



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**“OPTIMIZACIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y  
VOLADURA MEDIANTE EL MODELO KUZ RAM EN EL  
CRUCERO 862 NW, EMPRESA MINERA ESTRELLA DE  
CHÁPARRA S.A.”**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. RONALD HUANCA CALSIN**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2021**



## DEDICATORIA

*A mi Padre Serafín, por su sacrificio desmedido y considerable apoyo, quien me dirigió por el camino de la superación afrontando la vida con firmeza a lo largo de mi etapa personal, académica y profesional. Y mi madre Feliciano (+), quien tendría el orgullo desde el más allá de haber logrado esta etapa de mi vida.*

**Ronald**



## AGRADECIMIENTOS

*A Dios, por ser la luz en mi camino en los momentos abruptos y por permitirme ver el mañana con cuantiosa esperanza.*

*Mi sincero agradecimiento a mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano, por haberme dado la oportunidad de alcanzar uno de mis primeros objetivos.*

*A la prestigiosa Facultad de Ingeniería de Minas por medio de sus docentes, quienes con su experiencia y enseñanzas impartidas contribuyeron al enriquecimiento de mi formación profesional.*

*Finalmente agradezco a la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A., donde se realizó el presente trabajo de investigación, por brindarme su apoyo por medio de su miembro directivo y sociedad en su conjunto, a los Ingenieros Adolfo Ninaraqui L., Juan Pacheco Y., Julián de la Cruz S., Juan Vélez, a los señores supervisores Héctor Díaz C., Edwin Choquepura U., Raúl Sagua, mi inmensa gratitud por su labor y gran amistad.*

**Ronald**



# ÍNDICE GENERAL

Pág.

**DEDICATORIA**

**AGRADECIMIENTOS**

**ÍNDICE GENERAL**

**ÍNDICE DE FIGURAS**

**ÍNDICE DE TABLAS**

**ÍNDICE DE ECUACIONES**

**ÍNDICE DE ANEXOS**

**ÍNDICE DE ACRÓNIMOS**

**RESUMEN ..... 12**

**ABSTRACT..... 13**

## **CAPÍTULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

**1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA ..... 14**

**1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA ..... 15**

2.1.1. Problema general ..... 15

2.1.2. Problemas específicos..... 15

**1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... 15**

2.1.3. Objetivo general ..... 15

2.1.4. Objetivos específicos ..... 15

**1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN ..... 15**

2.1.5. Hipótesis general ..... 15

2.1.6. Hipótesis específicas..... 16

**1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN ..... 16**

## **CAPÍTULO II**

### **REVISIÓN DE LITERATURA**

**2.2. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN..... 18**

**2.3. BASES TEÓRICAS ..... 19**

2.3.1. Malla de perforación..... 19

2.3.2. Diseño de voladura ..... 25

2.3.3. Modelo de Kuz Ram..... 30

2.3.4. Teoría de rotura ..... 31

2.3.5. Teoría de distribución del tamaño ..... 33



|                                 |  |           |
|---------------------------------|--|-----------|
| 2.3.6.                          | Correlación del diseño de voladura (ecuación de uniformidad).....      | 36        |
| 2.3.7.                          | Teoría de detonación del explosivo .....                               | 38        |
| 2.3.8.                          | Teoría de correlación (factor de roca) .....                           | 39        |
| 2.3.9.                          | Análisis de imágenes .....   | 42        |
| <b>2.4.</b>                     | <b>TÉRMINOS CONCEPTUALES.....</b>                                      | <b>43</b> |
| <b>CAPÍTULO III</b>             |  |           |
| <b>MÉTODOS Y MATERIALES</b>     |  |           |
| <b>3.1.</b>                     | <b>DISEÑO METODOLÓGICO.....</b>  | <b>46</b> |
| 3.1.1.                          | Tipo de investigación.....   | 46        |
| 3.1.2.                          | Método de investigación.....   | 46        |
| 3.1.3.                          | Diseño de la investigación .....                                       | 47        |
| <b>3.2.</b>                     | <b>POBLACION Y MUESTRA.....</b>  | <b>48</b> |
| <b>3.3.</b>                     | <b>IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES .....</b>                               | <b>48</b> |
| <b>3.4.</b>                     | <b>TECNICAS DE RECOLECCION DE DATOS.....</b>                           | <b>48</b> |
| <b>CAPÍTULO IV</b>              |  |           |
| <b>RESULTADOS Y DISCUSIONES</b> |  |           |
| <b>4.1.</b>                     | <b>APLICACIÓN DEL MODELO DE KUZ RAM EN PERFORACIÓN .....</b>           | <b>50</b> |
| 4.1.1.                          | Diseño de malla de perforación anterior.....                           | 50        |
| 4.1.2.                          | Rediseño de malla de perforación propuesta .....                       | 52        |
| <b>4.2.</b>                     | <b>APLICACIÓN DEL MODELO DE KUZ RAM EN VOLADURA .....</b>              | <b>56</b> |
| 4.2.1.                          | Distribución del factor de carga en la voladura anterior .....         | 57        |
| 4.2.2.                          | Distribución del factor de carga para la voladura propuesta .....      | 59        |
| <b>4.3.</b>                     | <b>COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ANTERIOR -<br/>PROPUESTO .....</b> | <b>65</b> |
| <b>4.4.</b>                     | <b>DISCUSIONES.....</b>  | <b>67</b> |
| <b>V.</b>                       | <b>CONCLUSIONES .....</b>  | <b>70</b> |
| <b>VI.</b>                      | <b>RECOMENDACIONES.....</b>  | <b>71</b> |
| <b>VII.</b>                     | <b>REFERENCIAS.....</b>  | <b>72</b> |
| <b>ANEXOS.....</b>              |  | <b>75</b> |

**Área** : Ingeniería de Minas

**Tema:** Análisis de costos mineros y Comercialización de minerales.

**FECHA DE SUSTENTACIÓN:** 21 de junio del 2021.



## ÍNDICE DE FIGURAS

|  | Pág. |
|--|------|
| <b>Figura 1:</b> Zonas en frente de trabajo .....  | 20   |
| <b>Figura 2:</b> Distribución de taladros .....  | 22   |
| <b>Figura 3:</b> Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos (dt).....           | 24   |
| <b>Figura 4:</b> Coeficiente o factor de roca (C).....   | 24   |
| <b>Figura 5:</b> Factor de roca progresivo.....  | 25   |
| <b>Figura 6:</b> Parámetros importantes en las operaciones de voladura de banco .....                | 26   |
| <b>Figura 7:</b> Esquema de desarrollo del modelo de distribución de Kuz Ram .....                   | 30   |
| <b>Figura 8:</b> Curva de distribución de fragmentos .....   | 33   |
| <b>Figura 9:</b> Curva de distribución de la fragmentación de roca .....                             | 35   |
| <b>Figura 10:</b> Simulación de curva de tamaño de partícula de voladura de roca .....               | 35   |
| <b>Figura 11:</b> Diámetro equivalente al círculo del área igual .....                               | 42   |
| <b>Figura 12:</b> Proceso de la optimización .....   | 43   |
| <b>Figura 13:</b> Maquetación de la metodología general del trabajo de investigación. ....           | 46   |
| <b>Figura 14:</b> Malla de perforación anterior.....   | 51   |
| <b>Figura 15:</b> Diseño geométrico del Cx.862 NW .....  | 55   |
| <b>Figura 16:</b> Diseño de malla de perforación propuesto.....                                      | 56   |
| <b>Figura 17:</b> Velocidades típicas de detonación en función del diámetro de perforación.<br>..... | 61   |



## ÍNDICE DE TABLAS

|  | Pág. |
|--|------|
| <b>Tabla 1:</b> Relación explosivo/roca para determinar kb .....                           | 27   |
| <b>Tabla 2:</b> Efecto de los parámetros de voladura en el Índice de Uniformidad (n) ..... | 37   |
| <b>Tabla 3:</b> Ranking para el factor de roca de Kuz-Ram. ....                            | 41   |
| <b>Tabla 4:</b> Operacionalización de variables .....                                      | 48   |
| <b>Tabla 5:</b> Distribución de taladros de la malla anterior .....                        | 52   |
| <b>Tabla 6:</b> Parámetros de diseño de malla propuesto .....                              | 53   |
| <b>Tabla 7:</b> Parámetros para diseño de voladura actual .....                            | 57   |
| <b>Tabla 8:</b> Distribución total de carga explosiva actual .....                         | 58   |
| <b>Tabla 9:</b> Resumen de resultados de voladura actual .....                             | 59   |
| <b>Tabla 10:</b> Propiedades De La Roca Intacta.....                                       | 60   |
| <b>Tabla 11:</b> Características de las juntas .....                                       | 60   |
| <b>Tabla 12:</b> Propiedades de los explosivos .....                                       | 60   |
| <b>Tabla 13:</b> Cálculo del índice de Volabilidad A .....                                 | 61   |
| <b>Tabla 14:</b> Valores obtenidos mediante el modelo Kuz Ram .....                        | 62   |
| <b>Tabla 15:</b> Percepciones de la fragmentación de rocas. ....                           | 63   |
| <b>Tabla 16:</b> Características para diseño de voladura .....                             | 63   |
| <b>Tabla 17:</b> Distribución de carga de explosivos propuesto .....                       | 64   |
| <b>Tabla 18:</b> Costos de perforación y voladura anterior.....                            | 65   |
| <b>Tabla 19:</b> Costos de perforación y voladura propuesta. ....                          | 66   |



## ÍNDICE DE ECUACIONES

|   | Pág. |
|---|------|
| <b>Ecuación 1:</b> Número de taladros (Empírico) .....                    | 23   |
| <b>Ecuación 2:</b> Determinación del número de taladros .....             | 23   |
| <b>Ecuación 3:</b> Perímetro de la sección. ....                          | 23   |
| <b>Ecuación 4:</b> Cálculo del Burden según R. Ash.....                   | 27   |
| <b>Ecuación 5:</b> Cálculo del Burden según R. Ash. Modificado .....      | 27   |
| <b>Ecuación 6:</b> Densidad de carga o concentración lineal. ....         | 28   |
| <b>Ecuación 7:</b> Volumen de la columna explosiva.....                   | 29   |
| <b>Ecuación 8:</b> Tonelaje roto. ....                                    | 29   |
| <b>Ecuación 9:</b> Factor de carga.....                                   | 29   |
| <b>Ecuación 10:</b> Factor de carga.....                                  | 30   |
| <b>Ecuación 11:</b> Tamaño medio de los fragmentos.....                   | 31   |
| <b>Ecuación 12:</b> Tamaño medio de los fragmentos respecto al Anfo. .... | 31   |
| <b>Ecuación 13:</b> Relación de una constante de conversión .....         | 32   |
| <b>Ecuación 14:</b> Ecuación de Kuznetsov 1973.....                       | 32   |
| <b>Ecuación 15:</b> Tamaño característico. ....                           | 32   |
| <b>Ecuación 16:</b> Factor triturante. ....                               | 33   |
| <b>Ecuación 17:</b> Ecuación de Rosin Rammler. ....                       | 33   |
| <b>Ecuación 18:</b> Ecuación logarítmica de Rosin Rammler. ....           | 34   |
| <b>Ecuación 19:</b> Ecuación de Cunningham 1983.....                      | 37   |
| <b>Ecuación 20:</b> Ecuación de Tidman. ....                              | 39   |
| <b>Ecuación 21:</b> Índice de Volabilidad, Lilly 1986.....                | 39   |
| <b>Ecuación 22:</b> Diámetro equivalente de área proyectada.....          | 42   |



## ÍNDICE DE ANEXOS

|   | Pág. |
|---|------|
| <b>Anexo 1:</b> Resultados de diseño de los parametros de perforacion y voladura anterior..         | 75   |
| <b>Anexo 2:</b> Resultados de diseño de los parámetros de perforación y voladura propuesto<br>..... | 77   |
| <b>Anexo 3:</b> Datos generales de la Unidad Minera Estrella de Chaparra. ....                      | 79   |



## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

|                              |  |
|------------------------------|--|
| <b>S</b>                     | : Sección de la galería (m <sup>2</sup> )                                      |
| <b>B</b>                     | : Burden (m)   |
| <b>E</b>                     | : Espacimiento (m)   |
| <b>BH ó H</b>                | : Altura del banco (m)   |
| <b>T</b>                     | : Longitud taco (m)  |
| <b>J</b>                     | : Sub perforación (m)  |
| <b>D</b>                     | : Diámetro del taladro (mm)  |
| <b>Z</b>                     | : Desviación estándar del error de perforación (m).                            |
| <b>Kuz Ram</b>               | : Modelo desarrollado por CV Cunningham, tomadas de Kuznetsov y Rosin Rammler. |
| <b>Lb</b>                    | : Longitud de la carga de fondo (m)  |
| <b>Lt</b>                    | : Longitud de la carga de columna (m)  |
| <b>Lt</b>                    | : Longitud de la carga total (Lb + Lt) (m)                                     |
| <b>Lc</b>                    | : Longitud de carga (kg/m)   |
| <b>Dc</b>                    | : Densidad de carga (kg/m)   |
| <b>Qe</b>                    | : Peso total del explosivo utilizado en un taladro (kg)                        |
| <b>K</b>                     | : Factor de pólvora o carga específica (kg/m <sup>3</sup> )                    |
| <b>FC</b>                    | : Factor de carga (kg/m <sup>3</sup> )   |
| <b>FP</b>                    | : Factor de potencia (Kg/TM)   |
| <b>FA</b>                    | : Factor de avance (kg/m)  |
| <b>Kb2</b>                   | : Constante de roca explosivo formula modificada de R. Ash.                    |
| <b>VoD</b>                   | : Velocidad de detonación del explosivo a emplearse (m/s)                      |
| <b><math>\delta r</math></b> | : Densidad de la roca promedio (tn/m <sup>3</sup> )                            |



|                              |   |
|------------------------------|---|
| <b><math>\delta e</math></b> | : Densidad promedio del explosivo (g/cc).                     |
| <b><math>X_{50}</math></b>   | : Tamaño medio de los fragmentos (cm).                        |
| <b><math>X_c</math></b>      | : Tamaño característico (cm)                                  |
| <b>n</b>                     | : Coeficiente de uniformidad                                  |
| <b>A</b>                     | : Factor de roca (índice de volabilidad).                     |
| <b>RMD</b>                   | : Descriptor de la masa rocosa,                               |
| <b>JPS</b>                   | : Espaciamiento de las diaclasas verticales,                  |
| <b>JPA</b>                   | : Ángulo del plano de diaclasa,                               |
| <b>RDI</b>                   | : Influencia de la densidad y                                 |
| <b>HF</b>                    | : Factor de dureza.   |
| <b>Y</b>                     | : Módulo de Young (GPa)                                       |
| <b>V0</b>                    | : Volumen de roca (m <sup>3</sup> )                           |
| <b>S<sub>ANFO</sub></b>      | : Fuerza relativa por peso del explosivo                      |
| <b>VOD<sub>e</sub></b>       | : Velocidad efectiva de detonación (medición de campo) (m/s). |
| <b>VOD<sub>n</sub></b>       | : Velocidad nominal de detonación velocidad teórica) (m/s).   |
| <b>RWS</b>                   | : Potencia relativa en peso                                   |
| <b>de</b>                    | : Diámetro equivalente de área proyectada                     |
| <b>US\$/ML</b>               | : Dólares por metro lineal                                    |



## RESUMEN

La Unidad Minera Estrella de Cháparra S.A, políticamente está ubicada en el distrito de Chaparra, provincia de Caravelí y departamento de Arequipa. Donde actualmente está explotando el yacimiento aurífero mediante el método de corte y relleno ascendente convencional. El objetivo del trabajo de investigación es la optimización de costos unitarios de perforación y voladura mediante el modelo Kuz Ram en el frente de trabajo crucero 862 NW, en la cual se estudió los parámetros de diseño de perforación y voladura actual y posterior de dicha labor, para así obtener una rotura del material estéril adecuada en base a un costo optimizado. Se encontraron deficiencias en la rotura del material de desmonte, ya que la pila de material volado concentra tamaños de fragmentos mayores 20 cm de diámetro promedio, que no es tan accesible para el echadero principal. La metodología del trabajo de investigación consistió primeramente en la adquisición de los parámetros de diseño de voladura existentes, Determinación del ajuste de parámetros de perforación y voladura por intermedio del modelo Kuz Ram, calculo indirecto del tamaño medio de los fragmentos como consecuencia al ajuste de las propiedades de la masa rocosa y la optimización respectiva de los parámetros de diseño de voladura dados para una fragmentación deseada consignado para el costo mínimo de perforación y voladura. A través del ajuste de los parámetros de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario total en 20.44 US\$/ML, en comparación con lo que se venía obteniendo, es decir una optimización del 9.69 %. En contraste, evaluando el modelo de Kuz Ram, responde proporcionalmente a un tamaño característico de los fragmentos en 14.35 cm y soluciona positivamente para las aberturas de la parrilla que disponen un diámetro promedio de 20 cm, de acuerdo a ello también se disminuiría mano de obra extra ocupándose en el machacado de bolones en el echadero.

**Palabras Clave:** Optimización, perforación, voladura, parámetros, Kuz Ram.



## ABSTRACT

The Estrella de Cháparra S.A Mining Unit is politically located in the district of Chaparra, province of Caravelí and department of Arequipa. Where the gold deposit is currently being exploited using the conventional upward cut and fill method. The objective of the research work is the optimization of drilling and blasting unit costs using the Kuz Ram model in the 862 NW cruise work front, in which the current and subsequent drilling and blasting design parameters of said work were studied in order to obtain an adequate breakage of the sterile material based on an optimized cost. Deficiencies were found in the breaking of the waste material, since the pile of blown material concentrates sizes of fragments greater than 20 cm in average diameter, which is not as accessible for the main stall. The methodology of the research work consisted first of all in the acquisition of the existing blast design parameters, Determination of the adjustment of drilling and blasting parameters through the Kuz Ram model, indirect calculation of the average size of the fragments as a consequence of the adjustment of the properties of the rock mass and the respective optimization of the blast design parameters given for a desired fragmentation consigned for the minimum cost of drilling and blasting. Through the adjustment of the Drilling and blasting unit operations parameters, the total unit cost was reduced by 20.44 US \$ / ML, compared to what had been obtained, that is, an optimization of 9.69%. In contrast, evaluating the Kuz Ram model, it responds proportionally to a characteristic size of the fragments in 14.35 cm and solves positively for the openings of the grill that have an average diameter of 20 cm, accordingly, labor would also be reduced extra busy with the crushing of bolones in the stall.

