

Research Article

Minimization of Ore Dilution in the “Pique” Mine Through pre-splitting Blasting Technique

Minimización de la dilución mineral en la mina “Pique” mediante el Método Voladura de Pre-corte

Mateo Montalvo*, Christian Ordóñez, Ernesto Reyes

Escuela Superior Politécnica de Chimborazo, Morona Santiago, Ecuador

ORCID

Mateo Montalvo: <https://orcid.org/0000-0002-3890-1926>

INDEXACIÓN II CONGRESO
INTERNACIONAL DE
CIENCIA Y TECNOLOGIA
MORONA SANTIAGO
CICTMS 2021

Corresponding Author: Mateo
Montalvo

Published: 18 April 2024

Production and Hosting by
Knowledge E

© Mateo Montalvo et al. This
article is distributed under the
terms of the [Creative
Commons Attribution
License](#), which permits
unrestricted use and
redistribution provided that
the original author and
source are credited.

Abstract

In this research, the unitary operations in the “Gemelos” sublevel were examined in the “El Pique” small-scale underground mine, Portovelo, El Oro province, concluding that it is necessary to optimize mining selectivity to minimize ore dilution. Therefore, a drill and blasting pattern is presented to minimize the operational ore dilution considering the properties of the rock mass and a known drill and blasting methodology. By applying Bieniawski’s Rock Mass Rating 89, the geomechanical characteristics were established for the application of Roger Holmberg’s method in the drilling and blasting pattern. However, the investigation was carried out in excavations of small sections where this method had to be adjusted by decreasing the explosive charge on the lifter. Thus, the proposed drill and blasting pattern contributed successfully to the company’s goals, minimizing the mining width and the ore dilution and maximizing the mining grade.

Keywords: *underground mining, ore dilution, drill, blasting, mining grade.*

Resumen

En esta investigación se examinaron las operaciones unitarias en el subnivel “Gemelos”, en la mina subterránea de pequeña minería “El Pique”, Portovelo, provincia de El Oro, concluyendo que es necesario optimizar la selectividad del minado para minimizar la dilución. Por lo que se presenta una malla de perforación y voladura que minimiza la dilución mineral no planificada considerando las propiedades del macizo rocoso y una metodología de perforación y voladura conocida. Aplicando el Rock Mass Rating 89 de Bieniawski, se establecieron las características geomecánicas para la aplicación de método de Roger Holmberg en la propuesta de la malla de perforación y voladura. Sin embargo, la investigación se llevó a cabo en excavaciones de secciones pequeñas donde este método tuvo que ser ajustado disminuyendo la carga explosiva en las zapateras. Así, la malla de perforación y voladura contribuyó exitosamente a los objetivos de la empresa, minimizando el ancho de minado y la dilución mineral, y maximizando la ley de minado.

Palabras Clave: *Minería subterránea, dilución mineral, perforación, voladura, ley de minado.*

 OPEN ACCESS



1. Introducción

La mina el “PIQUE” es una mina subterránea de pequeña minería de oro de la empresa Oroconcent S.A, ubicada en el distrito minero Zaruma-Portovelo. En esta, el cuerpo mineral se presenta en vetas angostas menores a 3 metros de ancho por lo que para su extracción se usa el método de explotación de corte y relleno ascendente.

Este método de explotación consiste en una extracción por medio de tajos horizontales, empezando desde el nivel inferior y avanzando hacia niveles superiores. El mineral volado es cargado y transportado totalmente del tajo, después el espacio creado producto del material extraído es rellenado con material estéril para el sostenimiento [1].

La principal ventaja del método de explotación de corte y relleno es su alto grado de selectividad por lo que de este método se espera tener una dilución baja [2].

Conociendo a la dilución como la mezcla de la ganga con el mineral. Un porcentaje alto de dilución tiene un impacto negativo sobre las operaciones de la mina y por lo tanto afecta la parte económica del proyecto [3].

Considerando que las concentraciones de mineral de los materiales enviados al procesamiento mineral no siempre son las verdaderas medidas en el depósito debido a la dilución y más la pobre recuperación en el procesamiento suponen un riesgo para la vida de la mina [4].

Actualmente, en la mina a pesar de desarrollar el método de explotación más selectivo que existe, se presenta una dilución no planificada del 63% por lo que se propone una malla de perforación y voladura con la técnica del precorte que valore las propiedades geomecánicas de la roca.

Tomando en cuenta que con un correcto control geotécnico y una buena práctica de perforación y voladura es posible optimizar la dilución [1].

2. Materiales y Métodos

La investigación se llevó a cabo a través de una revisión bibliográfica y levantamiento de información en campo con el fin de encontrar una malla de perforación y voladura que, haciendo un ensayo en el frente, permita disminuir la dilución no planificada.

Para el cálculo de la ley mineral para este estudio se muestreo la veta “Centenario” en el tramo de la labor “Subnivel Gemelos”. El muestreo utilizado fue de tipo Chip



Sample debido a que las muestras son menos laboriosas y se obtiene con rapidez los resultados estimadores [5].

