2 &= PoD \times Fc \times dA \\ \mathbf{dF2} &= \mathbf{PoD} \times \mathbf{dA} \dots (59) \end{aligned}$$

“El diferencial de área (**dA**) está en función a la longitud de taladro (**L<sub>Tal</sub>**) y un diferencial de arco (**ds**) que forma el diámetro del taladro”

$$\Rightarrow \mathbf{dA} = \mathbf{L_{Tal} \times ds} \dots (60)$$

“El diferencial de arco (**ds**) está en función al radio del explosivo (**re**) y un diferencial de ángulo alpha (**dα**)”

$$\Rightarrow \mathbf{ds} = \mathbf{re \times d\alpha} \dots (61)$$

Reemplazando (5) en (4); el nuevo (4) en (3); el nuevo (3) en (2); e integrando con rango de (0 a π) el nuevo (2) se tiene:

$$\begin{aligned} \int dF2 &= \int_0^\pi 2 \times PoD_{tal} \times L_{tal} \times r \times \text{sen} \alpha + \int_0^\pi 2 \times PoD_{tal} \times L_{tal} \times r \times \text{cos} \alpha \, d\alpha \\ \Rightarrow \mathbf{F2} &= \mathbf{2 \times PoD_{Tal} \times L_{Tal} \times r} \dots (62) \end{aligned}$$

b. *Determinando F1.* La Fuerza 1, depende de la resistencia a la compresión de la roca o mineral ( $\sigma_r$ ), R.Q.D. y el área de rotura (**A**).

$$\Rightarrow \mathbf{F1} = \mathbf{\sigma_r \times RQD \times A} \dots (63)$$

Dónde:

$$\Rightarrow \mathbf{A} = \mathbf{e} \times \mathbf{L}_{\text{Tal}} \dots (64)$$

Reemplazando (8) en (7) se obtiene:

$$\Rightarrow \mathbf{F1} = \sigma_r \times \mathbf{RQD} \times \mathbf{e} \times \mathbf{L}_{\text{Tal}} \dots (65)$$

Una vez identificado F1 y F2, reemplazamos e igualamos dichos datos en la ecuación número (1), y simplificando se tiene:

$$\mathbf{F2} = 2\mathbf{F1} \dots (66)$$

$$\Rightarrow 2 \times \mathbf{PoD}_{\text{Tal}} \times \mathbf{L}_{\text{Tal}} \times \mathbf{r} = 2 \times \sigma_r \times \mathbf{RQD} \times \mathbf{e} \times \mathbf{L}_{\text{Tal}} \dots (67)$$

Despejando (e), se tiene:

$$\Rightarrow \mathbf{e} = \frac{2 \times \mathbf{PoD}_{\text{Tal}} \times \mathbf{L}_{\text{Tal}} \times \mathbf{r}}{2 \times \sigma_r \times \mathbf{RQD} \times \mathbf{L}_{\text{Tal}}} \dots (68)$$

Dónde:

$$\Rightarrow \mathbf{r} = \frac{\emptyset}{2} \dots (69)$$

Simplificando y reemplazando (12) en (11), se tiene:

$$\Rightarrow \mathbf{e} = \frac{\mathbf{PoD}_{\text{Tal}} \times \emptyset \dots}{2 \times \sigma_r \times \mathbf{RQD}} (70)$$

c. *Determinando Burden.*

- Burden para un factor de seguridad "Fs"

$$\Rightarrow \mathbf{B}_n = \frac{2 \times \mathbf{e}}{\mathbf{F}_s} + \emptyset \dots (71)$$

- Burden nominal (**Bn**) (formula general), reemplazando (13) en (14) y simplificando se obtiene:

$$\Rightarrow \mathbf{B}_n = \emptyset \times \left( \frac{\mathbf{PoD}_{\text{Tal}}}{\mathbf{F}_s \times \sigma_r \times \mathbf{RQD}} + 1 \right) \dots (72)$$

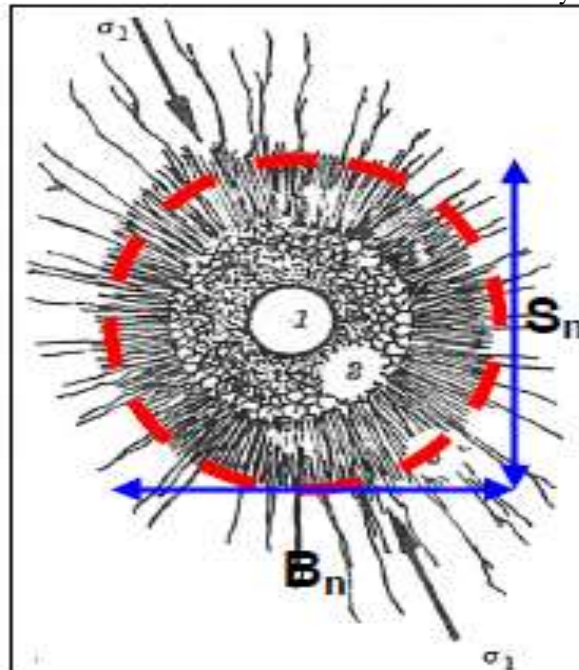
- Burden Ideal (**Bi**)

$$\Rightarrow \mathbf{B}_i = \mathbf{B}_n - \mathbf{D}_p \dots (73)$$

Dónde:

- $D_p$  = Desviación de perforación  
 $B_n$  = Burden nominal (m)  
 $S_n$  = Espaciamiento nominal (m)  
RQD = Índice de calidad de la roca  
 $\emptyset$  = Diámetro del taladro (m)  
 $P_{oDtal}$  = Presión de detonación en el taladro (kg/cm<sup>2</sup>)  
 $\sigma_r$  = Resistencia a la compresión de la roca o mineral (kg/cm<sup>2</sup>)  
 $F_s$  = Factor de seguridad

Figura 24: Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento



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

#### ix. Análisis granulométrico.

El análisis granulométrico es una operación a escala de 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 está expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla (López, 2000).

### 9.1. El Modelo de 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:

$$\bar{X} = A \left( \frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{S_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \dots(74)$$

Dónde:

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.

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

$Q_e$  = Masa del explosivo utilizado (kilogramo)

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

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

Si se sabe que:  $\frac{V_o}{Q_e} = \frac{1}{K}$

Dónde: K = Factor triturante (carga específica) (Kg/m<sup>3</sup>)

Generalizando tenemos: 
$$\bar{X} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30} \dots(75)$$

### 9.2. Software – Split Desktop.

El software Split- Desktop permite cuantificar la roca fragmentada producto de la voladura. Para el análisis se importa imágenes en formatos jpg, tiff.



Estas imágenes pueden ser de la pila del material volado, camiones en acarreo, pila de lixiviación, una vez que las imágenes son tomadas y guardadas en un ordenador, el software Split-desktop tiene cinco pasos progresivos para el análisis de cada imagen.

- 1.- El programa permite determinar la escala de la imagen tomada en campo.
- 2.- Delimitación automática de los fragmentos de cada una de las imágenes que se procesan.
- 3.- Edición de los fragmentos delineado para asegurar los resultados precisos.
- 4.- Cálculo de la distribución de tamaño basado en los fragmentos delineados.
- 5.- Mostrar resultados de distribución de tamaño en gráficos.

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA**

#### **3.1. El problema**

##### **3.1.1. Descripción de la realidad problemática.**

En los últimos años en la mina Huancapeti, dentro del ciclo de minado que a diario se realiza, se han considerado importantes cambios en la técnica del diseño de malla de perforación y voladura subterránea; basado en diseños empíricos y modelos matemáticos planteados que enseñan a diseñar mallas de perforación y voladura para túneles y rampas; sin embargo presentan limitaciones para su aplicación. El diseño de malla de perforación y voladura, al ser una de las principales prácticas dentro de las operaciones unitarias en el ciclo de minado, debe contemplar datos reales e insitu de los distintos parámetros a considerar, tal es el caso como: parámetros de roca, explosivo y de carga, cada uno con sus respectivos ítems para su adecuada aplicación.

En la Galería 370 en la zona Coturcan, el diseño de malla elaborado empíricamente, conlleva a situaciones desfavorables, es decir, presenta deficiencias en cuanto al fracturamiento de roca, consumo de explosivos,

dimensionamiento de la sección, y algo muy importante, retrasa el avance en la labor a causa de tiros cortados, tiros sopladados; qué, para ser subsanados es necesario realizar voladura secundaria como por ejemplo: el cachorro, el plasteo, entre otros; dando origen a nuevos procedimientos, el cual requiere de forma adicional tiempo y por ende inversión económica extra.

### **3.1.2. Planteamiento y formulación del problema.**

#### ***Planteamiento del problema.***

En la mina Huancapeti, en la zona de Coturcan, la galería 370 durante un periodo de tiempo (1 mes), se registró un promedio de ocho (8) tiros sopladados, doce (12) tiros cortados, tres (3) tiros anillados y veintisiete (27) casos de taqueo.

Al observar el resultado defectuoso de la voladura, producto del diseño de malla empírico empleado, se propone implementar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura subterránea aplicando el modelo de Holmberg, considerando más ítems de los parámetros a emplear; para mejorar la granulometría y de este modo optimizar el ciclo de minado, reducir costos y lograr mejores resultados.

#### ***Formulación del problema.***

¿Cómo mejorará la granulometría con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti?

### **3.1.3. Objetivos.**

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

- Mejorar la granulometría mediante el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la Galería 370 de la zona Cortucan en la mina Huancapeti año 2015.

#### ***Objetivos específicos.***

- Caracterizar los parámetros físico-mecánicos del macizo rocoso de la Galería 370 en la zona Cortucan.
- Calcular el nuevo diseño de malla de perforación y voladura para la Galería 370 en la zona Cortucan, utilizando parámetros de roca, explosivo y de carga como lo sugiere el modelo de Holmberg.
- Seleccionar el explosivo o agente de voladura a emplear en la Galería 370.
- Conocer el porcentaje pasante por medio de un análisis granulométrico; posterior al uso del nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la Galería 370.
- Implementar, monitorear y supervisar el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la Galería 370.

### **3.1.4. Justificación de la investigación.**

El fundamento técnico del presente trabajo de investigación, es el alto índice de error en la detonación de los taladros en los distintos frentes de voladura en la mina Huancapeti, dando lugar a la granulometría inadecuada al material volado, en tal sentido nace el interés de realizar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura considerando mayores parámetros e ítems; de esta forma, mejorar la granulometría y buscar nuevos mecanismos para mitigar las deficiencias de los diseños de malla de perforación y voladura empleados.

Este trabajo beneficiará de manera directa a la mina Huancapeti en el aspecto económico, debido a que se evitará de realizar actividades secundarias para corregir los aspectos negativos que presenta la voladura en los distintos frentes de avance; debido a que se espera obtener resultados óptimos que ayuden considerablemente al ciclo de minado en general.

### **3.1.5. Limitaciones.**

Las limitaciones que se presentaron durante el desarrollo de este trabajo, fueron de carácter económico, la falta de bibliografía en el tema de diseño de malla de perforación y voladura subterránea y la falta de experiencia de trabajo en interior mina.

### **3.1.6. Alcances de la investigación.**

El presente trabajo de investigación de título “Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti - Año 2015”, está diseñado en la empresa minera Huancapeti, direccionado a su Gerencia de Operaciones.

Cabe mencionar que es factible el uso técnico del trabajo en mención para otras empresas mineras de similares características de operación.

## **3.2. Hipótesis**

El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, permite mejorar la granulometría en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti año 2015.

### 3.3. Variables

**Variable Independiente.** Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg.

**Variable Dependiente.** Mejora de la granulometría en la Galería 370.

### 3.4. Diseño de la investigación

#### 3.4.1. Tipo de investigación.

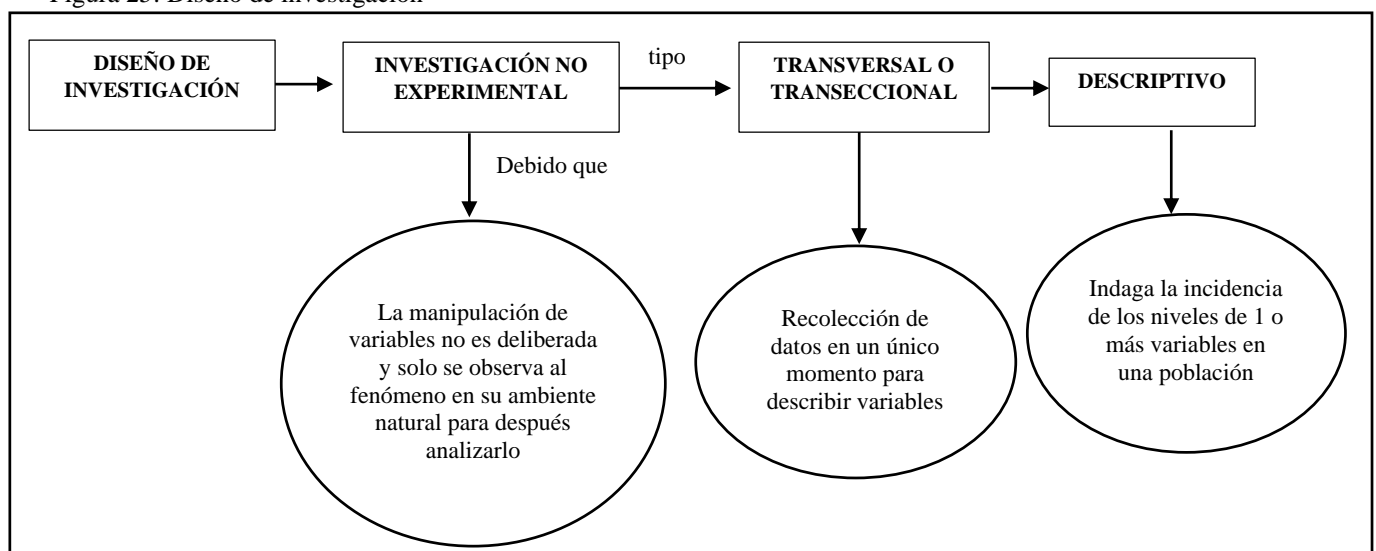
El tipo de investigación es *aplicada*, debido a que trabaja de acuerdo a resultados y conclusiones de investigaciones básicas, utiliza además, el método de observación y la no experimentación, con el fin de dar solución a los problemas planteados.

#### 3.4.2. Nivel de investigación.

El nivel de investigación es *descriptivo*, porque determina características del fenómeno y establece relación entre algunas variables; señalando formas de conducta y estableciendo comportamientos concretos.

#### 3.4.3. Diseño de investigación.

Figura 25: Diseño de investigación



Fuente: *Propia*

#### **3.4.4. Población y muestra.**

##### *Población o Universo.*

La población o universo de investigación está conformado por el conjunto de Galerías con que cuenta la mina Huancapeti.

##### *Muestra.*

La muestra de investigación es la Galería 370 de sección 3.5m por 3.5m de la zona Coturcan en la mina Huancapeti, que es prioridad de acuerdo al plan mensual y también denominado como labor crítica.

#### **3.4.5. Técnicas, instrumentación de recolección de datos.**

##### *Descripción de las técnicas empleadas.*

- *Búsqueda de información bibliográfica.*- Se utilizó esta técnica de revisión bibliográfica para tener una mejor información y comprensión acerca del diseño de malla de perforación y voladura subterránea, así mismo, del modelo de Holmberg para la elaboración del diseño.
- *Observación directa.*- Se realizó observaciones directas a través de visitas periódicas al área en estudio, durante la estancia en la mina Huancapeti, donde se pudo observar que la fragmentación del material volado no era homogénea.
- *Entrevistas no estructuradas.*- La entrevista no estructurada o informal, se realizó por medio de conversaciones y preguntas sencillas e informales al operador de turno, en el área de estudio, con la finalidad de buscar opiniones y obtener más información acerca del diseño de malla empleado.

### ***Instrumentos de la recolección de datos.***

#### *Herramientas.-*

- Observaciones
- Hojas de registro (check list)
- Entrevistas
- Medición de la malla de perforación y voladura
- Programación y orden de trabajo

#### *Equipos.-*

- ✓ Cámara fotográfica

#### *Software.-*

- ✓ Microsoft Office (Word, Excel)
- ✓ Split Desktop

#### *Locales o lugares.-*

- ✓ Campamento minero (oficinas)
- ✓ Labores mineras

### **3.4.6. Forma de tratamiento de los datos.**

El procesamiento de datos será informático empleando el programa Microsoft Excel para el tratamiento de datos estadísticamente. El análisis descriptivo, se realizó mediante la clasificación y sistematización de información en cuadros y gráficos.



## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de datos**

La Compañía Minera Huancapeti es considerada una empresa minera dentro de la mediana minería porque su producción actual es inferior a medio millón de toneladas/año. Emplea actualmente tres métodos de producción subterránea (corte y relleno ascendente con relleno detrítico, cámaras y pilares y Shrinkage Stopping) para la extracción de mineral polimetálico.

Luego de varios años de producción está enfrentando una disminución natural de las reservas en sus tres zonas productivas subterráneas, lo que conlleva a revisar su estado actual para agregar nuevos proyectos a su portafolio actual. Se plantea como visión llegar a ser gran minería competitiva a nivel minero, mejorando los resultados en la explotación de sus yacimientos en sus distintas zonas de producción, con la optimización en las operaciones unitarias (perforación y voladura) contrarrestando problemas que aquejan día a día en los frentes de avance, tal es el caso de los disparos sopladados, disparos cortados, disparos anillados, sobrerotura, etc. De este modo

obtener una mayor rentabilidad dentro de los nuevos proyectos rentables bajo un marco de desarrollo sostenible y sustentable de la minería subterránea.

#### **4.2. Análisis e interpretación de la información (contrastación de hipótesis)**

##### **A) Breve descripción de la galería 370.**

El análisis de la investigación se realizó según el tipo de trabajo que desempeñan los colaboradores en la Galería 370 de sección 3.5 m x 3.5 m en la zona Coturcan de la empresa minera Huancapeti, su avance es semi - mecanizado con un Jumbo DD210 Sandvick de un brazo para dar cumplimiento al programa de avance lineal propuesto por la minera.

##### **B) Estudio geomecánico mina Huancapeti.**

###### *Caracterización geomecánica.*

###### *- Distribución de discontinuidades.*

Para establecer las características de la distribución espacial de las discontinuidades estructurales (diaclasas) durante el mapeo geomecánico se tomaron registros del “tipo de discontinuidad, la orientación (Dirección de Buzamiento // Buzamiento) de las discontinuidades”. Estos datos orientacionales se han procesado estadísticamente empleando la técnica de proyección estereográfica equiangular, utilizando como herramienta el software “DIPS, versión 5.103 de Rocscience Inc.2004”.

En la tabla 6, se aprecian resultados de la distribución espacial promedio de los principales sistemas de diaclasas presentes en cada “Dominio lito-estructural” (caja techo, estructura mineralizada y caja piso) de las zonas de interés.