**Keywords:** Optimization, drilling, blasting, parameters, Kuz Ram.



# CAPÍTULO I

## INTRODUCCIÓN

### 1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA

Durante el recorrido en la labor de avance Crucero 862 NW y a medida que se realizan las inspecciones diarias en el ciclo de minado, se encontraron deficiencias en la rotura del material de desmonte; notándose la muestra de la voladura ejecutada en la pila de material y cuando se acarrea la pila de material hacia los echaderos de desmonte, encontrándose a un costado o en el mismo bolones de tamaños mayores a 20 cm, ya que las aberturas de la parrilla en el echadero miden no mayor a 8 pulgadas, en lo que se disponía un tiempo extra para el machacado de los fragmentos voluminosos. Inclusive afecta en el momento del carguío con la pala neumática, retrasando en el carguío efectivo, por lo que alude directamente a un incremento de costos en las operaciones de perforación y voladura.

El área operativa trató de contrarrestar los efectos, indicando al personal de la labor que se machacara los bolones en el sitio antes que fueran evacuadas al echadero, así eliminar los tiempos innecesarios que luego podrían ser usados eficientemente. Sin embargo cuando se inspeccionaron de manera no seguida, se encontraron las mismas deficiencias.

Se estimó el costo actual de perforación y voladura en 210.98 US\$/ML, dado las circunstancias no se precisaron los diseños preliminares de perforación y voladura, ya que se deberían evaluar básicamente los parámetros de diseño y las propiedades del macizo rocoso, posteriormente se evaluaría la ejecución de la voladura en la pila del material y por consecuencia mostrarían el rumbo para la optimización de sus costos operativos.

Aplicando el modelo de Kuz Ram, se reduciría los costos de perforación y voladura para el frente de trabajo crucero 862 NW, rediseñando la malla de perforación y distribuyendo equitativamente el factor de carga para el mejor aprovechamiento en la interacción de la energía en los taladros de producción y encontrar el valor del tamaño medio de los fragmentos disminuyendo considerablemente el tamaño de los bolones



## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

### **2.1.1. Problema general**

¿Cómo optimizamos los costos unitarios de perforación y voladura mediante el modelo Kuz Ram en el frente de trabajo crucero 862 NW de la empresa minera aurífera Estrella de Cháparra S.A.?

### **2.1.2. Problemas específicos**

- a) ¿Cómo reducir los costos de perforación mediante el nuevo diseño de los parámetros de malla en el frente de trabajo crucero 862 NW de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.?
- b) ¿Cómo minimizar los costos de voladura mediante la redistribución del factor de carga, en el crucero 862 NW de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.?

## **1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **2.1.3. Objetivo general**

Optimizar los costos unitarios de perforación y voladura mediante el modelo Kuz Ram en el frente de trabajo crucero 862 NW de la empresa minera aurífera Estrella de Cháparra S.A.

### **2.1.4. Objetivos específicos**

- a) Reducir los costos de perforación mediante el nuevo diseño de los parámetros de malla en el frente de trabajo crucero 862 NW de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.
- b) Minimizar los costos de voladura mediante la redistribución del factor de carga, en el crucero 862 NW de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.

## **1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **2.1.5. Hipótesis general**

Aplicando el modelo de Kuz Ram, se optimizará los costos unitarios de perforación y voladura en el Crucero 862 NW, de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.



### 2.1.6. Hipótesis específicas

- a) Al rediseñar la malla de perforación, por intermedio del ajuste de los parámetros en la ecuación de uniformidad, se reducirá los costos de perforación en el Crucero 862 NW de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.
- b) Al distribuir adecuadamente el factor de carga, mediante su ajuste en la ecuación de Kuznetsov, se minimizará los costos de voladura en el frente de trabajo Crucero 862 NW, de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.

## 1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La unidad minera Estrella de Chaparra, está en una etapa de crecimiento financiero operacional, lo que exige que los avances en desarrollo sean más eficaces asumiendo que sus costos también sean proporcionales a sus propósitos y ofrecer mayores niveles de rentabilidad. El crucero 862 NW, se constituye en una labor de desarrollo principal y primordial con el fin de transportar material desde las zonas más distantes en el nivel 1355, ello requiere que los factores de rendimiento en la operación respondan favorables y proporcionales a los costos de operación desde las operaciones de base como también incluyen el rendimiento de las máquinas perforadoras Jack Lej, la eficiencia de perforación, eficiencia de voladura, además evita el agrietamiento excesivo de la roca circundante de la labor con lo que se contribuirá a mejorar su estabilidad.

Vale decir que se exige lograr el metraje mensual eficiente, debido a ello se traza una ruta de procedimiento que demuestre su eficacia en la ejecución de la obra desde la recopilación de datos, procesamiento de datos, análisis y prueba de datos para la elaboración de los parámetros de perforación y voladura y lograr las metas deseadas. Y tal como (Bangian et al., 2019), demuestran que “El estudio de varias operaciones muestra que, aunque las voladuras de la mina generalmente fragmentan la roca que será manejada por el proceso de minería, existe una fragmentación óptima potencial para mejorar la productividad y reducir el costo de todas las actividades posteriores, optimizar los parámetros de diseño de voladuras podría reducir el costo de perforación y voladura de una mina”.

El efecto de optimización se prevé desde los ajustes de los parámetros de diseño de perforación y voladura como el burden, espaciamento, longitud de carga de fondo, longitud de carga de columna, longitud de carga, longitud efectiva de voladura, nivel de



desviación de perforación precisa, pertenecientes a la ecuación de uniformidad propuestos por Cunningham en 1983. A su vez su efecto se verá a través del ajuste del factor de carga por intermedio de la ecuación de Kuznetsov, combinados por Cunningham en 1983.



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.2. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Para el presente trabajo de investigación se contrastó con los siguientes trabajos:

Según, (Bilim et al., 2017), Indica su propósito, que “los cambios en el costo unitario de perforación y voladura después de cada voladura se examinaron meticulosamente a lo largo de diferentes parámetros de diseño de perforación y voladura y los parámetros de diseño determinados por los estudios se compararon con la literatura. En su estudio, en primer lugar, se realizaron los análisis de las operaciones de perforación y voladura de acuerdo con los parámetros (diseño perforación-voladura primer período) determinados y utilizados. Luego los datos de costos obtenidos al final del primer período de diseño de voladuras de perforación se utilizaron para determinar el costo unitario de producción agregado por metro cúbico para los parámetros de diseño de voladuras utilizados por la empresa.

En el segundo período se realizaron con diferentes parámetros de diseño de perforación y voladura (parámetros de diseño del segundo período) y se volvieron a realizar las evaluaciones. Los parámetros de diseño y los costos unitarios obtenidos de estas evaluaciones se compararon con los datos de diseño del primer período”.

Según, (Afum & Temeng, 2015), Demuestran que “Las operaciones de perforación y voladura de la mina se estudiaron de cerca para identificar parámetros geométricos alternativos para voladuras basados en el modelo de fragmentación de Kuz-Ram que reduce el costo total de voladuras. También se consideraron otros parámetros técnicos que reducirían significativamente los costos y mejorarían la productividad, mientras se mantiene la fragmentación de la roca y el control de la pared deseados”.

Asimismo concluyen que “El ahorro total estimado de costos de perforación y voladura del estudio varió de 5.3 a 12.2% para las zonas mineras y de 2.9 a 14.8% para las zonas de desmonte. El factor de carga estimado de todo el conjunto propuesto de parámetros de perforación y voladura fue comparativamente más bajo que el factor de carga actual utilizado en la mina con la excepción de las zonas de desechos de voladuras en el tajo del Bloque B, donde el factor de carga estimado fue 0.01 kg / m<sup>3</sup> más alto que la práctica actual. El tamaño medio estimado de los fragmentos de roca de todas las alternativas



propuestas fue significativamente menor que el tamaño medio deseado del fragmento de 45,0 cm, y hubo una utilización eficaz de la energía explosiva por material in situ volado. Se ha modelado el ahorro total de costos al adoptar los parámetros de perforación y voladura propuestos para la perforación y voladura de formaciones in situ en cada tajo operativo de la mina”.

Según, (Engin, 2009), concluye que “Los parámetros óptimos de diseño de voladuras se determinaron mediante la optimización del costo de perforación, voladura y la fragmentación. El primer estudio de optimización utilizó el enfoque que predijo el tamaño del fragmento requerido y otros objetivos, pero predijo un costo total relativamente alto de perforación y voladura. En el segundo proceso de optimización, los parámetros óptimos de diseño de voladuras se determinaron utilizando las fórmulas sugeridas utilizadas en las operaciones de voladura de banco. Se predijo el tamaño de fragmento deseado, así como el costo mínimo de perforación y voladura. parámetros similares pronosticados por el propietario de la cantera para las explosiones reales y los resultados similares, como el tamaño medio del fragmento, el coeficiente de uniformidad, la carga específica y el costo total de perforación y voladura, con una reducción del costo de alrededor del 50%”.

Según, (Melo Medina, 2013), en el primer ítem de su conclusión declara “A través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario total de Mina en 1,51 \$/TM es decir un reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 1 359 000 \$ al año”

Como se puede visualizar las investigaciones referidas están a la altura de la objetividad del trabajo con una intención indispensable para la Unidad minera Estrella.

### **2.3. BASES TEÓRICAS**

La revisión de la literatura se centra a técnicas de perforación, voladura, evaluación de la pila de material.

#### **2.3.1. Malla de perforación**

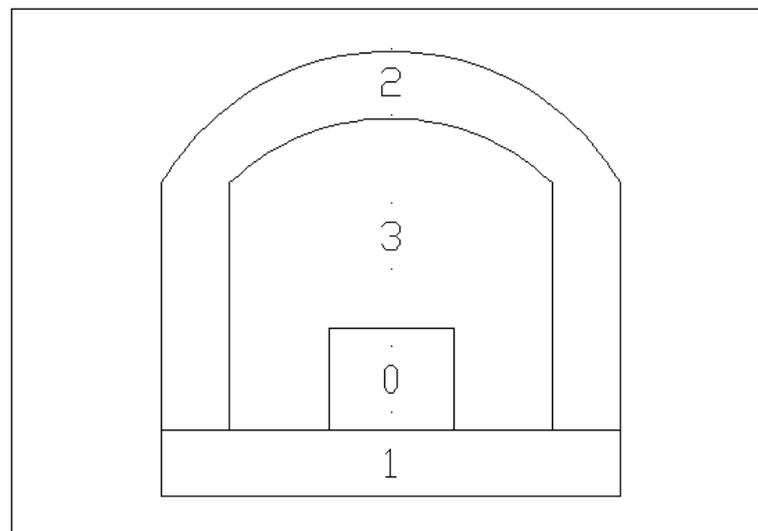
En el diagrama de perforación se consideran distintos parámetros para la disposición de los tiros, como:

- Diámetro de perforación ( $\phi$ )

- Burden (B): distancia perpendicular de un tiro a la cara libre.
- Espaciamiento (E): distancia entre tiros contiguos.
- Longitud de los tiros (L).
- Taco (T): longitud de tiro sin cargar.

En las labores subterráneas de avance de galería se distinguen distintos objetivos del diagrama de perforación, los cuales vamos a definir por zonas. (Enaex, 2007)

- + Zona 0: Rainura, correspondiente al primer conjunto de perforaciones, que presentan una mayor densidad de carga y son las primeras en detonar, para agrandar la cara libre (espacio vacío necesario para sopesar el aumento de volumen de la roca –esponjamiento–, debido a la voladura).
- + Zona 1: Zapatera, correspondiente a los tiros ubicados en la parte inferior, tienen como objetivo dejar una calle sin daño y dejar el piso con la inclinación de diseño lo más cercano posible.
- + Zona 2: Caja, corresponde a los tiros ubicados en el contorno de la excavación, su geometría se establece de manera de producir el menor daño.
- + Zona 3: Auxiliares (tiros de avance), correspondiente a los tiros dispuestos alrededor de la rainura, sobre los tiros de zapatera y en el interior de los tiros de contorno. (Lastra Moya, 2014)



**Figura 1:** Zonas en frente de trabajo

Fuente: (Lastra Moya, 2014)



Es parte de la información necesaria conocer las propiedades del explosivo, para generar una granulometría adecuada en la etapa de tronadura. Se definen los siguientes parámetros:

- Densidad del explosivo: Corresponde al peso del explosivo por unidad de volumen. Influye en la velocidad y presión de detonación.
- Factor de carga: Corresponde al peso del explosivo requerido para fragmentar un volumen o peso de roca. Se expresa en unidades de Kg/ ton, Kg/m<sup>3</sup>.
- Potencia rompedora del explosivo: Indica la capacidad del explosivo para realizar el proceso de fragmentación.

También denominados parámetros de voladura, son datos empleados en el cálculo y diseño de disparos. Unas son variables independientes, como los correspondientes a las propiedades físicas de la roca: densidad, dureza, grado de fisuramiento, coeficientes de resistencia a deformación, rotura y otros son variables dependientes, es decir que podemos modificarlos a voluntad, de acuerdo a las necesidades reales del trabajo y condiciones del terreno (Enaex, 2007).

Estos parámetros controlables se pueden agrupar en:

Geométricos; Altura, ancho, y largo del banco, talud, cara libre.

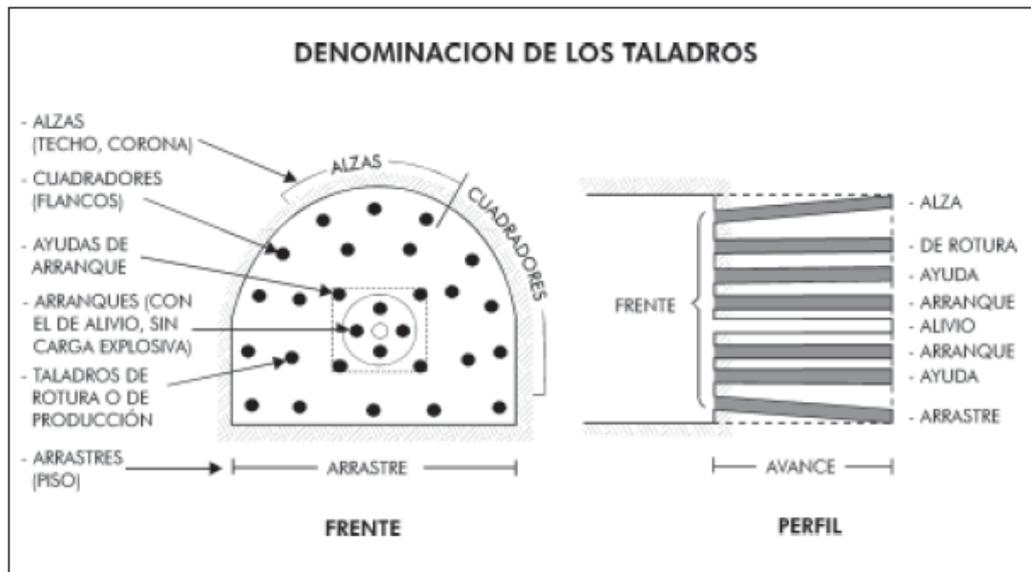
De perforación; Diámetro y longitud del taladro, malla.

De carga; Densidad, columna explosiva, longitud de taco, características físico químicas del explosivo.

De tiempo; Tiempos de retardo entre taladros, secuencia de salidas de los disparos.

### ***Distribución y denominación de taladros***

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:



**Figura 2:** Distribución de taladros

Fuente: (EXSA, 2000)

#### **a. Arranque o cueles**

Son los taladros del centro, que se disparan primero para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.

#### **b. Ayudas**

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

#### **c. Cuadradores**

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

#### **d. Alzas o techos**

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



### e. Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda.

#### *Número de taladros*

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear (EXSA, 2000).

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica:

$$N^{\circ}tal = 10x\sqrt{AxH}$$

#### **Ecuación 1:** Número de taladros (Empírico)

Dónde:A, ancho de túnel.

H, altura del túnel.

O en forma más precisa con la relación:

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (CxS)$$

#### **Ecuación 2:** Determinación del número de taladros

(EXSA, 2000).

Dónde:P, circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = \sqrt{Ax4}$$

#### **Ecuación 3:** Perímetro de la sección.

Donde:

S, Dimensión de la sección del túnel en m<sup>2</sup> (cara libre)

| Dureza de roca | Distancia entre taladros (m) |
|----------------|------------------------------|
| Tenaz          | 0,50 a 0,55                  |
| Intermedia     | 0,60 a 0,65                  |
| Friable        | 0,70 a 0,75                  |

**Figura 3:** Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos (dt)

Fuente: (EXSA, 2000)

| Dureza de roca | Coefficiente de roca (m) |
|----------------|--------------------------|
| Tenaz          | 2,00                     |
| Intermedia     | 1,50                     |
| Friable        | 1,00                     |

**Figura 4:** Coeficiente o factor de roca (C)

Fuente: (EXSA, 2000)

### ***Distancia entre taladros***

Se determinan como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura, que varían de 8 a 10 cm entre los arranques, de 20 a 25 cm entre los de ayuda, y de 30 a 40 cm entre los cuadradores.

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

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobrerotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar (EXSA, 2000).

### ***Longitud de taladros***

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

perforarse hasta 2 y 3 m de profundidad, mientras que con corte en “V” sólo se llega de 1 a 2 m de túneles de pequeña sección.

### ***Cantidad de carga***

Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear.

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por  $m^2$  a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca. En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kg de explosivos/ $m^3$  de roca.

En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800  $g/m^3$ . Como generalidad, pueden considerar los siguientes factores para:

| <b>Tipo de roca</b> | <b>Factor (<math>kg/m^3</math>)</b> |
|---------------------|-------------------------------------|
| Muy difíciles       | 1.5 a 1.8                           |
| Difíciles           | 1.3 a 1.5                           |
| Fáciles             | 1.1 a 1.3                           |
| Muy fáciles         | 1.0 a 1.2                           |

**Figura 5:** Factor de roca progresivo

Fuente: (Alonso et al., 2013)

En donde podemos considerar:

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

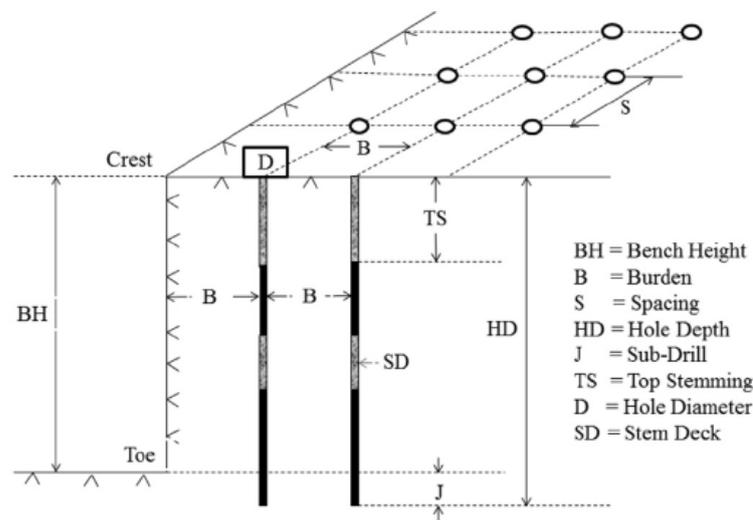
Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con 2 caras libres se pueden considerar valores de 0,4 a 0,6  $kg/m^3$ .

