

Pearse and Holmberg Mathematical Model to Reduce the Damage Zone in Horizontal Underground Mining Works

Jhordan Mateo-Mendoza¹, Cristian Rivera-Olano¹, Luis Arauzo-Gallardo, Magister¹ and Carlos Raymundo, PhD²
¹Ingeniería de Gestión Minera, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, Perú, u201415345@upc.edu.pe, u201623921@upc.edu.pe, luis.arauzo@upc.edu.pe
²Dirección de Investigación, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, Lima, Perú, carlos.raymundo@upc.edu.pe

Abstract— In the drilling and blasting process many problems are generated before, during and after the blasting, in this investigation an analysis of this process is done in order to identify the problems that cause excess damage to the periphery of the area excavation After the mentioned study, the cracks are determined as one of the basic problems generated in the process described. The present investigation makes an analysis of the controllable and non-controllable parameters to elaborate with them a mathematical model of crack prediction, it will finally be possible to quantify these parameters in mathematical formulas to generate new values such as the calculation of the new Burden in order to decrease or mitigate The main problem is excessive damage zone and thus instability in our work.

Keywords— Punch Mesh, Calculation of the New Burden, Induced cracks, Explosive, Damage Zone, Instability.

Digital Object Identifier (DOI):
<http://dx.doi.org/10.18687/LACCEI2020.1.1.363>
ISBN: 978-958-52071-4-1 ISSN: 2414-6390

Modelo Matemático de Pearse y Holmberg para Reducir la Zona de Daños en Labores Horizontales de Minería Subterránea

Jhordan Mateo-Mendoza¹, Cristian Rivera-Olano¹, Luis Arauzo-Gallardo, Magister¹ and Carlos Raymundo, PhD²

¹ Ingeniería de Gestión Minera, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, Perú, u201415345@upc.edu.pe, u201623921@upc.edu.pe, luis.arauzo@upc.edu.pe

² Dirección de Investigación, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, Lima, Perú, carlos.raymundo@upc.edu.pe

Abstract— *En el proceso de perforación y voladura se generan muchos problemas antes, durante y después de haber realizado la voladura, en la presente investigación se hace un análisis de este proceso a fin de identificar los problemas que ocasionan exceso de daños en la periferia de la zona de excavación. Posterior al estudio mencionado se determina las grietas como uno de los problemas básicos generados en el proceso descrito. La presente investigación hace un análisis de los parámetros controlables y no controlables para elaborar con ellos un modelo matemático de predicción de grietas, finalmente será posible cuantificar estos parámetros en fórmulas matemáticas para generar nuevos valores como el cálculo del nuevo Burden a fin de disminuir o mitigar el problema principal exceso de zona de daños y con ello inestabilidad en nuestra labor.*

Keywords— *Malla de Perforación; Cálculo del Nuevo Burden; Grietas inducidas; Explosivo; Zona de Daños; Inestabilidad.*

I. INTRODUCTION

La perforación y voladura es la actividad más relevante de las operaciones mineras, puesto que brinda material explotado para su procesamiento y posterior comercialización del mineral extraído. La voladura subterránea al ser una actividad constante utiliza diferentes diseños para la malla de perforación y voladura de acuerdo con las características mecánicas, físicas y químicas del macizo rocoso en adición a los requerimientos estipulados por el área de planeamiento. La presente investigación busca diseñar una malla de perforación utilizando una variante del modelo matemático de Pearse a la metodología de Roger Holmberg, dichos cálculos se realizarán acorde a la zona de excavación subterránea considerando reducir los problemas relacionados a la mala voladura.

La tecnología de la perforación y voladura ha sido utilizada ampliamente para la ejecución de túneles mineros, civiles entre otros

Una constante en la operación de voladura es la continua búsqueda por reducir la utilización de explosivos para triturar rocas con el fin de reducir el daño en el macizo rocoso. Así, el concepto de voladura exitoso comprende reducir la zona de daños y evitar problemas de sobre rotura, dilución y debilitamiento de labores continuas.

La presente investigación busca conciliar distintas teorías en el diseño de una malla de perforación y voladura con el fin de generar un diseño que permita el mayor control sobre los impactos referidos, considerando todos los parámetros

utilizados para el cálculo del diseño. Estos parámetros se dividen en controlables como es el cálculo del burden, el tipo de explosivo a utilizar, la cantidad de explosivos, el posicionamiento de los taladros, entre otros. Por otro lado, los parámetros no controlables como factores geo mecánicos de la roca, la cantidad de humedad, la densidad de la roca, entre otros. La aplicación del nuevo modelo matemático de Pearse en adición de las formulaciones propuestas por Roger Holmberg genera un diseño de malla de perforación eficiente, no solamente reduciendo los problemas en la voladura sino disminuyendo la cantidad de explosivo utilizado, aumentar los metros de avance por disparo y lograr una adecuada fragmentación posterior a la voladura. Una vez contemplado el diseño de perforación se realizan ciertas modificaciones en los taladros ubicados en la zona de los hastiales, corona y arrastras, precisamente modificando el tipo de explosivo utilizado para estos taladros, debido a que la sobre rotura se debe en gran parte al exceso de energía generada por el explosivo al momento de la voladura. Bajo las formulaciones para el cálculo de la impedancia podremos calcular el explosivo correcto a utilizar con relación a la velocidad de detonación y los factores predominantes de la roca, finalmente se obtiene un tipo de explosivo adecuado que permita generar un contorno de la labor definida y reducir problemas de sobre rotura y debilitamiento de labores continuas.