Tabla 6: Principales sistemas de diaclasas

| ZONA     | DOMINIO ESTRUCTURAL     | SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL* |            |            |
|----------|-------------------------|--|------------|------------|
|          |                         | SISTEMAS 1                             | SISTEMAS 2 | SISTEMAS 3 |
| HERCULES | CAJA TECHO              | 91/33                                  | 268/74     | 149/80     |
|          | ESTRUCTURA MINERALIZADA | 92/33                                  | 260/65     | 346/79     |
| COTURCAN | CASA PISO               | 95/30                                  | 60/80      | 344/86     |
|          | CAJA TECHO              | 85/24                                  | 266/81     | 188/79     |
|          | ESTRUCTURA MINERALIZADA | 96/31                                  | 360/81     | 88/87      |
|          | CASA PISO               | 119/30                                 | 314/60     | 34/81      |
| CARIDAD  | CAJA TECHO              | 190/70                                 | 325/72     | 82/56      |
|          | ESTRUCTURA MINERALIZADA | 135/75                                 | 334/69     | 214/71     |
|          | CASA PISO               | 139/73                                 | 299/77     | 180/63     |

Nota: \* El sistema de discontinuidad estructural se denota como "Dirección de Buzamiento/Buzamiento"

Fuente: *Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti*

En la tabla 7, se aprecian resultados de la distribución espacial promedio de los principales sistemas de fallas presentes en cada uno de los dominios “lito-estructural” conceptuados en el estudio.

Tabla 7: Principales sistemas de fallas

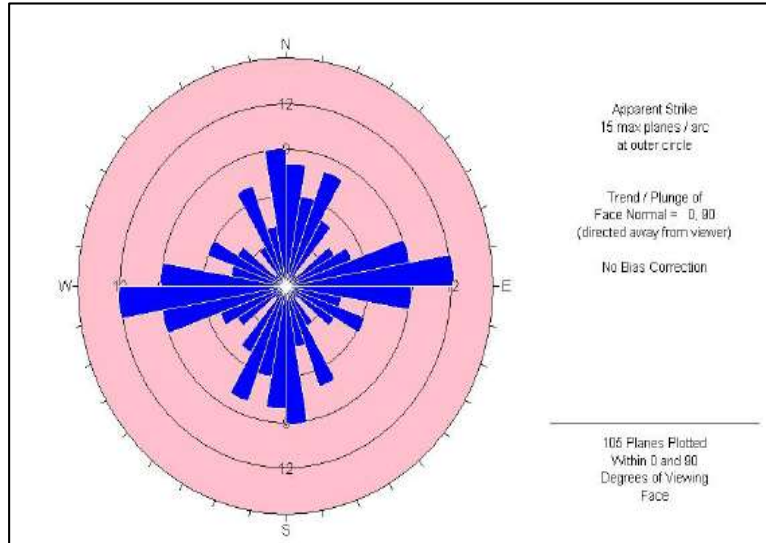
| ZONA     | SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL * |        |
|----------|---|--------|
|          | F1                                      | F2     |
| HERCULES | 165/77                                  | 341/79 |
| COTURCAN | 150/81                                  | 338/67 |
| CARIDAD  | 135/75-60                               | 346/63 |

Nota: \* El sistema de discontinuidad estructural se denota como "Dirección de Buzamiento/Buzamiento"

Fuente: *Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti*

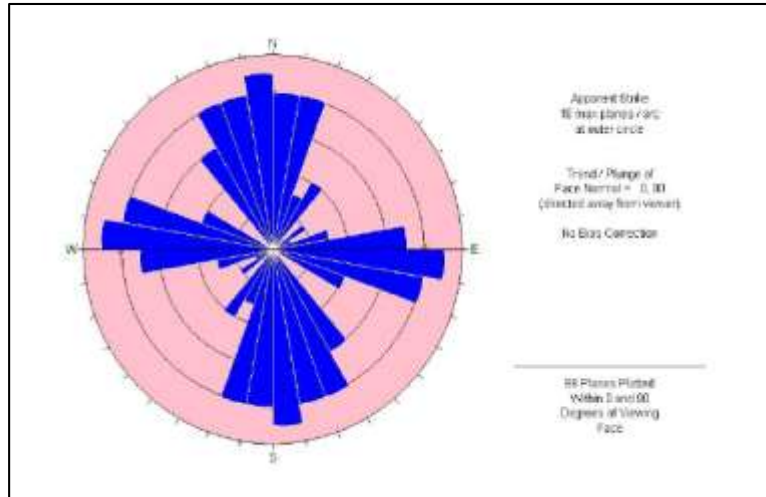
En las figuras “26, 27 Y 28”, se muestran los diagramas de rosetas de las “diaclasas y fallas”, en los dominios lito-estructurales conceptuados para las zona “Coturcan”. Estas rosetas, representan datos de las discontinuidades estructurales presentes en cada dominio lito-estructural de interés (Caja techo, Estructura mineralizada, Caja piso).

Figura 26: Diagrama de rosetas – caja techo Coturcan



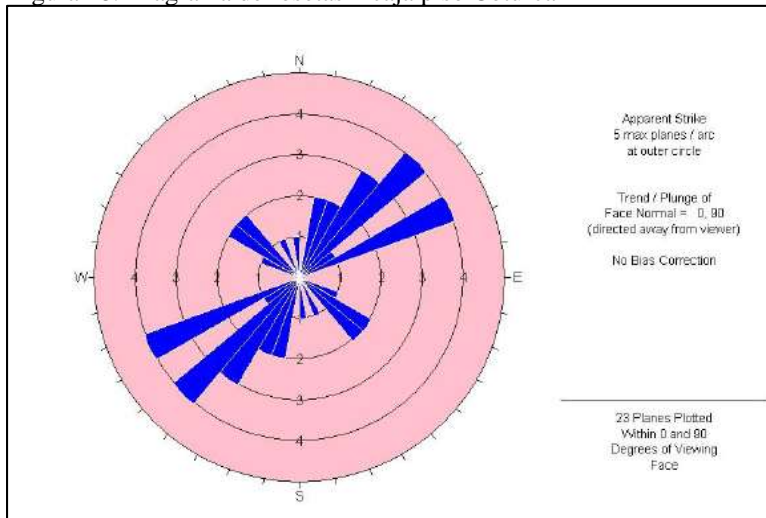
Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

Figura 27: Diagrama de rosetas – estructura mineralizada Coturcan



Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

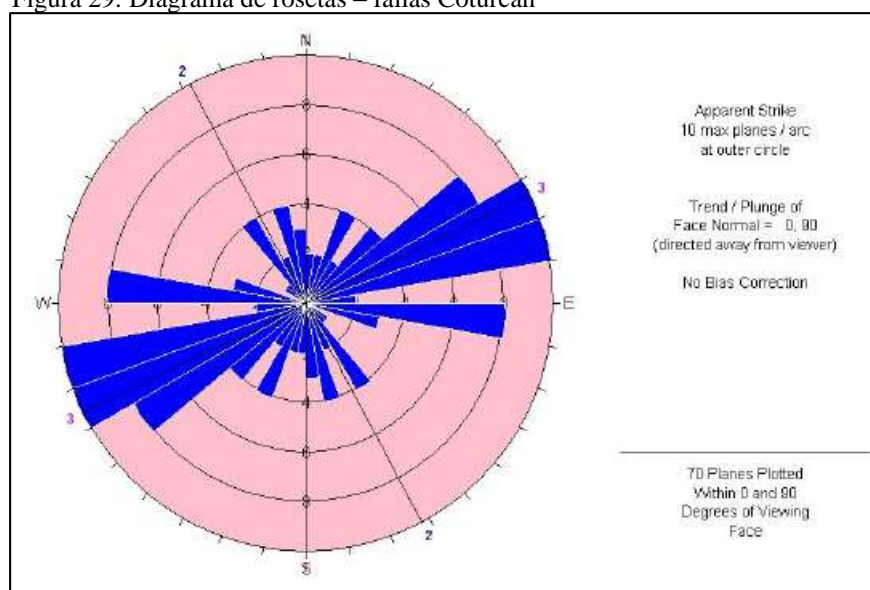
Figura 28: Diagrama de rosetas – caja piso Coturcan



Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

De modo similar al análisis estereográfico de las diaclasas, se ha realizado el proceso, análisis e interpretación de las fallas identificadas y registradas en los trabajos de campo con la finalidad de conceptualizar los sistemas principales de fallas que permitan bosquejar de modo conceptual la dirección de los esfuerzos utilizando el criterio de las fallas conjugadas. En la figura 29, se muestra los diagramas de rosetas de las fallas cartografiadas en la zona “Coturcan”.

Figura 29: Diagrama de rosetas – fallas Coturcan



Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

### *Clasificación de la masa rocosa.*

El proceso de clasificación geomecánica de la masa rocosa para los propósitos de este estudio ha implicado “analizar e interpretar” la información desarrollada en la etapa de “Investigación geomecánica”, el cual fue obtenido durante los trabajos de campo usando el sistema de “Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski, Modificado por Romana, 2000”.

Los valores de resistencia a la compresión uniaxial de la roca fueron estimados usando “el martillo de rebote y la picota de geólogo”, los valores del índice de calidad de roca “RQD” fueron determinados mediante el registro volumétrico de

discontinuidades utilizando la relación propuesta por “Palmstrom”, adicionalmente con fines del estudio se realizaron estimaciones del coeficiente de rugosidad de juntas y la resistencia a compresión uniaxial de las paredes de la discontinuidad, como datos para los análisis de estabilidad estructuralmente controlada.

Como se refirió líneas arriba el criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa en este estudio es el “Sistema de clasificación geomecánica “RMR89 de Bieniawski, modificado por Romana, 2000” cuyo rango de valoración se aprecia en la “tabla 8”. El objetivo de emplear este criterio de valoración la masa rocosa es sub-dividir en rangos más ajustados y evitar errores de “sobre-estimación y sub-estimación” de la calidad de masa rocosa (tener un mejor control en el diseño del sostenimiento).

Tabla 8: Criterio para la clasificación de la masa rocosa, según el sistema de valoración “RMR 89 de Bieniawski, modificado por romana, 2000.”

| TIPO DE ROCA | RANGO DE VALORACIÓN "RMR" | CLASIFICACIÓN "RMR" DE LA MASA ROCOSA |
|--------------|---------------------------|---------------------------------------|
| I-A          | 91-100                    | MUY BUENA A                           |
| I-B          | 81-90                     | MUY BUENA B                           |
| II-A         | 71-80                     | BUENA A                               |
| II-B         | 61-70                     | BUENA B                               |
| III-A        | 51-60                     | REGULAR A                             |
| III-B        | 41-50                     | REGULAR B                             |
| IV-A         | 31-40                     | MALA A                                |
| IV-B         | 21-30                     | MALA B                                |
| V            | <21                       | MUY MALA                              |

Nota: Clasificación "RMR", modificada según Romana, 2000.

Fuente: *Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti*

La clasificación geomecánica de la masa rocosa para los propósitos del estudio en las zonas “Hércules, Coturcan, Caridad y su entorno físico”, se ha obtenido a partir del “proceso, análisis e interpretación” de información proporcionada como resultado del cartografiado litológico-estructural en afloramientos de superficie y los Registros del mapeo geomecánico realizado en afloramientos de superficie y excavaciones subterráneas.

Empleando el mismo criterio y el tratamiento de la información obtenida en campo, se ha **CLASIFICADO LA MASA ROCOSA**, en las distintas zonas del Estudio.

En la tabla 9, se presenta el resumen de la “Clasificación geomecánica” de las masa rocosa que conforman los distintos “Dominios geomecánicos” utilizando el “Sistema de clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski; modificado por Romana, 2000”.

Tabla 9: Clasificación geomecánica RMR89

| MINA                   | CALIDAD DE LA MASA     |                        | DESCRIPCIÓN DE LA CONDICIÓN LITO-ESTRUCTURAL DE LA MASA ROCOSA   | CALIDAD DE MASA ROCOSA   |     |               |         |
|------------------------|------------------------|------------------------|--|--|-----|---------------|---------|
|                        | LITOLOGÍA              | DOMINIO                |  | RMR  | GSI | CLASIFICACIÓN |         |
| HERCULES               | Lavas-tufos volcánicos | Techo 1                | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto con la "falla caja techo" de la estructura mineralizada. El dominio se muestra muy fracturado en sectores puntuales hacia el contacto caja techo de la estructura mineralizada.  | 72   | 67  | Buena A       |         |
|                        |                        | Techo 2                |  | 65   | 60  | Buena B       |         |
|                        |                        | Techo 3                |  | 45   | 40  | Regular B     |         |
|                        | Brecha mineralizada    | Estructura 1           | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos de "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos como se puede apreciar en el ensamble mineralógico variado y las alteraciones que son mas intenzas hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo (principalmente al piso de la veta hércules). El alcance la alteración disminuye conforme se dista de los contactos con las fallas "piso y techo" de la estructura mineralizada. | 65   | 60  | Buena B       |         |
|                        |                        | Estructura 2           |  | 55   | 50  | Regular A     |         |
|                        |                        | Estructura 3           |  | 50   | 45  | Regular B     |         |
|                        |                        | Estructura 4           |  | 35   | 30  | Mala A        |         |
|                        |                        | Estructura 5           |  | 20   | 15  | Muy Mala      |         |
|                        | Lavas-tufos volcánicos | Piso 1                 | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla caja piso" de la estructura mineralizada". Estas alteraciones disminuyen conforme distan del contacto falla hacia las cajas.  | 70   | 65  | Buena B       |         |
|                        |                        | Piso 2                 |  | 60   | 55  | Regular A     |         |
|                        |                        | Piso 3                 |  | 40   | 35  | Mala A        |         |
|                        | Falla                  | Falla piso             | Dominio lito-estructural se expone completamente alterado mineralógica y estructuralmente. Se emplaza en el contacto "falla caja piso-estructura mineralizada" y se presenta a lo largo del contacto piso con la estructura mineralizada en toda su extensión.   | 10   | 5   | Muy Mala      |         |
|                        | COTURCAN               | Lavas-tufos volcánicos | Techo 1  | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea-grisácea, con clastos angulosos a subredondeados de texturas porfíricas, además de clastos angulosos de tobas. Hacia el "contacto falla-caja techo de la estructura mineralizada" disminuye la calidad de masa rocosa e incrementa el grado de fracturamiento.                                     | 80  | 75            | Buena A |
| Techo 2                |                        |                        | 65   |  | 60  | Buena B       |         |
| Techo 3                |                        |                        | 50   |  | 45  | Regular B     |         |
| Brecha mineralizada    |                        | Estructura 1           | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos por "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos por el ensamble mineralógico variado y las alteraciones fuertes hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo de la estructura Coturcan. El alcance la alteración disminuye conforme se dista del contacto "falla techo y piso de la estructura mineralizada".   | 75   | 70  | Buena A       |         |
|                        |                        | Estructura 2           |  | 60   | 55  | Regular A     |         |
|                        |                        | Estructura 3           |  | 50   | 45  | Regular B     |         |
|                        |                        | Estructura 4           |  | 40   | 35  | Mala A        |         |
| Lavas-tufos volcánicos |                        | Piso 1                 | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla piso" de la estructura mineralizada. El grado de fracturamiento de la masa rocosa incrementa hacia el contacto falla piso de la estructura mineralizada.  | 70   | 65  | Buena B       |         |
|                        |                        | Piso 2                 |  | 60   | 55  | Regular A     |         |
|                        |                        | Piso 3                 |  | 50   | 45  | Regular B     |         |
| Falla                  |                        | Falla                  | Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada.  | 15   | 10  | Muy Mala      |         |
| CARIDAD                |                        | Lavas-tufos volcánicos | Techo 1  | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos "andesíticos y dacíticos" bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea a grisácea, con clastos angulosos a subredondeados de texturas porfíricas, además de clastos angulosos de tobas. Se expone en toda la extensión del contacto "falla-caja techo de la estructura mineralizada" disminuyendo la calidad de masa rocosa e incrementando el grado de fracturamiento. | 80  | 75            | Buena A |
|                        |                        |                        | Techo 2  |  | 65  | 60            | Buena B |
|                        | Techo 3                |                        | 55   |  | 50  | Regular A     |         |
|                        | Brecha mineralizada    | Estructura 1           | Dominio lito-estructural caracterizado por el emplazamiento de flujos mineralizantes constituidos por "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Con marcada presencia de alteraciones en su estructura mineralizada, visiblemente asociado a procesos hidrotermales especialmente hacia el contacto "falla" con las rocas de la caja piso, donde tambien se incrementa el grado de fracturamiento.  | 75   | 70  | Buena A       |         |
|                        |                        | Estructura 2           |  | 65   | 60  | Buena B       |         |
|                        |                        | Estructura 3           |  | 50   | 45  | Regular B     |         |
|                        |                        | Estructura 4           |  | 40   | 35  | Mala A        |         |
|                        | Lavas-tufos volcánicos | Piso 1                 | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea-grisácea, con clastos angulosos a subredondeados andesíticos de texturas porfíricas, además de clastos angulosos de tobas.   | 70   | 65  | Buena B       |         |
|                        |                        | Piso 2                 |  | 60   | 55  | Regular A     |         |
|                        |                        | Piso 3                 |  | 45   | 40  | Regular B     |         |
|                        | Falla                  | Falla                  | Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada.  | 10   | 5   | Muy Mala      |         |

Nota: \*\* Estimaciones realizadas según criterios empíricos como resultados de apreciaciones cualitativas durante los trabajos de mapeo geomecánico.

Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

Para fines de este trabajo, en resumen se define de la siguiente manera:

*Zona Coturcan.*

*Caja techo (RMR: 85-45).*- Este dominio se constituye litológicamente por “flujos lávicos intercalados con niveles piroclásticos” de composición andesítica con texturas porfiríticas (sobre todo los niveles piroclásticos), de tonalidades que van desde “violáceas a grisáceas”. Estructuralmente se tipifica como un material fracturado (RQD: 50-75), en sectores puntuales sobre todo hacia el contacto caja techo-falla, se muestra muy fracturado (RQD: 35-45); una resistencia a la compresión simple variable entre los “130-60 Mpa”; las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre los “0.6-0.2 metros y 0.2-0.06 metros”, una persistencia variable entre los “>20 metros, 20-10 metros, 3-10 metros”; las aperturas entre las paredes opuestas de las discontinuidades son variables en las diaclasas va entre los “5.0-1.0 mm, 1.0-0.1 mm, < 0.1 mm”; las superficies de las discontinuidades estructurales se muestran “rugosas, ligeramente rugosas a lisas (fallas)”; en cuanto al material presente entre las discontinuidades, éstas se encuentran limpias, en ocasiones presentan rellenos duros (cuarzo, sílice, sulfuros) y suaves (óxidos, carbonatos); las paredes de las discontinuidades se muestran “ligeramente alteradas, alteradas hasta muy alteradas hacia el contacto caja techo-falla); superficialmente se muestran “secas a parcialmente húmedas” y eventualmente presentan “goteo en zonas muy puntuales”. La falla caja techo presenta una apertura mayor a 5mm, con rellenos blandos (material brechado y óxidos), húmedos, con aperturas “> 5 mm”; también muestra superficies “ligeramente rugosas a lisas”, superficialmente se aprecian “húmedas a mojadas”, de baja resistencia a los esfuerzos de corte.