### **2.3.2. Diseño de voladura**

La malla de voladura es un arreglo geométrico de taladros u hoyos cuyo objetivo es distribuir la energía proporcionada por los explosivos de manera óptima para lograr la mayor fragmentación con el menor gasto energético posible.

### 2.3.2.1. Parámetros de perforación y voladura

Según la experiencia de (Afum & Temeng, 2015), los datos de diseño de voladuras actuales para los diversos pozos, incluida la carga, el espaciamiento, el diámetro del pozo de voladura, la altura del banco, la sub perforación, la derivación y el costo de perforación, se obtuvieron de la mina. Debido a varios factores geológicos incontrolables y al tipo de zonas mineralizadas que se están minando. De manera similar, los datos sobre el consumo de explosivos en la mina, incluido el tipo de explosivo, Energía Explosiva Relativa (REE), densidad explosiva y costo explosivo (incluidos los sistemas de iniciación, cargas de fondo y de columna) se obtuvieron de la empresa de fabricación y servicios de explosivos.



**Figura 6:** Parámetros importantes en las operaciones de voladura de banco

Fuente: (Singh et al., 2016).

Donde; D diámetro del taladro (m), BH la altura del banco (m), B burden (m), S espaciamiento (m), J sub perforación (m), TS taco (m), HD la longitud del taladro (m).

Otros parámetros considerados en los cálculos de voladuras de banco son; IP el concentración de la carga de la columna (kg / m), Ib la concentración de la carga del fondo (kg / m), Qp el peso de la carga de la columna (kg), Qb el peso de la carga del fondo (kg), Qe es el peso total del explosivo utilizado en un pozo (kg), q el factor de pólvora o carga específica (kg de explosivos / m<sup>3</sup> de roca), g la perforación específica (metros perforados / m<sup>3</sup> de roca).

Los parámetros de diseño de voladuras de banco son los parámetros de control que regulan el nivel de fragmentación deseado de una voladura en particular. Las propiedades del macizo rocoso y los parámetros de voladura controlan la eficiencia de una operación de voladura (Singh et al., 2016).

### 2.3.2.2. Cálculo y corrección de los parámetros del diseño de malla

La dimensión más crítica e importante en la voladura es el burden (B), ya que representa el macizo rocoso a ser fragmentado por la columna explosiva (Engin, 2009), y se calcula de la siguiente manera:

#### Cálculo y corrección del Burden

Según el modelo matemático de Richard L. Ash Modificado, quien determina el Burden en base a la relación entre el diámetro de la carga explosiva, la densidad de la roca y del explosivo de la siguiente manera.(Cámac, 2001).

#### Primera fórmula de R. Ash.

$$B = Kb \times \frac{De}{12}$$

**Ecuación 4:** Cálculo del Burden según R. Ash.

**Tabla 1:** Relación explosivo/roca para determinar kb

| Tipo de explosivo                                | Clase de roca |       |      |
|--|---------------|-------|------|
|  | Blanda        | Media | Dura |
| Baja densidad (0.8 a 0.9 g/cc) y baja potencia   | 30            | 25    | 20   |
| Densidad media (1.0 0 1.2 g/cc) y potencia media | 35            | 30    | 25   |
| Alta densidad (1.3 a 1.6 g/cc) y alta potencia   | 40            | 35    | 30   |

Fuente: (Cámac, 2001).

#### **Kb<sub>2</sub>, Constante de roca-explosivo-formula modificada de R. Ash.**

$$Kb_2 = Kb_1 \left( \frac{\delta e_2 x V_o D_2^2}{\delta e_1 x V_o D_1^2} \right)^{1/3} x \left( \frac{\delta r_1}{\delta r_2} \right)^{1/3}$$

**Ecuación 5:** Cálculo del Burden según R. Ash. Modificado

(Cámac, 2001)

*Kb<sub>2</sub>*, Constante de roca- explosivo buscada

*Kb<sub>1</sub>*, Constante de roca- explosivo promedio (*Kb<sub>1</sub>*=25)

*δe<sub>1</sub>*, Densidad promedio del explosivo (*δe<sub>1</sub>*=1.30 g/cc).

*δe<sub>2</sub>*, Densidad del explosivo a emplearse (g/cc)



$V_0 D_1^2$ , Velocidad de detonación del explosivo promedio (3660 m/s)

$V_0 D_2^2$ , Velocidad de detonación del explosivo a emplearse (m/s)

$\delta r_1$ , Densidad de la roca promedio (2.7 tn/m<sup>3</sup>)

$\delta r_2$ , Densidad de la roca a disparar (tn/m<sup>3</sup>)

**i. Cálculo y corrección del espaciamiento**

$$S = 2 \times B \times \tan\left(\frac{\varphi}{2}\right)$$

Dónde: S, Espaciamiento (m)

B, Burden corregido (m)

$\varphi$ , Angulo de salida (grado)

**ii. Cálculo y corrección de la longitud del taco**

Se determina el taco en base a las pruebas de voladura para este tipo de material.

$$T = 2.9 \times \left(\frac{\varphi}{5} - 6\right)^{1.131} + 19$$

Dónde: T, Taco (cm.)

$\varphi$ , Diámetro del taladro (mm)

***Densidad de carga o concentración lineal***

La cantidad de explosivo en peso, cargado en un taladro por una unidad de longitud (kg/m) (Cámac, 2001).

$$Dc = 7.854 \times 10^{-4} \times \delta_{\text{explosivo}} \times (D_{\text{carga explosiva}})^2$$

**Ecuación 6:** Densidad de carga o concentración lineal.

Dónde: Dc, Densidad de carga (kg/m)

$\delta_{\text{explosivo}}$ , Densidad del explosivo (g/cc)

$D_{\text{carga explosiva}}$ , Densidad de la carga explosiva (m)

***Volumen de explosivo***

Diámetro de taladro por longitud de la columna explosiva (columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas:



$$V = \pi x \frac{d^2}{4} x L$$

**Ecuación 7:** Volumen de la columna explosiva.

Dónde: V, Volumen de la columna explosiva (m<sup>3</sup>)

D, Diámetro del taladro (m)

L, Longitud del taladro (m)

### ***Tonelaje roto***

El tonelaje roto es igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material.

$$\text{Tonelaje} = V x \rho_r$$

**Ecuación 8:** Tonelaje roto.

Donde:  $\rho_r$ , Densidad de roca.

### ***Factor de carga***

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por metro cúbico de roca. Este factor es el indicador económico más importante cuando se habla de diseño de patrones de voladura. Según el cálculo empírico, se tiene:

$$FC = \frac{We}{V}$$

**Ecuación 9:** Factor de carga.

Dónde: FC, Factor de carga (kg/m<sup>3</sup>)

We, Peso del explosivo (kg)

V, Volumen roto (m<sup>3</sup>)

A su vez el Factor de Carga se puede estimar a través del desarrollo de Kuznetsov en 1979, que establece un sistema de correlación entre cantidad de explosivo utilizado para la influencia de un taladro y las dimensiones del volumen de roca por taladro (Barreda, 2017).

$$K = \frac{Q}{B * E * H}$$

**Ecuación 10:** Factor de carga

Fuente: (Barreda, 2017).

Dónde: Q, Masa del explosivo por taladro (Kg). H, Altura de banco (m).

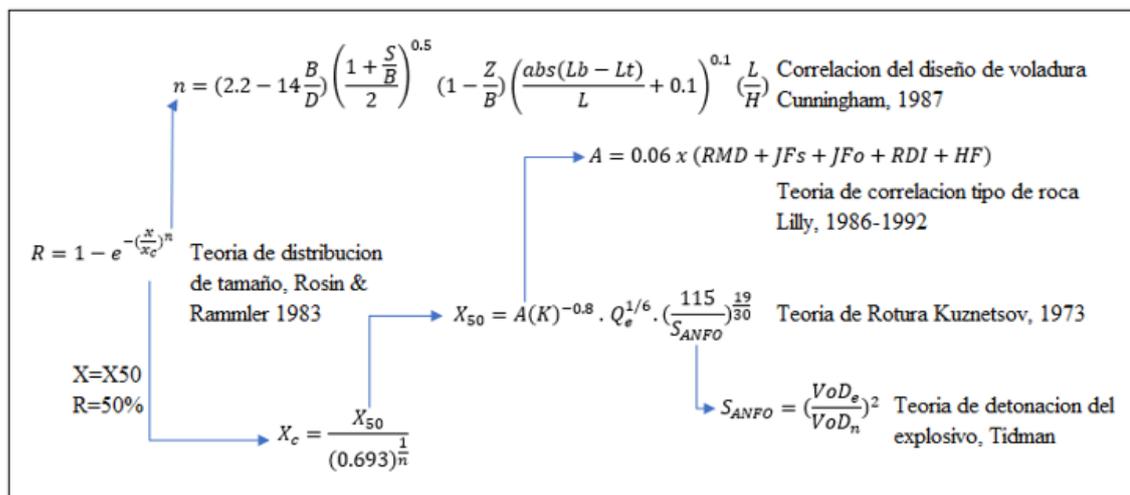
B, Burden (m).

E, Espaciamiento (m).

**2.3.3. Modelo de Kuz Ram**

El modelo Kuz-Ram presentado en esta sección es el realizado por Claude Cunningham (1983) y se ha usado extensivamente alrededor del mundo. Este modelo se usa en el Sabrex de ICI entre otros módulos. Se basó en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación simple entre los parámetros de tronadura y el tamaño medio de fragmentación. Este trabajo ruso ganó considerable credibilidad del mundo occidental después que se encontró que concordaba muy estrechamente con modelos de fragmentación basados en la teoría de crecimiento de grietas (Leiva Torres, 2007).

El nombre de Kuz-Ram es una abreviación de los dos principales contribuyentes a las ecuaciones que forman la base del modelo Kuznetsov y Rosin-Rammler. (Cunningham, 2005), combinados en seis ecuaciones para predecir la distribución de los tamaños de fragmentos “R” producto de la voladura, estas ecuaciones se mostraran a continuación:



**Figura 7:** Esquema de desarrollo del modelo de distribución de Kuz Ram

Fuente: (Leiva Torres, 2007)

### 2.3.4. Teoría de rotura

Esta proporciona una estimación del tamaño medio de partícula de roca después de la tronadura, en 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 V.M. (1973), en función del tipo de roca (Leiva Torres, 2007).

La ecuación original desarrollado por Kuznetsov fue modificada y adaptada por Cunningham en las publicaciones hechas en (1983, 1987). Su ecuación es:

$$X_{50} = A \left( \frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} \cdot Q^{\frac{1}{6}}$$

**Ecuación 11:** Tamaño medio de los fragmentos.

Dónde:  $X_{50}$ , Tamaño medio de los fragmentos (cm).

A, Factor de roca (índice de volabilidad); 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas,

$V_0$ , volumen de roca (m<sup>3</sup>) a romper por el taladro (= B x E x H)

Q, es la masa (kg) de TNT que es equivalente en energía al de la carga explosiva de cada taladro.

$(V_0/Q)$ , Representa el inverso del factor de carga equivalente.

La ecuación, por lo tanto, indica que el tamaño medio de la partícula disminuye casi linealmente con el aumento del factor de carga: a medida que el factor de carga aumenta el tamaño medio de partícula disminuye. La ecuación también sugiere una débil dependencia del peso del explosivo por taladro.

La fuerza relativa por peso del TNT comparado al ANFO (ANFO = 100) es 115. Por lo tanto la ecuación (11) basada en ANFO en vez de TNT se puede escribir como:

$$X_{50} = \left( \frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} \cdot Q_e^{1/6} \left( \frac{S_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30}$$

**Ecuación 12:** Tamaño medio de los fragmentos respecto al Anfo.

Donde:  $Q_e$ , masa del explosivo utilizado (kilogramo),



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

Ya que,  $\frac{V_o}{Q_e} = \frac{1}{K}$

**Ecuación 13:** Relación de una constante de conversión

Dónde: K, Factor Triturante de potencia (carga específica) = kg-expl/m<sup>3</sup>.

Después de ajustes a la ecuación de Kuznetsov para permitir la expresión de la potencia en peso respecto al Anfo, la ecuación se convierte en:

$$X_{50} = A \left( \frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} \cdot Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

**Ecuación 14:** Ecuación de Kuznetsov 1973.

Dónde: A, es el factor de roca

$Q_e$ , es la masa real de explosivo usada por taladro

$S_{ANFO}$ , es la potencia en peso relativo del explosivo (Anfo = 100%)

$(115/S_{ANFO})$ , representa un ajuste para la potencia en peso relativo del TNT respecto del Anfo.

$V_0/Q_e$ , es el inverso de la carga específica o factor de carga (m<sup>3</sup>/kg).

El tamaño característico, mediante:

$$X_c = \frac{X_{50}}{0.693^{\frac{1}{n}}}$$

**Ecuación 15:** Tamaño característico.

Donde:  $X_c$ , Tamaño característico

$X_{50}$ , Fragmentación media (cm)

n, Coeficiente de uniformidad

La ecuación (13) se puede utilizar ahora, para calcular la fragmentación media para un factor triturante dado. Solucionando la ecuación (14) para K tenemos:

$$K = \left( \frac{A}{X_{50}} Q_e^{\frac{1}{6}} \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}} \right)^{1.25}$$

**Ecuación 16:** Factor triturante.

Uno puede calcular el factor triturante (carga específica) requerido para obtener la fragmentación media deseada. Menciona que Cunningham en 1983 indicó 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  $A = 12$  (Leiva Torres, 2007).

### 2.3.5. Teoría de distribución del tamaño

La curva de Weibull Rosin Rammler (1934), ha sido generalmente reconocida tanto en minería como en procesamiento de minerales que entrega una buena descripción de la distribución de tamaño de las rocas voladas y trituradas. La curva se define como:

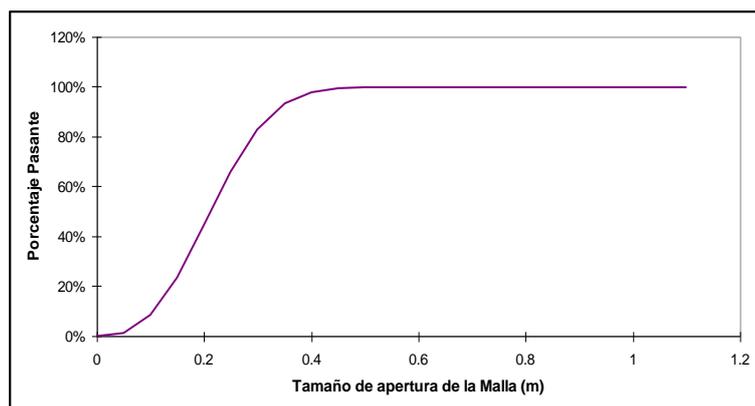
$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n}$$

**Ecuación 17:** Ecuación de Rosin Rammler.

Dónde: R, Proporción de material retenido en un tamiz de abertura.

X, y  $X_c$ , Tamaño de roca obtenido y tamaño característico.

n, Índice de uniformidad descrito en la pendiente general de la curva.



**Figura 8:** Curva de distribución de fragmentos

Fuente: (Leiva Torres, 2007)

La ecuación de Rosin-Rammler se puede hacer lineal para facilidad de la estimación de ajuste y de parámetros:

$$\ln\left(\ln\frac{1}{R}\right) = n \ln(x) - n \ln(x_c)$$

**Ecuación 18:** Ecuación logarítmica de Rosin Rammler.

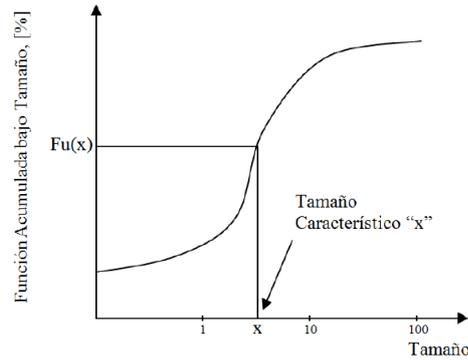
Luego, si el logaritmo natural doble del inverso de la proporción de material retenido en un tamiz de tamaño  $x$  se plotea contra el logaritmo natural del tamaño, la curva resultante debe ser lineal, con una pendiente igual al índice de uniformidad  $n$  y con una intersección igual a  $-n \ln(x_c)$ .

La importancia de los parámetros de Rosin-Rammler ( $x_c$  y  $n$ ), se puede ver que el aumento del valor del tamaño crítico  $x_c$ , hace a la distribución de tamaño más gruesa, pero la curva permanece esencialmente paralela (si se plotea en un papel Rosin-Rammler, las líneas que representan estas distribuciones deben tener la misma gradiente). Variando los valores de  $x_c$ , por lo tanto, simplemente hace a la distribución de material más gruesa o más fina. Un aumento general en la energía del explosivo (o factor de carga) al reducir el espaciamiento se debe esperar mover la curva de distribución de tamaño en esta forma para producir una pila más fina a través del rango completo de tamaño.

El disminuir la pendiente significa que el material se hace más grueso en el extremo superior y más fino en el inferior de la curva de distribución de tamaño. El cambiar  $n$  cambia por lo tanto el ancho de la distribución de tamaño, o la uniformidad en el tamaño de la partícula producido por la tronadura. El movimiento que tienda a producir concentraciones focalizadas de energía del explosivo, más que una distribución uniforme de energía (o sea, cambiar de un hoyo de pequeño diámetro con una columna larga de explosivo a un hoyo de gran diámetro con una columna corta de explosivo) se puede esperar que baje el  $n$  ya que la región de roca próxima a la columna corta de carga se quebrará más fina, mientras que el material adyacente a la columna larga del taco recibirá poco quebrantamiento (Huanca Paricahua, 2018).

### 2.3.5.1. Curva De La Distribución De Los Fragmentos

Es una representación de la distribución porcentual del tamaño de partículas, ésta se obtiene mediante la construcción de un histograma de valores obtenidos de un tamizaje, conteo de partículas o análisis de imágenes. Tal como se muestra en la figura 8, el eje de las abscisas corresponde al tamaño de partícula, y el eje de ordenadas a la función acumulada bajo tamaño (Bergman, 2005).