Así mismo, se busca aplicar el modelo matemático de Pearse para realizar una malla de perforación y voladura en combinación con las formulaciones de cálculo propuestas por Roger Holmberg.

II. ESTADO DEL ARTE

A. Análisis probabilístico de la zona fracturada

La voladura de roca, al ser una actividad empírica, es susceptible a análisis probabilísticos de la zona de daños. Se puede estudiar la zona triturada por acción de los gases en la voladura generando valores aleatorios para los parámetros de entrada, todo sometido al método Montecarlo. Para llevar a cabo este estudio se generan valores aleatorios con los parámetros involucrados como la densidad explosiva, velocidad de detonación, módulo dinámico de Young, relación dinámica de Poisson, resistencia compresiva uniaxial y radio del taladro. Luego, se calcula la probabilidad usando el método Montecarlo y si es probablemente definido se toma

Digital Object Identifier (DOI):

<http://dx.doi.org/10.18687/LACCEI2020.1.1.363>

ISBN: 978-958-52071-4-1 ISSN: 2414-6390

este resultado, de lo contrario se incrementa el número de variables aleatorias hasta tener un resultado. Estos estudios en comparación a los modelos deterministas generan ventajas ya que no solo se limitan a un valor para el radio de la zona triturada sino para cualquier radio excedente. [1] [2] [3]

El estudio de control de vibraciones para minimizar el daño en el frente de voladura y en las estructuras cercanas a la labor desempeña un papel importante en la industria minera. Para llevar a cabo esta tarea se desarrolla un análisis dimensional con los parámetros anteriormente mencionados proponiendo una nueva fórmula para la predicción de la velocidad máxima de partículas también denominado PPV por sus siglas en inglés. A fin de cotejar las fórmulas generadas se realiza una comparación con los mismos parámetros de entrada, pero en formulaciones diferentes, tarea realizada con softwares matemáticos como MATLAB 7.0. Tras una comparación entre las ecuaciones empíricas se encontró que las ecuaciones Langefors – Kihlstrom y la Oficina de Normas Indias (BIS) son los mejores modelos para la predicción del PPV. Sin embargo, la predicción del PPV por ecuaciones empíricas no es tan buena como la de la nueva ecuación propuesta. La eficiencia de las ecuaciones empíricas depende de las constantes específicas del del sitio. [1] [3]

B. Gestión de riesgos en el proceso de voladura

En la ingeniería de túneles es de vital importancia tener un estudio de la onda expansiva o de choque generada durante la voladura del macizo rocoso; ya que, las vibraciones generadas por esta liberación repentina de energía son uno de los causantes del debilitamiento de labores continuas al frente de explotación, lo cual se puede traducir en un grave problema de seguridad que pone en peligro la vida de los trabajadores. En una gran cantidad de proyectos de industrias mineras, hidroeléctricas, nucleares y de transporte, a menudo se encuentran problemas de control para estructuras adyacentes. Las tecnologías aplicadas a la voladura y los estándares de seguridad para este proceso se han convertido en importantes problemas internacionales, la complejidad radica en la cantidad de conocimientos involucrados para su estudio; por ejemplo, dinámica de la explosión, dinámica de rocas, ingeniería de voladura, entre otros. [4][5]

Diversos autores coinciden en la posibilidad de construir un modelo matemático que permita realizar el cálculo de estas vibraciones y extrapolar esta información a proyecciones de software como el FLAC3D. Como resultado, se genera un modelo matemático ejecutable con los mismos parámetros de entrada tomados para llevar a cabo la malla de perforación y voladura. Estas formulaciones se ejecutarán al momento de realizar el diseño de malla y serán de utilidad para poder obtener un factor de seguridad que permita realizar una voladura exitosa sin perjudicar la sostenibilidad de la operación. Además, para incrementar el nivel de confiabilidad de estas formulaciones se desarrollaron comparaciones entre las curvas de velocidad simuladas y los datos de monitoreo obtenidos de forma *in situ*, con equipos capaces de medir la velocidad de las partículas durante la voladura e instrumentos

de última generación en ingeniería de túneles como detonadores electrónicos de alta precisión. [4] [5] [6]

C. Diseño de mallas de perforación con el uso de software

Para llevar a cabo una gestión exitosa de riesgos en la voladura es necesario estudiar el problema principal, que se genera cuando sólo una parte de la energía del explosiva, designado a fragmentar la roca, logra el objetivo de avance mientras que la mayoría de energía es transferida a los alrededores del macizo rocoso como calor vibración y choque de aire, produciendo daños o incluso destruyendo las zonas a preservar, elevando los costos de sostenimiento. La idea de subsección divide la región en dos partes; elástica e inelástica. A cada una se le aplicó métodos diferentes; el método Non-linear Finite Element (NFL) se aplica en la región de recursos mientras que en la otra región se aplica el método Linear Finite Element (LFE). [7] [8].