*Estructura mineralizada (RMR: 75-35).*- Este dominio se constituye litológicamente por una asociación de minerales constituidos de “sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo” emplazados en una matriz volcánica. Estructuralmente se tipifican como un material fracturado (RQD 50-75) y en sectores se expone muy fracturado (RQD: 35-45); presentan una resistencia a la compresión simple variable entre los “120-45 Mpa”, hacia los contactos “caja piso y caja techo” la resistencia disminuye entre los “30-40 Mpa”. Las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre “0.2-0.6 metros, 0.06-0.20 metros”; una persistencia variable entre los “10-20 metros, 3-10 metros, 1-3 metros”; las aperturas entre las paredes de las discontinuidades varían entre los “>5mm, 1-5mm, 0.1-1.0 mm y <1.0 mm”; las superficies de las discontinuidades varían desde “muy rugosas, rugosas, ligeramente rugosas a lisas sobre todo hacia el contacto falla piso-techo”; en cuanto al material presente entre las paredes de las discontinuidades (relleno) éstas se encuentran rellenas con material blando (carbonatos, óxidos y material brechado) y como rellenos duros (cuarzo, sílice, sulfuros primarios); muestra superficies de discontinuidades “ligeramente alteradas, alteradas a muy alteradas”; superficialmente se muestran “húmedas” y en sectores muy puntuales se observa la presencia de “mojado” presumiblemente asociado a la infiltración de aguas superficiales.

*Caja piso (RMR: 75-45).*- Este dominio se constituye litológicamente por lavas y tufos volcánicos de composición andesítica con texturas afaníticas a porfiríticas, de tonalidades que van de “verdosas a grisáceas”. Estructuralmente se tipifica como un material fracturado (RQD: 50-75) y en sectores muy puntuales sobre todo hacia el contacto falla piso se muestra muy fracturado (RQD: 35-50); presenta una resistencia

a la compresión simple variable entre los “110-50 Mpa”, en el contacto falla caja piso la resistencia es “< 20 Mpa”. Las características de las discontinuidades estructurales en promedio presentan un espaciamiento que varía entre los “0.6-0.2 metros y 0.2-0.06 metros, hacia el contacto caja piso-falla presenta un espaciamiento < 0.06 metros); muestra una persistencia variable entre los “>20 metros, 20-10 metros, 3-10 metros 1-3 metros ”; las aperturas entre las paredes opuestas de las discontinuidades son variables en las diaclasas va entre los “5.0-1.0 mm, 1.0-0.1 mm, < 0.1 mm”; las superficies de discontinuidades se presentan “rugosas, ligeramente rugosas y ligeramente lisas hacia el contacto caja piso-falla”; en cuanto al material presente entre las paredes de las discontinuidades éstas se muestran “limpias ò en su defecto presentan rellenos suaves de espesor “<5 mm”; las paredes de las discontinuidades se exponen “ligeramente alteradas, alteradas”; superficialmente se muestran “secas, húmedas hacia el contacto con la caja piso-falla, eventualmente se muestran a modo de goteo puntuales presumiblemente asociados a filtraciones del agua de infiltración”. La “falla caja piso” se caracteriza por presentar una apertura “>5mm (hasta variable hasta los 0.80 metros), rellenas con material de textura brechada, alteradas de comportamiento plástico, superficialmente se aprecian “secas a parcialmente húmedas, con presencia de goteo en sectores muy puntuales”.

### ***Estimación de los parámetros de resistencia.***

#### ***- Resistencia de la roca intacta.***

Para estimar la resistencia de la roca, se realizaron una serie de ensayos en campo (resistencia a compresión simple usando el martillo de rebote y la picota de geólogo) y ensayos de Mecánica de Rocas en Laboratorio (propiedades físicas, compresión simple, compresión triaxial, constantes elásticas). Los resultados de los ensayos de “campo y laboratorio” se muestran en las “tablas 10 y 11”.

Tabla 10: Resultados de ensayos de resistencia de la roca estimados en campo

| MINA                   | DOMINIO LITO-ESTRUCTURAL |                        | PESO ESPECÍFICO (KN/m <sup>3</sup> )* | RESISTENCIA COMPRESIÓN SIMPLE EN ROCA (Mpa) |                                  |     |
|------------------------|--------------------------|------------------------|---------------------------------------|---|----------------------------------|-----|
|                        | LITOLOGÍA                | DOMINIO                |                                       | $\sigma_c$ (Picota de Geólogo)*             | $\sigma_c$ (Martillo de Schmidt) |     |
| HERCULES               | Lavas-tufos volcánicos   | Techo 1                | 2.8-3.0                               | >100  | 115                              |     |
|                        |                          | Techo 2                | 2.8                                   | 50-100                                      | 85                               |     |
|                        |                          | Techo 3                | 2.5-2.7                               | 50-100                                      | 60                               |     |
|                        | Brecha mineralizada      | Estructura 1           | 2.8-3.0                               | 50-100                                      | 125                              |     |
|                        |                          | Estructura 2           | 2.8                                   | 50-100                                      | 95                               |     |
|                        |                          | Estructura 3           | 2.7                                   | 50-100                                      | 65                               |     |
|                        |                          | Estructura 4           | 2.4-2.7                               | 25-50                                       | 45                               |     |
|                        |                          | Estructura 5           | 1.9-2.1                               | 1.0-5                                       | 5                                |     |
|                        | Lavas-tufos volcánicos   | Piso 1                 | 2.7-2.8                               | 50-100                                      | 100                              |     |
|                        |                          | Piso 2                 | 2.5-2.7                               | 50-100                                      | 70                               |     |
|                        |                          | Piso 3                 | 2.5                                   | 25-50                                       | 40                               |     |
|                        | Falla piso               | Falla                  | 1.7                                   | < 1.0                                       | 1                                |     |
|                        | COTURCAN                 | Lavas-tufos volcánicos | Techo 1                               | 2.8   | 50-100                           | 130 |
| Techo 2                |                          |                        | 2.7                                   | 50-100                                      | 95                               |     |
| Techo 3                |                          |                        | 2.5-2.7                               | 50-100                                      | 70                               |     |
| Brecha mineralizada    |                          | Estructura 1           | 3.0-3.5                               | 50-100                                      | 120                              |     |
|                        |                          | Estructura 2           | 2.8                                   | 50-100                                      | 90                               |     |
|                        |                          | Estructura 3           | 2.5-2.8                               | 50-100                                      | 75                               |     |
|                        |                          | Estructura 4           | 2.5                                   | 25-50                                       | 50                               |     |
| Lavas-tufos volcánicos |                          | Piso 1                 | 2.8                                   | 50-100                                      | 110                              |     |
|                        |                          | Piso 2                 | 2.5-2.7                               | 50-100                                      | 75                               |     |
|                        |                          | Piso 3                 | 2.5                                   | 50-100                                      | 55                               |     |
| Falla piso             |                          | Falla                  | 1.7                                   | 1.0-5                                       | 5                                |     |
| CARIDAD                |                          | Lavas-tufos volcánicos | Techo 1                               | 2.8   | 50-100                           | 115 |
|                        |                          |                        | Techo 2                               | 2.5-2.8                                     | 50-100                           | 80  |
|                        | Techo 3                  |                        | 2.5-2.8                               | 50-100                                      | 60                               |     |
|                        | Brecha mineralizada      | Estructura 1           | 2.8-3.0                               | 50-100                                      | 150                              |     |
|                        |                          | Estructura 2           | 2.7-2.9                               | 50-100                                      | 85                               |     |
|                        |                          | Estructura 3           | 2.7                                   | 50-100                                      | 65                               |     |
|                        |                          | Estructura 4           | 2.5                                   | 25-50                                       | 40                               |     |
|                        | Lavas-tufos volcánicos   | Piso 1                 | 2.7-2.9                               | 50-100                                      | 115                              |     |
|                        |                          | Piso 2                 | 2.7                                   | 50-100                                      | 70                               |     |
|                        |                          | Piso 3                 | 2.5-2.7                               | 25-50                                       | 45                               |     |
|                        | Falla piso               | Falla                  | 1.7                                   | 1.0-5                                       | 5                                |     |

*Nota: \*Estimaciones realizadas según criterios empíricos como resultados de apreciaciones cualitativas y estimaciones directas durante los trabajos de mapeo geomecánico.*

Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

Tabla 11: Resultados de ensayos de resistencia de la roca estimados en laboratorio

| CODIGO DE MUESTRAS | UBICACIÓN                        | TIPO DE ENSAYO       | NORMA       | PARÁMETRO EVALUADO  | RESULTADOS             |
|--------------------|----------------------------------|----------------------|-------------|---|------------------------|
| HT                 | Caja techo Hércules              | Propiedades físicas  | ASTM-D-854  | Densidad (Kg/cm <sup>3</sup> )<br>Porosidad (%)<br>Absorción (%)                      | 2.88<br>1.43<br>0.49   |
|                    |                                  | Compresión simple    | ASTM-D-4767 | Resistencia a la compresión (Mpa)   | 53.5                   |
|                    |                                  | Corte directo        | D-5607-95   | Angulo de fricción interna (°)<br>Cohesión (Mpa)                                      | 32.35<br>0.085         |
|                    |                                  | Compresión triaxial  | ASTM-D-4767 | Angulo de fricción interna (°)<br>Cohesión (Mpa)<br>mi                                | 55.1<br>8.6<br>26.97   |
| CT                 | Caja techo Coturcan              | Propiedades físicas  | ASTM-D-854  | Densidad (Kg/cm <sup>3</sup> )<br>Porosidad (%)<br>Absorción (%)                      | 2.71<br>0.38<br>0.14   |
|                    |                                  | Compresión simple    | ASTM-D-4767 | Resistencia a la compresión (Mpa)   | 90.4                   |
|                    |                                  | Corte directo        | D-5607-95   | Angulo de fricción interna (°)<br>Cohesión (Mpa)                                      | 37.94<br>0.071         |
| MH                 | Estructura mineralizada Hércules | Propiedades físicas  | ASTM-D-854  | Densidad (Kg/cm <sup>3</sup> )<br>Porosidad (%)<br>Absorción (%)                      | 2.72<br>1.56<br>0.57   |
|                    |                                  | Compresión simple    | ASTM-D-4767 | Resistencia a la compresión (Mpa)   | 86.4                   |
|                    |                                  | Tracción indirecta   |             | Resistencia a la tracción (Mpa)   | 10.376                 |
|                    |                                  | Constantes elásticas | ASTM-D-4767 | Módulo de elasticidad (Mpa)<br>Resistencia a la compresión (Mpa)<br>Módulo de Poisson | 11850<br>152.7<br>0.2  |
| MC                 | Estructura mineralizada Coturcan | Propiedades físicas  | ASTM-D-854  | Densidad (Kg/cm <sup>3</sup> )<br>Porosidad (%)<br>Absorción (%)                      | 3.31<br>2.53<br>0.77   |
|                    |                                  | Compresión simple    | ASTM-D-4767 | Resistencia a la compresión (Mpa)   | 80.1                   |
|                    |                                  | Tracción indirecta   |             | Resistencia a la tracción (Mpa)   | 11.1                   |
|                    |                                  | Constantes elásticas | ASTM-D-4767 | Módulo de elasticidad (Mpa)<br>Resistencia a la compresión (Mpa)<br>Módulo de Poisson | 10010<br>121.7<br>0.31 |
| MCD                | Estructura mineralizada Caridad  | Propiedades físicas  | ASTM-D-854  | Densidad (Kg/cm <sup>3</sup> )<br>Porosidad (%)<br>Absorción (%)                      | 2.78<br>1.45<br>0.52   |
|                    |                                  | Compresión simple    | ASTM-D-4767 | Resistencia a la compresión (Mpa)   | 288.5                  |

*Nota: La descripción de las muestras es el siguiente HT: Caja techo Hércules, CT: Caja techo Coturcan, HM: Mineral de Hércules, MC: Mineral Coturcan, MCD: Mineral de caridad-tajo 50.*

Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

*- Resistencia de las discontinuidades.*

La resistencia en las paredes de las discontinuidades, se ha estimado a través de los ensayos de campo “ensayo de resistencia compresión simple en las paredes de las discontinuidades”, “estimación del coeficiente de rugosidad de juntas”, también se realizaron los ensayos de laboratorio “corte directo, (Resultados de los ensayos de Mecánica de Rocas). El resumen de los resultados de las estimaciones de campo y laboratorio para evaluar la resistencia de las discontinuidades se muestran en las “tabla 12”.

Tabla 12: Resultados de ensayos de resistencia de las discontinuidades

| MINA       | DOMINIO LITO-ESTRUCTURAL |              | RESISTENCIA COMPRESIÓN SIMPLE EN LAS PAREDES DE DISCONTINUIDAD (Mpa) | COEFICIENTE DE RUGOSIDAD DE JUNTAS |
|------------|--------------------------|--------------|--|------------------------------------|
|            | LITOLOGÍA                | DOMINIO      | JCS (Martillo de Schmidt)  | JRC(rugómetro)                     |
| HERCULES   | Lavas-tufos volcánicos   | Techo 1      | 80   | 13                                 |
|            |                          | Techo 2      | 60   | 11                                 |
|            |                          | Techo 3      | 50   | 9                                  |
|            | Brecha mineralizada      | Estructura 1 | 90   | 15                                 |
|            |                          | Estructura 2 | 70   | 13                                 |
|            |                          | Estructura 3 | 50   | 11                                 |
|            |                          | Estructura 4 | 35   | 9                                  |
|            |                          | Estructura 5 | 5  | 3                                  |
|            | Lavas-tufos volcánicos   | Piso 1       | 70   | 13                                 |
|            |                          | Piso 2       | 50   | 11                                 |
| Piso 3     |                          | 30           | 9  |                                    |
| Falla piso | Falla                    | 1            | 3  |                                    |
| COTURCAN   | Lavas-tufos volcánicos   | Techo 1      | 95   | 15                                 |
|            |                          | Techo 2      | 70   | 13                                 |
|            |                          | Techo 3      | 50   | 11                                 |
|            | Brecha mineralizada      | Estructura 1 | 90   | 17                                 |
|            |                          | Estructura 2 | 65   | 15                                 |
|            |                          | Estructura 3 | 60   | 13                                 |
|            |                          | Estructura 4 | 45   | 11                                 |
|            | Lavas-tufos volcánicos   | Piso 1       | 80   | 15                                 |
|            |                          | Piso 2       | 55   | 13                                 |
|            |                          | Piso 3       | 40   | 9                                  |
| Falla piso | Falla                    | 5            | 5  |                                    |
| CARIDAD    | Lavas-tufos volcánicos   | Techo 1      | 85   | 15                                 |
|            |                          | Techo 2      | 60   | 13                                 |
|            |                          | Techo 3      | 45   | 9                                  |
|            | Brecha mineralizada      | Estructura 1 | 100  | 17                                 |
|            |                          | Estructura 2 | 65   | 13                                 |
|            |                          | Estructura 3 | 50   | 11                                 |
|            |                          | Estructura 4 | 35   | 9                                  |
|            | Lavas-tufos volcánicos   | Piso 1       | 85   | 15                                 |
|            |                          | Piso 2       | 55   | 13                                 |
|            |                          | Piso 3       | 40   | 11                                 |
| Falla piso | Falla                    | 5            | 5  |                                    |

*Nota: \* Estimaciones realizadas según criterios empíricos como resultados de apreciaciones cualitativas y estimaciones directas durante los trabajos de mapeo geomecánico.*

Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

**- Resistencia de la masa rocosa.**

Para la estimación de los parámetros de resistencia a nivel de la Masa Rocosa, en el Estudio se han utilizado los criterios de “Serafin-Pereira; 1983” y “Hoek- Brown; 2002”, los cuales toman como datos de entrada los resultados de la “Caracterización geomecánica”. Estos criterios son empíricos, pero resultan prácticos en la estimación de los parámetros a nivel de la masa rocosa, supliendo en alguna forma el error que

se genera al “asumir y extrapolar directamente los resultados de Ensayos de Mecánica de Rocas realizados en condiciones de Laboratorio, sobre muestras de roca intacta” como parámetros de la masa rocosa, procedimiento que no considera el efecto de escalamiento.

Tabla 13: Parámetros de resistencia de la masa rocosa

| DOMINIO                | CALIDAD DE LA MASA ROCOSA |                        |     | PARAMETROS GEOMECÁNICOS DE LA MASA ROCA* |                     |       |       |        |        |        |       |            |         |
|------------------------|---------------------------|------------------------|-----|--|---------------------|-------|-------|--------|--------|--------|-------|------------|---------|
|                        | Litología                 | RMR                    | GSI | Peso específico (KN/m3)                  | $\sigma_{ci}$ (Mpa) | mi    | mb    | s      | a      | E(Mpa) | $\nu$ | $\Phi$ (°) | C (Mpa) |
| HERCULES               | Lavas-tufos volcánicos    | 72                     | 67  | 3  | 84.3                | 27    | 8.31  | 0.0256 | 0.500  | 21652  | 0.22  | 46         | 4.73    |
|                        |                           | 65                     | 60  | 2.8                                      | 85.0                | 25    | 5.99  | 0.0117 | 0.500  | 14052  | 0.23  | 48         | 2.60    |
|                        |                           | 45                     | 40  | 2.6                                      | 60.0                | 18    | 2.11  | 0.0013 | 0.500  | 4405   | 0.28  | 40         | 0.20    |
|                        | Brecha mineralizada       | 65                     | 60  | 2.8                                      | 105.7               | 25    | 5.99  | 0.0117 | 0.500  | 14175  | 0.22  | 48         | 4.20    |
|                        |                           | 55                     | 50  | 2.8                                      | 95.0                | 23    | 3.86  | 0.0039 | 0.500  | 8158   | 0.25  | 45         | 1.50    |
|                        |                           | 50                     | 45  | 2.7                                      | 65.0                | 22    | 3.09  | 0.0022 | 0.500  | 5871   | 0.26  | 43         | 0.40    |
|                        |                           | 35                     | 30  | 2.5                                      | 45.0                | 12    | 0.99  | 0.0004 | 0.500  | 2450   | 0.30  | 34         | 0.80    |
|                        |                           | 20                     | 15  | 2.0                                      | 5.0                 | 25    | 1.20  | 0.0000 | 0.575  | 881    | 0.34  | 33         | 0.70    |
|                        | Lavas-tufos volcánicos    | 70                     | 65  | 2.8                                      | 100.0               | 23    | 6.59  | 0.0205 | 0.500  | 19022  | 0.22  | 49         | 3.80    |
|                        |                           | 60                     | 55  | 2.6                                      | 70.0                | 18    | 3.61  | 0.0067 | 0.500  | 10355  | 0.24  | 44         | 0.90    |
|                        |                           | 40                     | 35  | 2.5                                      | 40.0                | 16    | 1.57  | 0.0007 | 0.500  | 3182   | 0.29  | 38         | 0.60    |
|                        | Falla piso                | 10                     | 5   | 1.7                                      | 1.0                 | 6     | 0.20  | 0.0000 | 0.625  | 468    | 0.38  | 16         | 0.30    |
| COTURCAN               | Lavas-tufos volcánicos    | 80                     | 75  | 2.8                                      | 110.2               | 26    | 10.65 | 0.0622 | 0.500  | 34568  | 0.21  | 45         | 4.34    |
|                        |                           | 65                     | 60  | 2.7                                      | 95.0                | 23    | 5.51  | 0.0117 | 0.500  | 14262  | 0.23  | 47         | 2.80    |
|                        |                           | 50                     | 45  | 2.6                                      | 70.0                | 19    | 2.66  | 0.0022 | 0.500  | 5927   | 0.26  | 41         | 0.00    |
|                        | Brecha mineralizada       | 75                     | 70  | 3.3                                      | 100.1               | 27    | 9.25  | 0.0357 | 0.500  | 22629  | 0.25  | 51         | 6.50    |
|                        |                           | 60                     | 55  | 2.8                                      | 90.0                | 23    | 4.61  | 0.0067 | 0.500  | 10699  | 0.24  | 46         | 1.90    |
|                        |                           | 50                     | 45  | 2.7                                      | 75.0                | 19    | 2.66  | 0.0022 | 0.500  | 5982   | 0.26  | 42         | 0.30    |
|                        |                           | 40                     | 35  | 2.5                                      | 50.0                | 17    | 1.67  | 0.0007 | 0.500  | 3267   | 0.29  | 38         | 0.50    |
|                        | Lavas-tufos volcánicos    | 70                     | 65  | 2.8                                      | 110.0               | 25    | 7.16  | 0.0205 | 0.500  | 19239  | 0.22  | 49         | 4.50    |
|                        |                           | 60                     | 55  | 2.6                                      | 75.0                | 22    | 4.41  | 0.0067 | 0.500  | 10445  | 0.24  | 46         | 1.40    |
|                        |                           | 50                     | 45  | 2.5                                      | 55.0                | 20    | 2.81  | 0.0022 | 0.500  | 5751   | 0.26  | 43         | 0.20    |
|                        | Falla piso                | 15                     | 10  | 1.7                                      | 5.0                 | 9     | 0.36  | 0.0000 | 0.600  | 667    | 0.36  | 21         | 0.50    |
|                        | CARIDAD                   | Lavas-tufos volcánicos | 80  | 75                                       | 2.8                 | 115.0 | 26    | 10.65  | 0.0622 | 0.500  | 34032 | 0.21       | 52      |
| 65                     |                           |                        | 60  | 2.7                                      | 80.0                | 24    | 5.75  | 0.0117 | 0.500  | 13942  | 0.23  | 48         | 2.30    |
| 55                     |                           |                        | 50  | 2.7                                      | 60.0                | 23    | 3.86  | 0.0039 | 0.500  | 7681   | 0.25  | 45         | 0.60    |
| Brecha mineralizada    |                           | 75                     | 70  | 2.8                                      | 219.3               | 26    | 8.91  | 0.0357 | 0.500  | 26550  | 0.21  | 51         | 8.30    |
|                        |                           | 65                     | 60  | 2.8                                      | 85.0                | 24    | 5.75  | 0.0117 | 0.500  | 14052  | 0.23  | 48         | 2.50    |
|                        |                           | 50                     | 45  | 2.7                                      | 65.0                | 21    | 2.95  | 0.0022 | 0.500  | 5871   | 0.26  | 43         | 0.30    |
|                        |                           | 40                     | 35  | 2.5                                      | 40.0                | 19    | 1.86  | 0.0007 | 0.500  | 3182   | 0.29  | 39         | 0.50    |
| Lavas-tufos volcánicos |                           | 70                     | 65  | 2.8                                      | 115.0               | 26    | 7.45  | 0.0205 | 0.500  | 19344  | 0.22  | 50         | 4.90    |
|                        |                           | 60                     | 55  | 2.7                                      | 70.0                | 23    | 4.61  | 0.0067 | 0.500  | 10355  | 0.24  | 46         | 1.30    |
|                        |                           | 45                     | 40  | 2.6                                      | 45.0                | 21    | 2.46  | 0.0013 | 0.500  | 4254   | 0.28  | 41         | 0.20    |
| Falla piso             |                           | 10                     | 5   | 1.7                                      | 5.0                 | 9     | 0.30  | 0.0000 | 0.625  | 506    | 0.38  | 19         | 0.50    |