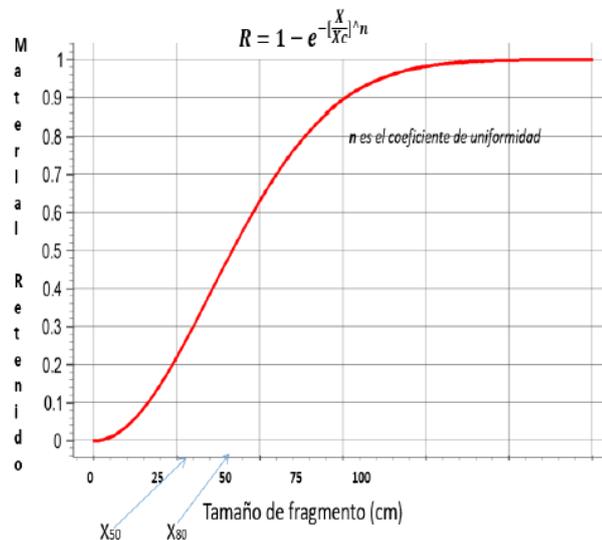
**Figura 9:** Curva de distribución de la fragmentación de roca

Fuente: (Lastra Moya, 2014)

La curva está definida por dos parámetros:

El tamaño característico ( $X_c$ ), que establece la dimensión específica en la curva de distribución, por convención se establece que el porcentaje (%) de las partículas pasan esta dimensión

El coeficiente de uniformidad ( $n$ ), que determina la forma de distribución de la curva, en función al tamaño característico.



**Figura 10:** Simulación de curva de tamaño de partícula de voladura de roca.

Fuente: (Souza et al., 2018)

Las características propias de esta curva dependen del proceso de fractura y las propiedades de la masa rocosa implicada, esto nos muestra lo complicado que es evaluar el mecanismo de fragmentación de roca por explosivos. Se han planteado modelos empíricos para relacionar la entrega energética del explosivo y la rotura del macizo rocoso



que determina la curva de tamaños explicada por Cunningham C. en 1983 planteó el modelo de Kuz Ram, un modelo empírico que, mejor aproximación ha tenido en la predicción de la distribución de los tamaños gruesos de la curva.

### 2.3.6. Correlación del diseño de voladura (ecuación de uniformidad)

La principal contribución de Cunningham (1987) , al modelo Kuz-Ram fue el proponer un método para estimar “n” en la ecuación de Rosin Rammler, basado en la geometría del taladro (Huanca Paricahua, 2018). La relación desarrollada por Cunningham se muestra en la ecuación 19.

Examinando cada término en dicha ecuación, se revela la forma en que la geometría del taladro afecta a “n”:

El primer término, que involucra al *burden* y al *diámetro del taladro*, sugiere que a medida que el burden aumenta para un diámetro fijo del taladro, el n disminuirá (un rango más amplio de tamaño de partícula). Esto parece muy razonable.

El segundo término de la ecuación de Cunningham, que involucra a la *relación S/B*, sugiere que a medida que la relación S/B aumenta n también aumenta (un rango más estrecho de tamaño de partícula). Esto está de acuerdo con el método Sueco, pero Cunningham precave que este término refleja la malla de perforación, no la malla de iniciación y que la relación nunca debe exceder a 2. Dentro de estas limitaciones, nuevamente es completamente razonable que la uniformidad del tamaño de partícula debe mejorarse con el aumento de la relación S/B. Los usuarios deben recordar que las voladuras para armadura de rocas (un buen ejemplo de tamaño de partículas no uniforme) generalmente involucran relaciones S/B menores a 1.

El tercer término, que involucra a la *exactitud de la perforación*, sugiere que a medida que mejora, n mejora. Esto nuevamente parece completamente razonable. El cuarto término, que involucra el uso de la carga de fondo con explosivo de alta energía sugiere que n aumentará aumentando el largo de la carga de fondo. El uso de una carga de fondo fue propuesto por Langefors y Kihlstrom para sobrepasar el confinamiento adicional y la dificultad aumentada de fragmentación en la base de la tronadura en banco. La energía más alta en esta sección de la tronadura ayuda específicamente a mejorar la fragmentación y excavabilidad en las tronaduras.

El término final en la ecuación de Cunningham, que involucra la *relación del largo de la carga a la altura del banco*, refleja la fragmentación mejorada esperada cuando la carga es distribuida uniformemente a través del banco. Diámetros grandes del taladro conducen a cargas cortas y valores bajos para la relación longitud de carga/altura del banco, conduciendo a su vez a una combinación de fragmentación gruesa en la región del collar y una fragmentación fina en la base de la carga. (Huanca Paricahua, 2018).

Índice de uniformidad:

$$n = (2.2 - 14 \frac{B}{D}) \left( \frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} \left( 1 - \frac{Z}{B} \right) \left( \frac{\text{abs}(Lb - Lt)}{L} + 0.1 \right)^{0.1} \left( \frac{L}{H} \right)$$

**Ecuación 19:** Ecuación de Cunningham 1983.

Dónde: n, índice de uniformidad.

D, diámetro del taladro (mm).

H, altura del banco.

B, burden (m)

S, espaciamiento

Z, desviación estándar del error de perforación.

Lb, longitud de la carga de fondo (m)

Lt, longitud de la carga de columna (m)

Lt, longitud de la carga total (Lb + Lt) (m)

El valor de n determina la forma de la curva de Rosin-Rammler. Valores altos indican tamaños uniformes. Por otra parte, valores bajos sugieren un amplio rango de tamaños incluyendo fragmentos grandes y finos. El efecto se indica abajo:

**Tabla 2:** Efecto de los parámetros de voladura en el Índice de Uniformidad (n)

| Parámetro                          | "n" se incrementa tal como el parámetro: |
|------------------------------------|--|
| Burden/Diámetro del Taladro        | Disminuye                                |
| Precisión de Perforación           | Aumenta                                  |
| Longitud de Carga/Altura del Banco | Aumenta                                  |
| Espaciamiento/burden               | Aumenta                                  |
| Patrón escalonado                  | Aumenta en un 10 %                       |

Fuente: (Gadikor, 2018)

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



- i. El rango normal de "n" para la fragmentación de la voladura en un terreno razonablemente competente es de 0.75 a 1.5, siendo el promedio alrededor 1.0. Mas en rocas competentes tiene valores más altos.
- ii. Valores de ' n ' debajo de 0.75 representan una situación de “finos y de rocas grandes”, cuando esto ocurre en una escala amplia en la práctica, indica que las condiciones de la roca no permiten el control de la fragmentación a través de cambios en la voladura. Típicamente esto se origina cuando se descubre una sobrecarga en un terreno alterado.
- iii. Para valores debajo 1 las variaciones en el índice de la uniformidad (n) son más propensas presentar fragmentos grandes y finos. Para valores de  $n = 1.5$  y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho, y errores en nuestro criterio son menos punitivos.
- iv. La roca en determinado sitio tiende a fracturarse en una forma particular. Estas formas pueden llamarse aproximadamente “cubos”, "laminas" o "fragmentos". El factor de la forma tiene una importante influencia en los resultados de las pruebas de tamizado, pues la malla generalmente usada es cuadrada, y retendrá la mayor parte de los fragmentos que tengan cualquier dimensión mayor que la del tamaño de la malla.

Esta combinación de las ecuaciones de Kuznetsov y de Rossin-Rammler el llamado modelo de Kuz-Ram. Se debe tomar precaución al aplicar este modelo simple. Los puntos siguientes deben ser recordados (Ojeda Mestas, 2008).

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

### **2.3.7. Teoría de detonación del explosivo**

Según (Barreda, 2017) , Tidman J.P. (1995) formuló la relación de cantidad de energía liberada por un explosivo en la detonación es calculado por la ecuación la siguiente formula:

$$S_{ANFO} = \left( \frac{VOD_e}{VOD_n} \right)^2 (RWS)$$

**Ecuación 20:** Ecuación de Tidman.

- Dónde:
- $S_{ANFO}$ , potencia relativa en peso del explosivo usado (%)
  - $VOD_e$ , velocidad efectiva de detonación m/s (medición de campo)
  - $VOD_n$ , velocidad nominal de detonación m/s (velocidad teórica)
  - $RWS$ , potencia relativa en peso del TNT =115 (%)

### 2.3.8. Teoría de correlación (factor de roca)

Tal vez el parámetro más importante en el modelo Kuz-Ram es el factor de roca. Los últimos desarrollos en la aplicación del modelo usan una ligera modificación al índice de volabilidad de Lilly para calcular el factor de roca. Es interesante notar que la tabla que Cunningham usó para calcular el factor de roca es muy similar al índice de tronabilidad usado por Lilly (1986) con una diferencia importante – Cunningham le dio mayor importancia a la dureza de la roca. En flujos de lava de grano fino, por ej., en que el módulo de Young es alrededor de 80 GPa y el UCS es de alrededor de 400 MPa, la dureza es de 80, comparado con un valor máximo de 10 del índice de Lilly. (Barreda, 2017).

El factor de roca  $A$ , se deduce de los datos geológicos de la masa rocosa usando 5 parámetros en la ecuación:

$$A = 0.06(RMD + JPS + JPA + RDI + HF)$$

**Ecuación 21:** Índice de Volabilidad, Lilly 1986  
(Barreda, 2017)

- Dónde:
- $A$ , factor de roca
  - $RMD$ , es el descriptor de la masa rocosa,
  - $JPS$ , es el espaciamiento de las diaclasas verticales,
  - $JPA$ , es el ángulo del plano de diaclasa,
  - $RDI$ , es la influencia de la densidad y
  - $HF$ , es el factor de dureza.



a) Descripción de la masa rocosa (RMD)

Tomando en cuenta la evaluación geomecánica de la zona donde se va a realizar las pruebas de voladura es diaclasado verticalmente, con un espaciamiento de fracturas ente 0.06 m a 0.2 m, como promedio 0.13 m, este número da una valoración de JPS de 20 (0.1 a sobre tamaño) y el ángulo del plano de fracturas buza fuera de la cara dando una valoración de JPA de 20, haciendo una valoración total de RMD de 40 (JPS + JPS).

b) Espaciamiento de fracturas (JPS)

El espaciamiento entre fracturas JPS, está en orden de 0.06 m a 0.20 m, con un promedio de 0.13 m, este valor da como resultado a JPS una valoración de 20, para fracturas de 0.1 m a sobre tamaño.

c) Angulo de plano de fracturas (JPA)

La evaluación geo mecánica nos dio como resultado que el ángulo de plano de fracturas buza fuera de la cara, esto tiene una valoración de JPA de 20.

d) Influencia de la densidad (RDI)

La densidad del mineral es de 2.69 t/m<sup>3</sup>, con este valor usamos la siguiente formula:

$$RDI = 25 * SG - 50 \text{ Entonces, } RDI = 25 * 2.69 - 50 = 17.25$$

e) Factor de Dureza (HF)

Los resultados de los esfuerzos in-situ, dio como resultado el módulo de deformación de Young (E) 26.5 GPa, la cual corresponde a E<50 GPa, entonces aplicamos el Factor de dureza (HF) igual y/3, obteniendo un resultado de HF igual a 8.83.

**Tabla 3:** Ranking para el factor de roca de Kuz-Ram.

| <b>Símbolo</b>    | <b>Descripción</b>                           | <b>Valores</b> |
|-------------------|--|----------------|
| <b>A</b>          | Índice de Volabilidad                        | 8 a 12         |
| <b>RMD</b>        | Descripción de la Masa Rocosa                |                |
|                   | - Desmenuzable / Friable                     | 10             |
|                   | - Verticalmente Fracturado                   | JF             |
|                   | - Masivo                                     | 50             |
| <b>JF</b>         | JPS+JPA                                      |                |
| “...continuación” |  |                |
| <b>JPS</b>        | Espaciamiento de la fracturas verticales     |                |
|                   | - < 0.1m Espaciamiento<sobre tamaño          | 10             |
|                   | - 0.1 a MS                                   | 20             |
|                   | - MS a DP                                    | 50             |
| <b>MS</b>         | Muy Grande (m)                               |                |
| <b>DP</b>         | Tamaño (m) del diseño de perforación asumido |                |
|                   | DP > MS                                      |                |
| <b>JPA</b>        | Angulo del plano de las fracturas            |                |
|                   | - Buzamiento hacia fuera de la cara          | 20             |
|                   | - perpendicular a la cara                    | 30             |
|                   | - Buzamiento hacia dentro de la cara         | 40             |
| <b>RDI</b>        | Índice de Densidad de la Roca                | 25 x RD - 50   |
| <b>RD</b>         | Densidad ( t/m <sup>3</sup> )                |                |
| <b>HF</b>         | Factor de Dureza                             |                |
|                   | - sí y < 50 GPa                              | HF = y/3       |
|                   | - sí y > 50 GPa                              | HF = UCS/5     |
| <b>Y</b>          | Módulo de Young (GPa)                        |                |
| <b>UCS</b>        | Fuerza Compresiva no Confinada (MPa)         |                |

Fuente: (Huanca Paricahua, 2018)

Para preservar las tendencias para estimar el término, se recomienda que la ecuación se altere simplemente cambiando el valor de la constante 0.06 a 0.04. Este cambio reduce el valor estimado del factor de roca en un tercio, produciendo, a su vez, una mejor

estimación de la fragmentación que parece describir mejor el funcionamiento de la tronadura en operaciones de tronaduras en banco.(Huanca Paricahua, 2018).

### 2.3.9. Análisis de imágenes

#### 2.3.9.1. Diámetro del área proyectada

Para la caracterización de un fragmento de la roca en forma irregular en relación a sus propiedades geométricas, se asemejan más a una esfera que a cualquier otra figura geométrica, y teniendo a disposición imágenes en 2D, lo lógico entonces es caracterizarla por medio de un área proyectada.

El término (círculo equivalente), puede corresponder a dos diferentes definiciones:

- El círculo tiene la misma área que la partícula;
- El círculo tiene el mismo perímetro que la partícula.

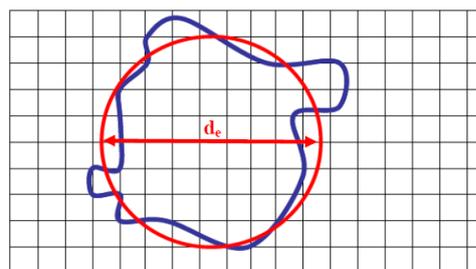
Desde el punto de vista del análisis de imágenes, es más fácil calcular el área del fragmento que su perímetro. Por lo tanto, el tamaño del fragmento a menudo se toma como el diámetro del círculo que tiene la misma área (Nefis & Talhi, 2016).

El diámetro de área proyectada ( $d_e$ ) consiste en atribuir un diámetro equivalente igual al de una circunferencia que posea igual área proyectada ( $A$ ) a la partícula que se desea caracterizar, y que dependerá de la orientación de la partícula al momento de la medición.

$$d_e = \sqrt{\frac{4 * A}{\pi}}$$

#### **Ecuación 22:** Diámetro equivalente de área proyectada

En la siguiente figura, se ejemplifica cómo una partícula irregular (en azul) queda caracterizada por el diámetro de una circunferencia (en rojo) de igual área a ésta.

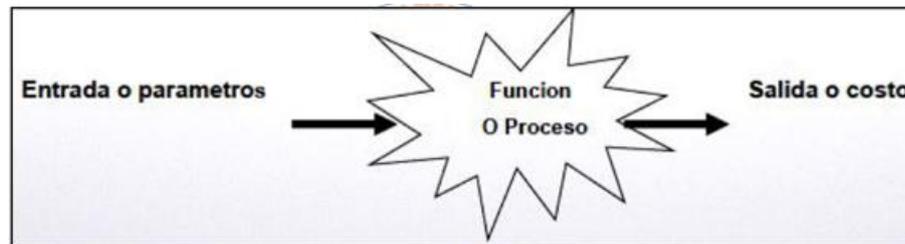


**Figura 11:** Diámetro equivalente al círculo del área igual

Fuente: (Lastra Moya, 2014)

## 2.4. TÉRMINOS CONCEPTUALES

**Optimización:** Es un proceso es el análisis continuo y estructurado de todas las fases, la identificación de las mejoras que se puedan realizar y el control de los resultados, consistente del tratamiento de las variaciones de un concepto inicial y usar la información obtenida para mejorar la idea.



**Figura 12:** Proceso de la optimización

**Perforación:** La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes (EXSA, 2000).

La finalidad es introducir explosivos dentro de los mismos u otros propósitos consecuentemente lograr la apertura de un túnel, galería o pozo, para extraer un mineral de tamaño y forma específicamente deseados.

**Voladura:** Consiste en el uso de explosivos para la reducción de tamaño, por lo que la fragmentación es uno de los principales objetivos en todo proceso de voladura. El grado de éxito de la fragmentación tiene relación directa con la eficiencia y calidad de los procesos que se desarrollarán posteriormente, como son el carguío, transporte y procesamiento del mineral y el vaciado en botaderos del estéril o lastre.

**Explosivo:** Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas y presión ocasionando efectos destructivos (Energía y Minas, 2010).

Basados en las características, se define como: "Sustancias químicas, líquidas, sólidas, gaseosas o mezclas de ellas; las cuales, por acción de calor, roce, chispa, impacto o combinación de ellos, son iniciadas. Luego de su iniciación, se desarrolla un proceso de detonación que libera, violentamente, a altas temperaturas, grandes cantidades de gases



que se expanden rápidamente, generando elevadas presiones y esfuerzos que afectan el medio que lo rodea".

**Parámetros de la roca:** Son determinantes como variables incontrolables, los cuales tenemos:

- las propiedades físicas, (densidad, dureza, tenacidad, porosidad).
- Las Propiedades elásticas o de resistencia (resistencia a la compresión, tensión, fricción interna, cohesión).
- Condición geológica (textura, presencia de agua).

**Parámetros de explosivo:** Son variables controlables como las propiedades físicas o químicas (densidad, velocidad de detonación, presión de detonación, energía del explosivo, sensibilidad, volumen de gases).

**Parámetros de carga:** Son también variables controlables en el momento del diseño de la malla de perforación y voladura, (diámetro del taladro, longitud del talado, confinamiento, acoplamiento, densidad de carga, longitud de carga).

**Dinamita:** Es un explosivo sensible al fulminante que contiene un compuesto sensibilizador como medio principal para desarrollar energía. en la mayor parte de dinamitas el sensibilizador es la nitroglicerina y los nitratos son aditivos portadores de oxígeno (Energía y Minas, 2010).

**Detonación:** La detonación es una combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque. En ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura, ya que la reacción química se produce instantáneamente.

La velocidad de reacción suele estar comprendida entre 1.500 y 9.000 m/s, y la onda de presión producida sería del orden de 105 atmósferas.(Alonso et al., 2013).

**Velocidad de detonación:** La detonación de una columna continua de explosivo provocará la transformación del explosivo en un gran volumen de gases a elevada temperatura y presión. La velocidad a la que se produce esta transformación se denomina velocidad de detonación, siendo su unidad de medida metros por segundo (m/s). Es importante distinguir entre la velocidad de detonación (de la reacción química) y de la onda de choque (transmisión física). (Alonso et al., 2013).