El método de estudio se desarrolla primero aplicando el software LS-DYNA para obtener las características de las velocidades de vibración y las tensiones dinámicas en diferentes posiciones del macizo rocoso. Posteriormente, se miden estas mismas variantes *in situ* a través de equipos electrónicos. Compaginando resultados mediante un análisis de regresión de los datos de vibración medidos y calculados se genera un umbral permitido que impida realizar voladuras que puedan perjudicar la infraestructura de la labor y el sostenimiento de labores contiguas. Por ejemplo, en el proyecto del túnel Xinglin, en China, se estableció para la roca circundante a la labor un valor máximo de velocidad de partícula de 5 y 6 cm/s respectivamente, para lo cual se cambió el tipo, cantidad y otros parámetros del explosivo. Se encontró que una eficiente gestión de riesgos en el proceso de perforación y voladura relacionan con los fenómenos físicos generados al llevar a cabo estas actividades. [5] [9] [10]

III. APORTE

A. Fundamento

La Fig. 1 presenta el diagrama de procesos del aporte, el cual muestra el conjunto de pasos metodológicos que se deben realizar para obtener, como producto final, mayor estabilidad y una correcta fragmentación.

B. Método propuesto

La metodología que el estudio propone es similar a los estudios realizados por Wilmer Queza [1] en la mina Poderosa - Perú; Raul Ojeda [11] en una mina Minsur - Perú; en un yacimiento de estaño ubicado a profundidad en la localidad de Puno.

C. Desarrollo del método

El proceso para diseñar la malla de perforación y voladura inicia con la definición de la sección del túnel y el área de la excavación. Estos datos sirven para tener mayor precisión en los siguientes cálculos que se desarrollará mediante el área

bajo la curva, mostrado en la Fig. 2, con integrales con el uso de las siguientes ecuaciones.

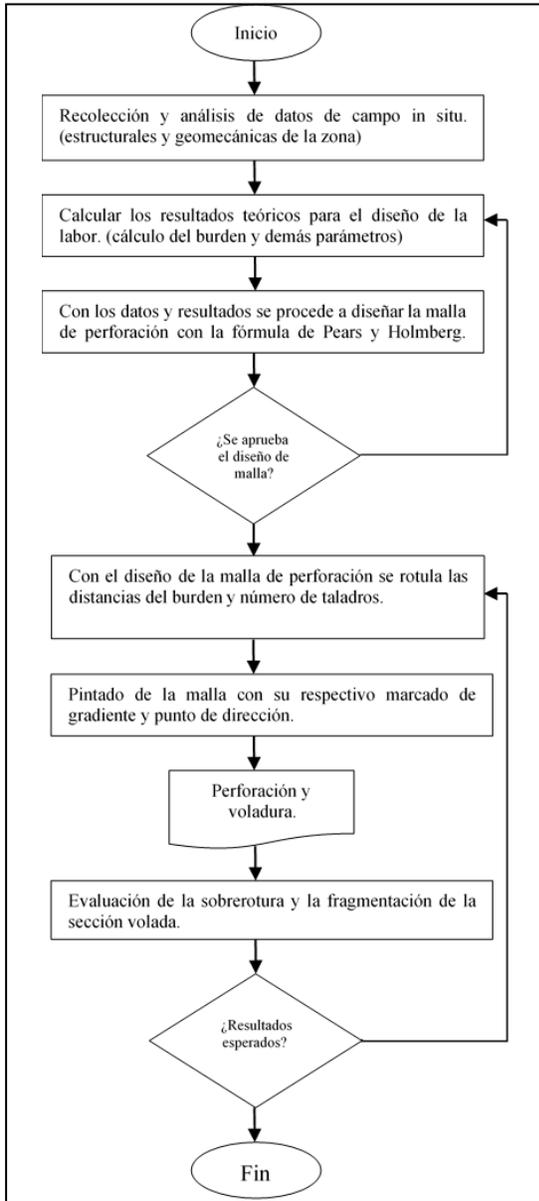


Fig. 1 Diagrama de Flujo para la metodología de área de influencia.