*Nota: \* Estimaciones realizadas como resultados de la aplicación de los criterios de "H&B 2002, S&Pereyra 1983, Karsulovic,1999", resultados de los ensayos en campo y los ensayos de mecánica de rocas realizados en el laboratorio de la Pontificia Universidad Católica del Perú.*

Fuente: Departamento de Geomecánica - Minera Huancapeti

### ***Condiciones de Agua Subterránea.***

Respecto a las condiciones de agua subterránea observadas durante la realización de los trabajos de “Investigación geomecánica”; éstas corresponden típicamente a condiciones que van de “secas a parcialmente húmedas”, en sectores específicos asociados a la permeabilidad secundaria de la masa rocosa (labores antiguas conectadas a superficie y estructuras “fallas-diacclasas permeables), se muestran condiciones “mojadas y goteo moderado” presumiblemente asociados a aguas de infiltración estacionarias. Es necesario precisar que en el “Sector Sur de la Mina Coturcan, labores FR7-FR4,” asociado al alineamiento estructural las fallas se muestra una fuerte filtración de agua por las discontinuidades “a modo de flujo moderado-intenso” probablemente por un desconfinamiento natural del agua intersticial propio de zonas con cierto nivel de saturación intersticial donde recientemente se realizan excavaciones; sin embargo estas zonas se encuentran debajo de la proyección en superficie de las Lagunas ubicadas al lado SE de Coturcan, por lo mismo que la presencia del agua en este punto, debe ser un tema de “seguimiento y auscultación” para evitar riesgos. Es necesario precisar que al nivel más profundo evaluado en las Minas “Coturcan y Hércules (FR8- tope Rpa. 210, Rpa.950 y FR4, Rpa.1000” respectivamente, no se logra apreciar el nivel freático, evaluado en un contexto muy localizado (tajos, frentes y niveles de explotación). Las filtraciones de agua observadas a modo de “mojado, goteo, a flujo” están asociados a la permeabilidad secundaria que presenta la masa rocosa, por donde fácilmente las aguas de precipitaciones estacionarias se infiltran generando inestabilidad en sectores puntuales.

### ***Estimación del estado tensional.***

La roca en profundidad está sometida a una serie de esfuerzos resultantes como por ejemplo del “peso de los estratos sobreyacientes para un caso puramente geoestático” y adicionalmente debido a “los esfuerzos de origen tectónico-residual, sísmológico para un caso no geoestático”. Independientemente de cual sea el caso “*geoestático o no geoestático*” al crear una excavación en la masa rocosa sometida a los estados de esfuerzos mencionados (esfuerzos in-situ) su campo de esfuerzos es disturbado, generándose en la masa rocosa una redistribución de los esfuerzos cuyo resultado conlleva a un nuevo estado de esfuerzos en la masa rocosa denominado “esfuerzos inducidos” en el entorno físico de la excavación. El conocimiento de la “magnitud y dirección” de los esfuerzos, es una componente esencial para el diseño subterráneo, debido a que ocurren casos donde la “resistencia de la roca es superada por la magnitud de los esfuerzos inducidos, generándose la inestabilidad de la excavación”.

Evaluar el estado tensional en la masa rocosa implica definir “la dirección y la magnitud de los esfuerzos principales”. Al respecto existen muchas formas de estimar éstos parámetros que van desde las técnicas más sofisticadas (Over Coring, Hidrofracturamiento, mediciones acústicas) hasta las técnicas deducidas de los criterios empíricos (criterio de Bieniawski, criterio de fallas conjugadas, criterio de Sheorey, la utilización del mapa mundial de esfuerzos Zoback-992), entre otros. Para los propósitos del Estudio basados en investigaciones del comportamiento tectónico andino en el contexto regional y utilizando los criterios de “diedros rectos y las curvas de variación de la constante de transmisión de los esfuerzos desarrollada por Bieniawski para la profundidad media del minado en la Mina Huancapeti, se han elaborado algoritmos que permiten evaluar la variación de “la constante de



transmisión de esfuerzos “K”. El resultado de estas aproximaciones matemáticas será la base para los cálculos de la magnitud de los esfuerzos principales válidos únicamente para los fines de éste Estudio”.

### C) Especificaciones técnicas de los explosivos a emplear.

Tabla 14: Tipos de explosivo

| ESPECIFICACIONES TECNICAS                   | UNIDADES          | EMULEX 80 | EMULEX 65 |
|---|-------------------|-----------|-----------|
| DENSIDAD                                    | g/cm <sup>3</sup> | 1.14 ± 3% | 1.12 ± 3% |
| VELOCIDAD DE DETONACIÓN*                    | m/s               | 5000      | 5000      |
| VELOCIDAD DE DETONACIÓN**                   | m/s               | 5500      | 5500      |
| PRESIÓN DE DETONACIÓN                       | Kbar              | 87        | 85        |
| ENERGÍA                                     | Kcal/kg           | 1200      | 1100      |
| VOLUMEN NORMAL DE GASES                     | 1/Kg              | 830       | 910       |
| POTENCIA RELATIVA POR PESO (ANFO=100)       | %                 | 132       | 121       |
| POTENCIA RELATIVA POR VOLUMEN (ANFO=100)    | %                 | 185       | 167       |
| RESISTENCIA AL AGUA (NORMA TÉCNICA PERUANA) | Horas             | 72        | 72        |
| CATEGORÍA DE HUMOS                          |                   | 1         | 1         |
| VIDA ÚTIL                                   | Meses             | 6         | 6         |

\* Sin confinar

\*\*Confinado en tubo de 1 1/2" de diámetro

Fuente: *Manual práctico de voladura EXSA*

### D) Malla de perforación y voladura empírica.

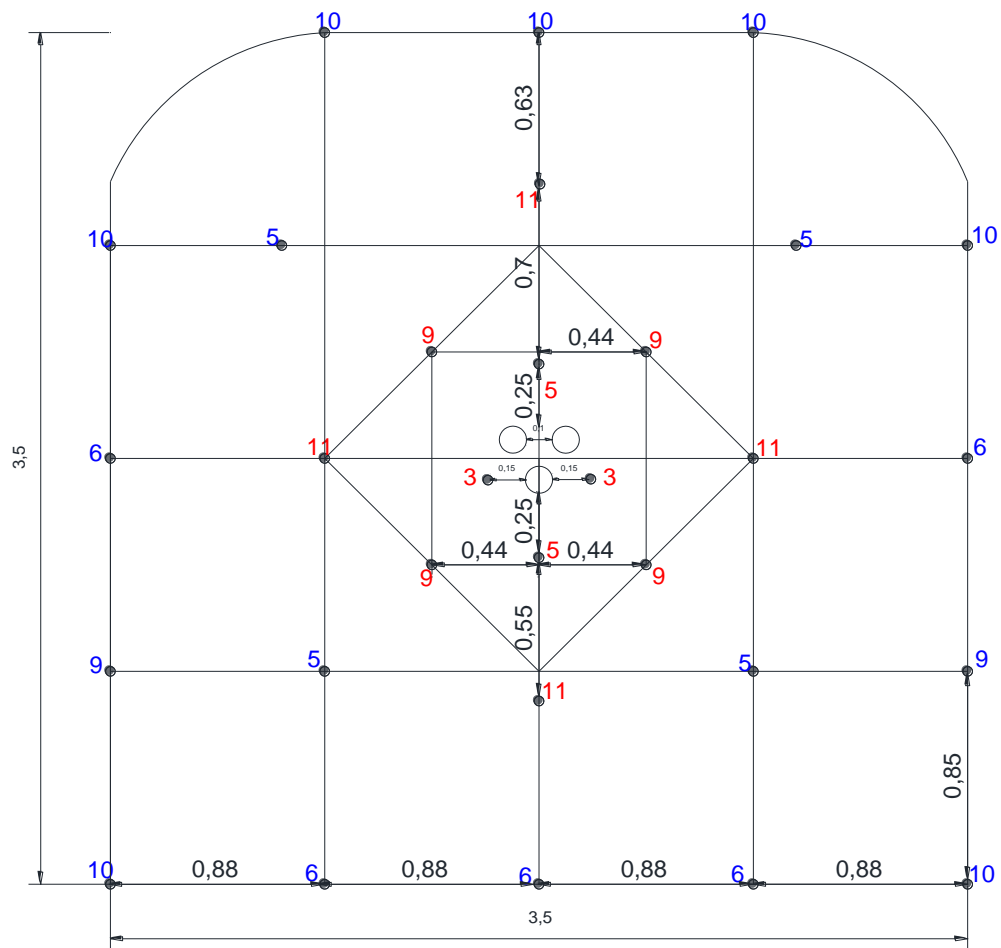
Para su avance lineal programado la Galería 370, presenta la siguiente información:

Tabla 15: Información general de la Galería 370

| ITEM                   | DESCRIPCIÓN         |
|------------------------|---------------------|
| LABOR                  | GAL 370             |
| SECCION                | 3.5 m x 3.5 m       |
| TIPO DE ROCA           | III - A (REGULAR A) |
| TIPO DE MATERIAL       | DESMONTE            |
| RMR                    | 50 – 60             |
| LONGITUD DE BARRENO    | 12 Pies             |
| Nº TALADROS PERFORADOS | 33                  |
| Nº RIMADOS             | 3                   |
| Nº TALADROS CARGADOS   | 30                  |
| DIÁMETRO DE TALADRO    | 0.045 m             |
| LONGITUD TALADRO       | 3.20 m              |

Fuente: *Propia*

Figura 30: Malla de perforación empírica y secuencia de voladura – gal 370



Fuente: Propia

### ***Pedido de explosivo.***

En el polvorín, el pedido de la cantidad de explosivo que se solicita es variable, debido al cambio de tipo de roca que se va presentando, para nuestro caso la cantidad de explosivo se detalla a continuación:

Tabla 16: Información de pedido de explosivo

| <b>ACCESORIO DE VOLADURA</b> | <b>UNIDAD</b>     | <b>CANTIDAD</b> |
|------------------------------|-------------------|-----------------|
| <b>EMULEX 80 %</b>           | UNIDAD (CARTUCHO) | 75              |
| <b>EMULEX 65 %</b>           | UNIDAD (CARTUCHO) | 35              |
| <b>EXAMON P</b>              | Kg                | 100 kg          |
| <b>PENTACORD</b>             | m                 | 15 m            |
| <b>FANELES MS</b>            | m                 | 6               |
| <b>FANELES LP</b>            | m                 | 28              |

Fuente: Propia

**Factor de carga y factor de avance.**

Empleando la malla de perforación y voladura empírica en la Galería 370 de sección 3.5 m x 3.5 m, por medio de la recopilación de reportes diarios de avance y de consumo de agentes de voladura, se presenta las siguientes tablas de:

Tabla 17: Consumo de agentes de voladura

| TALADROS      | N° TAL    | LONG. TAL | EMULEX 80 % | EMULEX 65 % | TOTAL EMULEX 80 % | TOTAL EMULEX 65 % | TACO | LONG. CARGA (ANFO) | EMULEX (Kg) | ANFO/TAL (Kg) | ANFO (Kg)    | CARGA EXPLOSIVA (Kg) |
|---------------|-----------|-----------|-------------|-------------|-------------------|-------------------|------|--------------------|-------------|---------------|--------------|----------------------|
| ARRANQUES     | 4         | 3.2       | 2           | 1           | 8                 | 4                 | 0.1  | 2.5                | 2           | 3.26          | 13.05        | 15.05                |
| 1 AYUDAS      | 4         | 3.2       | 1           |             | 4                 | 0                 | 0.1  | 2.9                | 0.72        | 3.79          | 15.14        | 15.86                |
| 2 AYUDAS      | 4         | 3.2       |             | 1           | 0                 | 4                 | 0.2  | 2.8                | 0.56        | 3.66          | 14.62        | 15.18                |
| 1 CUADRADORES | 4         | 3.2       |             | 1           | 0                 | 4                 | 0.5  | 2.5                | 0.56        | 3.26          | 13.05        | 13.61                |
| 2 CUADRADORES | 4         | 3.2       |             | 1           | 0                 | 4                 | 0.8  | 2.2                | 0.56        | 2.87          | 11.49        | 12.05                |
| CORONAS       | 5         | 3.2       |             | 1           | 0                 | 5                 | 0.8  | 2.2                | 0.7         | 2.87          | 14.36        | 15.06                |
| ARRASTRES     | 5         | 3.2       | 12          | 2           | 60                | 10                | 0.4  | 0                  | 12.2        | 0.00          | 0.00         | 12.20                |
| <b>TOTAL</b>  | <b>30</b> |           |             |             | <b>72</b>         | <b>31</b>         |      |                    | <b>17.3</b> |               | <b>81.72</b> | <b>99.02</b>         |

Fuente: Propia

Tabla 18: Factor de carga y factor de potencia

| ITEMS                  | UNIDADES          | TOTAL       |
|------------------------|-------------------|-------------|
| LONGITUD PERFORADA     | m                 | 3.20        |
| TACO                   | m                 | 0.10        |
| AVANCE REAL            | m                 | 3.10        |
| VOLUMEN ROTO           | m <sup>3</sup>    | 37.98       |
| TN ROTAS               | Tn                | 100.63      |
| FACTOR DE CARGA        | Kg/m <sup>3</sup> | <b>2.61</b> |
| FACTOR DE CARGA LINEAL | Kg/m              | 31.94       |
| FACTOR DE POTENCIA     | Kg/Tn             | <b>0.8</b>  |

Fuente: Propia

Tabla 19: Avance promedio en la galería

| MINA HUANCAPETI - ZONA COTURCAN - GALERÍA 370 |                  |              |                      |      |                       |
|---|------------------|--------------|----------------------|------|-----------------------|
| REGISTRO                                      | TIPO DE VOLADURA | TIPO DE ROCA | LONGITUD TALADRO (m) | TACO | PROMEDIO DE AVANCE(m) |
| 1   | FRENTE           | III A        | 3.2                  | 0.1  | 2.85                  |
| 2   | FRENTE           | III A        | 3.2                  | 0.2  | 2.89                  |
| 3   | FRENTE           | III A        | 3.2                  | 0.5  | 2.81                  |
| 4   | FRENTE           | III A        | 3.2                  | 0.8  | 2.86                  |
| 5   | FRENTE           | III A        | 3.2                  | 0.4  | 2.84                  |
| <b>PROMEDIO</b>                               |                  |              |                      |      | <b>2.85</b>           |

Fuente: Propia

### ***Granulometría.***

En el transcurso de avance de la Galería 370, al tener esta las características de una labor de exploración y considerando que el material roto se empleará como relleno inerte en los tajos de explotación, la granulometría no debe presentar características ni finas (material molido) ni mucho menos generar fragmentos de roca muy grandes, no tiene sentido más por el contrario ocasiona un retraso en el transporte hacia los tajos.

Figura 31: Tipos de fragmentación inadecuada de la galería 370



Fuente: *Propia*

### **E) Rediseño de malla de perforación y voladura.**

El siguiente diseño está basado en el modelo de Roger Holmberg con ciertas modificaciones para evitar algunas anomalías y malos efectos en la voladura:

**Paso 1.** Avance por disparo según el diámetro de broca y longitud del barreno, se hará un arranque de cuatro secciones por tanto la profundidad de los taladros pueden calcularse con la siguiente ecuación:

$$L = (\text{Longitud de barreno}) \times (\text{eficiencia de perforación})$$

$$L = 12 \text{ pies} \times 95 \% = 11.4 \text{ pies} = 3.475 \text{ m}$$

El diámetro de la broca es 45 mm, entonces la longitud de avance será:

$$L = 0.15 + 34.1 \times \varnothing - 39.4 \times \varnothing^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 (0.045) - 39.4 (0.045)^2 = 1.605 \text{ m}$$

Esto significa que con un solo taladro vacío o de expansión de 45 mm solo se alcanza un máximo de 1.605 m de avance, y como se calculó el avance requerido de 3.475 m, se tiene 2 opciones, uno es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otro es usar la broca rimadora.