**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 directa vinculación con la profundidad de taladros (EXSA, 2000).

**Burden:** también denominada 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 (EXSA, 2000).

**Espaciamiento:** Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila. En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada  $e = b$  y de  $e = 1,3$  a  $1,5 b$  para malla rectangular o alterna (EXSA, 2000).

**Carga de fondo:** Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura al piso, para, junto con la sobreperforación, mantener la razante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones (EXSA, 2000).

**Carga de columna:** Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del taladro es menor, empleándose normalmente anfo convencional, examon-p o anfo pesado en relaciones de 10/90 a 20/80 (EXSA, 2000).

## CAPÍTULO III

### MÉTODOS Y MATERIALES

#### 3.1. DISEÑO METODOLÓGICO

##### 3.1.1. Tipo de investigación

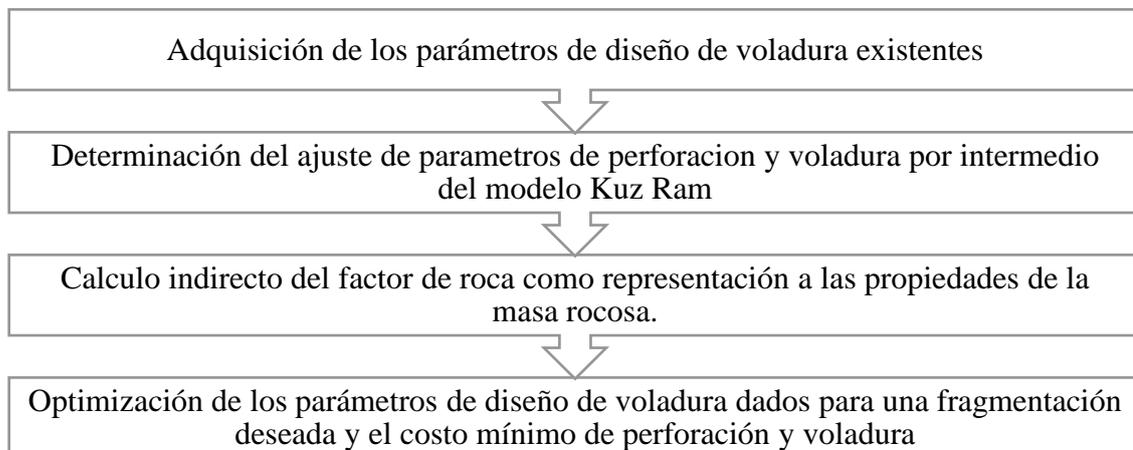
Según la clasificación de (Hernández, Roberto; Baptista & Fernández, 2016), el tipo de investigación para la presente investigación es cuantitativa definida por la investigación *correlacional*, ya que su intención es conocer la relación o grado de asociación que existe entre el modelo Kuz Ram y optimización de los costos de perforación y voladura en el sitio. Para verificar los resultados en del frente de trabajo se sintetizó y evaluó las variables del estudio.

##### 3.1.2. Método de investigación

Para integrar una metodología para los costos de perforación y voladura efectivo y establecer los parámetros óptimos de voladura en el crucero 862 NW, se recurre a un característico proceso parcial de evaluación de los ensayos de campo, que son el método más útil para probar una hipótesis y hasta los análisis de datos que proceden a resultados íntegros de estudio.

La fortaleza básica del modelo radica en su simplicidad en términos de la facilidad de recopilar datos de entrada y en su vínculo directo entre los parámetros de diseño de voladuras y la fragmentación de la roca (Cunningham, 2005).

Basada en un modelo secuencial, se resume la metodología general:



**Figura 13:** Maquetación de la metodología general del trabajo de investigación.

Fuente: (Engin, 2009)

La distribución del tamaño es un componente crítico de la gestión de cualquier operación minera; desde la perforación y voladura hasta la final producto, el tamaño del material dicta todos los costos operativos posteriores (Palangio et al., 2005).

Las propiedades del macizo rocoso y los parámetros de voladura controlan la eficiencia de una operación de voladura. Pero no se pueden arreglar todos los parámetros de diseño de voladuras.

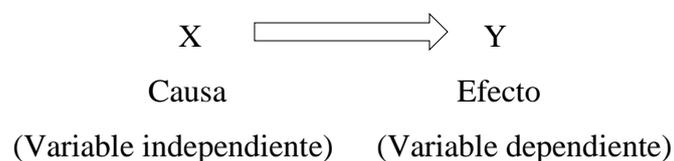
Y la secuencia de las actividades consistirá en:

1. Diagnóstico de la situación actual de la operación minera.
2. Revisión de los antecedentes del problema e identificación de variables (metros lineales avanzados por mes, producción mensual de mineral).
3. Identificación in situ de los problemas y deficiencias en las operaciones unitarias de perforación y voladura, estándares y costos existentes actuales.
4. Implementación de los factores, gastos y consumos de la operación, al optimizar los costos y recíproco con el tamaño óptimo de fragmentos.

### 3.1.3. Diseño de la investigación

El diseño se enfoca en manipular deliberadamente, al menos una variable independiente para observar su efecto sobre una o más variables dependientes (Hernández, Roberto; Baptista & Fernández, 2016). Iniciada, desde la recolección de datos que es fundamental para el análisis respectivo, ya que la voladura donde se aplicará la malla propuesta no fue escogida de manera aleatoria, lo que se hizo fue escoger una tarea determinada de disparo, que se evaluarán mediante el modelo Kuz Ram. Asimismo, el modelo de costos coincide con dicho modelo de fragmentación.

El esquema de diseño se presenta como sigue:



### 3.2. POBLACION Y MUESTRA

Para el presente trabajo de investigación la población está constituida por las labores asociadas al crucero 862 NW de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.

La muestra está constituida por el Crucero 862 NW de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.

### 3.3. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

Definición de las variables

#### Variable independiente (x)

- Modelo de Kuz-Ram.

#### Variable dependiente (y)

- Costos de perforación: parámetros controlables (tipo de explosivo, burden, espaciamento, etc.) y parámetros no controlables (resistencia a la compresión de la roca, tensión, módulo de Young).
- Costos de voladura (factor de carga).

**Tabla 4:** Operacionalización de variables

| VARIABLES              | DESCRIPCIÓN           | INDICADORES                | ÍNDICES                        |
|------------------------|-----------------------|----------------------------|--------------------------------|
| Variable independiente | Modelo de Kuz-Ram     | Tamaño medio de fragmentos | Cm                             |
| Variable dependiente   | Costos de perforación | Burden y espaciamento      | m, US\$/ml                     |
|                        |                       | Longitud del taladro       | m, US\$/ml                     |
|                        | Costos de voladura    | Factor de carga            | Kg/m <sup>3</sup> ,<br>US\$/ml |

### 3.4. TECNICAS DE RECOLECCION DE DATOS

Las técnicas de recolección de datos se tomaron por observación directa en campo, seguimiento y medición de la operación en sí, para optar mayor credibilidad de la información requerida (Alfaro Sulca, 2016).



Las investigaciones se basan en la observación y medición, correspondientes en una evaluación continua de la voladura ejecutada.

### **Recursos necesarios**

Unidad Minera Estrella, reportes de trabajo, informes mensuales de perforación y voladura de rocas, planos, AutoCAD y Microsoft Office Excel.

### **Tratamiento de datos**

Los instrumentos de obtención de información con propósitos valorativos serán aplicados a la muestra en estudio, en coherencia con los objetivos del presente trabajo, utilizamos los instrumentos:

- Brújula Brunton,
- Flexómetro,
- Cámara fotográfica,
- Spray o pintura,
- Materiales de escritorio



## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIONES

#### 4.1. APLICACIÓN DEL MODELO DE KUZ RAM EN PERFORACIÓN

Se expone los resultados de diseño usual de malla de perforación anterior, elaborada empíricamente por la experiencia de los maestros de perforación y diseño de malla propuesto mediante el ajuste de parámetros en la ecuación de uniformidad aplicada por Cunningham en 1987 ,que se incluyen como; burden, espaciamiento, longitud de carga de fondo, longitud de carga de columna, longitud de carga, longitud efectiva de voladura, desviación de perforación, que fueron realizados en el frente de trabajo crucero 862 NW, Nivel 1355, en la Unidad Minera Estrella de Cháparra.

##### 4.1.1. Diseño de malla de perforación anterior

La aplicación ejemplificada de un diseño teórico de malla en la labor aceptable con condiciones de criterio.

Datos del frente de trabajo 862 NW:

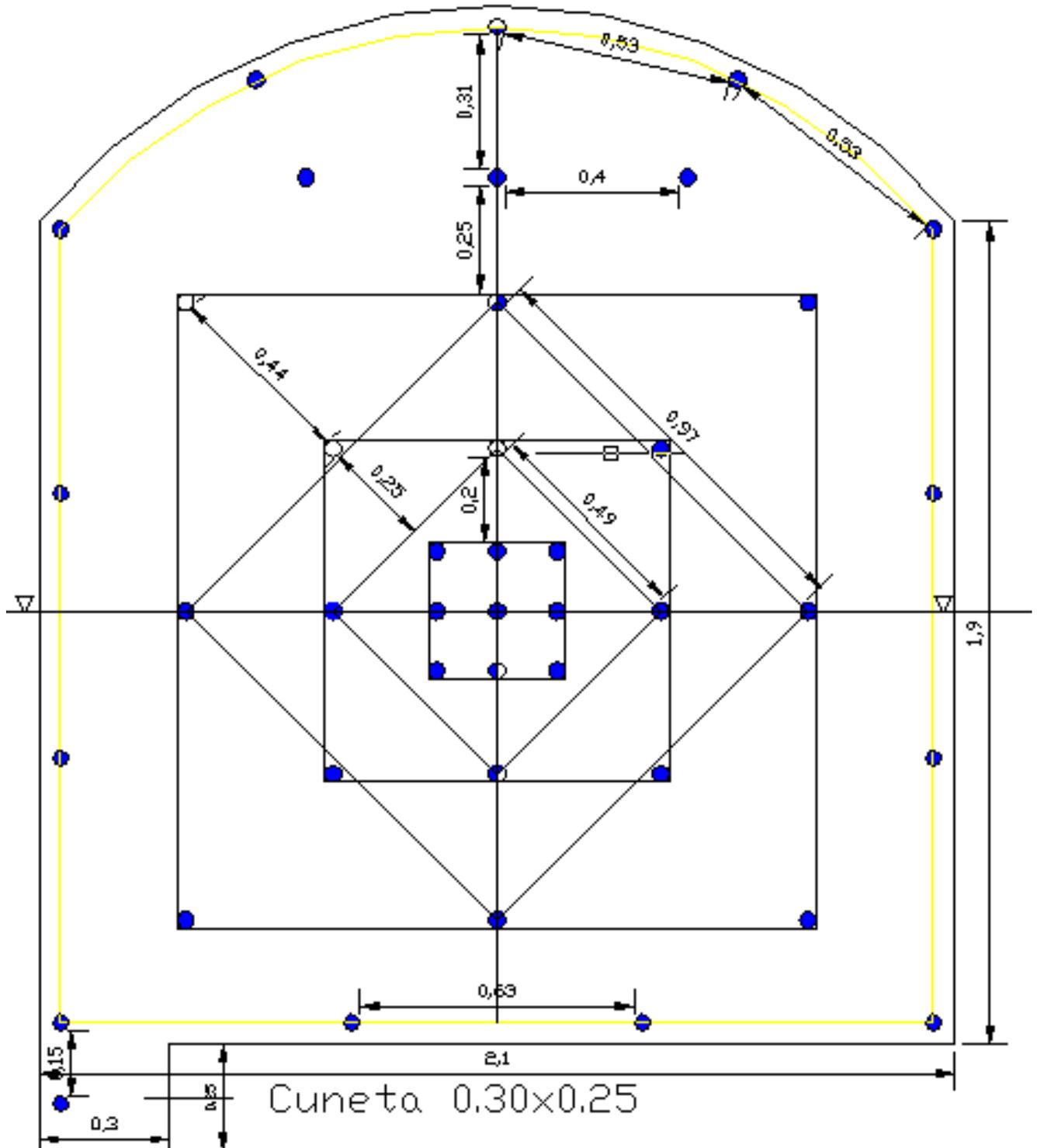
- Sección general : 2.10 x 2.40 m<sup>2</sup> (7 x 8)
- Área de la sección : 4.7 m<sup>2</sup>
- Perímetro de la sección : 8.3 m
- Tipo de sección : Baúl.
- Altura de arco : 0.50 m
- Altura de abumet : 1.90 m

Datos de la dimensión de perforación:

- Longitud del barreno : 6 pies
- Longitud del taladro real :  $1.82 - 0.06 = 1.76$
- Longitud perforado : 1.63 m
- Diámetro del taladro : 38 mm
- Eficiencia de perforación :  $\frac{1.63}{1.76} \times 100 = 92.61 \%$

Numero de taladros: En el cruceo 862 NW, anteriormente se disparaban con un promedio de 42 taladros/disparo, realizado por campañas habituales.

A continuación realizaremos el trazo de la malla de perforación actual:



**Figura 14:** Malla de perforación anterior

**Tabla 5:** Distribución de taladros de la malla anterior

| N°           | Taladros              | Cantidad de taladros |
|--------------|-----------------------|----------------------|
| 1            | Taladros de Alivio    | 4                    |
| 2            | Taladros de Arranque  | 5                    |
| 3            | Taladros de Arrastre  | 4                    |
| 4            | Taladros de Ayuda     | 4                    |
| 5            | Taladros de Cuneta    | 1                    |
| 6            | Taladros Sub ayudas A | 4                    |
| 7            | Taladros Sub ayudas B | 4                    |
| 8            | Taladros Sub ayudas C | 4                    |
| 9            | Taladros Cuadradores  | 4                    |
| 10           | Taladros Ayuda corona | 3                    |
| 11           | Taladros de Corona    | 5                    |
| <b>Total</b> |                       | <b>42 taladros</b>   |

#### 4.1.2. Rediseño de malla de perforación propuesta

Para su validez neta primeramente ajustaremos los parámetros efectivos para el diseño de malla como el burden, espaciamiento con la fórmula de Richard Ash modificado, luego utilizaremos la ecuación de uniformidad ó también llamada correlación del diseño de voladura, aplicada por Cunningham en 1987, y posteriormente diseñaremos la malla propuesta.

La dimensión más crítica e importante en la voladura es el burden B, ya que representa el macizo rocoso a ser fragmentado por la columna explosiva (Engin, 2009).

##### a) Cálculo y corrección del burden de salida

Según el modelo matemático de Richard L. Ash Modificado, quien determina el Burden en base a la relación entre el diámetro de la carga explosiva, la densidad de la roca y del explosivo de la siguiente manera.(Cámac, 2001).

De la ecuación 4, tenemos:

$$B = Kb \times \frac{De}{12}$$

Y para la constante de roca-explosivo  $Kb_2$ , de la ecuación 5, se tiene:



$$Kb_2 = Kb_1 \left( \frac{\delta e_2 x V_o D_2^2}{\delta e_1 x V_o D_1^2} \right)^{1/3} x \left( \frac{\delta r_1}{\delta r_2} \right)^{1/3}$$

$$Kb_2 = 25 \left( \frac{1.14 x 2800^2}{1.3 x 3660^2} \right)^{1/3} x \left( \frac{2.7}{2.5} \right)^{1/3}$$

$$Kb_2 = 20.54$$

En la ecuación 4, se tiene el Burden corregido:  $B = 20.54 x \frac{0.038 m}{12}$   
 $B = 0.07 m \cong 7 cm$

### b) Cálculo y corrección del espaciamiento

$$S = 2 x B x \tan\left(\frac{\phi}{2}\right)$$

$$S = 2 x 0.07 m x \tan\left(\frac{60}{2}\right)$$

$$S = 0.08 m \cong 8 cm$$

La tabla adjunta muestra el resumen del diseño de malla propuesto.

**Tabla 6:** Parámetros de diseño de malla propuesto

| Parámetros de diseño               |       |        |
|------------------------------------|-------|--------|
| Descripción                        | Valor | Unidad |
| Diámetro del taladro               | 38    | mm     |
| Longitud de Carga promedio         | 1.28  | m      |
| Burden                             | 0.07  | m      |
| Espaciamiento                      | 0.08  | m      |
| Desviación de perforación SD       | 0.03  | m      |
| Longitud de perforación            | 1.73  | m      |
| Dirección de buzamiento Cara libre | 0     | Deg    |

### c) Evaluación de la ecuación de uniformidad

De la fórmula que incluye los parámetros de perforación, que nos guiará también para una voladura óptima, se calcula:

De la ecuación 19, se tiene:

$$n = \left( 2.2 - 14 \frac{B}{D} \right) \left( \frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} \left( 1 - \frac{Z}{B} \right) \left( \frac{\text{abs}(Lb - Lt)}{L} + 0.1 \right)^{0.1} \left( \frac{L}{H} \right)$$



Datos: B=0.07 m

$$E = S = 0.08 \text{ m}$$

$$D = 38 \text{ mm}$$

$$Lc \text{ prom} = L = 1.28 \text{ m}$$

$$Z = 0.03 \text{ m}$$

$$H = 1.67 \text{ m}$$

En la ecuación:

$$n = (2.2 - 14 \frac{0.07}{38}) \left( \frac{1 + \frac{0.08}{0.07}}{2} \right)^{0.5} \left( 1 - \frac{0.03}{0.07} \right) \left( \frac{\text{abs}(0.3048 - 0.9752)}{1.28} + 0.1 \right)^{0.1} \left( \frac{1.28}{1.67} \right)$$

$$n = 0.42$$

De acuerdo a lo calculado, diseñaremos la malla a perforarse tomando los valores básicos de B=0.07 m y S = 0.08 m

#### d) Diseño de la malla propuesta

Para el frente de trabajo Cx 862 NW, se desarrolla y comprueba, prosiguiendo con el cálculo de los parámetros de diseño de malla:

i) Cálculo empírico de la sección de la labor:

$$\text{Área de sección} = S1 + S2 \text{ (Sector circular)}$$

$$= 3.99 \text{ m}^2 + 0.73 \text{ m}^2 = 4.7 \text{ m}^2$$

$$\text{Perímetro de la sección} = 8.3 \text{ m}$$

ii) Número de taladros, Según Exsa:  $N^\circ \text{ de taladros} = \frac{P}{C} + K \times S$

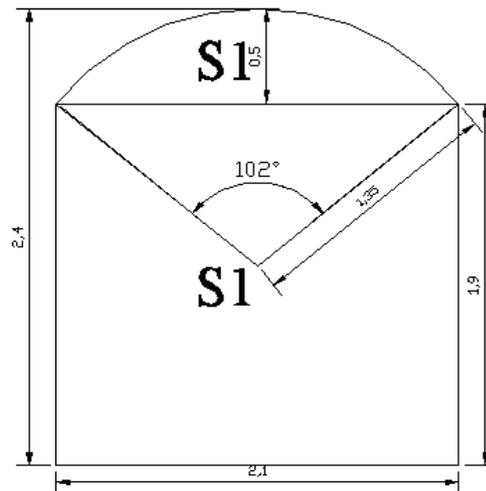
Datos: Tipo de roca: II

$$S: 4.7 \text{ m}^2$$

$$P: 8.3 \text{ m}$$

$$C: 0.6$$

$$K: 1.5 \quad , \text{ Numero de taladros: } 38 \text{ taladros}$$



**Figura 15:** Diseño geométrico del Cx.862 NW

Según la evaluación del terreno, la sección, reduciremos aún más la cantidad de taladros y propondremos a 35 taladros; 32 de producción y 3 de alivio.

iii) Evaluación de eficiencias.