$$\text{Área (S)} = A_1 + A_2 \quad (1)$$

$A_1 = b \cdot h$
 $b = \text{base}$
 $h = \text{altura}$

$$f_x = a(x - h)^2 + k \quad (2)$$

$$\int_a^b (a(x - h)^2 + k) \times d_x \quad (3)$$

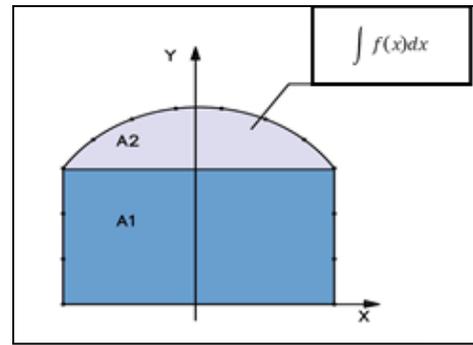


Fig. 2 Sección del frente de excavación

$$\phi_2 = \phi_1 \times \sqrt{N} \quad (4)$$

$\phi_1 = \text{Diámetro de taladros de alivio}$

$N = \text{Número de taladros}$

$\phi_2 = \text{Diámetro equivalente}$

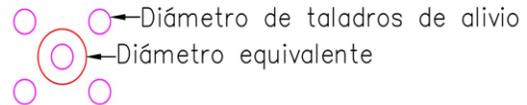


Fig. 3 Diseño de arranque

De acuerdo con las condiciones iniciales del área de excavación se procede a recalculer el metro de avance considerando los errores de perforación que se presentan durante la perforación.

$$H = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2 \quad (5)$$

$\phi_2 = \text{Diámetro equivalente}$

$H = \text{Longitud de taladro en relación con el diámetro equivalente (m)}$

$$\text{Avance} \times \text{Disparo (L)} = 0.95 \times H_{\text{longitud de barra efectiva}} \quad (6)$$

La aplicación de la siguiente fórmula para el cálculo del burden garantiza una óptima voladura del arranque para el aprovechamiento de la energía del explosivo en el macizo rocoso reduciendo la inestabilidad de la periferia de la excavación, consiguiendo una buena fragmentación ya que los métodos empíricos utilizados para el diseño de mina generalmente obvian variables dependientes muy importantes para el diseño de la malla de perforación y voladura, por ende la seguridad en el desarrollo de la mina se ve afectada al igual que los costos de operativos.

Es necesario tener diámetros de alivio en el frente de excavación, ya que, a más caras libres, el resultado esperado óptimo post voladura tiene mayor probabilidad. Para ello pasamos a realizar el cálculo del diámetro equivalente de los taladros de Alivio.

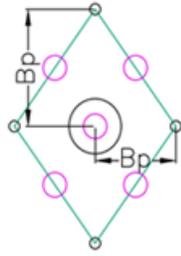


Fig. 4 Diseño de ayudas

Cálculo del índice de calidad de roca equivalente (%):

$$ERQD = RQD \times JSF \quad (7)$$

JSF = Factor de corrección de esfuerzos en juntas

TABLA II
RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES

Calidad de la Roca	Factor de Corrección - JSF
Muy débil	0.7
Débil	0.8
Medio	0.9
Fuerte	1

TABLA III
CALIDAD DE ROCA – RQD

RQD	Calidad de Roca
0 – 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Excelente

Cálculos del factor de volabilidad “Kv” en función de la calidad de roca:

$$kv = 1.96 - 0.27 \times \ln ERQD \quad (8)$$

ERQD = Índice de calidad de roca equivalente (%)

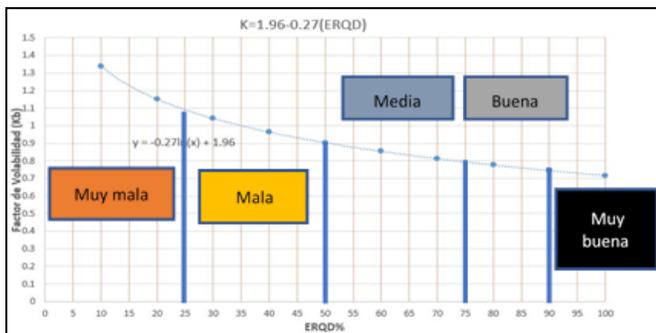


Fig. 5 Relación índice de volabilidad vs condición de roca

Cálculo de la presión de detonación (PD):

$$PD = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{4} \times 10^{-3} \quad (9)$$

ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3)

VOD = Velocidad de detonación del explosivo en (m/s)

PD = Presión de detonación (MPa)

Cálculo de la resistencia a la tracción de la roca (S_t) – a partir de la resistencia compresiva uniaxial:

$$S_t = 8\% \times S_c \quad (10)$$

S_t = Resistencia a la tracción estática (MPa)

S_c = Resistencia compresiva uniaxial del mineral (MPa)

Cálculo de la resistencia a la tracción dinámica de la roca (S_{td}) – a partir de la resistencia a la tracción estática:

$$S_{td} = 4.5 \times 10.197 \times S_t \quad (11)$$

S_{td} = Resistencia a la compresión dinámica (MPa)

S_t = Resistencia a la tracción estática (MPa)

4.5 = Constante de conversión de resistencias estáticas a dinámicas.

Cálculo con la fórmula modificada de Pearse:

$$B_p = \frac{Kv \times D}{12} \times \sqrt{\frac{PD}{S_{td}}} \quad (12)$$

S_{td} = Resistencia a la compresión dinámica (MPa)

Kv = Factor de volabilidad

Con el burden práctico de acuerdo con las condiciones estructurales geométricas se realiza ciertos ajustes.