Optamos por la broca rimadora de 101.6 mm, entonces:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.1016) - 39.4 (0.1016)^2 = 3.21 \text{ m}$$

Ahora vemos que aun usando la broca rimadora no se alcanza el objetivo, por tanto es necesario perforar más de un taladro vacío para lo cual usaremos la ecuación siguiente:

$$\varnothing = \varnothing' \times \sqrt{NT}$$

Donde:

$\varnothing$  = Diámetro vacío equivalente

$\varnothing'$  = Diámetro broca rimadora (0.1064 m)

NT = Número de taladros

Reemplazando:

$$\varnothing = 0.1016 \times \sqrt{2} = 0.1437 \text{ m}$$

Ahora se tiene:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.1437) - 39.4 (0.1437)^2 = 4.236 \text{ m}$$

Esto refleja que con solo 2 taladros de expansión es más que suficiente para alcanzar 4.236 m de avance con una eficiencia de disparo de 100 %, pero se sabe que solo es aceptable 95%, lo cual es 4.0242 m.

## **Paso 2.** Cálculo del Burden en el arranque

Por el principio de Longitud de arco se sabe que:

$$B = \pi \times \varnothing / 2, \text{ entonces: } B = 1.57 \times \varnothing$$

Para nuestro diseño:

$$B = 1.57 \times (0.1437) = 0.225 \text{ m}$$

Ahora se calcula el Burden práctico (B1):

$$B_p = B - EP$$

Donde:

EP = Error de perforación (m)

$$EP = (\alpha \times L + \text{e}) = (0,01 \times 3,475) + 0,02 = 0,055$$

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

L = Profundidad de los taladros (m) = (longitud de barra)\*(eficiencia de perforación) = 12' x 0.95 = 3.475 m

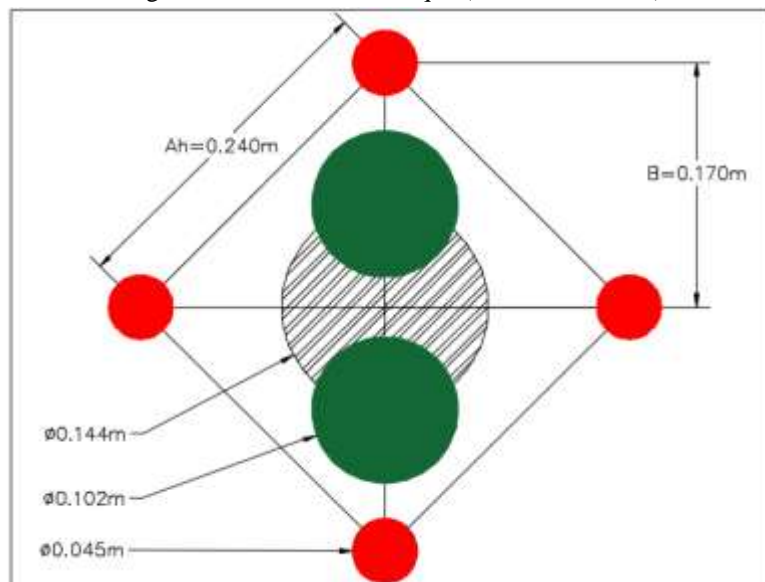
e = Error de emboquille (m) = 0.02 m

Por lo tanto, el Burden práctico será:

$$B_p = 0.225 - 0.055 = 0.17 \text{ m}$$

Recordemos que este valor no reemplaza al Burden (B) para el cálculo de la concentración lineal de carga “q1”.

Figura 32: Diseño del arranque (Primer cuadrante)



Nota: Círculo a rayas.- Área necesaria de cara libre para 4 m de avance.  
Círculos verdes.- Área de taladros con broca rimadora. (Taladros de alivio).  
Círculos rojos.- Área de taladros con broca de 0.045m.

Fuente: Propia

**Paso 3.** Cálculo de la constante de roca "c" y otros factores:

Para calcular la constante de roca primero calculamos el consumo específico de explosivo con la fórmula modificada de Ashby:

$$CE_{expl} = 0.56 \times \rho_{roca} \times \frac{\tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

$$GSI = 55$$

$$RQD = 62.5\%$$

$$\rho_{roca} = 2.65 \text{ T/m}^3$$

Reemplazamos:

$$CE_{expl} = 0.56 \times 2.65 \times \frac{\tan\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 62.5}{3.3}}}$$

$$CE_{expl} = 0.41 \text{ Kg/m}^3$$

Ahora, calculamos la Constante de Roca Sueca "c" según la ecuación:

$$c = 0.8784 \times CE_{expl} + 0.0052$$

$$c = 0.8784 \times 0.41 + 0.0052 = 0.365 \text{ Kg/m}^3$$

Para calcular en adelante la fragmentación es necesario conocer el Factor de roca "A", que se calcula según la ecuación:

$$A = 96,667 (CE_{expl})^3 - 138,5 (CE_{expl})^2 + 75,883 (CE_{expl}) - 4.41$$

$$A = 96,667 (0.41)^3 - 138,5 (0.41)^2 + 75,883 (0.41) - 4.41 = 10.08$$

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, pues en este caso tiene razón, el macizo rocoso de Coturcan es moderadamente fracturado y alterado, podríamos decir que es geomecánicamente competente.

Además requeriremos de los siguientes factores:

Índice de volabilidad de Lilly (BI):  $BI = \frac{CE_{expl}}{0.004} = \frac{0.41}{0.004} = 102.5$

Factor de energía (FE):  $FE = 30 (CE_{expl}) = 30 \times 0.41 = 12.3 \text{ MJ/t}$

**Paso 4.** Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo (q1). El cálculo se hará según la ecuación:

$$q1 = 55 \times d \times \frac{\left(\frac{B_1}{\emptyset}\right)^{3/2} \times \left(B_1 - \frac{\emptyset}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0.4}\right)}{PRP_{anfo}} \text{ (kg/m)}$$

Donde:

q1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

d = Diámetro de perforación (m) = 0.045

$\emptyset$  = Diámetro de taladro vacío (m) = 0.1437

B1 = Burden (m) = 0.225

c = constante de roca = 0.365

PRP<sub>anfo</sub> = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO, en nuestro caso usaremos como explosivo el Emulex 65% (PRP<sub>anfo</sub> = 121% = 1.21)

Reemplazando tenemos:

$$q1 = 55 \times 0.045 \times \frac{\left(\frac{0.225}{0.1437}\right)^{3/2} \times \left(0.225 - \frac{0.1437}{2}\right) \times \left(\frac{0.365}{0.4}\right)}{1.21} \text{ (kg/m)}$$

$$q1 = 0.56 \text{ kg/m}$$

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

$$Lc = (\text{Profundidad del taladro} - \text{Longitud de taco})$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 \times \text{diámetro de perforación} = 10 \times 0.045 = 0.45 \text{ m}$$

Entonces:

$$Lc = 3.475 - 0.45 = 3.025 \text{ m}$$

Ahora el número de cartuchos por taladro (N° Cartuchos) será:

$$N^\circ \text{ Cartuchos} = \frac{(q1 \times Lc)}{\text{Peso del cartucho (Emulex 65\%)}}$$



$$\text{N}^\circ \text{ Cartuchos} = \frac{(0.56 \times 3.025)}{0.174} = 10 \text{ cartuchos/taladro}$$

**Paso 5.** Predicción de la fragmentación, en este punto entra a tallar el modelo Kuz-Ram, con la ecuación:

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

Donde:

X = Tamaño medio de los fragmentos

A = Factor de roca = 10.08

Q<sub>e</sub> = Masa del explosivo utilizado / taladro (kg) = q<sub>1</sub> x L<sub>c</sub> = 0.56 x 3.025 = 1.694 kg

RWS<sub>ANFO</sub> = Fuerza relativa por el peso de explosivo con respecto al ANFO (Emulex 65%) = 121

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) kg/m<sup>3</sup> = C.E = 0.41 Kg/m<sup>3</sup>

Reemplazando en la ecuación se tiene:

$$X = 10.08 \times 0.41^{0.8} \times 1.694^{1/6} \times \left( \frac{115}{121} \right)^{19/30} = 5.22 \text{ cm}$$

Este resultado nos predice que no tendremos problemas de bancos porque el tamaño promedio esta por muy debajo de 8" (20cm) que es la fragmentación adecuada para los rellenos en el método de explotación. Si queremos interpretar este resultado de manera técnica se podría decir que el 50% del material roto son menores o iguales a 5.22 cm.

***Una vez acabada el diseño de la primera sección, se prosigue con las tres faltantes.***

**Paso 1.** 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 "q<sub>1</sub>", el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{Ah \times q_1 \times PRP_{anfo}}{d \times c}}$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra, la superficie libre “Ah” difiere de la distancia “Ah” en la primera sección, por lo que:

$$Ah = \sqrt{2} \times (B - Ep) = \sqrt{2} \times (0.225 - 0.055) = 0.24 \text{ m}$$

Por tanto el burden para el nuevo cuadrante es:

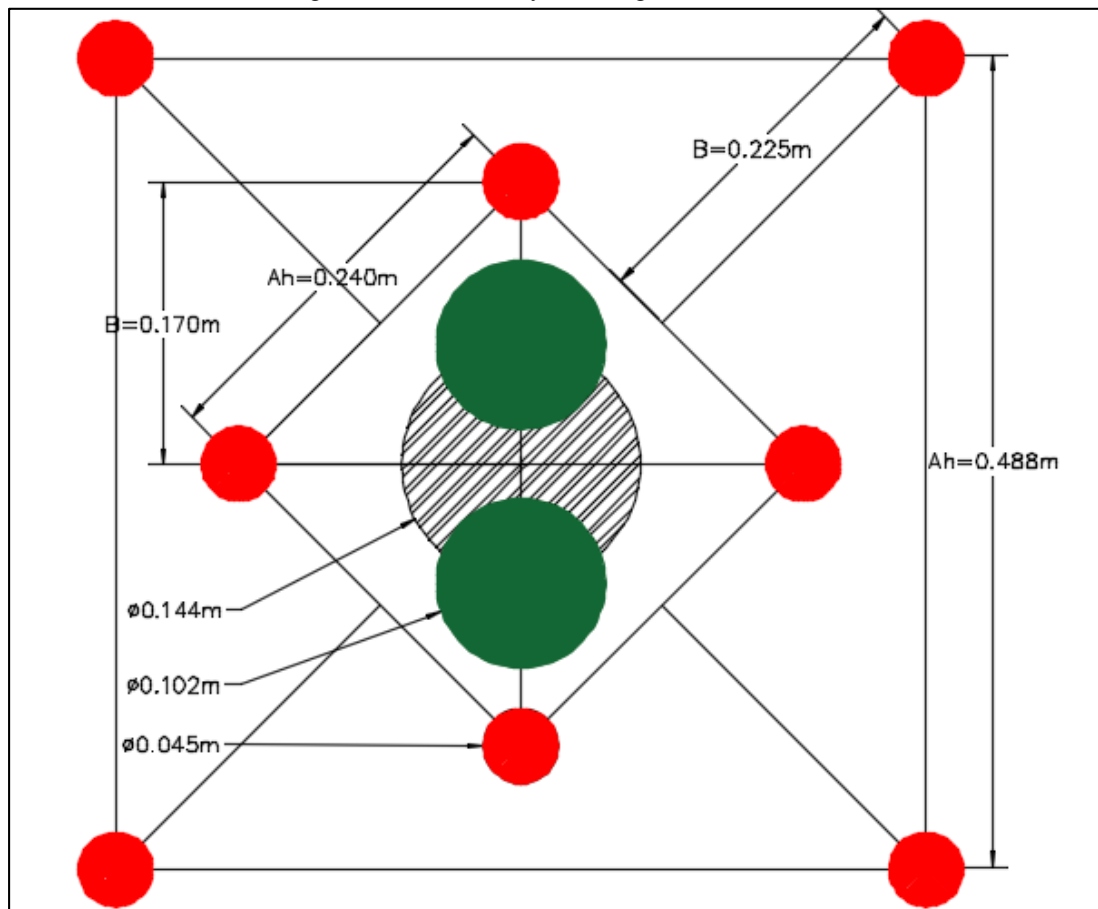
$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.24 \times 0.56 \times 1.21}{0.045 \times 0.365}} = 0.28 \text{ m}$$

El burden práctico será:

$$B2 = 0.28 - Ep = 0.28 - 0.055 = 0.225 \text{ m}$$

$$\text{El nuevo Ah} = \sqrt{2} \times (0.24/2 + B2) = \sqrt{2} \times (0.12 + 0.225) = 0.49 \text{ m}$$

Figura 33: Diseño de ayudas (Segundo cuadrante)



Nota: Círculo a rayas.- Área necesaria de cara libre para 4 m de avance.  
 Círculos verdes.- Área de taladros con broca rimadora. (Taladros de alivio).  
 Círculos rojos.- Área de taladros con broca de 0.045m.

Fuente: Propia

Ahora, con el mismo criterio se calcula el tercer y cuarto cuadrante:

Tercer cuadrante:

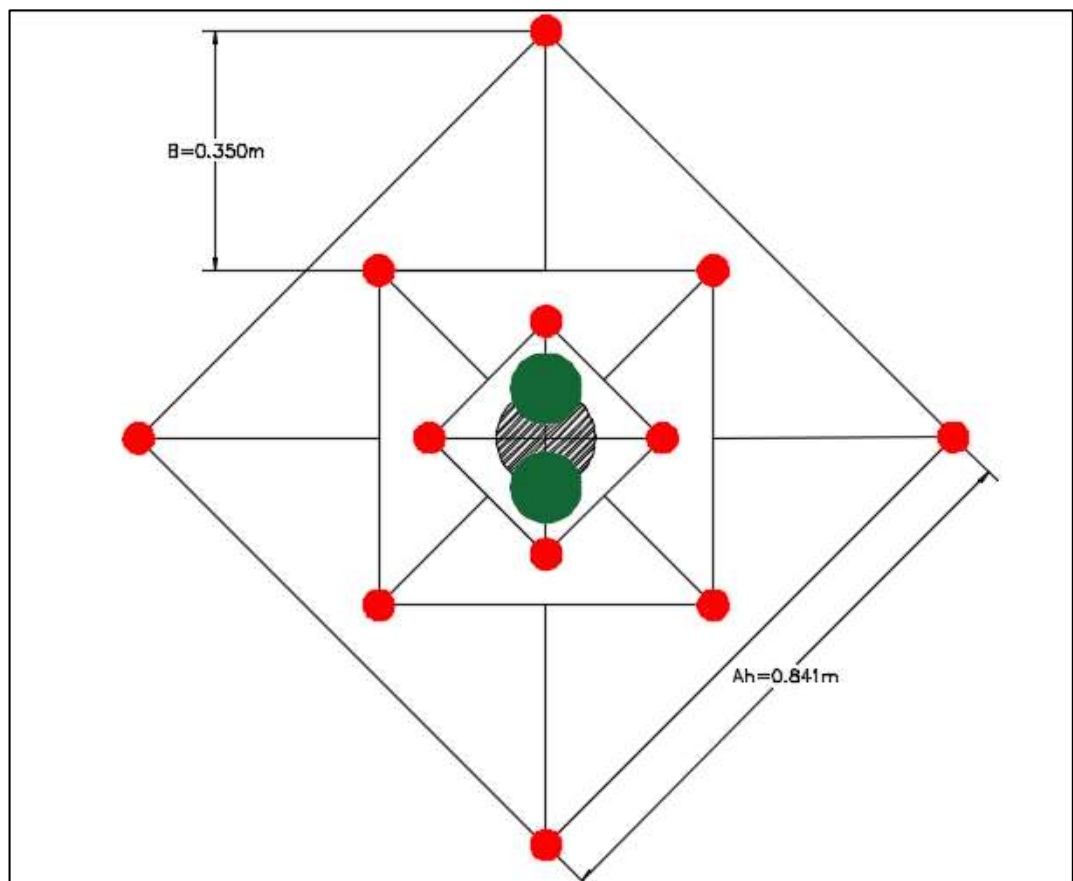
$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.49 \times 0.56 \times 1.21}{0.045 \times 0.365}} = 0,40m$$

Burden práctico será:

$$B3 = 0.4 - 0.055 = 0.35 \text{ m}$$

$$Ah = \sqrt{2} \times (0.49 / 2 + 0.35) = 0.84 \text{ m}$$

Figura 34: Diseño de contra ayudas (Tercer cuadrante)



Nota: Círculo a rayas.- Área necesaria de cara libre para 4 m de avance.

Círculos verdes.- Área de taladros con broca rimadora. (Taladros de alivio).

Círculos rojos.- Área de taladros con broca de 0.045m.

Fuente: *Propia*

Ahora, el cuarto cuadrante:

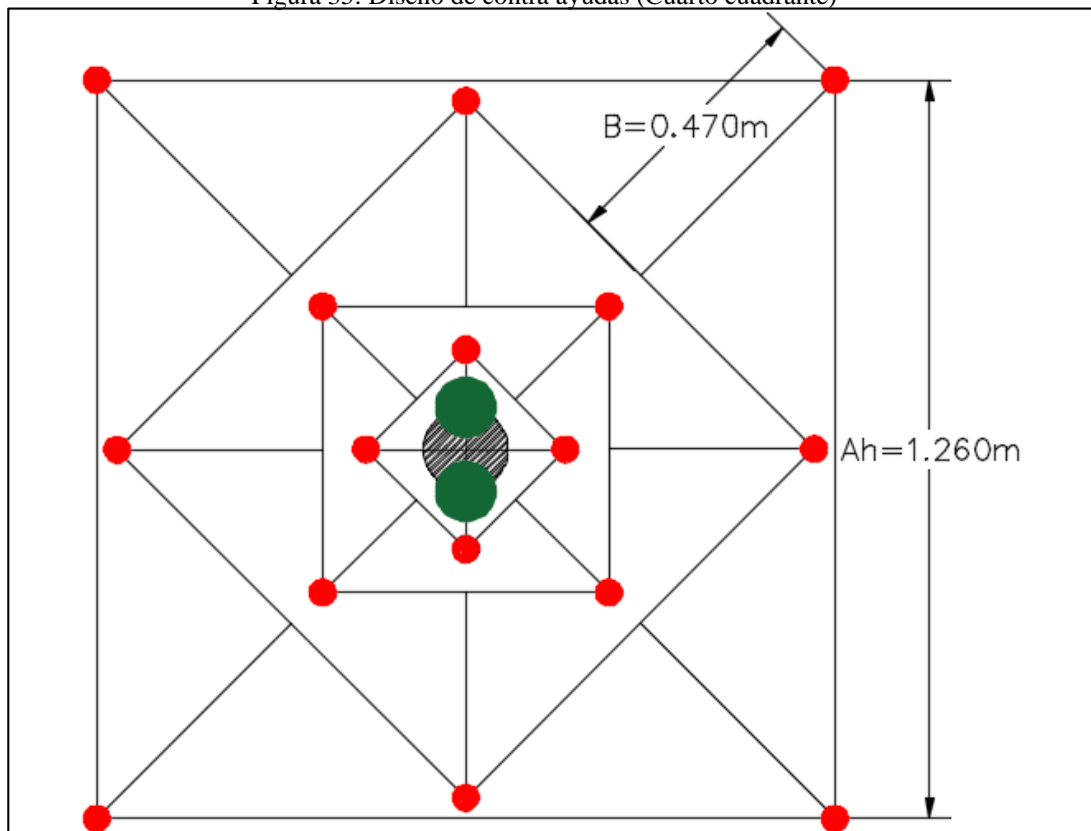
$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.84 \times 0.56 \times 1.21}{0.045 \times 0.365}} = 0,52m$$

Burden práctico:

$$B4 = 0.52 - 0.055 = 0.47m$$

$$Ah = \sqrt{2} \times (0.84 / 2 + 0.47) = 1.26m$$

Figura 35: Diseño de contra ayudas (Cuarto cuadrante)



Nota: Círculo a rayas.- Área necesaria de cara libre para 4 m de avance.