Se propuso aumentar la longitud de perforación más 10 cm de lo actual, ya que los parámetros mencionados si avalan un avance efectivo.

Longitud del taladro perforado:  $1.63 + 0.10 = 1.73$  m

Longitud real del taladro:  $1.82 - 0.06 = 1.76$

Longitud a perforar: 1.73 m

Eficiencia de perforación:  $\frac{1.73}{1.76} = 98.29\%$

iv) Trazo de malla.

Datos Requeridos:

|                        |                 |
|------------------------|-----------------|
| ✚ Desarrollo del túnel | : 1 cara libre. |
| ✚ Tipo de sección      | : Baúl.         |
| ✚ Altura de arco       | : 0.50 m        |
| ✚ Altura de abumet     | : 1.90 m        |
| ✚ Tipo de arranque     | : corte quemado |

A continuación se traza la malla de perforación propuesta, tomando en cuenta también

$B = 0,07$  m y  $E = 0.08$  m

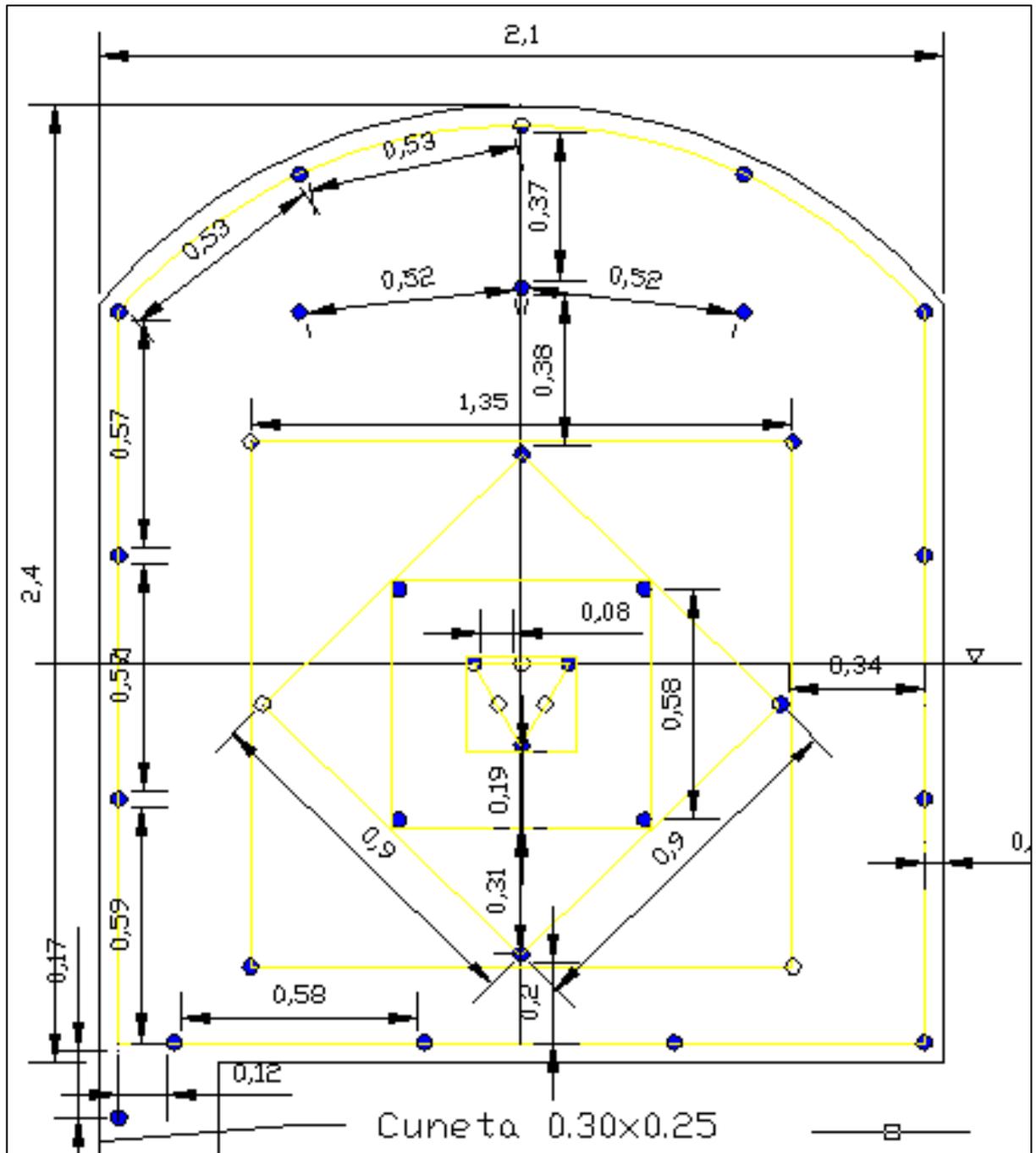


Figura 16: Diseño de malla de perforación propuesto

#### 4.2. APLICACIÓN DEL MODELO DE KUZ RAM EN VOLADURA

Se aplicaron las distribuciones de la cantidad de explosivo según a la cantidad de taladros y la densidad de carga desde los taladros de arranque, arrastre, ayudas y corona. La secuencia prosigue desde la distribución del factor de carga anterior, tal como se evaluaron para una voladura normal y la distribución del factor de carga propuesto desde el cálculo de la ecuación de Kuznetsov que contiene el factor de carga (K) ajustado, con

incidencia en la obtención del tamaño medio de fragmento que favorezca positivamente para las aberturas de la parrilla en el echadero principal.

#### 4.2.1. Distribución del factor de carga en la voladura anterior

El diseño basado en los estándares de la Unidad Minera Estrella de Cháparra S.A. Las características de los parámetros del diseño de voladura

- Tipo de roca : Diorita, Monzogranito
- Densidad de roca : 2.69 g/cc
- Rumbo : Norte – Oeste.
- Buzamiento de fallas : 45 a 55 grados de inclinación hacia el NE.
- Macizo rocoso : Intermedio, Tipo II

Los insumos de voladura que se emplean son:

- Emulnor : Emulnor 3000 1” x 12”
- Peso del cartucho : 0.174 kg
- Mecha rápida : Z-18
- Pertacord : 5PE
- Carmex : 7 pies

**Tabla 7:** Parámetros para diseño de voladura actual

| <b>Diseño de voladura: cx 862 NW / Nv. 1355</b> |                  |                    |
|---|------------------|--------------------|
| <b>Lugar: Unidad Estrella de Cháparra</b>       |                  |                    |
| <b>Descripción</b>                              | <b>Parámetro</b> | <b>Unidad</b>      |
| Densidad del explosivo                          | 1.174            | Gr/cc              |
| Densidad de roca                                | 2.69             | Ton/m <sup>3</sup> |
| Velocidad de detonación del explosivo           | 5700             | m/seg              |
| Presión de detonación                           | 93               | Kbar               |
| Longitud de Pentacord                           | 9                | m                  |
| Longitud de mecha rápida                        | 7                | m                  |
| Cantidad de Carmex                              | 38               | Unid.              |
| Eficiencia de voladura                          | 96.32            | %                  |
| Factor de potencia por disparo                  | 2.11             | Kg/TM              |
| Factor de avance                                | 16.18            | Kg/m               |



Cálculos del diseño de la voladura:

Tipo de explosivo: Emulnor 3000 1'' x 12''

$$\text{Densidad de carga: } \frac{dex(De)^2 x \pi}{4000} = \frac{1.14 x (De)^2 x \pi}{4000} = 0.578 \text{ Kg/m}$$

$$\text{Longitud de carga: } 1/2: (0.578 \text{ kg/m}) \times (0.83 \text{ m/tal}) = 0.479 \text{ kg/tal}$$

$$2/3: (0.578 \text{ kg/m}) \times (1.13 \text{ m/tal}) = 0.653 \text{ kg/tal}$$

$$3/4: (0.578 \text{ kg/m}) \times (1.33 \text{ m/tal}) = 0.769 \text{ kg/tal}$$

$$4/5: (0.578 \text{ kg/m}) \times (1.38 \text{ m/tal}) = 0.798 \text{ kg/tal}$$

Longitud de carga promedio: 1.1675 m/tal

$$\text{Kilogramos de explosivo: } 1/2: 0.479 \text{ kg/m}^3 \times 8 \text{ tal} = 3.832 \text{ kg}$$

$$2/3: 0.653 \text{ kg/m}^3 \times 8 \text{ tal} = 5.224 \text{ kg}$$

$$3/4: 0.769 \text{ kg/m}^3 \times 15 \text{ tal} = 6.152 \text{ kg}$$

$$4/5: 0.798 \text{ kg/m}^3 \times 12 \text{ tal} = 11.172 \text{ kg}$$

$$\text{Total} = 26.38 \text{ kg expl/disparo}$$

$$\text{Vol. roto por disparo: } V = S \times \text{Long. Avance} = 4.7\text{m}^2 \times 1.63 \text{ m} = 7.661 \text{ m}^3/\text{disparo}$$

$$\text{Factor de carga por disparo (FC): } 26.38 \text{ kg expl/disparo}/7.661 \text{ m}^3/\text{disparo}$$

$$= \mathbf{3.4 \text{ kg expl/m}^3}$$

$$\text{Factor de potencia por disparo (FP): } 26.38 \text{ kg expl/disparo}/20.302 \text{ TM/disparo}$$

$$= \mathbf{2.11 \text{ kg/TM}}$$

$$\text{Factor de avance (FA): } 26.38 \text{ kg expl/disparo}/1.63 \text{ m} = \mathbf{16.18 \text{ kg/m}^3}$$

**Tabla 8:** Distribución total de carga explosiva actual

| N°           | Taladros        | Cantidad  | LC   | FC          | Cartuchos/Tal | T. de cartuchos<br>(Kg) |
|--------------|-----------------|-----------|------|-------------|---------------|-------------------------|
| 1            | T. Alivio       | 4         | -    | -           | -             |                         |
| 2            | T. Arranque     | 5         | 4/5. | 11.2        | 5             | 25                      |
| 3            | T. Arrastre     | 4         |      |             | 5             | 20                      |
| 4            | T. Ayudas       | 4         |      |             | 5             | 20                      |
| 5            | T. Cuneta       | 1         |      |             | 5             | 5                       |
| 8            | T. Subayudas C  | 4         | 2/3. | 5.22        | 3             | 12                      |
| 9            | T. Cuadradores  | 4         |      |             | 3             | 12                      |
| 10           | T. Ayuda corona | 3         | 1/2. | 3.83        | 3             | 9                       |
| 11           | T. Corona       | 5         |      |             | 3             | 15                      |
| <b>Total</b> |                 | <b>42</b> |      | <b>26.4</b> |               | <b>150</b>              |

Calculamos el factor de carga a través del desarrollo de Kuznetsov en 1979, que establece un sistema de correlación entre cantidad de explosivo utilizado para la influencia de un taladro y las dimensiones del volumen de roca por taladro (Barreda, 2017).

De la ecuación 10, se tiene;  $K = \frac{Q}{B * E * H}$

Para el cálculo de la carga específica se tiene:

$$Q = Dc \times B \times S \times H \times \delta_{\text{explosivo}} = 0.578 \times 0.08 \times 0.08 \times 1.57 \times 1.174 = 0.00682 \text{ Kg}$$

En la ecuación, para el factor de carga por taladro, se tiene:  $K = \frac{Q}{B * E * H} = 0.6787 \text{ Kg/m}^3$

**Tabla 9:** Resumen de resultados de voladura actual

| <b>Resumen de parámetros</b>   |                     |                   |
|--------------------------------|---------------------|-------------------|
| <b>Parámetros</b>              | <b>Emulnor 3000</b> | <b>Unidad</b>     |
| Kg – explosivo/taladro         | 0.00682             | kg                |
| Volumen roto/taladro           | 0.01                | m <sup>3</sup>    |
| Tonelaje roto por taladro      | 0.027               | TM                |
| Factor de carga por taladro    | 0.6787              | kg/m <sup>3</sup> |
| Factor de potencia por taladro | 0.253               | kg/TM             |

#### 4.2.2. Distribución del factor de carga para la voladura propuesta

Para el ajuste de dicho factor de carga, lo realizaremos a partir de la ecuación de Kuznetsov, donde dicho parámetro está incluido en el, que contienen también el desarrollado en el campo referente a las propiedades del macizo rocoso, propiedades del explosivo y los parámetros de diseño de voladura:

De la ecuación 14, se tiene:  $X_{50} = A \left( \frac{V_a}{Q_e} \right)^{0.8} \cdot Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{S_{RWS \text{ emulnor}}} \right)^{19/30}$

##### a) Propiedades del macizo rocoso y de los explosivos

**Tabla 10:** Propiedades De La Roca Intacta

| <b>Propiedades de la roca intacta</b> |              |                   |
|---------------------------------------|--------------|-------------------|
| <b>Descripción</b>                    | <b>Valor</b> | <b>Unidad</b>     |
| Factor de roca                        | 9.36         |                   |
| Tipo de roca                          | Intrusivo    |                   |
|                                       |              | “...continuación” |
| Gravedad específica                   | 2.69         | SG                |
| Módulo de elasticidad                 | 50           | Gpa               |
| UCS                                   | 148.77       | Mpa               |
| Fuerza de tensión                     | 10           | MPa               |

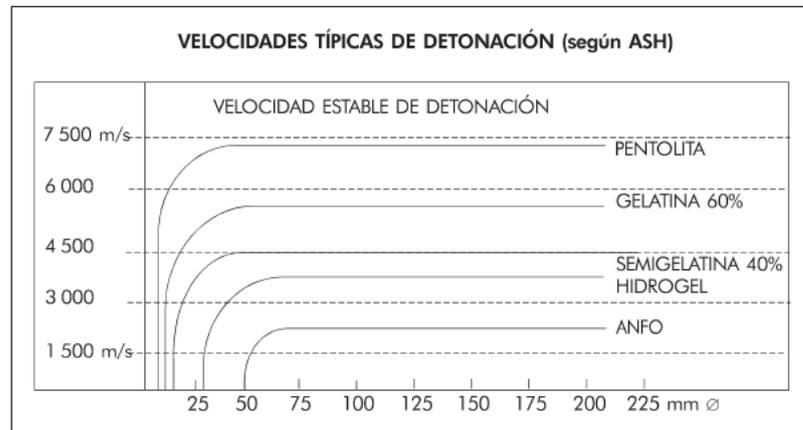
**Tabla 11:** Características de las juntas

| <b>Juntas</b>             |              |               |
|---------------------------|--------------|---------------|
| <b>Descripción</b>        | <b>Valor</b> | <b>Unidad</b> |
| Espaciamiento             | 0.20-0.60    | m             |
| Buzamiento                | 45 - 55      | Deg           |
| Dirección Buzamiento      | 0            | Deg           |
| Tamaño del bloque In-situ | 2.1          | m             |

**Tabla 12:** Propiedades de los explosivos

| <b>Tipo de explosivo</b>             | <b>Emulnor 3000 1" x 12"</b> |              |               |
|--------------------------------------|------------------------------|--------------|---------------|
| <b>Descripción</b>                   | <b>Símbolo</b>               | <b>Valor</b> | <b>Unidad</b> |
| Longitud del explosivo               | Le                           | 0.3048       | m             |
| Diámetro del explosivo               | $\varphi_e$                  | 0.0254       | m             |
| Densidad relativa                    | De                           | 1.14 ± 0.1   | gr/cc         |
| Energía (Calor de explosión)         | Q <sub>3</sub>               | 920          | kcal/kg       |
| Factor de eficiencia del explosivo   | %EE                          | 0.8          | %             |
| Presión de detonación                | PoD                          | 93           | kbar          |
| Potencia relativa en peso            | PRP                          | 102          | % (Anfo) 100  |
| Potencia relativa en volumen         | PRP                          | 142          | %             |
| Velocidad de detonación (Confinado ) | VOD                          | 5700 ± 300   | m/s           |
| Velocidad de detonación (s/confinar) | VOD                          | 4400 ± 300   | m/s           |

Para calcular el valor efectivo de la velocidad de detonación se determina de acuerdo a la curva generada de la siguiente figura, por el diámetro de perforación y el tipo de explosivo que se utiliza.



**Figura 17:** Velocidades típicas de detonación en función del diámetro de perforación.

Fuente: (Exsa, 2000).

### b) Cálculo del Índice de Volabilidad ó factor de roca:

Para determinar el índice de volabilidad **A** se utiliza la ecuación de factor de roca, donde precisaremos a continuación;

**Tabla 13:** Cálculo del índice de Volabilidad A

| Factor de roca (A) |                                   |            |
|--------------------|-----------------------------------|------------|
| Variable           | Descripción                       | Valoración |
| RMD                | Masiva                            | 50         |
| JPS                | De sobre tamaño a tamaño de malla | 50         |
| JPA                | Rumbo perpendicular a la cara     | 30         |
| RDI                | 25*2.69 G/cc - 50                 | 17.25      |
| HF                 | y/3                               | 8.83       |
| A                  |                                   | 9.3648     |

### c) Ajuste del factor de carga (K)

Para el cálculo del ajuste del factor de carga desarrollamos a través de la ecuación propuesto por Kuznetsov, que establece un sistema de correlación entre cantidad de

explosivo utilizado para la influencia de un taladro y las dimensiones del volumen de roca por taladro (Barreda, 2017).