En minería subterránea para yacimientos vetiformes se recomienda el cálculo de leyes mediante un muestreo por bloques, mediante el uso de ponderaciones, para lo cual se emplea la siguiente ecuación:

$$LM = \frac{\sum Ley * Potencia de la veta}{\sum Potencia de la veta} \quad (1)$$

Para estimar la dilución no planificada es importante diferenciar esta de la dilución planificada. No obstante, al no poseer la información de como está distribuido el cuerpo mineral, para calcular la dilución (Dil) se utiliza la siguiente fórmula.

$$Dil (\%) = \frac{Ganga (m)}{Ganga (m) + Mineral(m)} \quad (2)$$

Para definir las dimensiones de potencia (P.media) estéril y mineral se utiliza la siguiente ecuación.

$$P. media (m) = \frac{\sum Potencias}{Número de muestras} \quad (3)$$

Para el cálculo de la ley de minado (L.Minado).

$$L .Minado = \left(1 - \left(\frac{\% Dil}{100} \right) \right) * LM \quad (4)$$

Para la evaluación del macizo rocoso se utilizó el Rock Mass Rating de Bieniawski de 1989, el Geological Strength Index GSI [6].

En esta investigación el parametro de la resistencia a la roca intacta del RMR se calcula con la metodología de Intac Rock Strength IRS donde por medio de un ábaco se proyecta el IRS en función del porcentaje de muestras débiles y en porcentaje de la roca débil con respecto a la roca fuerte, dando una proyección del promedio del IRS como porcentaje de la roca más fuerte de las muestras [7].

Para determinar el GSI se lo hizo utilizando la fórmula a continuación que va en función del RMR de Bieniawski.

$$RMR 89 > 23 \rightarrow GSI = RMR 89 - 5 \quad (5)$$

Al usar esta relación empírica entre el RMR89 y GSI se debe asignar el parámetro del RMR que representa la influencia de agua con el valor de 15 y con el valor de 0 al parámetro de orientación de las estructuras [8].



Se analizó también, la malla previa de perforación y voladura que la empresa ha utilizado, esta se realiza de una manera empírica. Los datos que se recolectaron fueron de las dimensiones de las secciones, número de taladros e información del consumo de explosivo. Esto fue necesario para tener un punto de comparación con la malla que se propone en esta investigación.

Para la propuesta del diagrama de perforación y voladura se considera también los equipos de perforación que utiliza la empresa, en este caso, martillos neumáticos tipo Jackleg YT27, barrenos de 1,6 metros y brocas de 0.038 m.

El método de Roger Holmber fue utilizado como la base para la propuesta de la malla de perforación como en “Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros” [9]. Método matemático que dividiendo al frente en 5 secciones como se muestra en la imagen a continuación.

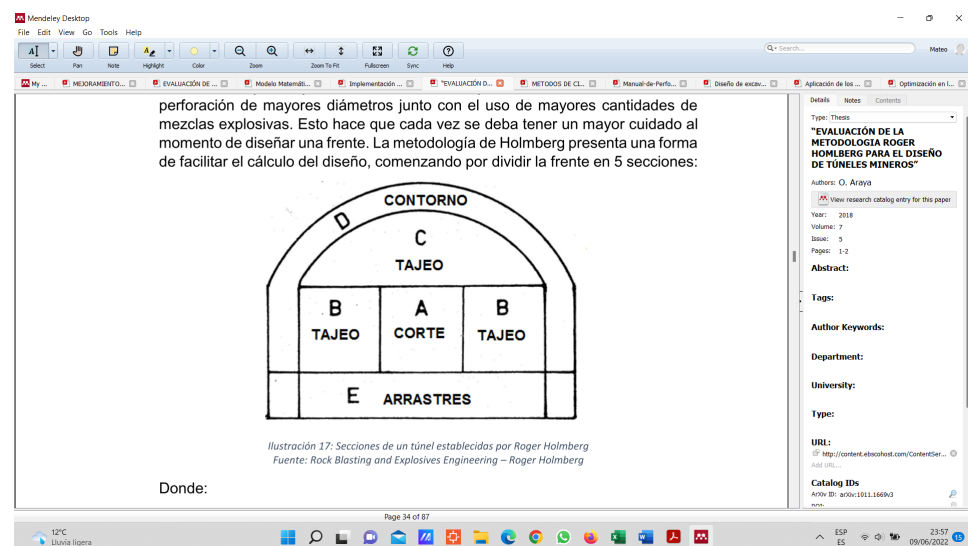


Figura 1

Secciones de un túnel definidas por Roger Holmberg. Fuente: O. Araya, 2018, p. 26.

3. Resultados

Tras el muestreo de tipo Chip Sample a escala 1:200, se obtienen 11 muestras de ley, mismas que se analizaron estadísticamente, donde se determina sesgar la muestra GEM-SUB1-SE-008. Debido a que su valor se encuentra al extremo de la distribución normal fuera de 2 desviaciones estándar.