Cálculo del burden práctico A (B_{pA}):

$$B_{pA} = B_p - Z \quad (13)$$

Z = Factor de adecuación al diseño propuesto

B_{pA} = Burden práctico (a)

Cálculo del burden práctico B (B_{pB}):

$$B_{pB} = B_p + Y \quad (14)$$

Y = Factor de adecuación al diseño propuesto

Bp(b): Burden práctico (b)

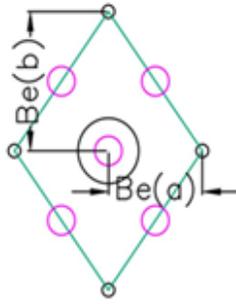


Fig. 6 Diseño de burden práctico

Cálculo de consumo específico de explosivos "C.E." fórmula modificada de Ashby:

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

C.E.: Consumo específico de explosivos
 ρ_r : Densidad de la roca
 GSI: Índice de resistencia de la roca
 RQD: Índice de calidad de la roca

Cálculo de la constante de roca "C" sueco por la siguiente fórmula:

$$C = 0.8784 * (C.E.) + 0.052 \quad (16)$$

C: Factor de roca Suecia
 C.E.: Consumo específico de explosivos en el arranque

Cálculo para predecir el grado de fragmentación de la roca con el factor de roca (" $A_{F\text{roc}}$ "):

$$A_{F\text{roc}} = 96.667 * (C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * C.E. - 4.41 \quad (17)$$

$A_{F\text{roc}}$: Factor de roca
 C.E.: Consumo específico de explosivos

En este punto es necesario conocer el tipo de explosivo que se va a utilizar para poder detonar el frente de excavación, para ello se calcula la impedancia del explosivo, la cual es la relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

Conversión del RMR de Bieniawski 1979 al Q de Barton:

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (18)$$

RMR = Clasificación del macizo rocoso según Bieniawski

Q = Clasificación del macizo rocoso según Q de Barton

Cálculo de la Velocidad de la Onda P:

$$VoP = (1000 * \log Q) + 3500 \quad (19)$$

Q = Clasificación del macizo rocoso según Q de Barton

Cálculo de la impedancia explosivo - roca para seleccionar el tipo de explosivo:

$$\text{Impedancia del explosivo} = \delta e * VoD \quad (20)$$

$$\text{Impedancia de la roca} = \delta r * VoP \quad (21)$$

$$\frac{\text{Impedancia del explosivo}}{\text{Impedancia de la roca}} < 1 \quad (22)$$

δe = Densidad del explosivo ($\frac{gr}{cm^3}$)

δr = Densidad de la roca ($\frac{gr}{cm^3}$)

VoD = Velocidad de detonación del explosivo ($\frac{m}{seg}$)

VoP = Velocidad de la onda P ($\frac{m}{seg}$)

Con el tipo de explosivo que se va a utilizar se calcula la densidad de carga para el arranque y luego la longitud del taco con las siguientes ecuaciones:

Cálculo de la densidad de carga en el arranque " q_0 ":

$$q_0 = \frac{55 * \emptyset_0 * \left[\frac{B_{max}}{\emptyset_2} \right]^{\frac{3}{2}} * \left[B_{max} - \frac{\emptyset_2}{2} \right] * C}{PRP \text{ de Explosivo Usado}} \quad (23)$$

q_0 : Densidad de carga inicial (arranque)

\emptyset_0 : Diámetro de taladro de producción

\emptyset_2 : Diámetro equivalente Be Burden equivalente

C: Constante de roca

PRP: Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{taco} = 10 * \emptyset_0 \quad (24)$$

LTaco: Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

\emptyset_0 : Diámetro del taladro de producción

Cálculo de (L_c) longitud de carga en el arranque:

$$L_{carga} = L - L_{taco} \quad (25)$$

LCarga: Longitud cargada con explosivos

LTaco: Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

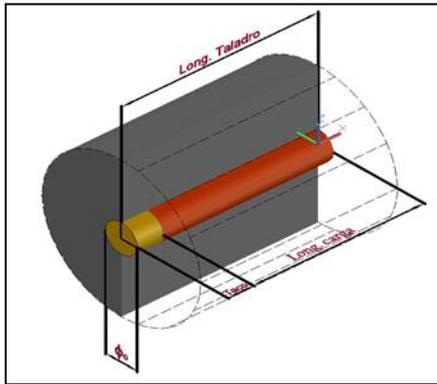


Fig. 7 Diseño de longitud de carga

El número de cartuchos va a depender de nuestra longitud de carga que ya calculamos anteriormente, también va a estar en función del peso, pero para un solo cartucho del explosivo que se utilizará.