Círculos verdes.- Área de taladros con broca rimadora. (Taladros de alivio).

Círculos rojos.- Área de taladros con broca de 0.045m.

Fuente: *Propia*

### Diseño del arrastre.

Se estima 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.

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q1 \times PRP_{anfo}}{\hat{c} \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Donde:

B = Burden máximo

q<sub>l</sub> = Carga lineal usado en los arrastres = 0.56 kg/m

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

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

ĉ = Constante de la roca corregida

ĉ = (c + 0.05), para B<sub>cuadrante</sub> ≥ 1.4 m

ĉ = (c + 0.07/B), para B<sub>cuadrante</sub> < 1.4 m, entonces: 0.365 + 0.07 = 0.435

Reemplazando:

$$B = 0.9 \times \sqrt{\left(\frac{0.56 \times 1.21}{0.435 \times 1.45 \times 1}\right)} = 0.93 \text{ m}$$

Numero de taladros:

$$N_t = \left\lceil \frac{A_g + 2 \times L \times \text{Sen}(\gamma)}{B} + 2 \right\rceil$$

Dónde: A<sub>g</sub> = Ancho de galería = 3.5 m

$$N_t = \left\lceil \frac{3.5 + 2 \times 3.475 \times \text{Sen}(3)}{1.08} + 2 \right\rceil = 5.5$$

El número entero es igual a 5 taladros en el arrastre.

Ahora, el espaciamiento “E” es:

$$E = \left(\frac{A_g + 2 \times L \times \text{Sen}(\gamma)}{(N_t - 1)}\right)$$

$$E = \frac{(3.5 + 2 \times 3.475 \times \text{Sen}(3))}{(6 - 1)} = 0.77 \text{ m}$$

Dónde: A<sub>g</sub> = Altura de galería = 3.5 m

Hallamos el espaciamiento práctico:

$$E_p = E - L \times \text{Sen}(\gamma)$$

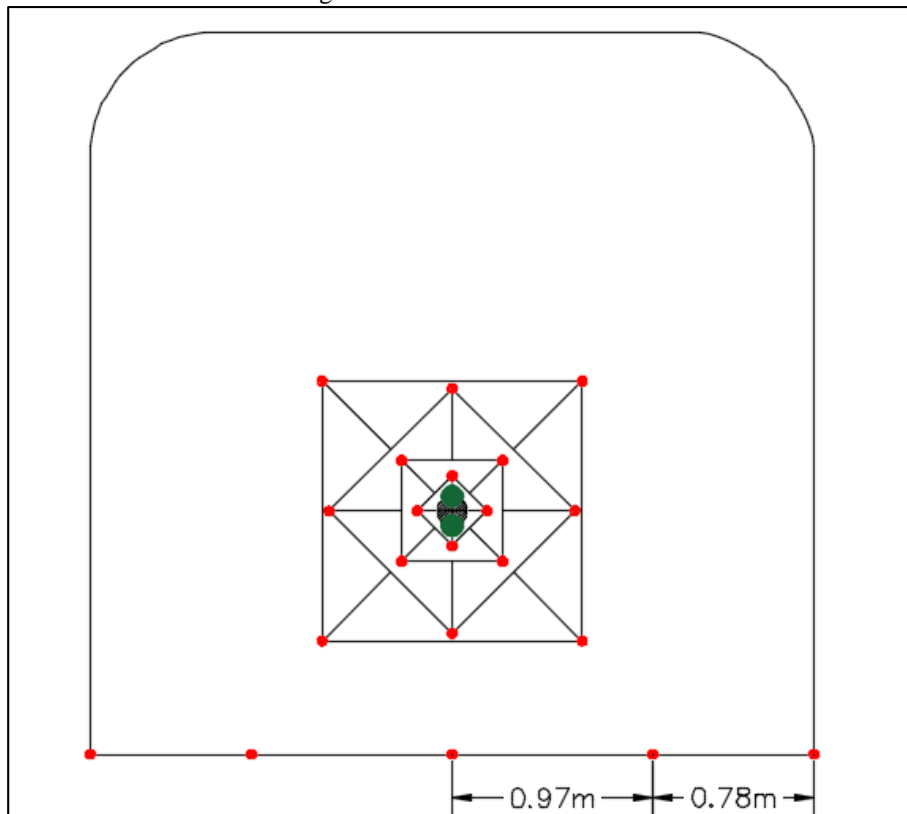
$$E_p = 0.77 - 3.475 \times \text{Sen}(3) = 0.59 \text{ m}$$

El burden práctico “Bp” se obtiene a partir de:

$$B_p = B - H \times \text{Sen}(\gamma) - E_p$$

$$B_p = 1.08 - 3.475 \times \text{Sen}(3) - 0.055 = 0.84\text{m}$$

Figura 36: Diseño de arrastres



Fuente: *Propia*

En la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que sí debe cumplirse es la condición: “ $B = 0,6 L$ ”. En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ $\gamma$ ” o inclinación que se precisa para proporcionar un taladro adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m un ángulo de  $3^\circ$ , que equivale a 5 cm / m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

### **Diseño de los taladros de contorno de techo.**

Para el nuevo diseño de malla, es favorable el uso de Exsablock 45% de  $7/8'' \times 7'' = 22.23 \times 177.8$  mm con una densidad de  $0.78 \text{ g/cm}^3$  y con peso  $0.072 \text{ kg/unid.}$

**Paso 1.** Se calcula la concentración mínima de carga “q1c” a partir de la ecuación:

$$q1c = 90 \times d^2$$

$$q1c = 90 \times 0.045^2 = 0.182 \text{ kg/m}$$

Se sabe el valor de longitud de carga “Lc = 3.025m”, entonces el número de cartuchos por taladro será:

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos} = \frac{Lc \times q1c}{\text{Peso del explosivo}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos} = \frac{3.025 \times 0.182}{0.072} = 8 \text{ cartuchos de Exsablock 45\%}$$

**Paso 2.** Cálculo de espaciamiento entre taladros:

$$SC = K \times d$$

$$SC = 15 \times 0.045 = 0.68 \text{ m}$$

$$B_{\max} = \frac{0.68}{0.8} = 0.85 \text{ m}$$

Numero de taladros:

$$\text{N}^\circ \text{ tal} = \left\lceil \left[ \frac{A_t}{B_{\max}} + 2 \right] \right\rceil = 6 \text{ taladros}$$

Es necesario calcular la longitud de arco de contorno para distribuir los taladros:

$$\text{Long de arco} = \frac{\pi}{3} \times 3.5 = 3.7 \text{ m}$$

**Paso 3.** Calculo del burden en la corona (relación S/B = 0.8)

$$B = \frac{SC}{S/B} - L \times \text{sen } \gamma - Ep$$

$$B = \frac{0.68}{0.8} - 3.475 \times \text{sen } 3^\circ - 0.055 = 0.61 \text{ m}$$

**Paso 4.** Área de influencia y cálculo de factor de seguridad en la corona.

Para distribuir mejor el explosivo y bajar la presión de detonación en la corona, se cargará los cartuchos desacoplados con cañas de pvc y como taco material inerte.

Se usará la ecuación:

$$F_s = \frac{PoD_{Tal}}{\left(\frac{Bn}{d} - 1\right) \times \sigma_c \times RQD}$$

Donde:

Bn = Burden nominal = 2B = 2(0,225) = 0,45 m

d = Diámetro del taladro con carga = 0,045 m

RQD = Índice de calidad de la roca = 62.5 % = 0.625

$\sigma_c$  = Resistencia a la compresión de la roca o mineral = 40 MPa = 40000 KPa

Fs = Factor de seguridad

*Factor de carguío de la carga explosiva "Fc".*

$$F_c = \frac{de^2 \times Le \times N^\circ \text{ cart}}{d^2 \times Ltal}$$

Donde:

de = diámetro del explosivo = 0,022 m

Le = longitud del explosivo = 0,177 m

d = diámetro del taladro = 0,045 m

Ltal = profundidad de taladro = 3,475 m

N°cart. = número de cartuchos por taladro = 8

Reemplazando:

$$F_c = \frac{0.022^2 \times 0.177 \times 8}{0.045^2 \times 3.475} = 0.097 \text{ kg/m}^3$$

*Presión de detonación en el taladro "PoDTal" (Kpa).*

$$PoD_{Tal} = \frac{\rho_e \times VoD^2}{4}$$

Donde:

$\rho_e$  = densidad del explosivo (Exsablock 45%) = 0.78 g/cm<sup>3</sup>

VoD = velocidad de detonación (Exsablock 45%) = 2000 m/s



Reemplazamos:

$$PoD_{Tal} = \frac{0.78 \times 2000^2}{4} = 780000 \text{ KPa}$$

Finalmente hallamos el Factor de Seguridad:

$$Fs = \frac{780000}{\left(\frac{0.45}{0.045} - 1\right) \times 40000 \times 0.625} = 3.4$$

Se sabe que el factor de seguridad en el contorno debe ser un promedio de 3 (tres).

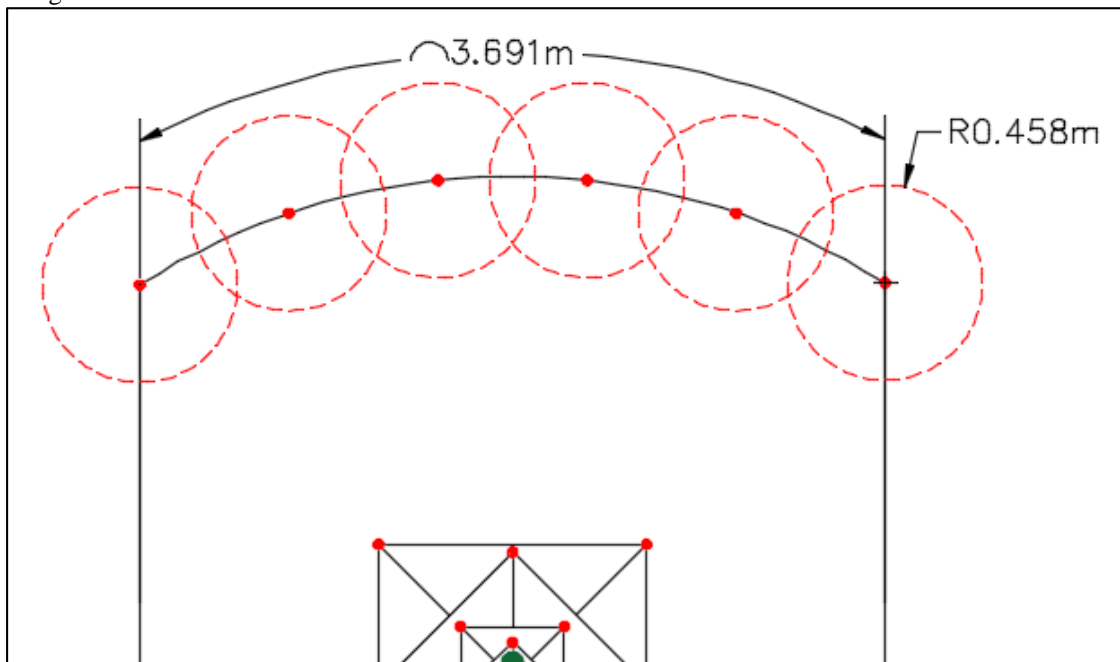
Pues no está lejos, esto garantiza que el diseño tendrá éxito en su aplicación.

***El área de influencia está dado por.***

$$Bn = d \times \left( \frac{PoD_{tal}}{Fs \times \sigma_c \times RQD} + 1 \right)$$

$$Bn = 0.045 \times \left( \frac{780000}{3.4 \times 40000 \times 0.625} + 1 \right) = 0.458m$$

Figura 37: Área de influencia en la corona



Fuente: *Propia*

### *Diseño de las paredes.*

Para calcular los taladros de tajeo el criterio es el mismo que para los de arrastre.

Pero para ello recordar la siguiente tabla.

Tabla 20: Factor de fijación y relación (Espaciamento/Burden)

| DIRECCIÓN DE SALIDA DE LOS TALADROS | FACTOR DE FIJACIÓN "f" | RELACIÓN S/B |
|-------------------------------------|------------------------|--------------|
| HACIA ARRIBA Y HORIZONTAL           | 1.45                   | 1.25         |
| HACIA ABAJO                         | 1.2                    | 1.25         |

Fuente: *Manual P&V Lopez Jimenos*

$$B_{\max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.81 \times 0.77}{0.3 \times 1.45 \times 1.25}} = 0.96\text{m}$$

*El burden práctico será.*

$$B = 0.96 - 3.475 \times \text{Sen}(3^\circ) - 0.055 = 0.72 \text{ m}$$

*Area disponible.*

$$ADI = A_t - B_{PT} - B_{PA}$$

$$ADI = 3 - 0.85 - 0.61 = 1.54\text{m}$$

*Numero de taladros.*

$$N^\circ \text{ tal} = \left\lceil \frac{ADI}{B_{\max} \times (S/B)} + 1 \right\rceil = 3 \text{ tal}$$

*Espaciamiento.*

$$E = \frac{ADI}{N^\circ \text{ tal}}$$

$$E = \frac{1.54}{3} = 0.51 \text{ m}$$

*Tajeado.*

Ancho de arranque = 1.26m

Burden practico en las paredes = 0.72m

Se calcula el espaciamento de los taladros de alza como se ve ya está dado el burden:

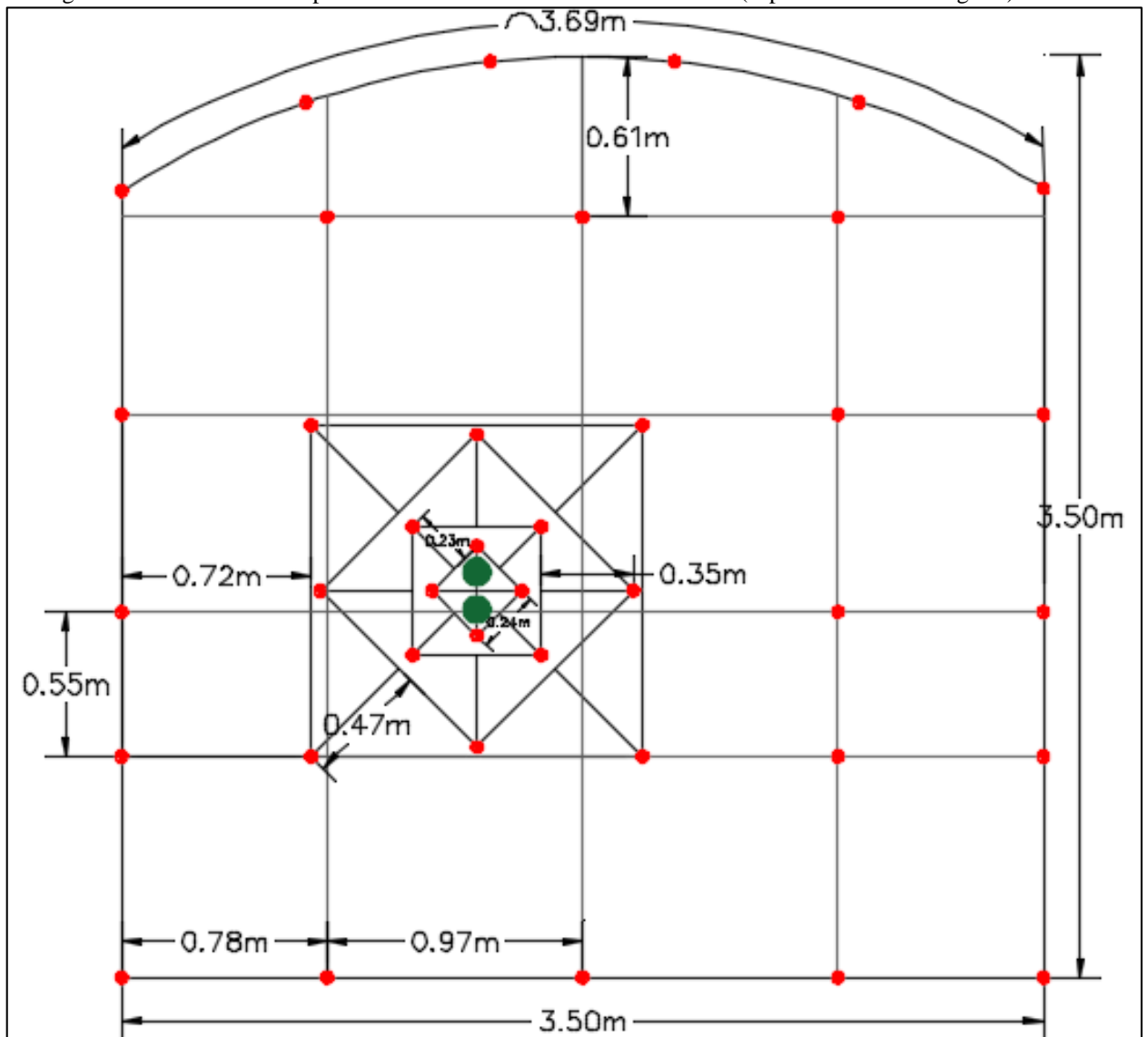
$$B = 1 - 0.05 = 0.95 \text{ m}$$

Por tanto:

$$S = 0.95 \times 1.25 = 1.19 \text{ m}$$

Con todo los cálculos anteriormente realizados se determinó todos los parámetros de la malla de perforación, la cual será utilizada para nuestro estudio, luego se procede a dibujar el plano a escala en el programa AutoCad, para posteriormente realizar su diseño de secuencia de salida, finalmente realizar su implementación en la Galería 370.