De la ecuación 10, se tiene;  $K = \frac{Q}{B * E * H}$

Para el cálculo de la carga específica se tiene:

$$Q = Dc \times B \times S \times H \times \delta_{\text{explosivo}} = 0.578 \times 0.07 \times 0.08 \times 1.67 \times 1.174 = 0.00635 \text{ Kg}$$

En la ecuación, el factor de carga ajustado por taladro, se tiene:

$$K = \frac{Q \text{ carga específica por taladro}}{B * S * H}$$
$$K = \frac{0.00635 \text{ Kg/tal}}{0.7 * 0.8 * 1.67} = 0.6787 \text{ Kg expl/m}^3$$

#### d) Ecuación del tamaño medio de fragmentos

Según la ecuación adaptada de Kuznetsov (Cunningham, 2005);

$$X_{50} = AK^{-0.8} Q^{1/6} \cdot \frac{115^{19/30}}{RWS_{\text{emulnor}}}$$
$$X_{50} = (9.3648) \left( 0.6789 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3 - \text{tal}} \right)^{-0.8} (0.00635)^{1/6} \cdot \left( \frac{115}{100.87} \right)^{19/30} = 5.968 \cong 6 \text{ cm}$$

Particularmente, se tiene el tamaño característico del material:

$$X_c = \frac{X_{50}}{(0.693)^{1/n}} \quad ; X_c = \frac{X_{50}}{(0.693)^{1/n}} = \frac{5.968}{(0.693)^{1/0.4177}} = 14.35 \text{ cm}$$

Comprobamos para X=X<sub>50</sub> en la ecuación de distribución de tamaño:

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} = 1 - e^{-\left(\frac{5.968}{14.35}\right)^{0.41778}} = 0.4999 = 50\%$$

**Tabla 14:** Valores obtenidos mediante el modelo Kuz Ram

|                              |          |
|------------------------------|----------|
| Índice de Volabilidad A      | 9.36     |
| Tamaño promedio del material | 6 cm     |
| Tamaño característico        | 14.35 cm |

Según la siguiente tabla, se analiza los valores del tamaño característico  $X_c$  y el coeficiente de uniformidad  $n$ , para diferentes valores de  $X$ . De acuerdo a ello se dispone una óptima fragmentación, ya el valor de 14.35 cm se aproxima a 0.15 m.

**Tabla 15:** Percepciones de la fragmentación de rocas.

| Objetivos de Fragmentación |        | Predicción de la fragmentación |         |   |
|----------------------------|--------|--------------------------------|---------|---|
| Sobre tamaño               | 0.2 m  | Porcentaje sobre Tamaño        | 20.87 % | m |
| Optima                     | 0.15 m | Porcentaje en el rango         | 66.90%  | m |
| Bajo tamaño                | 0.01 m | Porcentaje bajo Tamaño         | 1.80%   | m |

Fuente: (Barreda, 2017)

#### e) Distribución genérica del factor de carga por disparo

El diseño se basa en las características geológicas y geo mecánicas del yacimiento a continuación:

**Tabla 16:** Características para diseño de voladura

| Diseño de voladura: Cx 862 NW / Nv. 1355 |           |                    |
|--|-----------|--------------------|
| Lugar: Estrella de Cháparra              |           |                    |
| Descripción                              | Parámetro | Unidad             |
| Sección                                  | 4.7       | m <sup>2</sup>     |
| Long. Efect. de perforación              | 1.73      | m                  |
| No de taladros de alivio                 | 3         | Tal.               |
| No de taladros cargados                  | 31        | Tal.               |
| No de taladros de cuneta                 | 1         | Tal.               |
| Densidad del explosivo                   | 1.174     | Gr/cc              |
| Densidad de roca                         | 2.69      | Ton/m <sup>3</sup> |
| Velocidad de detonación del explosivo    | 5700      | m/seg              |
| Presión de detonación                    | 93        | Kbar               |
| Longitud de pentacord                    | 6.4       | m                  |
| Longitud de mecha rápida                 | 7         | m                  |
| Cantidad de carmex                       | 32        | Unid.              |
| Eficiencia de voladura                   | 98.26     | %                  |
| Factor de carga por disparo              | 2.9       | Kg/m <sup>3</sup>  |
| Factor de potencia por disparo           | 1.73      | Kg/TM              |
| Factor de avance                         | 14.09     | Kg/m               |

**Tabla 17:** Distribución de carga de explosivos propuesto

| N°           | Taladros        | Cantidad  | Longitud<br>de Carga | FC<br>(Kg)  | Cartuchos/Tal | T.<br>cartuchos |
|--------------|-----------------|-----------|----------------------|-------------|---------------|-----------------|
| 1            | T. Alivio       | 3         | -                    | -           | -             | -               |
| 2            | T. Arranque     | 3         | 4/5.                 | 9.58        | 5             | 15              |
| 3            | T. Arrastre     | 4         |                      |             | 5             | 20              |
| 4            | T. Ayudas       | 4         |                      |             | 5             | 20              |
| 5            | T. Cuneta       | 1         |                      |             | 5             | 5               |
| 6            | T. Subayudas A  | 4         | 3/4.                 | 11.5        | 4             | 16              |
| 7            | T. Subayudas B  | 4         |                      |             | 4             | 16              |
| 8            | T. Cuadradores  | 4         |                      |             | 4             | 16              |
| 9            | T. Ayuda corona | 3         |                      |             | 4             | 12              |
| 10           | T. Corona       | 5         | 2/3.                 | 3.27        | 4             | 20              |
| <b>Total</b> |                 | <b>35</b> |                      | <b>24.4</b> |               | <b>140</b>      |

Calculo de la cantidad de explosivo

Tipo de explosivo: Emulnor 3000 1'' x 12''

$$\text{Densidad de carga: } \frac{dex(De)^2 \times \pi}{4000} = \frac{1.14 \times (De)^2 \times \pi}{4000} = 0.578 \text{ Kg/m}$$

$$\text{Longitud de carga: } 2/3: (0.578 \text{ kg/m}) \times (1.13 \text{ m/tal}) = 0.653 \text{ kg/tal}$$

$$3/4: (0.578 \text{ kg/m}) \times (1.33 \text{ m/tal}) = 0.769 \text{ kg/tal}$$

$$4/5: (0.578 \text{ kg/m}) \times (1.38 \text{ m/tal}) = 0.798 \text{ kg/tal}$$

Longitud de carga promedio: 1.28 m/tal

$$\text{Kg. de explosivo: } 2/3: 0.653 \text{ kg/m}^3 \times 5 \text{ tal} = 3.265 \text{ kg}$$

$$3/4: 0.769 \text{ kg/m}^3 \times 15 \text{ tal} = 11.535 \text{ kg}$$

$$4/5: 0.798 \text{ kg/m}^3 \times 12 \text{ tal} = 9.576 \text{ kg}$$

$$\text{Total} = 24.376 \text{ kg expl/disparo}$$

$$\text{Vol. roto por disparo: } V = S \times \text{Long. Avance} = 4.7 \text{ m}^2 \times 1.73 \text{ m} = 8.131 \text{ m}^3/\text{disparo}$$

$$\text{Factor de carga (FC): } 24.376 \text{ kg expl/disparo} / 8.131 \text{ m}^3/\text{disparo} = \mathbf{2.9 \text{ kg expl/m}^3}$$

$$\text{Factor de potencia (FP): } 24.376 \text{ kg expl/disparo} / 21.789 \text{ TM/disparo} = \mathbf{1.2 \text{ kg/TM}}$$

$$\text{Factor de avance (FA): } 24.376 \text{ kg expl/disparo} / 1.73 \text{ m} = \mathbf{14.09 \text{ kg/m}^3}$$

### 4.3. COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ANTERIOR - PROPUESTO

**Tabla 18:** Costos de perforación y voladura anterior

| EMAECSA - DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO |                                   |                             |                 |                          |                    |              |                      |                 |               |  |
|---|-----------------------------------|-----------------------------|-----------------|--------------------------|--------------------|--------------|----------------------|-----------------|---------------|--|
| ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS                       |                                   |                             |                 |                          |                    |              |                      |                 |               |  |
| PARTIDA :   |                                   | <b>HORIZ CRUCERO 862 NW</b> |                 | Rendimiento :            | <b>1.69</b>        | <b>5.55</b>  | <b>mt : pie</b>      |                 |               |  |
| DIMENSIONES :                                       |                                   | <b>2.10</b>                 | <b>X</b>        | <b>2.40</b>              | Longitud barra:    | <b>1.829</b> | <b>6.000</b>         | <b>mt : pie</b> |               |  |
| UNIDAD DE MEDIDA :                                  |                                   | <b>ML</b>                   |                 | <b>4.7</b>               | Longitud efectiva: | <b>1.757</b> | <b>5.764</b>         | <b>mt : pie</b> |               |  |
| ELABORADO POR :                                     |                                   | <b>EMAECSA</b>              |                 | Eficiencia voladura:     | <b>96%</b>         |              | <b>%</b>             |                 |               |  |
| UNIDAD DE PRODUCCION :                              |                                   | <b>ESTRELLA</b>             |                 | No taladros perforados : | <b>42.00</b>       |              | <b>tal / frente</b>  |                 |               |  |
| TIPO DE MATERIAL:                                   |                                   | <b>DESMONTE</b>             |                 | No taladros disparados : | <b>38.00</b>       |              | <b>tal / frente</b>  |                 |               |  |
| DUREZA MATERIAL:                                    |                                   | <b>SEMIDURA</b>             |                 | Volumen calculado :      | <b>8.26</b>        |              | <b>m3 / disparo</b>  |                 |               |  |
| Densidad del material :                             |                                   | <b>2.69</b>                 | <b>ton / m3</b> | Volumen roto :           | <b>7.95</b>        |              | <b>m3 / disparo</b>  |                 |               |  |
| FECHA DE ELABORACION :                              |                                   | <b>jun-21</b>               |                 | Tonelaje roto:           | <b>21.39</b>       |              | <b>ton / disparo</b> |                 |               |  |
| ITEM  | DESCRIPCION                       |                             | Cantidad        | Unidad                   | % Incid.           | P.U.(US\$)   | Parcial              | SubTotal        | TOTAL(US\$)   |  |
| <b>1.00</b>   | <b>MANO DE OBRA</b>               |                             |                 |                          |                    |              |                      |                 |               |  |
|   | Maestro perforista                |                             | 10.00           | h/h                      | 50%                | 3.91         | 19.53                | 11.54           |               |  |
|   | Ayudante perforista               |                             | 10.00           | h/h                      | 50%                | 3.55         | 17.76                | 10.50           |               |  |
|   | Operador de Pala neumática        |                             | 0.00            | h/h                      | 50%                | 2.70         | 0.00                 | 0.00            |               |  |
|   | Peón de servicios                 |                             | 10.00           | h/h                      | 25%                | 2.84         | 7.10                 | 4.20            |               |  |
|   | Ing. Guardia                      |                             | 10.00           | h/h                      | 10%                | 6.75         | 6.75                 | 3.99            |               |  |
|   | Capataz líder                     |                             | 10.00           | h/h                      | 15%                | 3.55         | 5.33                 | 3.15            |               |  |
|   | Bodeguero                         |                             | 10.00           | h/h                      | 5%                 | 2.42         | 1.21                 | 0.71            | <b>34.09</b>  |  |
| <b>2.10</b>   | <b>MATERIALES</b>                 |                             |                 |                          |                    |              |                      |                 |               |  |
|   | Barrenos integrales 3´            |                             | 226.8           | Pp                       | 50%                | 0.10         | 11.81                | 6.98            |               |  |
|   | Barrenos integrales 5´            |                             | 226.8           | Pp                       | 50%                | 0.14         | 16.06                | 9.49            |               |  |
|   | Barrenos integrales 6´            |                             | 226.8           | Pp                       | 50%                | 0.15         | 17.17                | 10.15           |               |  |
|   | Manguera 1"                       |                             | 0.20            | ml                       | 100%               | 0.37         | 0.07                 | 0.04            |               |  |
|   | Manguera 1/2"                     |                             | 0.30            | ml                       | 100%               | 0.01         | 0.00                 | 0.00            |               |  |
|   | Afiladora de barrenos             |                             | 226.80          | Pp                       | 25%                | 0.02         | 1.13                 | 0.67            |               |  |
|   | Aceite de Perforación             |                             | 0.15            | Gal                      | 100%               | 14.66        | 2.20                 | 1.30            | <b>28.63</b>  |  |
| <b>2.20</b>   | <b>EXPLOSIVOS</b>                 |                             |                 |                          |                    |              |                      |                 |               |  |
|   | Emulnor 3000 1"x12"               |                             | 150             | car                      | 100%               | 0.88         | 131.92               | 77.96           |               |  |
|   | Carmex                            |                             | 38.00           | unid                     | 100%               | 0.30         | 11.59                | 6.85            |               |  |
|   | Guia de seguridad                 |                             | 0.61            | m                        | 100%               | 0.37         | 0.22                 | 0.13            |               |  |
|   | Mecha rápida                      |                             | 7.00            | m                        | 100%               | 0.37         | 2.56                 | 1.51            |               |  |
|   | Cordón detonante                  |                             | 6.40            | m                        | 100%               | 0.16         | 1.02                 | 0.61            | <b>87.06</b>  |  |
| <b>2.30</b>   | <b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b> |                             |                 |                          |                    |              |                      |                 |               |  |
|   | Implementos de Seguridad Normal   |                             | 1.94            | Unid                     | 100%               | 0.91         | 1.76                 | 1.04            |               |  |
|   | Implementos de Seguridad Agua     |                             | 2.00            | Unid                     | 100%               | 0.38         | 0.77                 | 0.45            |               |  |
|   | Herramientas                      |                             | 5.0%            | %mo                      | 100%               | 34.09        | 1.70                 | 1.70            | <b>3.20</b>   |  |
| <b>3.00</b>   | <b>EQUIPOS</b>                    |                             |                 |                          |                    |              |                      |                 |               |  |
|   | Perforadora Jack leg              |                             | 226.8           | pp                       | 100%               | 0.11         | 24.95                | 14.74           |               |  |
|   | Cargador de lámparas              |                             | 10.5            | h-h                      | 100%               | 0.17         | 1.79                 | 1.06            | <b>15.80</b>  |  |
| <b>COSTO DIRECTO</b>                                |                                   |                             |                 |                          |                    |              |                      |                 | <b>168.78</b> |  |
| <b>GASTOS GENERALES Y UTILIDAD</b>                  |                                   |                             |                 | <b>25%</b>               |                    |              |                      | <b>42.20</b>    |               |  |
| <b>COSTO TOTAL</b>                                  |                                   |                             | <b>US \$ /</b>  | <b>ML</b>                |                    |              |                      |                 | <b>210.98</b> |  |



**Tabla 19:** Costos de perforación y voladura propuesta.

| EMAECSA - DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO |                                   |                      |                |            |                          |            |          |               |               |
|---|-----------------------------------|----------------------|----------------|------------|--------------------------|------------|----------|---------------|---------------|
| ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS                       |                                   |                      |                |            |                          |            |          |               |               |
| PARTIDA :   |                                   | HORIZ CRUCERO 862 NW |                |            | Rendimiento :            | 1.73       | 5.66     | mt : pie      |               |
| DIMENSIONES :                                       |                                   | 2.10                 | X              | 2.40       | Longitud barra:          | 1.829      | 6.000    | mt : pie      |               |
| UNIDAD DE MEDIDA :                                  |                                   | ML                   |                | 4.7        | Longitud efectiva:       | 1.757      | 5.764    | mt : pie      |               |
| ELABORADO POR :                                     |                                   | EMAECSA              |                |            | Eficiencia voladura:     | 98%        |          | %             |               |
| UNIDAD DE PRODUCCION :                              |                                   | ESTRELLA             |                |            | No taladros perforados : | 35.00      |          | tal / frente  |               |
| TIPO DE MATERIAL:                                   |                                   | DESMONTE             |                |            | No taladros disparados : | 32.00      |          | tal / frente  |               |
| DUREZA MATERIAL:                                    |                                   | SEMIDURA             |                |            | Volumen calculado :      | 8.26       |          | m3 / disparo  |               |
| Densidad del material :                             |                                   | 2.69                 | ton /          | m3         | Volumen roto :           | 8.11       |          | m3 / disparo  |               |
| FECHA DE ELABORACION :                              |                                   | jun-21               |                |            | Tonelaje roto:           | 21.82      |          | ton / disparo |               |
| ITE M   | DESCRIPCION                       |                      | Cantid ad      | Unid ad    | % Incid.                 | P.U.(US\$) | Parci al | SubTo tal     | TOTAL(US\$)   |
| <b>1.00</b>   | <b>MANO DE OBRA</b>               |                      |                |            |                          |            |          |               |               |
|   | Maestro perforista                |                      | 10.00          | h/h        | 50%                      | 3.91       | 19.53    | 11.32         |               |
|   | Ayudante perforista               |                      | 10.00          | h/h        | 50%                      | 3.55       | 17.76    | 10.29         |               |
|   | Operador de Pala neumática        |                      | 0.00           | h/h        | 50%                      | 2.70       | 0.00     | 0.00          |               |
|   | Peón de servicios                 |                      | 10.00          | h/h        | 25%                      | 2.84       | 7.10     | 4.12          |               |
|   | Ing. Guardia                      |                      | 10.00          | h/h        | 10%                      | 6.75       | 6.75     | 3.91          |               |
|   | Capataz líder                     |                      | 10.00          | h/h        | 15%                      | 3.55       | 5.33     | 3.09          |               |
|   | Bodeguero                         |                      | 10.00          | h/h        | 5%                       | 2.42       | 1.21     | 0.70          | <b>33.42</b>  |
| <b>2.10</b>   | <b>MATERIALES</b>                 |                      |                |            |                          |            |          |               |               |
|   | Barrenos integrales 3'            |                      | 189.0          | Pp         | 50%                      | 0.10       | 9.84     | 5.70          |               |
|   | Barrenos integrales 5'            |                      | 189.0          | Pp         | 50%                      | 0.14       | 13.38    | 7.75          |               |
|   | Barrenos integrales 6'            |                      | 189.0          | Pp         | 50%                      | 0.15       | 14.31    | 8.29          |               |
|   | Manguera 1"                       |                      | 0.20           | ml         | 100%                     | 0.37       | 0.07     | 0.04          |               |
|   | Manguera 1/2"                     |                      | 0.30           | ml         | 100%                     | 0.01       | 0.00     | 0.00          |               |
|   | Afiladora de barrenos             |                      | 189.00         | Pp         | 25%                      | 0.02       | 0.95     | 0.55          |               |
|   | Aceite de Perforación             |                      | 0.15           | Gal        | 100%                     | 14.66      | 2.20     | 1.27          | <b>23.61</b>  |
| <b>2.20</b>   | <b>EXPLOSIVOS</b>                 |                      |                |            |                          |            |          |               |               |
|   | Emulnor 3000 1"x12"               |                      | 140            | car        | 100%                     | 0.88       | 123.12   | 71.33         |               |
|   | Carmex                            |                      | 32.00          | unid       | 100%                     | 0.30       | 9.76     | 5.65          |               |
|   | Guía de seguridad                 |                      | 0.61           | m          | 100%                     | 0.37       | 0.22     | 0.13          |               |
|   | Mecha rápida                      |                      | 7.00           | m          | 100%                     | 0.37       | 2.56     | 1.48          |               |
|   | Cordón detonante                  |                      | 6.40           | m          | 100%                     | 0.16       | 1.02     | 0.59          | <b>79.19</b>  |
| <b>2.30</b>   | <b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b> |                      |                |            |                          |            |          |               |               |
|   | Implementos de Seguridad Normal   |                      | 1.94           | Unid       | 100%                     | 0.91       | 1.76     | 1.02          |               |
|   | Implementos de Seguridad Agua     |                      | 2.00           | Unid       | 100%                     | 0.38       | 0.77     | 0.45          |               |
|   | Herramientas                      |                      | 5.0%           | %mo        | 100%                     | 33.42      | 1.67     | 1.67          | <b>3.14</b>   |
| <b>3.00</b>   | <b>EQUIPOS</b>                    |                      |                |            |                          |            |          |               |               |
|   | Perforadora Jack leg              |                      | 189.0          | pp         | 100%                     | 0.11       | 20.79    | 12.04         |               |
|   | Cargador de lámparas              |                      | 10.5           | h-h        | 100%                     | 0.17       | 1.79     | 1.04          | <b>13.08</b>  |
| <b>COSTO DIRECTO</b>                                |                                   |                      |                |            |                          |            |          |               | <b>152.43</b> |
| <b>GASTOS GENERALES Y UTILIDAD</b>                  |                                   |                      |                | <b>25%</b> |                          |            |          |               | <b>38.11</b>  |
| <b>COSTO TOTAL</b>                                  |                                   |                      | <b>US \$ /</b> | <b>ML</b>  |                          |            |          |               | <b>190.54</b> |

#### 4.4. DISCUSIONES

Discusiones a la hipótesis general:

Según la hipótesis general: **“Aplicando el modelo de Kuz Ram, se optimizará los costos unitarios de perforación y voladura en el Crucero 862 NW, de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.”.**

El estudio se apoya Según, (Afum & Temeng, 2015), que se demuestran “Las operaciones de perforación y voladura de la mina se estudiaron de cerca para identificar parámetros geométricos alternativos para voladuras basados en el modelo de fragmentación de Kuz-Ram que reduce el costo total de voladuras. También se consideraron otros parámetros técnicos que reducirían significativamente los costos y mejorarían la productividad, mientras se mantiene la fragmentación de la roca y el control de la pared deseados”.