Cálculo del N° de cartuchos/taladro en el arranque:

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{q_0 \times L_{\text{carga}}}{\text{peso unitario del explosivo } 1\frac{1}{4} \times 12"} \quad (26)$$

N°De cartuchos : Cantidad de cartuchos por taladro
 L Carga : Longitud cargada con explosivos
 q0 : Densidad de carga inicial en arranque
 PCartucho : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa explosiva “ Q_e ” utilizado por taladro en el arranque

$$Q_e = Q_0 \times L_{\text{carga}} \quad (27)$$

Qe : Masa de explosivo utilizado/taladro
 LCarga : Longitud cargada con explosivos
 q0 : Densidad de carga inicial en arranque

Cálculo de la predicción de la fragmentación “X” por el método Kuz Ram.

$$X = A_{F \text{ roc.}} * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad (28)$$

X : Tamaño medio de los fragmentos
 AF roc. : Factor de roca
 Qe : Masa de explosivo/taladro
 RWSANFO : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
 K = C.E. : Factor triturante

Y se prosigue con la metodología Roger Holmberg para los demás cuadrantes y periferia. Para poder determinar cuántos cuadrantes se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{GH} < \sqrt{L} \quad (29)$$

Agh: Ancho de abertura en el 2° cuadrante
 L: Longitud del taladro

Al no ser igual o superar el metro de avance frente al ancho del último cuadrante nos indica que estamos por encima de la restricción lo cual significa que no se requiere diseñar más cuadrantes.

Para el cálculo de la periferia del frente de excavación se comienza con los taladros de ayuda de los hastiales, luego corona y finaliza con los arrastres. Esto se realiza con las siguientes fórmulas

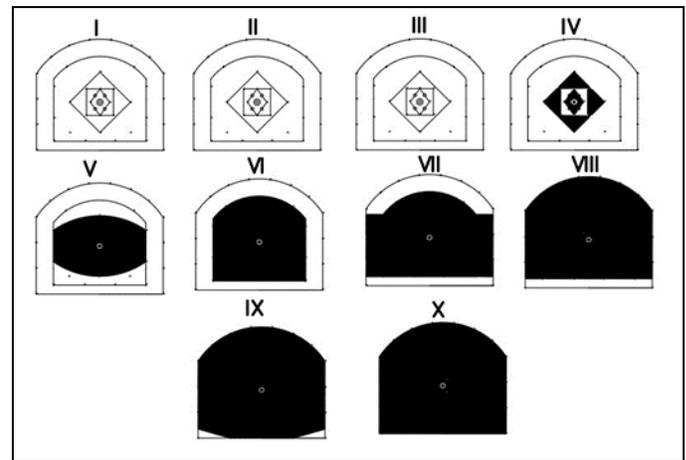


Fig. 8 Orden de salida de la voladura

Cálculos para taladros de ayuda de los hastiales o paredes

$$B \leq 0.6 \times L \quad (30)$$

L = 3.75 m
 L : Profundidad del taladro
 B ≤ 2.25 m (burden para taladros de tajeo)

Al ser una excavación de dimensiones regulares, se tiene que hacer unos reajustes en el factor “C” de la roca, como el resultado es 2.25 m se empleará la siguiente ecuación de reajuste.

$$B > 1.4m \quad \therefore C' = C + 0.05 \quad (31)$$

C = 0.4832
 C: Constante de la roca
 B: Burden

Cálculos para taladros de hastiales o paredes
Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales

$$B_{Max.Hast} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}} \quad (32)$$

BMax.Hast: Burden máximo para hastiales
q0 : Densidad de carga inicial
RWSANFO: PRP del explosivo empleado
f: Factor de fijación (tajeo en horizontal)
S/B: Relación espaciamento y burden para tajeo horizontal
C'Corregido : Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculos para taladros de la corona o techo
Cálculo de espaciamento en taladros de la corona

$$S_{Corona} = K * \emptyset_0 \quad (33)$$

SCorona.: Espaciamento de los taladros en la corona o techo
K: Constante que toma valores entre {15,16}
∅0: Diámetro del taladro de producción

$$\frac{S}{B} = 0.80 \rightarrow B_{Max.Corona} = \frac{S}{0.8} \quad (34)$$

Cálculo de burden práctico para taladros de corona

$$B_{Práct.Corona} = B_{Max.Corona} - L \sin \gamma - F \quad (35)$$

BPráct. corna: Burden práctico para tal.corona
L: Profundidad del taladro
γ: Angulo de los taladros de contorno
F: Error de perforación

Cálculos para taladros de arrastre o piso
Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales

$$B_{Max.Arrast.} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}} \quad (36)$$

BMax.Arrast.: Burden máximo para arrastra
q0: Densidad de carga inicial
RWSANFO: PRP del explosivo empleado
f: Factor de fijación (tajeo en horizontal)
S/B: Relación espaciamento y burden para tajeo horizontal
C'Corregido: Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculo de burden práctico para taladros de arrastre o piso

$$B_{Práct.Arrast.} = B_{Max.Arrast.} - L \sin \gamma - F \quad (37)$$

BPráct. arrast.: Burden práctico para taladros de arrastre
BMax. arrast.: Burden máximo en tal..Arrastre
L: Profundidad del taladro o avance