Tras el cálculo de la ley media ponderada se obtiene la siguiente ley media para la veta “Centenario” en el subnivel “Gemelos” de 3.75 g/ton

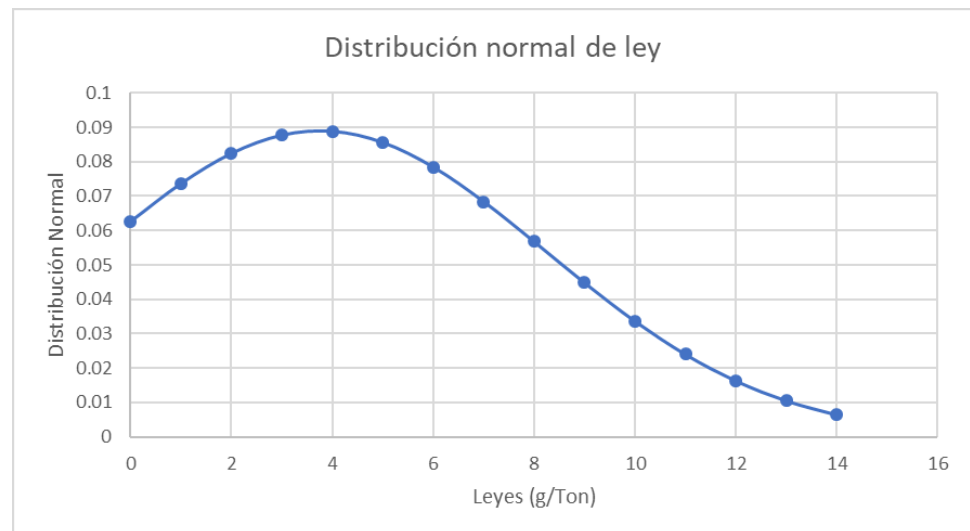


Figura 2

Distribución Normal Vs. Leyes.

Con base a la ley media de mineral fue posible calcular los porcentajes de dilución presentes en la operación.

En la condición actual la sección horizontal o ancho de minado diseñado es de 1.2 metros, debido a que la operación unitaria no conlleva un diseño detallado por parte de los perforistas, se observa un ancho de minado con un rango de 1.3 a 1.4 metros, en ocasiones por motivos de inestabilidad de la roca encajante de hasta 1.6 metros.

Como resultado del análisis entre la dilución planificada y dilución operativa se muestra la siguiente curva de dilución.

Al elegir un ancho de minado planificado de 1.20 metros por parámetros de operatividad se establece una dilución de 60%, con una ley de minado de 1.5 g/Ton.

En campo al analizar la dilución real se observa un ancho de minado de 1.30 a 1.40 metros estableciendo la dilución en un intervalo de 63 a 66 % con una ley de minado de 1.38 a 1.39 g/Ton.

Posterior con estaciones geomecánicas escala 1:200 se obtuvo los siguientes puntajes para el RMR 89, con las que se categoriza a la zona de excavación.

Los resultados son evaluados mediante la metodología de [10] sobre la resistencia de la roca intacta (IRS), en el cuál se obtiene un resistencia promedio de 36.42 MPa.

Al calcular el índice GSI a partir de la cualificación RMR 1989 de Bieniawski es necesario que el valor del RMR no esté influenciado por los parámetros de presencia de agua y orientación de discontinuidades [11].

En este caso la media de la calidad del macizo rocoso es 59.72 por lo que se calcula el índice GSI.

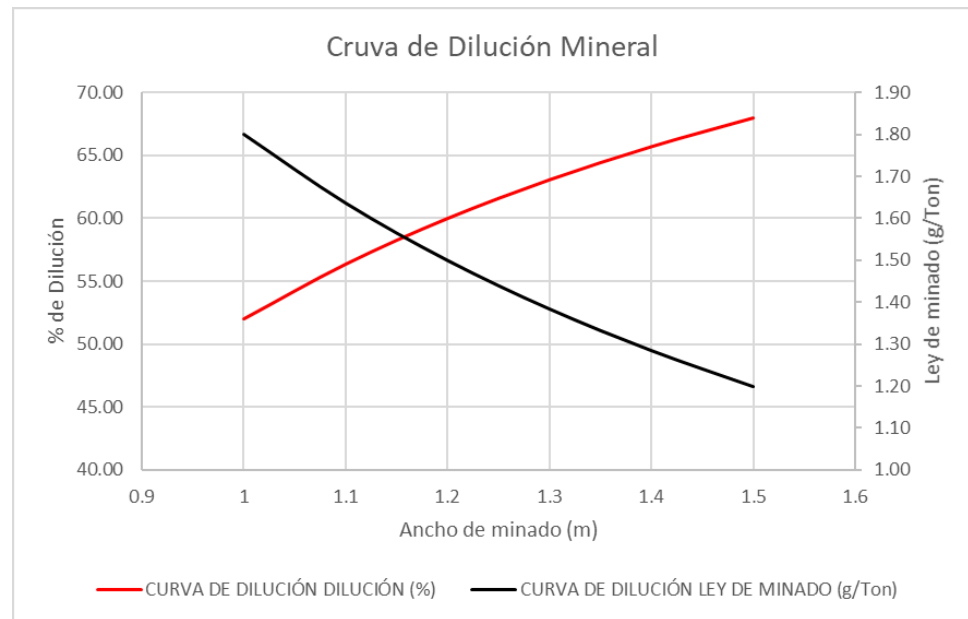


Figura 3

Curva de dilución mineral.

Tabla 1

Resultados de la clasificación RMR.

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO					
CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKI (RMR 89)					
UBICACIÓN		Valoración RMR	Corrección por Orientación de Discontinuidad	Valoración RMR Corregido	Calidad del Macizo Rocoso
Tramo Geotécnico					
Longitud de la línea de muestreo (m)	Dirección de la Galería (Azimut)				
5.00	120°	59.25	-6.86	52.39	52.33
5.00	125°	57.00	-7.52	49.48	
5.00	130°	60.67	-7.52	53.15	
5.00	140°	61.67	-7.52	54.15	
5.00	145°	60.00	-7.52	52.48	

$(RMR) 89 > 23 \rightarrow GSI = 59.72 - 5$

Lo que entrega un valor de 54.72, al ser un método visual, los autores de este índice recomiendan que el valor se tome en un intervalo, teniendo un índice GSI de 50-55.