Se analizaron los costos unitarios de perforación y voladura según al estudio de un diseño de malla de perforación anterior y un diseño de malla de perforación propuesto principalmente desde los parámetros como burden y espaciamiento, también se evaluó el factor de carga con el fin de reducir la cantidad de explosivo a utilizar ya que estos se traducen en costos y particularmente analizar la disminución de los tamaños de material grueso previniendo desde el diseño de la voladura.

Se variaron las medidas del burden y espaciamiento, después del estudio de la malla anterior, por efecto la optimización de costos lográndose una reducción en el costo unitario de perforación voladura en 20.44 US\$/disparo, como consecuencia de ajustar dichos parámetros de la malla de perforación.

De acuerdo a la evaluación por el modelo de Kuz – Ram, se evidenció que el promedio del tamaño de los bolones es de 6 cm, que significó la salida de los taladros de arranque más seguro en comparación al diseño anterior donde se decidía la distribución y la cantidad de taladros a perforarse sin considerar la evaluación efectiva de terreno.

Discusiones a las hipótesis específicas:

Según la primera hipótesis específica: **“Al rediseñar la malla de perforación, por intermedio del ajuste de los parámetros en la ecuación de uniformidad, se reducirá los costos de perforación en el Crucero 862 NW de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.”.**



Con el nuevo diseño de malla empleado en la Cx.862 NW se estandarizó parámetros en diseño de perforación como son burden, espaciamiento con un trazo adecuado, a su vez se puso mayor énfasis en el control de los guidores para el paralelismo, disminución en número de taladros y una supervisión constante en el trazado o marcación de la malla en el frente de trabajo, como tal se redujo a 38 taladros habiendo una diferencia de 4 taladros menos con respecto a la malla anterior.

### **Parámetros de malla de perforación anterior**

Habitualmente, se ha estado perforando sin una malla estandarizada es decir que las perforaciones se hicieron empíricamente, con 42 taladros perforados, 37 taladros de producción, 4 de alivio y 01 taladro para cuneta, evaluada con una eficiencia de perforación de 92.61 %. En cuanto a los costos de perforación en la malla anterior los costos en perforación de aire, perforadora, barreno, broca, aceite sumaban hasta US\$ 102.15 por metro lineal de avance esto debido que se empleaba una malla muy diferente respecto al diseño propuesto.

### **Propuesta para el nuevo diseño de parámetros de Malla de perforación**

Se ha calculado el ajuste general por intermedio de la ecuación de uniformidad basado en la geometría del taladro y como afecta;

Según (Huanca Paricahua, 2018), El segundo término de la ecuación de Cunningham, que involucra a la relación S/B, sugiere que a medida que la relación S/B aumenta n también aumenta (un rango más estrecho de tamaño de partícula). Esto está de acuerdo con el método Sueco, pero Cunningham precave que este término refleja la malla de perforación, no la malla de iniciación y que la relación nunca debe exceder a 2.

Esto es razonable, porque lo que se quiere es reducir el tamaño de los fragmentos que sea proporcional a la reducción de costos, entonces se tiene que variar el este término, ajustando el valor de burden y espaciamiento.

Entonces, para diseñar la nueva malla de perforación en el frente de trabajo Cx. 862 NW, se han ajustado el burden y espaciamiento usando la fórmula de R. Ash modificado (Cámac, 2001), se tiene para  $B=0.07$  m y  $E=0.08$  m, diseñando con 31 taladros de producción, 3 de alivio y 01 taladro de cuneta; para 6 pies de avance y con una eficiencia de perforación de 98.29 %.



Con el nuevo diseño de malla propuesto de perforación y voladura se logró reducir la suma de los altos costos de perforación hasta en un US\$ 10.59 por metro lineal de avance.

Según la segunda hipótesis específica: **“Al distribuir adecuadamente el factor de carga, mediante su ajuste en la ecuación de Kuznetsov, se minimizará los costos de voladura en el frente de trabajo Crucero 862 NW, de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Cháparra S.A.”.**

### **Distribución de la Carga explosiva anterior**

Con la determinación de la carga explosiva anterior se distribuían 150 explosivos Emulnor 3000 compartidas a lo largo de la longitud de carga, pensando los perforistas y sus ayudantes que así se lograría una buena rotura del material estéril que no afecte mucho a las operaciones posteriores y obtener una buena faena evaluadas con una eficiencia de voladura de 96.32 %, que a su vez sumando con la eficiencia de perforación anterior, seguía la ineficiencia en el avance. Los costos totales de explosivos con la malla anterior sumaban US\$ 87.06 por metro lineal de avance.

### **Distribución de la Carga explosiva optimizada**

De acuerdo a la características de la velocidad de detonación de Ash (EXSA, 2000) y según la experiencia en el macizo rocoso, se ha seleccionado el explosivo Emulnor 3000 con un total de 140 explosivos, teniendo una nueva distribución de explosivos que se ajustó a 0.006789 kg/m<sup>3</sup> por taladro según lo propuesto por (Kuznetsov, 1973), ya que generando para los 140 explosivos, los costos se han reducido a US\$ 9.93 por metro lineal de avance en voladura.

También según lo definido por (Huanca Paricahua, 2018), indica que el tamaño medio de la partícula disminuye casi linealmente con el aumento del factor de carga: a medida que el factor de carga aumenta el tamaño medio de partícula disminuye. La ecuación también sugiere una débil dependencia del peso del explosivo por taladro.

Esto también es muy favorable para el estudio, ya que desde el factor de carga anterior que es 0.6787 kg/m<sup>3</sup> disminuye al factor de carga propuesto a 0.6789, que considerablemente apoyó en la reducción de costos en voladura.



## V. CONCLUSIONES

### Conclusión general:

A través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario en 20.44 \$/ML, en comparación con lo que se venía obteniendo, es decir una reducción del 9.69 %.

### Conclusiones específicas:

En perforación, se redujo de 102.15 US\$/ML a 91.56 US\$/ML, optimizándose en 10.59 US\$/ML, con 4 taladros optimizados y lográndose una eficiencia de perforación de 92.61 % a 98.29 %. Ajustándose también el Burden y espaciamiento a 0.07 m y 0.08 m respectivamente.

En voladura, la reducción de costos fue de 108.83 US\$/ML a 98.9 US\$/ML, optimizándose 9.8 US\$/ML, toda esta reducción del costo trajo consigo la eficiencia de voladura del 96,32 % al 98.26 %. Ajustándose los parámetros de diseño de voladura, como el factor de carga por taladro de 0.6787 kg/m<sup>3</sup> a 0.6789 kg/m<sup>3</sup>, correspondientes al anterior y propuesto respectivamente. Consecuentemente el factor de carga por disparo se redujo de 3.4 Kg/m<sup>3</sup> a 2.9 Kg/m<sup>3</sup>, en consumo de explosivos (emulsiones). Particularmente, el tamaño de fragmentos incidió proporcionalmente a los costos de perforación y voladura, con un tamaño característico de fragmento en 14.35 cm, donde responde positivamente para las aberturas de la parrilla con diámetro promedio de 20 cm.



## VI. RECOMENDACIONES

Para la continuación en la ejecución del Cx. 862 NW y otras labores afines deberían considerar la adopción de los parámetros optimizados propuestos, para reducir sus tendencias de altos costos de perforación y voladura al mismo tiempo se deben monitorearse antes y después del proceso de operaciones piloto. Cabe indicar que la prevención en la rotura del material depende mucho del cálculo minucioso de los parámetros de diseño de perforación y voladura, así se disminuiría mano de obra auxiliar ocupándose en el machacado de bolones en los echaderos.

Supervisión continúa, para mantener el paralelismo y adecuada distribución de explosivos al mismo tiempo, se recomienda contratar maestros perforistas con experiencia y/o capacitarlos con el fin de optimizar los costos en: aire comprimido, rotura de barreno, broca, desgaste de insumos de perforadora Jack Leg, rotura del material mineral y/o estéril; a fin de evitar retrasos en los posteriores procesos del ciclo de minado.



## VII. REFERENCIAS

- Afum, B. O. &, & Temeng, V. A. (2015). *REDUCING DRILL AND BLAST COST THROUGH BLAST OPTIMISATION – A CASE STUDY*. Ghana Mining Journal, 15(2), 50–57. <https://doi.org/10.4314/gm.v15i2>
- Alfaro Sulca, R. (2016). *Diseño de malla de perforación y voladura en la cantera sur para producción de roca escollera en la Cía minera el Brocal Cerro de Pasco*.
- Alonso, J. B., Gómez, J. C., & Herbert, J. H. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Universidad Politécnica de Madrid, España, Madrid.
- Bangian, A. H., Taji, M., Parhizkar, A., Ali Mozafari, C., Amir Hossein Bangian, A., Mohammad Taji, A., & Ali Parhizkar, A. (2019). *Investigating the Role of Effective Blast Block Size in Minimizing Drilling and Blasting Costs in Open Pit Mines* Challenges of Electrical Accidents in Underground Mines View project Section Exploration and Mining. Researchgate.Net. <https://doi.org/10.5593/sgem2019/1.3>
- Barreda, L. (2017). *Validación del modelo Kuz-Ram para optimizar la fragmentación de roca por voladura*. Universidad Nacional Autónoma de México.
- Bergman, P. (2005). *Optimisation of fragmentation and comminution at Boliden Mineral, Aitik Operation* [Luleå University of Technology]. In Licentiate thesis. <http://ltu.diva-portal.org/smash/get/diva2:989832/FULLTEXT01.pdf>
- Bilim, N., Çelik, A., Kekec, B., & Kekeç, B. (2017). *A study in cost analysis of aggregate production as depending on drilling and blasting design*. Article in Journal of African Earth Sciences. <https://doi.org/10.1016/j.jafrearsci.2017.07.024>
- Cámac, A. (2001). *Tecnología de explosivos*. In Facultad de Ingeniería de Minas.
- Cunningham, C. V. B. (2005). *The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on*. Brighton Conference Proceedings, 4.
- Cunningham, C. V. B. (1987). *Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-four years on*. Proc. 2nd Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, 475–487.
- Enaex. (2007). *Manual de tronadura Enaex S. A.*
- Energía y Minas, M. de. (2010). *Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería*. In *DS N* (Vol. 55).



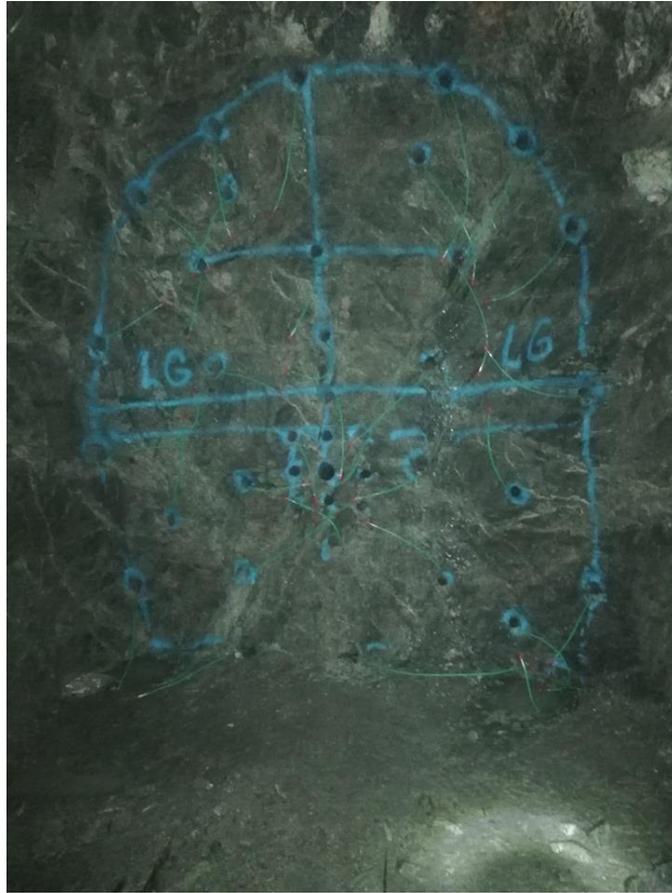
- Engin, I. (2009). *A practical method of bench blasting design for desired fragmentation based on digital image processing technique and Kuz-Ram model.*
- EXSA. (2000). *Manual Práctico de Voladura de Rocas.* In Exsa S A (3ra Edicion). Perú.
- Gadikor, J. (2018). *Optimization of Drilling and Blasting Practices at a Western US Open Pit Copper Mine.* Montana tech.
- Hernández, Roberto; Baptista, P., & Fernández, C. (2016). *Metodología de la Investigación.* In McGraw-Hill Interamericana (Vol. 61).
- Huanca Paricahua, J. E. (2018). *Predicción de la fragmentación en la voladura de bancos de producción de la UM Tacaza.* Universidad Nacional del Altiplano.
- Kuznetsov, V. M. (1973). *The mean diameter of the fragments formed by blasting rock.* Soviet Mining, 9(2), 144–148. <https://doi.org/10.1007/BF02506177>
- Lastra Moya, C. E. (2014). *Efectos en el macizo rocoso y en la fragmentación inducidos por tronadura en túneles.* Universidad de Chile.
- Leiva Torres, A. (2007). *Influencia de la optimización de la fragmentación de roca en la rentabilidad de las operaciones mina-molienda.* Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Melo Medina, F. V. (2013). *Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la compañía minera poderosa ejmac sac.* Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Nefis, M., & Talhi, K. (2016). *A model study to measure fragmentation by blasting.* Mining Science, 23. <https://doi.org/10.5277/msc162308>
- Ojeda Mestas, R. W. (2008). *Diseño De Mallas De Perforación Y Voladura Subterránea Aplicando Un Modelo Matemático De Áreas De Influencia.* In Facultad de Ingenieria de Minas. Universidad Nacional del Altiplano.
- Palangio, T., Palangio, T., Proceedings, N. M.-B. C., & 2005, undefined. (2005). *Advanced automatic optical blast fragmentation sizing and tracking.* In mst.edu. <http://www.mst.edu/~norbert/pdf/Session 8 Instrumentation.pdf>



- Singh, P. K., Roy, M. P., Paswan, R. K., Sarim, M., Kumar, S., & Ranjan Jha, R. (2016). *Rock fragmentation control in opencast blasting*. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(2), 225–237.  
<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.10.005>
- Souza, J. C. de, Silva, A. C. S. da, & Rocha, S. S. (2018). *ANALYSIS OF BLASTING ROCKS PREDICTION AND ROCK FRAGMENTATION RESULTS USING SPLIT-DESKTOP SOFTWARE*. *Tecnologia Em Metalurgia Materiais e Mineração*, 15(1).  
<https://doi.org/10.4322/2176-1523.1234>

## ANEXOS

**Anexo 1:** Resultados de diseño de los parametros de perforacion y voladura anterior.



**Ilustración 1:** Fotografía de diseño de malla de perforacion actual del Cx. 862 NW



**Ilustración 2:** Resultados de la voladura en la rotura del material con el diseño anterior



**Ilustración 3:** Resultados de la voladura ejecutada anterior, respecto a la fragmentacion media



**Ilustración 4:** Vista de la voladura anterior, con fragmentos mayores a 8 pulgadas

**Anexo 2:** Resultados de diseño de los parámetros de perforación y voladura propuesto



**Ilustración 5:** Resultados del diseño de voladura propuesta en el crucero 862 NW.



**Ilustración 6:** Vista del tamaño de los fragmentos en la voladura propuesta



**Ilustración 7:** Vista específica de los fragmentos en la voladura propuesta

**Anexo 3:** Datos generales de la Unidad Minera Estrella de Chaparra.



**Ilustración 8:** Ubicación de la Unidad Minera.

| CONCESIÓN "ALOSAURIOS 116" ZONA 18           |                 |           |
|--|-----------------|-----------|
| Área: 992.8203 Has. - Perímetro: 13035.782 m |                 |           |
| Vértice                                      | Coordenadas UTM |           |
|  | Este (X)        | Norte (Y) |
| A  | 618335.18       | 8262697.5 |
| B  | 616175.74       | 8261437.9 |
| C  | 618191.1        | 8257982.8 |
| D  | 620350.54       | 8259242.4 |
| E  | 618341.62       | 8262614.2 |
| F  | 618372.78       | 8262633.1 |

**Ilustración 9:** Coordenadas UTM según sistema WGS 84.