γ: Angulo de los taladros de contorno
F: Error de perforación

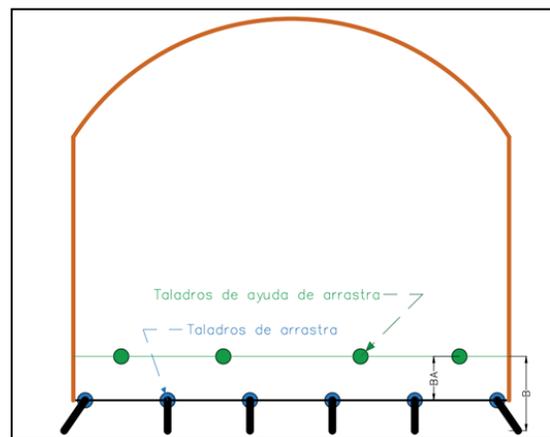


Fig. 9 Diseño de arrastre

Con los cálculos y distancias desde el arranque hasta el arrastre se puede diseñar la malla y realizar algunas modificaciones alrededor de ciertos taladros de acuerdo a las condiciones estructurales, de los cuales se quieren evitar problemas de sobre rotura, debilitamiento de labores, entre otros.

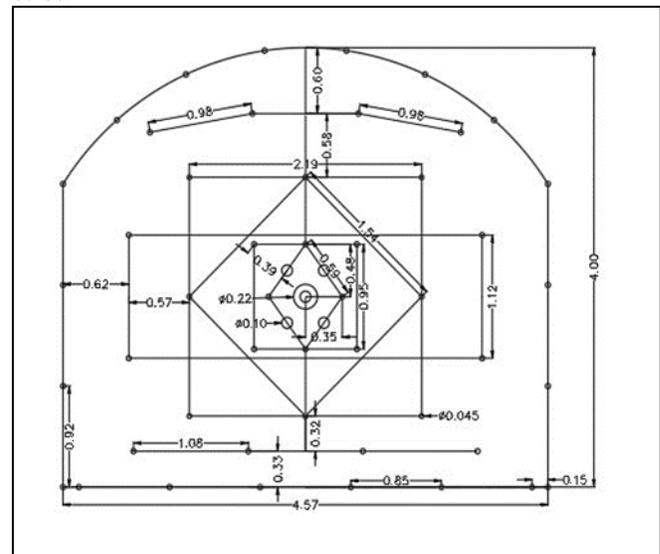


Fig. 10 Diseño de malla de perforación

IV. RESULTADOS

Esta investigación tiene como objetivo principal diseñar una malla de perforación y voladura con trazos y distancias de acuerdo a las condiciones del área de excavación, iniciada desde el arranque como la primera secuencia de detonación, una adecuada selección de explosivos de acuerdo con la impedancia, analizar la estabilidad de la periferia de la zona de excavación y la fragmentación en Compañía Minera Condestable. Para lograr este objetivo inicialmente se realizó un estudio y reconocimiento de las características del macizo

rocoso en el área de excavación y clasificarlo de acuerdo al GSI, Q' de Barton y RMR y utilizarlos en la metodología de Roger Holmberg adaptada con la fórmula de Pearse para el diseño de malla de perforación, con la ayuda de la fórmula de Kuz Ram y JkSimBlast, nos permitieron analizar mejor los resultados. La metodología que hemos aplicado, son empleados en la industria, pero presentan algunas limitaciones que deberían de corregirse en el campo. Puesto que el diseño propuesto de malla de perforación y voladura y los resultados obtenidos son teóricos, habrá algunas pequeñas modificaciones en la precisión de la posición final de los taladros y el cálculo final para la fragmentación de la roca. La utilización del software JkSimBlast se realizó en base a los datos obtenidos en campo, pero sería recomendable analizar en distintas oportunidades estas datos para poder estandarizar la malla de perforación. El software JkSimBlast simuló en diferentes ocasiones con algunos datos en rangos de la calidad y resistencia del macizo rocoso obtenidos en campo como los esfuerzos de resistencia horizontal debido a la subducción de las capas tectónicas. También es importante mencionar, que los resultados principales del arranque con el burden obtenido, ha sido ajustados en la horizontal 5 cm y vertical 8 cm para dar uniformidad a los taladros en el diseño de la malla de perforación. Los resultados obtenidos nos han permitido diseñar y seleccionar el tipo de explosivo más conveniente para las características del frente de excavación. Debido a que la roca es ígnea y es muy común en todo el cuerpo mineralizado por la presencia de granito, esta no es el único tipo de roca, porque existen intercalaciones de rocas sedimentarias volcánico depositados en un ambiente marino, relacionados al batolito de la costa a manera de stocks, dikes y sills. Por lo descrito, puede generalizarse para cierto sector que se va desarrollando, pero no puede generalizarse para todo el yacimiento debido a sus condiciones geológicas diversas. Por lo tanto, es necesario realizar pruebas de campo y simulaciones rutinariamente para estandarizar las mallas de perforación y explosivos para los demás niveles.