Al analizar la condición actual de voladuras previas empleadas en la explotación de manera empírica se observa lo siguiente:

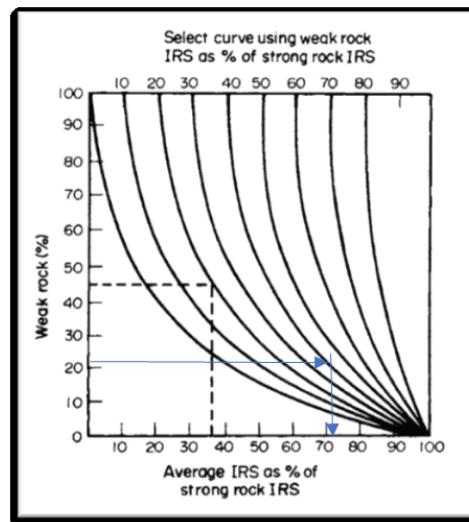


Figura 4

Estimación empírica para la resistencia de roca intacta (9).

Características de la Roca: Roca de tipo Toba Andesítica, el macizo rocoso recibe una clasificación de tipo III (calidad media) según la clasificación geomecánica RMR (89).

Las voladuras que lleva la empresa actualmente se muestra en la tabla a continuación y sus resultados de voladura se pueden apreciar en las figuras 11 y 12.

Tabla 2

Datos de perforación y voladura condición actual.

Datos de Perforación y Voladura	
Sector:	“Gemelos”
Sección (m2)	2.64
Alto (m)	2.2
Ancho (m)	1.2
Volumen (m3)	3.96
N. Taladros	19
Longitud de perforación (m)	1.5
N. Taladros de Desfogue	2
Cartuchos Emulsen 5000 (1 1/8 X 7”)	19
Cartuchos de Nitrato de Amonio*	76
Fulminantes Ordinarios #8	19
Mecha Lenta (m)	38

**Tabla 3**

Consumo de Explosivo.

Consumo Explosivo		
Cargas fondo x taladro	1	Cartuchos Emulsen 5000
Cargas columna	4	Cartuchos de Nitrato
Número Taladros	19	Unidades
Peso cartucho Emulsen 5000	128	(g)
Peso cartuchos de Nitrato	220	(g)
Consumo explosivo Emulsen	2.43	(Kg)
Consumo Nitrato A.	16.72	(Kg)
Consumo explosivo total. en base a Emulsen	3.83	(Kg)
N° cartuchos Emulsen 5000	19	Unidades
N° cartuchos Nitrato	76	Unidades

En la operación minera se emplea como carga de columna Nitrato de amonio agrícola. Para poder emplear el cálculo de sustancia fue necesario emplear la ecuación propuesta por Fernández y Pedraza, 2012, Recuperada del estudio de [12].

La siguiente ecuación permite calcular la potencia explosiva de las distintas sustancias explosivas [13].

$$N_{ex} = Q_{ex} \cdot \rho \cdot A \cdot V_d$$

Donde:

N_{ex}: Potencia explosiva para cargas cilíndricas alargadas. [W]

Q_{ex}: Calor de explosión. [J/kg]

ρ : Densidad del explosivo. [kg/m³]

A: Área de la sección transversal de la carga. [m²]

V_d: Velocidad de detonación. [m/s]

Mediante la ecuación se obtuvo los siguientes resultados de la potencia explosiva Emulsen 5000 14301.28 y 1193.8 Nitrato de Amonio.

Para el cálculo de consumo específico de explosivo se establece que 1 kg de nitrato es el equivalente a 0.08 de potencia que un 1 kg de Emulsen 5000; para igualar la potencia de un kg de Emulsen 5000 se necesita 11.98 kg de Nitrato de Amonio.

Se calculó los siguientes indicadores para la condición actual:

Al evaluar la voladura se estima una sección de 1.4 metros de ancho por 2.5 metros de alto, dando un área de 3.5 m²; lo que representa el 32.57% de sobre excavación.

Tabla 4

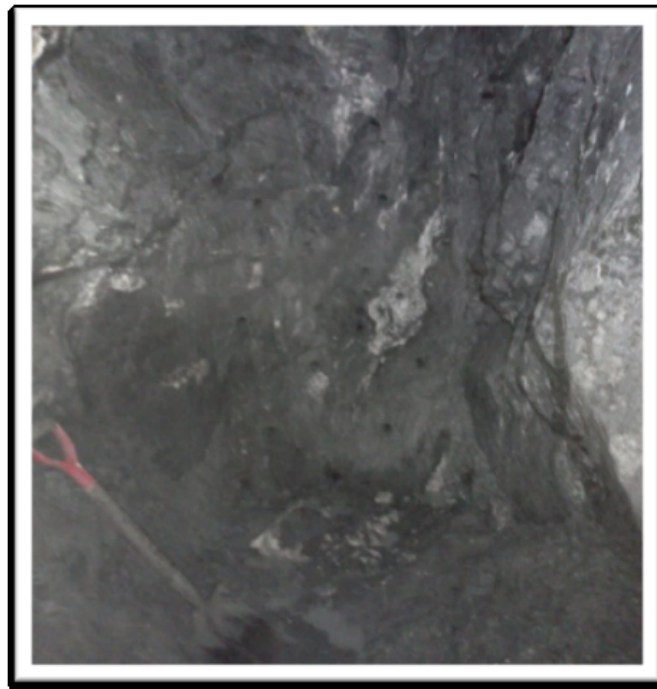
Relación entre sustancias explosivas.