Figura 38: Malla suavizada para la Galería 370 de sección 3.5m x 3.5m (Tipo de roca IIIA - regular)

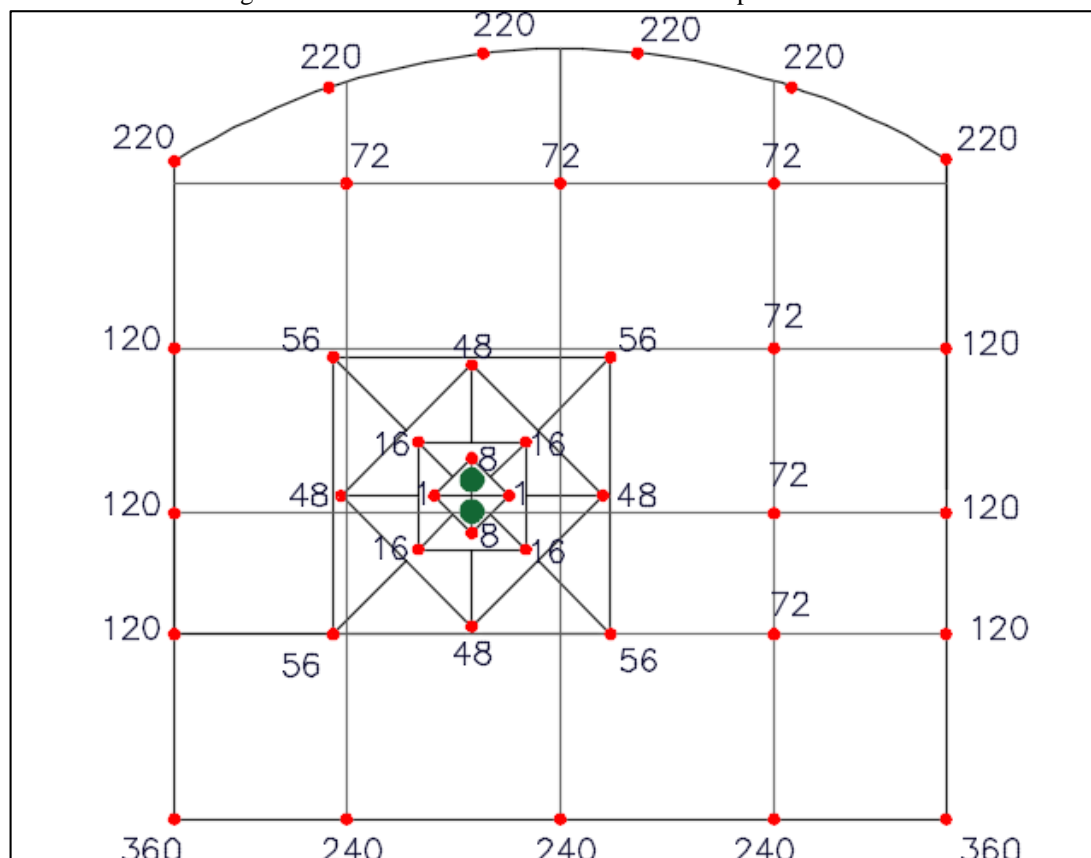


Nota: Círculos verdes.- Área de taladros con broca rimadora. (Taladros de alivio).

Círculos rojos.- Área de taladros con broca de 0.045m. (Taladros a cargar)

Fuente: Propia

Figura 39: Secuencia de voladura de la malla en prueba



Fuente: *Propia*

Tabla 21: Resumen del nuevo diseño de malla de perforación y voladura

| TALADROS         | NÚMERO TALADROS | LONGITUD TALADRO (m) |
|------------------|-----------------|----------------------|
| ALIVIO (RIMADOS) | 2               | 3.47                 |
| ARRANQUES        | 4               | 3.47                 |
| AYUDAS           | 4               | 3.47                 |
| CONTRA AYUDAS    | 4               | 3.47                 |
| 1 CUADRADORES    | 4               | 3.47                 |
| 2 CUADRADORES    | 6               | 3.47                 |
| PARED            | 6               | 3.47                 |
| CORONAS          | 6               | 3.47                 |
| ARRASTRES        | 5               | 3.47                 |
| <b>TOTAL</b>     | <b>41</b>       |                      |

Fuente: *Propia*

### F) Análisis granulométrico.

Una vez diseñado la malla de perforación y voladura, se realiza la distribución de los distintos accesorios de voladura, de este modo poder predecir la granulometría aplicando el modelo Kuz-Ram, qué, de acuerdo al tipo de explosivo, la masa del

explosivo utilizado por taladro y la fuerza relativa por el peso de explosivo con respecto al Anfo, nos dará un tamaño medio de los bloques mediante la ecuación:

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

Donde:

X = Tamaño medio de los fragmentos

A = Factor de roca = 10.08

$Q_e$  = Masa del explosivo utilizado / taladro (kg)

$RWS_{ANFO}$  = Fuerza relativa por el peso de explosivo con respecto al ANFO

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) ( $\text{kg}/\text{m}^3$ ) =  $2.08 \text{ kg}/\text{m}^3$

A continuación, se muestra a detalle la distribución del tipo y la cantidad total a emplear de los distintos accesorios de voladura en la nueva malla de perforación y voladura, seguido del resultado de los distintos tamaños de los bloques en la galería 370 post voladura aplicando la ecuación de Kuz-Ram.

Tabla 22: Distribución de accesorios de voladura (Nueva malla de perforación y voladura)

| TALADROS         | N° TAL    | LONG. TAL   | EMULEX 80 % | EMULEX 65 % | EXSABLOCK 45 % | TOTAL EMULEX 80 % | TOTAL EMULEX 65 % | TOTAL EXABLOCK 45 % | TACO | LONG. CARGA (ANFO) | EMULEX (Kg) | ANFO/TAL (Kg) | TOTAL ANFO (Kg) | CARGA EXPLOSIVA (Kg) |
|------------------|-----------|-------------|-------------|-------------|----------------|-------------------|-------------------|---------------------|------|--------------------|-------------|---------------|-----------------|----------------------|
| ALIVIO (RIMADOS) | 2         | 3.47        | 0           | 0           | 0              | 0                 | 0                 | 0                   | 0    | 0                  | 0           | 0.00          | 0.00            | 0.00                 |
| ARRANQUES        | 4         | 3.47        | 2           | 8           | 0              | 8                 | 32                | 0                   | 0.45 | 1.02               | 5.92        | 1.33          | 5.33            | 11.25                |
| AYUDAS           | 4         | 3.47        | 1           | 9           | 0              | 4                 | 36                | 0                   | 0.45 | 1.02               | 5.76        | 1.33          | 5.33            | 11.09                |
| CONTRA AYUDAS    | 4         | 3.47        | 1           | 9           | 0              | 4                 | 36                | 0                   | 0.45 | 1.02               | 5.76        | 1.33          | 5.33            | 11.09                |
| 1 CUADRADORES    | 4         | 3.47        | 1           | 9           | 0              | 4                 | 36                | 0                   | 0.45 | 1.02               | 5.76        | 1.33          | 5.33            | 11.09                |
| 2 CUADRADORES    | 6         | 3.47        | 1           | 4           | 0              | 6                 | 24                | 0                   | 0.5  | 1.97               | 4.44        | 2.57          | 15.43           | 19.87                |
| PARED            | 6         | 3.47        | 0           | 0           | 8              | 0                 | 0                 | 48                  | 0.8  | 0                  | 4.32        | 0.00          | 0.00            | 4.32                 |
| CORONAS          | 6         | 3.47        | 0           | 0           | 8              | 0                 | 0                 | 48                  | 0    | 0                  | 4.32        | 0.00          | 0.00            | 4.32                 |
| ARRASTRES        | 5         | 3.47        | 8           | 2           | 0              | 40                | 10                | 0                   | 0.4  | 1.07               | 8.6         | 1.40          | 6.98            | 15.58                |
| <b>TOTAL</b>     | <b>41</b> | <b>3.47</b> |             |             |                |                   |                   |                     |      |                    |             |               | <b>43.72</b>    | <b>88.60</b>         |

Fuente: Propia

Tabla 23: Tamaño medio de los fragmentos

| TALADROS         | EMULEX 80 % | EMULEX 65 % | EXSABLOCK 45 % | (Qe)MASA EMULEX/TAL (Kg) | (X)TAMAÑO MEDIO (cm) |
|------------------|-------------|-------------|----------------|--------------------------|----------------------|
| ALIVIO (RIMADOS) | 0           | 0           | 0              | 0.00                     | 0                    |
| ARRANQUES        | 2           | 8           | 0              | 0.47                     | 8.64                 |
| AYUDAS           | 1           | 9           | 0              | 0.31                     | 5.60                 |
| CONTRA AYUDAS    | 1           | 9           | 0              | 0.31                     | 5.70                 |
| 1 CUADRADORES    | 1           | 9           | 0              | 0.31                     | 5.70                 |
| 2 CUADRADORES    | 1           | 4           | 0              | 0.24                     | 4.32                 |
| PARED            | 0           | 0           | 8              | 0.72                     | 22.98                |
| CORONAS          | 0           | 0           | 8              | 0.72                     | 22.98                |
| ARRASTRES        | 8           | 2           | 0              | 1.47                     | 27.34                |

Fuente: Propia

### 4.3. Discusión de los resultados

#### Diseño de malla de perforación.

Después de aplicar el modelo de Holmberg en el diseño de malla de perforación y voladura, se presenta a continuación una tabla comparativa en relación a la aplicación de la malla empírica y la nueva malla de perforación, para terrenos con RMR de 62.5 %, Roca tipo IIIA (Regular A):

Tabla 24: Comparación del número de taladros, avance lineal y taco

| TALADROS                            | NÚMERO TALADROS        |             | AVANCE LINEAL (m)     |             | TACO (m)                |             |
|-------------------------------------|------------------------|-------------|-----------------------|-------------|-------------------------|-------------|
|                                     | MALLA EMPÍRICA         | MALLA NUEVA | MALLA EMPÍRICA        | MALLA NUEVA | MALLA EMPÍRICA          | MALLA NUEVA |
| ALIVIO (RIMADOS)                    | 3                      | 2           | 3.2                   | 3.47        | 0                       | 0           |
| ARRANQUES                           | 4                      | 4           | 3.2                   | 3.47        | 0.1                     | 0.45        |
| AYUDAS                              | 4                      | 4           | 3.2                   | 3.47        | 0.2                     | 0.45        |
| CONTRA AYUDAS                       | 4                      | 4           | 3.2                   | 3.47        | 0.5                     | 0.45        |
| 1 CUADRADORES                       | 2                      | 4           | 3.2                   | 3.47        | 0.8                     | 0.45        |
| 2 CUADRADORES                       | 2                      | 6           | 3.2                   | 3.47        | 0.8                     | 0.5         |
| PARED                               | 4                      | 6           | 3.2                   | 3.47        | 0.4                     | 0.8         |
| CORONAS                             | 5                      | 6           | 3.2                   | 3.47        | 0.8                     | 0           |
| ARRASTRES                           | 5                      | 5           | 3.2                   | 3.47        | 0.4                     | 0.4         |
| <b>TOTAL</b>                        | <b>33</b>              | <b>41</b>   | <b>3.2</b>            | <b>3.47</b> | <b>0.5</b>              | <b>0.44</b> |
| PORCENTAJE (%)<br>(EMPIRICOvsNUEVA) | 124.24                 |             | 108.44                |             | 87.50                   |             |
| <b>COMENTARIO</b>                   | <b>AUMENTO 24.24 %</b> |             | <b>AUMENTO 7.78 %</b> |             | <b>DISMINUYO 12.5 %</b> |             |

Fuente: *Propia*

Se observa que, respecto al número de taladros hay un aumento del 24.24% el cual significa 7 taladros de producción más en relación al empleo de la malla empírica de perforación y voladura, por otro lado, el avance lineal se ve favorecido debido a que hay un aumento del 7.78%; es decir, 0.27 m más de avance, por último, el nuevo diseño de malla de perforación y voladura requiere un ajuste del 12.5% de taco respecto al que se vienen tomando en cuenta.

#### Consumo de explosivo.

Con las nuevas consideraciones de empleo de accesorios de voladura, en la nueva malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, se observa que la

voladura será eficiente debido a que el taco post voladura es igual a 0 (cero), además, se ven favorecidos el avance real, el volumen roto y el tonelaje roto con un aumento del 11.94% en cada punto.

Por otro lado, se ajustó el factor de carga de 2.61 Kg/m<sup>3</sup> a 2.08 Kg/m<sup>3</sup>, además, se ajustó el factor de carga lineal de 31.94 Kg/m a 25.53 kg/m y el factor de potencia de 0.98 Kg/Tn a 0.79 Kg/Tn, representando en todos los casos una disminución significativa del 20.06 % en consumo de accesorios de voladura para el disparo.

Tabla 25: Comparación de factor de carga y factor de potencia

| DESCRIPCIÓN            | UNIDADES          | CONSUMO TOTAL     |                | PORCENTAJE (%)<br>(EMPÍRICOvsNUEVA) | COMENTARIO       |
|------------------------|-------------------|-------------------|----------------|-------------------------------------|------------------|
|                        |                   | MALLA<br>EMPÍRICA | MALLA<br>NUEVA |                                     |                  |
| LONGITUD PERFORADA     | m                 | 3.20              | 3.47           | 108.44                              | AUMENTO 8.44 %   |
| TACO                   | m                 | 0.10              | 0.00           | 0.00                                | DISMINUYO 100%   |
| AVANCE REAL            | m                 | 3.10              | 3.47           | 111.94                              | AUMENTO 11.94 %  |
| VOLUMEN ROTO           | m <sup>3</sup>    | 37.98             | 42.51          | 111.94                              | AUMENTO 11.94 %  |
| TN ROTAS               | Tn                | 100.63            | 112.64         | 111.94                              | AUMENTO 11.94 %  |
| FACTOR DE CARGA        | Kg/m <sup>3</sup> | 2.61              | 2.08           | 79.94                               | DISMINUYO 20.06% |
| FACTOR DE CARGA LINEAL | Kg/m              | 31.94             | 25.53          | 79.94                               | DISMINUYO 20.06% |
| FACTOR DE POTENCIA     | Kg/Tn             | 0.98              | 0.79           | 79.94                               | DISMINUYO 20.06% |

Fuente: *Propia*

### Calidad (Sobre rotura).

De acuerdo a las consideraciones, del modelo de Roger Holmberg para el diseño de malla de perforación y voladura, el accesorio de voladura Exsablock 45% es el adecuado para el empleo en la corona y en las paredes, debido a que sus propiedades físicas y químicas son los adecuados para poder controlar la sobre rotura en la labor, cabe mencionar que en el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, en los taladros de corona y paredes es innecesario el uso del ANFO (Como se venía practicando con la malla empírica), debido a que este agente aumentaría la Potencia Relativa en el taladro y dañaría el contorno de la galería.

Siguiendo las recomendaciones adecuadas del empleo de este agente de voladura, se espera tener un control absoluto en la voladura en los taladros correspondientes a la



corona y paredes, reduciendo de esta manera el porcentaje de la sobre rotura registrada significativamente.

### **Diagnostico a las desventajas presentadas por la malla empírica en la voladura.**

La galería 370 registró en un periodo de tiempo (1 mes), un promedio de ocho (8) tiros sopladados, doce (12) tiros cortados, tres (3) tiros anillados y veintisiete (27) casos de taqueo.

En la elaboración de la nueva malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, se consideró más ítems de los parámetros de roca, carga y explosivos, en tal sentido, se optó por un burden y espaciamiento adecuado en el arranque para mitigar los tiros sopladados, a lo cual se suma una distribución adecuada de los agentes de voladura para contrarrestar los casos de tiros cortados y tiros anillados, por último, todo diseño de malla será defectuoso si el paralelismo no es el indicado, con este control se reducirá los tiros sopladados.

### **Cumplimiento del programa de avance lineal programado.**

Con la implementación del nuevo diseño de malla de perforación aplicando el modelo de Holmberg, se espera el cumplimiento óptimo del programa lineal, debido a que se ajustó el taco post voladura de 0.1 m a 0 (Cero) y optimizando el avance real de 3.1 m a 3.47 m. Con la mejora de estos puntos el cumplimiento del programa se puede efectuar incluso antes de la fecha establecida debido a que se considera una holgura de tiempo por imprevistos a suscitarse respecto a la fecha establecida.

### **Grado de fragmentación.**

De acuerdo al modelo matemático de Kuz – Ram, considerando la masa del explosivo utilizado, la cantidad de explosivo, fuerza relativa por el peso con respecto al Anfo y el consumo específico del explosivo nos arrojó un promedio de 11.47 cm.

Estos resultados nos predice que no tendremos problemas de bancos porque el tamaño promedio esta por muy debajo de 12" (30cm) que es la fragmentación adecuada para los rellenos en el método de explotación. Si queremos interpretar este resultado de manera técnica se podría decir que el 50% del material roto son menores o iguales a 27.34 cm.

## CONCLUSIONES

- 1.- Se determinó que el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, mejora la granulometría de la Galería 370, técnicamente hablando el 50 % del material roto son de tamaño menores o iguales a 12 pies (27.34 cm).
- 2.- Se diseñó la malla de perforación y voladura con base a las clasificaciones geomecánicas para tipo de roca III-A (Regular A) y a las propiedades físicos químicos de los explosivos (Emulex 65%, Emulex 80% y Exsablock 45%), logrando reducir el factor de carga de  $2.61 \text{ Kg/m}^3$  a  $2.08 \text{ Kg/m}^3$  el cual representa un ahorro significativo en consumo de explosivos.
- 3.- Las técnicas de voladura contralada, el control de perforación y voladura y la selección correcta del explosivo en la corona (Exsablock 45%), reducirá un porcentaje significativo la sobre rotura en la Galería 370.
- 4.- El avance lineal será de 3.47 metros por disparo, cumpliendo el programa mensual a la fecha establecida.

## **RECOMENDACIONES**

- 1.- En la elaboración del diseño de malla de perforación, tener en consideración las áreas de influencia de cada taladro.
- 2.- El explosivo seleccionado para la corona (Exsablock 45%), solo es aplicable cuando no hay presencia de agua en la labor, optar por el (Emulex 65%) en menor número de unidades para tal caso.
- 3.- Realizar el marcado del frente de perforación de acuerdo al burden y espaciamiento calculado para distribuir bien los taladros a fin que el operador del Jumbo ejecute la perforación del taladro en la ubicación correcta.
- 4.- Usar guidores para obtener un buen paralelismo de los taladros perforados.
- 5.- Seleccionar el accesorio de voladura, con el tiempo de retardo adecuado de manera que se obtenga suficiente tiempo para que la roca se desplace. El arranque como prioridad.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Contreras, W. (2009). Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo modelamiento y análisis de vibraciones, aplicación en mina Ares, (tesis de pregrado). Lima, Perú.
2. Day, R. (2005). Cómo escribir y publicar trabajos científicos: NW-Washington. Estados Unidos.
3. Exsa. (2002). Manual práctico de voladura.
4. Exsa. (2003). Explosivos convencionales y accesorios para voladura. Segunda edición, Lima, Perú.
5. Hock y Brown. (1980). Excavaciones subterráneas en rocas. Mexico: Mc graw hill.
6. Holmberg, R. (1993). Rock blasting and explosives engineering crc press, United Estates of America.
7. Jimeno, C., Jimeno, E. Y Carcedo, F. (2004). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid: Instituto tecnológico geominero de España.
8. López Jimeno, C. (1986). Cálculo y diseño de voladura en túneles. Pardos: Fundación Gómez.
9. Sampieri, H. (1997). Metodología De La Investigación. México: Naucalpan de Juárez.
10. Sánchez, Y. (2012). Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth (tesis para optar el título de ingeniero de minas). Universidad Central de Ecuador, Ecuador.
11. Tamayo, M. (1977). Metodología formal de la investigación científica. Comex. Bogotá.
12. The Kuz – Ram. (2005). Fragmentation model - 20 years on. Cunningham, C.V.B. South Africa: African explosives limited. Modderfontain.