V. CONCLUSIONES

Concluimos que de acuerdo con la hipótesis planteada con el nuevo diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado con la fórmula de Pearse realizado en la Compañía Minera Condestable se logró obtener un "burden óptimo" para el arranque del diseño de malla de perforación y voladura de 0.2m y 0.4m. De igual manera, se utilizó la metodología propuesta para reducir el número de cartuchos por taladro para el arranque a 9 cartuchos de 30.48 cm de longitud en la columna de carga de 3.3025m. También con el cálculo de la impedancia que se utilizó para seleccionar el tipo de explosivo en función de la densidad de la roca se logró obtener el explosivo ideal para las condiciones del frente de excavación a Emulex 80 para el arranque, Emulex 65 para las ayudas de los hastiales, corona y arrastre y Senatel Magnum de Orica para la periferia

Se concluye también que se logró reducir la inestabilidad de la periferia a la zona de excavación por frente ejecutado bajo la metodología de Roger Holmberg adaptado con la fórmula de Pearse con tacos de arcilla para controlar la energía del explosivo y menor número de explosivo de alta densidad

Finalmente, también se realizó cálculos en función al método de KuzRam y se logró obtener 8.13 cm de diámetro del material roto por la voladura del arranque en promedio de acuerdo con lo requerido por planta de la unidad minera Condestable. Se realizó 3 simulaciones con el software JkSimBlast utilizando emulsiones y en comparación con el cálculo de la impedancia el más óptimo fue Emulex80 y Emulex 65 en el frente con dimensiones de 1 ¼" x12" de diámetro y longitud respectivamente en base a las condiciones de este cuerpo mineralizado y las condiciones geomecánicas de la roca

REFERENCES

- [1] Vanbrabant F, Espinosa Escobar A (2006) Impact of short delays sequence on fragmentation by means of electronic detonators: theoretical concepts and field validation. Proceedings of 8th international symposium on rock fragmentation by blasting (Fragblast 8), Santiago, Chile, 7–11 May 2006. Editec, Santiago, pp 326–331
- [2] Price D (1981) Detonation reaction zone length and reaction time. In: Zerilli FJ (ed) Notes on lectures in detonation physics, Report NSWC MP 81-399. Naval Surface Weapons Center, Dahlgren, VA, pp 191–205
- [3] Caballero, E., Calixto, R., Arauzo, L., Raymundo, C., "Model for Optimization of Drilling, Blasting and Fragmentation Processes in medium mining", IMCIC 2019 - 10th International Multi-Conference on Complexity, Informatics and Cybernetics, Proceedings. 2, pp. 52-57.
- [4] Cano Y., Quispe G., Chavez H., Mamani-Macedo N., Raymundo-Ibañez C., Dominguez F. (2020) Occupational Health and Safety Management Model for Mining Contracts. Human Interaction, Emerging Technologies and Future Applications II. IHiet 2020. Advances in Intelligent Systems and Computing, vol 1152. Springer, Cham. DOI: https://doi.org/10.1007/978-3-030-44267-5_74
- [5] Shadab Far, M., & Wang, Y. (2016). Probabilistic analysis of crushed zone for rock blasting. Computers & Geotechnics, 80, 290–300. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2016.08.025>
- [6] Sanchidria n JA, Castedo R, Lo ´pez LM, Segarra P, Santos AP (2015) Determination of the JWL constants for ANFO and emulsion explosives from cylinder test data. Central Eur J Energ Mater 12(2):177–194
- [7] Li, Q., Qiao, L., Dasgupta, G., Ma, S., Wang, L., & Dong, J. (2015). Blasting Vibration Safety Criterion Analysis with Equivalent Elastic Boundary: Based on Accurate Loading Model. Shock & Vibration, 2015, 1–10. <https://doi.org/10.1155/2015/604683>
- [8] Khandelwal, M., & Saadat, M. (2015). A dimensional analysis approach to study blast-induced ground vibration. Rock Mechanics and Rock Engineering, 48(2), 727-735. doi:<http://dx.doi.org/10.1007/s00603-014-0604-y>.
- [9] Majstorović, S., Tošić, D. (2016). Proposal of improvement the conditions for stope stability by mining method in case study of bauxite deposit Braćan, Milići, II Mining and geology forum "The status and development of Mining and Geology in Republic of Srpska". Prijedor. Mining faculty of Prijedor, pp. 144-153.
- [10] Majstorović, S. (1992). Underground exploitation of the bauxite deposits in the terms of solid immediate hangingwall, I Scientific conference "Underground exploitation and aspects of improvement and rationalization of the technological processes in the function of further development", Belgrade. RGF Belgrade, pp. 73-86.
- [11] Mohamadnejad M, Gholami R, Ataei M (2012) Comparison of intelligence science techniques and empirical methods for prediction of blasting vibrations. Tunn Undergr Space Technol 28:238–244