Relación con el Emulsen 5000		
ANFO	Emulsen 5000	Nitrato de Amonio
0.26	1	0.08
3.82	1	11.98

Tabla 5

Consumo específico y perforación específica (condición actual).

Consumo Específico Explosivo		
C. específico explosivo	0.97	Kg/m ³
Perforación Específica		
P. E=	7.95	m/m ³

**Figura 5**

Fotografía de malla de perforación y voladura.

Analizando las condiciones actuales de la operación de perforación y voladura, así como también las condiciones geomecánicas y económicas, se diseñan dos propuestas de perforación y voladura [14].

En la primera propuesta se emplea una malla tradicional como se ve en la figura 12 y sus datos de perforación, voladura y consumo de explosivo en las tablas 11, 12 y 13.



Figura 6

Fragmentación, condición actual.

En la segunda propuesta se emplea una malla con taladros de precorte sin carga que permite obtener bordes controlados y estables como se observa en la figura 14 y sus datos de perforación, voladura y consumo de explosivo en las tablas 14, 15 y 16.

Las condiciones en las que se diseña las propuestas de diagramas de perforación y voladura son:

Roca Andesítica

Resistencia de la roca intacta (Iaubscher,1993): 36.42 MPa.

3 principales familias estructurales:

Set 1: 69 / 071 (Buzamiento /Dirección de Buzamiento)

Set 2: 40 / 257 (Buzamiento /Dirección de Buzamiento)

Set 3: 82 / 238 (Buzamiento /Dirección de Buzamiento)

RMR (1989) promedio de 52.33. Roca Media III (III b de Media a Mala).

GSI: 50-55.

Sin riesgo de fallas de tipo cuña.

Ensayo 1:

En la figura 13 se observa los resultados del ensayo 1 donde A: Fragmentación producto de la voladura, B: Malla lista para el disparo, C: Bordes de la galería tras el disparo.



Tabla 6

Condiciones de cálculo.

Condiciones de Cálculo	
Tipo de Roca	Andesita
Densidad	2.6 (Ton/m3)
IRS	36.42 (Mpa)
Dominios Estructurales	Set 1: 69 / 071 (Dip/Dip Direction) Set 2: 40 / 257 (Dip/Dip Direction) Set 3: 82 / 238 (Dip/Dip Direction)
RMR 89	52.33
	Roca Media
	(Tipo III); (Tipo IIIb)
GSI	50-55
Riesgo de falla en cuña	Nulo

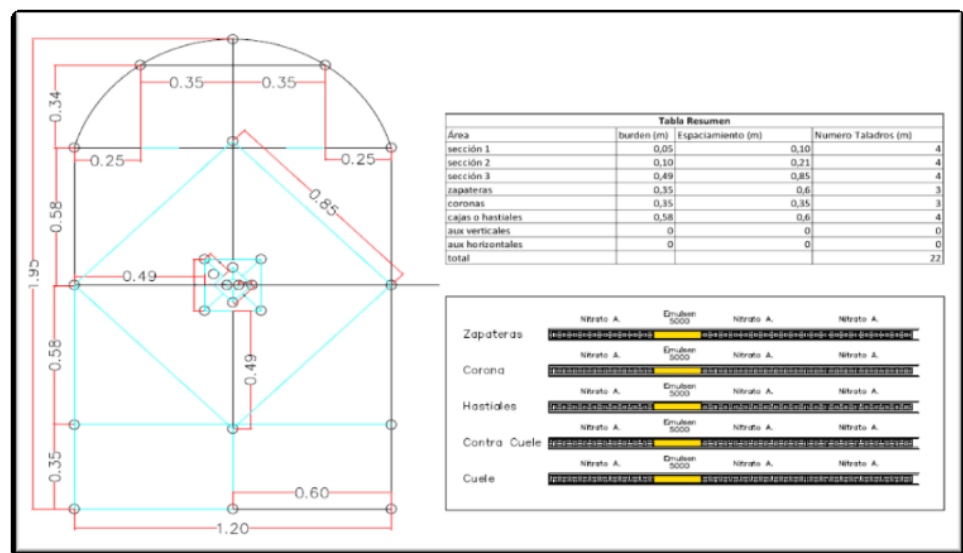


Figura 7

Diagrama de perforación y voladura "Ensayo 1".

En cuanto a los resultados del ensayo 1 se observó que:

La sección franqueada tiene un ancho de minado de 1.42 metros, se observa que no se cumple con el objetivo de 1.2 metros de ancho de minado.

Como se observa en la Figura 13-A, se denota una fragmentación más clasificada a comparación con la condición actual operativa.

Se observa bordes homogéneos en la Figura 13-C.

Ensayo 2:

El Ensayo del diagrama número dos presenta los siguientes datos unitarios de diseño y ejecución:

Tabla 7

Datos de perforación y voladura.