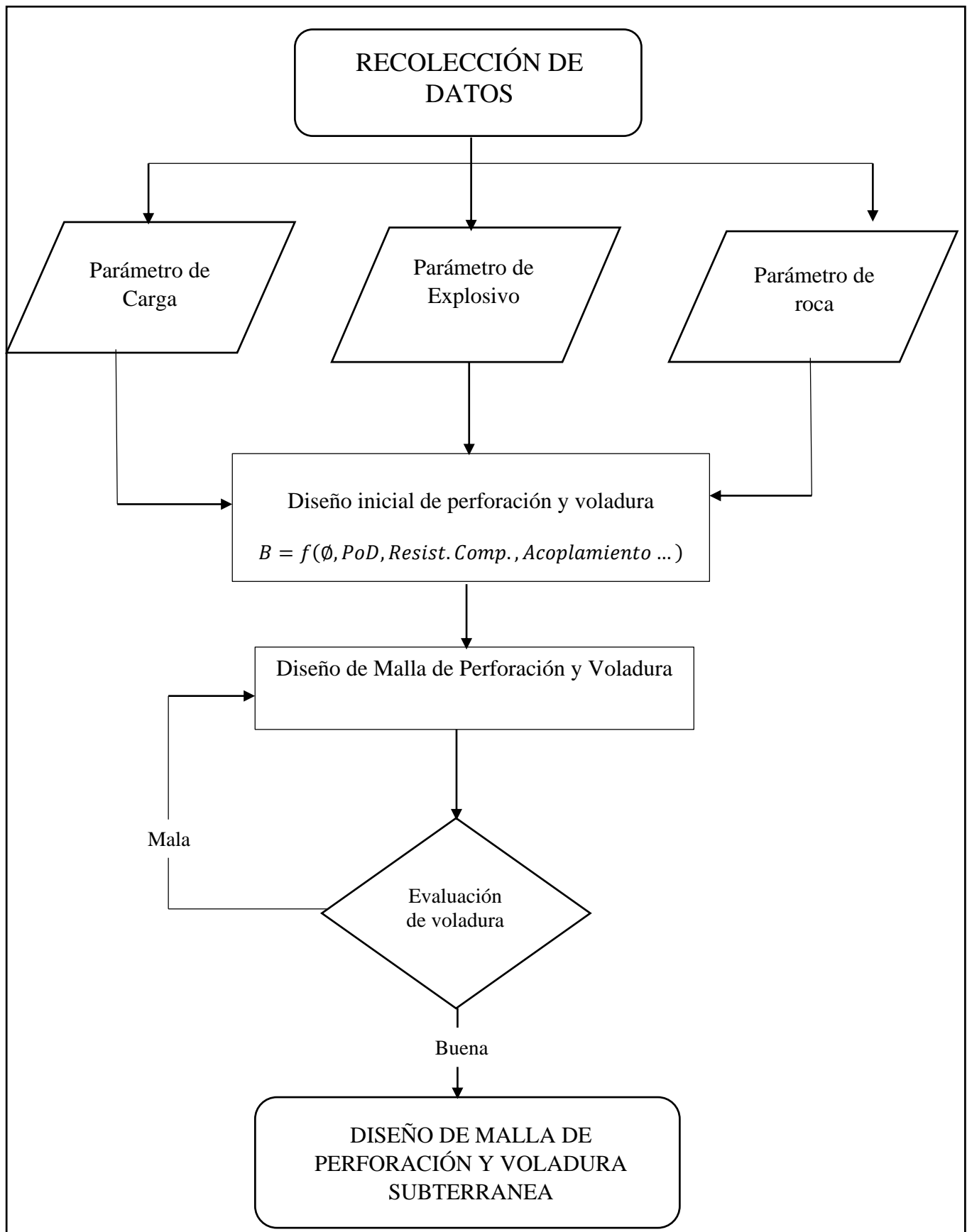
## ANEXOS

Anexo 1: Matriz de consistencia del trabajo de investigación: “Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti – año 2015”

| Título  | Formulación del Problema   | Objetivo   | Hipótesis   | Variables   | Indicadores   | Tipo de Investigación   |
|---|--|--|---|---|---|---|
| <p style="text-align: center;"><b>MEJORA DE LA GRANULOMETRÍA MEDIANTE EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO EL MODELO DE HOLMBERG EN LA GALERÍA 370 DE LA ZONA COTURCAN EN LA MINA HUANCAPETI – AÑO 2015</b></p> | <p>¿Cómo mejora la granulometría con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la Galería 370 de la zona Coturcan de la mina Huancapeti?</p> | <p><b>Objetivo General:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Mejorar la granulometría mediante el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti año 2015.</li> </ul> <p><b>Objetivos Específicos:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Caracterizar los parámetros físico-mecánicos del macizo rocoso de la Galería 370 en la zona Cortucan.</li> <li>Calcular el nuevo diseño de malla de perforación y voladura para la Galería 370 en la zona Cortucan, utilizando parámetros de roca, explosivo y de carga como lo sugiere el modelo de Holmberg.</li> <li>Seleccionar el explosivo o agente de voladura a emplear en la Galería 370.</li> <li>Conocer el porcentaje pasante por medio de un análisis granulométrico; posterior al uso del nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la Galería 370.</li> <li>Implementar, monitorear y supervisar el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la Galería 370.</li> </ul> | <p>El nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, permite mejorar la granulometría en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti año 2015.</p> | <p><b>VARIABLE INDEPENDIENTE:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg.</li> </ul> <p><b>VARIABLE DEPENDIENTES:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Mejora de la granulometría en la Galería 370 de la zona Cortucan en la mina Huancapeti.</li> </ul> | <p><b>V. Independientes</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Diámetro de taladro</li> <li>Longitud de taladro</li> <li>Longitud de carga</li> <li>Acoplamiento</li> <li>Velocidad de detonación</li> <li>Presión de detonación</li> <li>Diámetro del explosivo</li> <li>Densidad del explosivo</li> <li>Longitud del explosivo</li> <li>Resistencia compresiva</li> <li>Densidad de roca</li> </ul> <p><b>V. dependientes</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Burden</li> <li>Espaciamiento</li> <li>Porcentaje pasante de la granulometría</li> </ul> | <p><b>Tipo de investigación:</b><br/>Investigación aplicada</p> <p><b>Nivel de la investigación:</b><br/>Nivel descriptivo</p> <p><b>Diseño de Investigación:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Investigación no experimental</li> <li>Transeccional o transversal</li> <li>Explicativo</li> </ul> <p><b>Población:</b><br/>La población o universo de investigación está conformado por el conjunto de galerías con que cuenta la mina Huancapeti.</p> <p><b>Muestra:</b><br/>La muestra de investigación es la Galería 370 de sección 3.5m por 3.5m de la zona Coturcan en la mina Huancapeti, que es prioridad de acuerdo al plan mensual y también denominado como labor crítica.</p> <p><b>Técnicas e instrumentos de recolección de datos:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Búsqueda de información bibliográfica.</li> <li>Observación directa.</li> <li>Entrevistas no estructuradas.</li> </ul> |

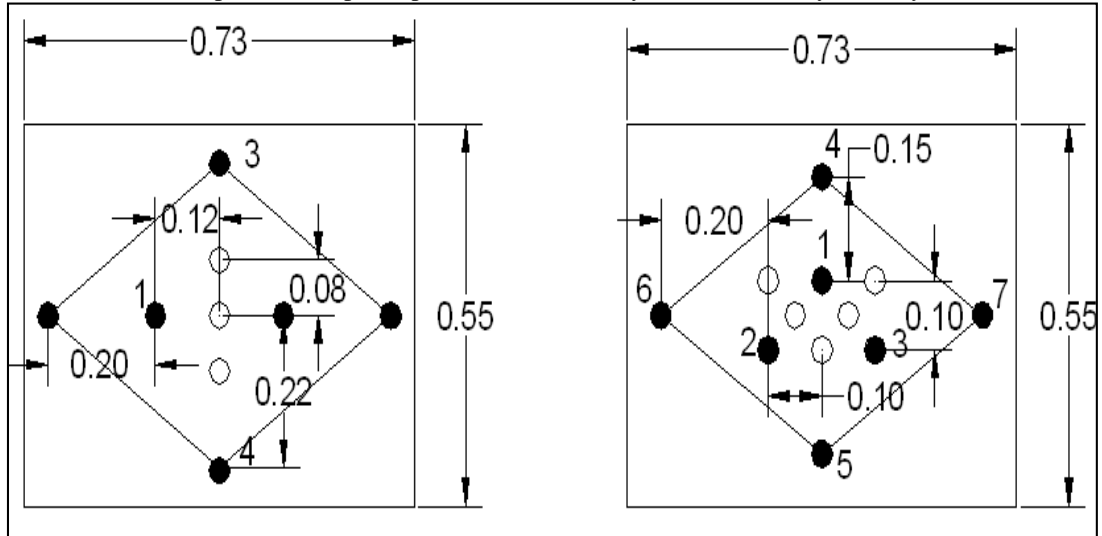
Fuente: Propia

Anexo 2: Diagrama de flujo para el diseño de mallas de perforación y voladura



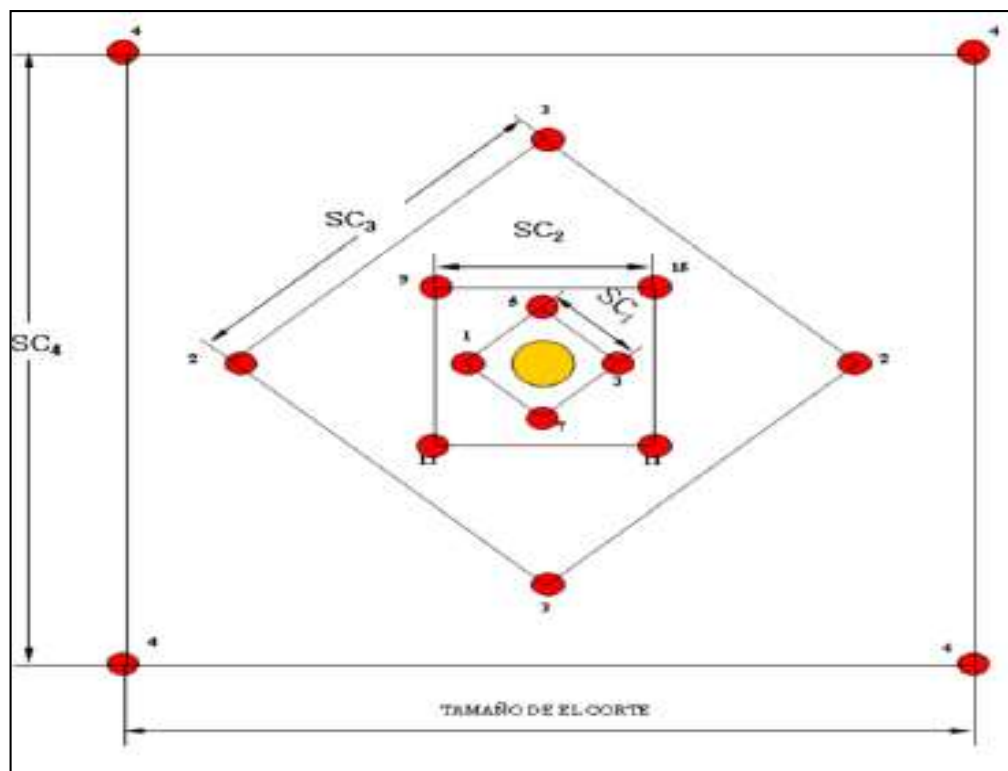
Fuente: Tesis "Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea en frentes de la mina San Rafael"

Anexo 3: Malla de perforación para tipo de roca I-B, II-A y II-B (RMR: mayor a 60 y menor a 90)



Fuente: *Minera Huncapeti*

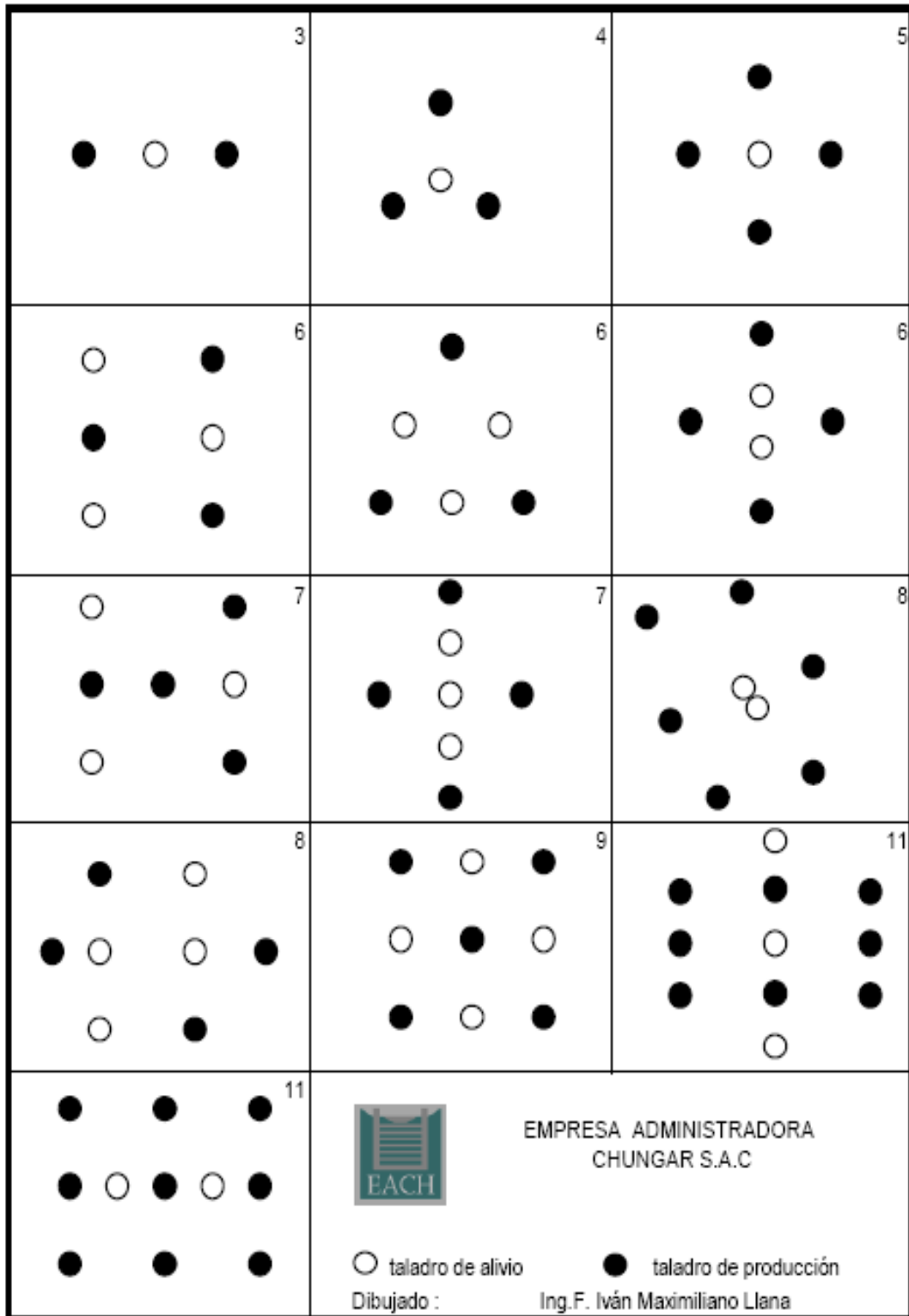
Anexo 4: Malla de perforación de arranque



Fuente: *Elaboración propia*

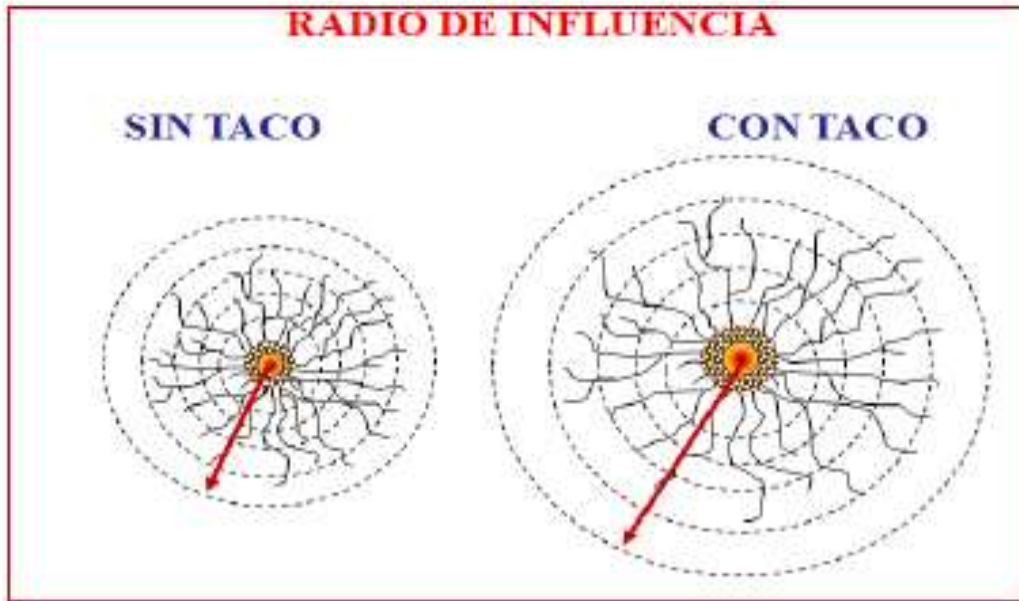


Anexo 5: Trazos de corte quemado para la apertura de un frente



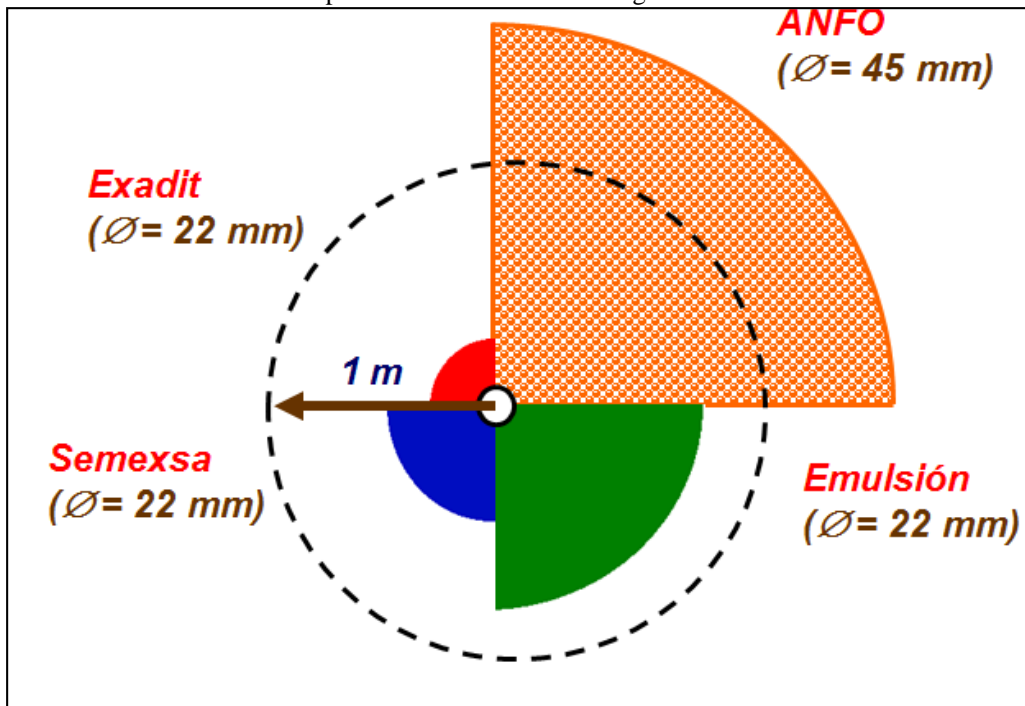
Fuente: *Manual de perforación y voladura - López Jimeno*

Anexo 6: Radio de influencia de un taladro



Fuente: *Manual de perforación y voladura Exsa*

Anexo 7: Influencia del entorno de la roca para un taladro de diámetro igual a 45 mm.



Fuente: *Manual de perforación y voladura - Exsa*