Datos de Perforación y Voladura	
Sector:	"Gemelos"
Sección (m²)	2.2
Alto (m)	1.95
Ancho (m)	1.2
Volumen (m³)	2.81
N. Taladros	22
Longitud de perforación (m)	1.2
N. Taladros de Desfogue	2
Cartuchos Emulsen 5000 (1 1/8 X 7")	22
Cartuchos de Nitratos *	66
Fulminantes Ordinarios	22
Mecha Lenta (m)	44

Tabla 8

Consumo de Sustancia Explosiva.

Consumo Explosivo		
Cargas fondo x taladro	1	Cartuchos Emulsen 5000
Cargas columna	3	Cartuchos de Nitrato
Número Taladros	22	Unidades
Peso cartucho Emulsen 5000	128	(g)
Peso cartuchos de Nitrato	220	(g)
Consumo explosivo Emulsen	2.816	(Kg)
Consumo nitrato	14.52	(Kg)
Consumo explosivo relación Emulsen	4.03	(Kg)
N° cartuchos Emulsen 5000	22	Unidades
N° cartuchos Nitrato	66	Unidades
Consumo Específico Explosivo		
C. específico explosivo	1.4	Kg/m ³
Perforación específica		
P. E=	10.26	m/m ³

En la figura 15 se observa los resultados del ensayo 2 donde A: Fragmentación producto de la voladura, B: Rastros de rotura en el centro de tiros de precorte, C: Galería franqueada, D: Diagrama de perforación y voladura.

En cuanto a los resultados del ensayo 2 se observó que:

Como se observa en la Figura 15-A, se denota una fragmentación más clasificada a comparación con la condición actual operativa.

**Tabla 9**

Resultados de sobre excavación "Ensayo 1".

MINA PIQUE SUBNIVEL "GEMELOS" - ENSAYO 1					
Altura de medición (m)	Avance de Pega (m)	Sección Inicial de la Galería	Sección final de la Galería	Resultados	
1.9	1	1.2	1.4	Dirección de avance	145°
1.5	1.1	1.5	1.6	Avance Promedio (m)	1.13
1	1.15	1.45	1.5	% de Material no acondicionado	
0.5	1.2	1.45	1.3	Sección Promedio (m)	1.42
0.2	1.2	1.45	1.3	Altura (m)	1.95
				Área Promedio Obtenida (m ²)	2.76
				Sobre excavación (m ²)	+0.10
				Sobre excavación (%)	3.73

Tabla 10

Datos de perforación y voladura.

Datos de Perforación y Voladura	
Sector:	"Gemelos"
Sección (m²)	2.2
Alto (m)	1.95
Ancho (m)	1.2
Volumen (m³)	2.81
N. Taladros	28
Longitud de perforación (m)	1.2
N. Taladros de Desfogue	2
Taladros de Precorte	6
Cartuchos Emulsen 5000 (1 1/8 X 7")	20
Cartuchos de Nitratos *	60
Fulminantes Ordinarios	20
Mecha Lenta (m)	40

Se observa bordes homogéneos con rastros de corte por la debilidad creada por los tiros de precorte Figura 15-B.

La sección franqueada tiene un ancho de minado de 1.2 metros, cumpliendo el objetivo de diseño y permite conciliar la dilución planificada con la operativa.

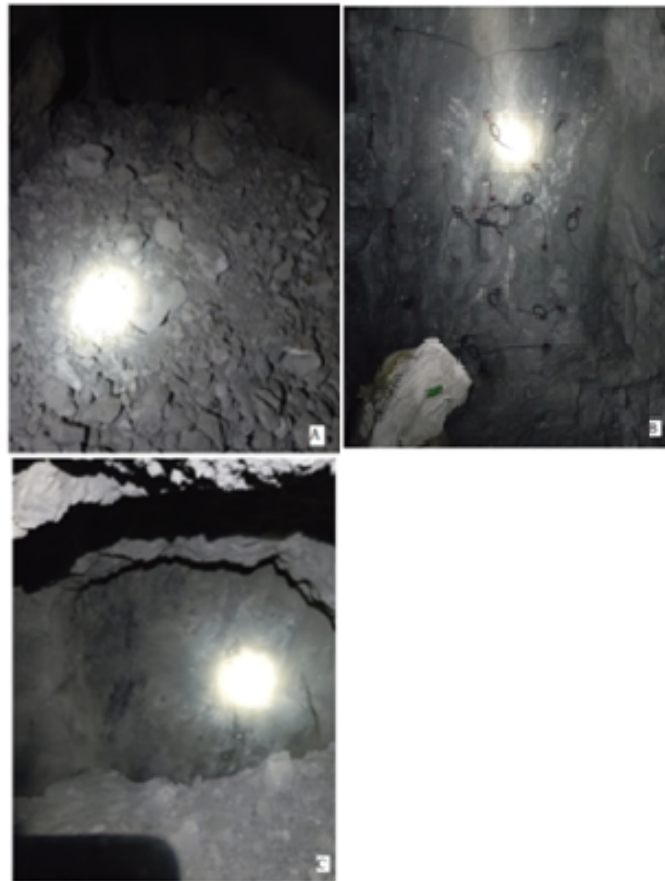


Figura 8

Fotografías de “Ensayo 1”.

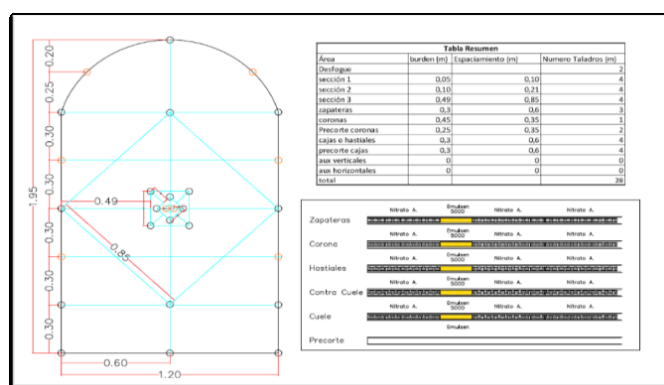


Figura 9

Diagrama de perforación y voladura “Ensayo 2”.

La sección franqueada tiene un ancho de minado de 1.2 metros, cumpliendo el objetivo de diseño y permite conciliar la dilución planificada con la operativa.

**Tabla 11**

Consumo de sustancia explosiva.

Consumo Explosivo		
Cargas fondo x taladro	1	Cartuchos Emulsen 5000
Cargas columna	3	Cartuchos de Nitrato
Número Taladros	20	Unidades
Peso cartucho Emulsen 5000	128	(g)
Peso cartuchos de Nitrato	220	(g)
Consumo explosivo Emulsen	2.56	(Kg)
Consumo nitrato	13.2	(Kg)
Consumo explosivo relación Emulsen	3.66	(Kg)
N° cartuchos Emulsen 5000	20	Unidades
N° cartuchos Nitrato	60	Unidades
Consumo Específico Explosivo		
C. específico explosivo	1.3	Kg/m ³
Perforación específica		
P. E=	12.82	m/m ³

Tabla 12

Resultados de sobre excavación "Ensayo 2".

MINA PIQUE SUBNIVEL "GEMELOS" - ENSAYO 2						
Altura de medición (m)	Avance de Pega (m)	de	Sección Inicial de la Galería	Sección final de la Galería	Resultados	
2	1		0.95	0.9	Dirección de avance (°)	330
1.8	1		1	1	Avance Promedio (m)	0.98
1.5	1		1.28	1.2	Sección Promedio (m)	1.20
1	1		1.48	1.4	Altura (m)	2
0.5	0.99		1.3	1.35	Área Promedio Obtenida (m ²)	2.41
0.2	0.9		1.28	1.3	Sobre excavación (m ²)	0.07
					Sobre excavación (%)	2.85

4. Discusión

A pesar de que los avances tecnológicos e investigación en el campo de la minería se ha basado en la minería industrial o a gran escala, se puede aplicar estos conocimientos

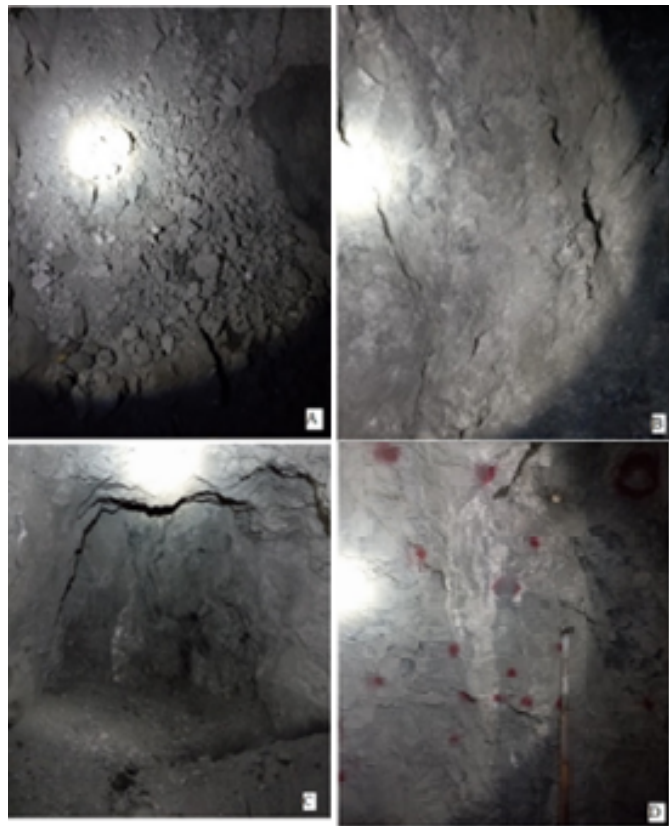


Figura 10

Fotografías de “Ensayo 2”.

a la pequeña minería. Como en la presente investigación que por medio del uso de ecuaciones para cálculos de mallas de perforación y voladura para túneles de grandes secciones se utilizó los principios para adaptarlos a secciones pequeñas de una mina que no es de gran escala o industrial.

Así como en el trabajo de Acosta 2019, en este trabajo la ley de minado se eleva de 1.39 a 1.5 gr/ton por la reducción de la dilución. Es interesante comparar estos resultados ya que en el trabajo de Acosta se obtuvo un menor porcentaje de dilución mineral, a pesar de que la potencia de minados, son muy parecidas.

Estos resultados se deben a la aplicación del método del circado que utilizó Acosta en su investigación, mientras que en este trabajo solamente se aplicó el método de precorte y es importante recalcar que los ensayos se realizaron en una galería de preparación. [15].

Una dificultad a la que se enfrenta la minería artesanal y de pequeña escala subterránea es la necesidad de un avance rápido. Lo que hace que los actores de este tipo de actividad se resistan o desistan de aplicar el método de circado. Por lo que el método de precorte muestra una potencial alternativa de los métodos empíricos que



se emplean en este tipo de minería con el fin de hacer la explotación más rentable al disminuir la dilución y aumentar la ley mineral de explotación.

5. Conclusiones

Por medio de muestreo de tipo chip sample (escala 1:200) se estimó una ley mineral ponderada de 3.75 gramos/Tonelada.

Mediante el análisis de dilución mineral del Subnivel de preparación-explotación “Gemelos” se identificó un ancho de minado de la explotación de 1.3 metros, con una dilución de 63.08% y con una ley de 1.38 gramos/Tonelada, valor que fue comprobado mediante un muestreo del material extraído en el buzón de acumulación del Subnivel.

Al proponer una malla de perforación y voladura mediante la metodología de Holmberg, que considera las características geomecánicas de las rocas encajantes por medio de la calificación RMR (52.33) y un RQD (50-55), se logró minimizar la dilución a un valor de 60% y una ley media de minado de 1.5 gramos/Tonelada.

Considerando, que la empresa extrae alrededor de 150 toneladas al día y en la planta de beneficio se tiene una recuperación del 85%. De las mismas 150 toneladas se puede pasar a obtener de 175 gr por día a 191 gr por día.

Estos 16 gramos de diferencia podrían generar al año 233600 dólares americanos (Suponiendo el precio de 40 dólares americanos por gramo de oro) si se aplica la técnica del precorte.

Conflicto De Intereses

No existen intereses particulares por parte de los autores o de la entidad científica que pudiesen afectar directa o indirectamente a los resultados.

References

- [1] Miranda Rodríguez BX, Sáenz Julcamoro LA. Aplicación de los criterios fundamentales de la ingeniería de voladura para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas en la Mina Sayapullo S.A. 2018;0-18.
- [2] SME. SME Mining Engineering Handbook. 2011;863-866.
- [3] Fernández Martínez L, Belete Fuentes O, Rojas Purón AL. Parámetros y factores asociados a la dilución interna en yacimientos cubanos de níquel y cobalto Minería y Geología, Cuba 2015.



- [4] Singhal RK. The nature of dilution in narrow vein mining operations. 1998;813.
- [5] Angel Lamber. Manual de Muestreo Para la Exploración, Minería Subterránea y Rajo Abierto. 2006.
- [6] Fernández R, Tessone M. Geoestadística Aplicada a La Exploración Minera. Apuntes Didácticos De Geología De Minas. 2015;1-19.
- [7] Muñoz A, Cebrían B. Dilución: Diseñar, controlar y medir. Rocas y Miner Técnicas y procesos minas y canteras [Internet]. 2018;555:52-59. Disponible en: <https://dialnet.unirioja.es/servlet/articulo?codigo=6519607>
- [8] Brady, Brown E. Rock mechanics for underground mining. 2005.
- [9] Laubscher DH. Planning mass mining operations [Internet]. Comprehensive rock engineering. Vol. 2. Pergamon Press Ltd; 1993. 547-583 p. Disponible en: <http://dx.doi.org/10.1016/B978-0-08-040615-2.50028-9>
- [10] Ávila JR. 3 Criterios de rotura y clasificaciones geomecánicas. 2008;0:17-31. Disponible en: <http://hdl.handle.net/2099.1/6529>
- [11] Ramírez P, Alejano L. Mecánica de Rocas - Fundamentos e Ingeniería de Taludes 1. Journal of Chemical Information and Modeling. 2004;300.
- [12] Araya O. “Evaluación De La Metodología Roger Holmberg Para El Diseño De Túneles Mineros” [Internet]. Vol. 7. 2018. Disponible en: [http://content.ebscohost.com/ContentServer.asp?EbscoContent=dGJyMNLe80Sep7Q4y9f3OLCmr1Gep7JSsKy4Sa6WxWXS&ContentCustomer=dGJyMPGptk%2B3rLJNuePfgex43zx1%2B6B&T=P&P=AN&S=R&D=buh&K=134748798%0Ahttp://amg.um.dk/{sim}\\$ /media/amg/Documents/PoliciesandStrategies/S](http://content.ebscohost.com/ContentServer.asp?EbscoContent=dGJyMNLe80Sep7Q4y9f3OLCmr1Gep7JSsKy4Sa6WxWXS&ContentCustomer=dGJyMPGptk%2B3rLJNuePfgex43zx1%2B6B&T=P&P=AN&S=R&D=buh&K=134748798%0Ahttp://amg.um.dk/{sim}$ /media/amg/Documents/PoliciesandStrategies/S)
- [13] Inegem. Evaluación De Los Procesos De Perforación Y Voladura En Las Labores Mineras “San Antonio I” Y “Las Paralelas”, Localidad San Gerardo, Sector San Antonio, Concesión Las Paralelas, Provincia De Azuay - Ecuador. Quito; 2014.
- [14] Fernández-franco R, Pedraza-gárciga J. Propuesta de fórmula y método para la expresión de la potencia explosiva. 2012;72-86. Disponible en: <http://revista.ismm.edu.cu/index.php/revistamg/article/view/601>
- [15] Ruben A. Metodos De Circado – Corte Y Relleno Ascendente Para Mejorar Productividad - Unidad Minera Virgen De Chapi 87 De Ica S.A.C. 2019.