

Improvement of the breakage through the drilling deviations control, case “El Roble” mine, Colombia

Juan David Rincón-Durán & Jorge Martin Molina-Escobar

^a Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. jdurincond@unal.edu.co, jmmolina@unal.edu.co

Received: August 26th, 2016. Received in revised form: February 12th 2017 Accepted: May 08th, 2017

Abstract

In the unitary operation of drilling and blasting it is very frequent that errors associated with deviations from exploitation works occur. Errors such as improper positioning of the jumbo arm, little parallelism between perforations, irregular lengths of the holes and poor symmetry of the mining front, allow blasting to be inefficient. Thus, from the data measured at the “El Roble” mine, located in Chocó, there is an associated improvement in the use of tools such as magnetic inclinometer, the use of PVC guide tubes, the 5 m flexometer and the rigorous layout of the Mesh of drilling in the front, to assure the slope of the exploitation work and to reduce the deviations. In this way the progress of the exploitation work are improved above 90%, recovering lost tons by 90.2% and reducing costs per meter of advance by 13% is improved.

Keywords: Drilling; deviations; blasting.

Mejoramiento del arranque mediante el control de las desviaciones de perforación, caso mina “El Roble”, Colombia

Resumen

En la operación unitaria de perforación y voladura es muy frecuente que se presenten errores asociados a las desviaciones de las labores. Errores como el posicionamiento incorrecto del brazo del jumbo, poco paralelismo entre perforaciones, longitudes irregulares de los barrenos y la deficiente simetría del frente, hacen que la voladura sea ineficiente. Así, de los datos medidos en la mina “El Roble”, ubicada en el Chocó, se plantea una mejora asociada en el uso de herramientas como el inclinómetro magnético, el uso de tubos guía de PVC, el flexómetro y el trazado riguroso de la malla de perforación en el frente, para así asegurar la pendiente de la labor y reducir las desviaciones. De esta manera se mejoran los avances de las labores en cifras superiores al 90%, en recuperar las toneladas perdidas en un 90.2% y en reducir los costos por metro de avance en un 13%.

Palabras clave: Perforación; desviaciones; voladura.

1. Introducción

Las desviaciones presentadas en la perforación subterránea traen efectos en la voladura posterior. Además de no cumplir con los avances y toneladas de extracción esperadas, altera los parámetros de la voladura como el burden, el espaciamiento y genera una pobre distribución del tamaño fragmentado obtenido después de la voladura, afectando así el posterior ciclo de cargue y transporte. En sí las desviaciones se reflejan en re-perforaciones del frente, en el aumento tanto de la cantidad de explosivos usados, como

en el mayor consumo de energía por el sobreuso hecho en los equipos de perforación.

Los errores más comunes presentados durante la perforación en las labores subterráneas son la falta de simetría en la ejecución de la malla de perforación en el frente de explotación, además de las desviaciones de los barrenos, el paralelismo en las perforaciones y la irregularidad en los barrenos perforados. Las desviaciones por errores en la perforación están generalmente entre los 7° y 10°.

Aunque las desviaciones durante la perforación se pueden controlar, hay factores que no se pueden evitar como son los

How to cite: Rincón-Durán, J.D. and Molina-Escobar, J.M., Mejoramiento del arranque mediante el control de las desviaciones de perforación, caso mina “El Roble”, Colombia. Boletín de Ciencias de la Tierra, 42, pp. 45-54, Julio, 2017.

relacionados a las propiedades geológicas de la roca. Es posible tener un control sobre las desviaciones pero aspectos como la anisotropía de la roca, la resistencia y el tipo de roca son fundamentales en las desviaciones que se pueden presentar.

A partir de este trabajo se midieron las desviaciones presentadas en las labores, teniendo como base la pendiente topográfica a la cual se deben llevar. Lo anterior con el objetivo de poder calcular los avances y toneladas perdidas por causa de las desviaciones, para el caso de la mina El Roble, ubicada en el municipio de El Carmen de Atrato, Chocó.

La metodología a seguir consiste principalmente en el uso del inclinómetro magnético en el brazo del jumbo o jackleg, con el fin de medir las desviaciones en grados (°) de la labor. Empleando además el uso de tubos PVC para corroborar las desviaciones y también mejorar el paralelismo, el uso del flexómetro de 5 m para medir las longitudes de los barrenos y evidenciar las irregularidades en las longitudes de perforación.

2. Marco teórico

2.1. Perforación y desviación

Singh (1998), definió la desviación de barrenos como la diferencia entre la localización planeada de la ubicación del barreno y el destino final del barreno. Pernía y López (1994), dijeron que **“Una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”**, por lo tanto se debe asegurar que la perforación se realice con calidad. Se entiende por perforación con calidad, aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuados y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para la cual fue diseñada por los ingenieros de voladura [1,2].

La perforación de las rocas en lo relacionado al proceso de la voladura, es la operación primaria ya que tiene como objetivo la realización de los barrenos dentro del frente de explotación, con el fin de poder alojar los explosivos adecuados para la extracción del mineral de interés [1].

Los componentes principales de un sistema de perforación mecánico son:

- La perforadora: Fuente de energía mecánica.
- Varillaje: Medio de transmisión de dicha energía.
- La broca: Es quien ejerce la energía como tal sobre la roca.
- Fluido de barrido: Bien puede ser mediante agua o aire, éste efectúa la limpieza y evacuación del detritus producido.

2.2. Propiedades de la roca que afectan la perforación

Singh (1998), estudio el problema de la desviación de los barrenos asociado a las propiedades geológicas de la roca. Lo anterior tiene relación con la interacción roca-broca, que comprende el comportamiento de la broca en distintas

formaciones rocosas y respecto a la barra de perforación, que se relaciona al comportamiento de ésta bajo la acción de esfuerzos. Se está hablando de desviaciones, debido a las trayectorias que puede tener la broca-barra, por las propiedades geológicas de la roca y no por errores del operador durante la perforación. La desviación de los barrenos es causada por el carácter asimétrico de las fuerzas que actúan sobre la broca y la barra de perforación, siendo estas fuerzas provenientes de la estructura de la roca [2].

Está claro que perforaciones largas e inclinadas tienen mayor tendencia a desviarse respecto a perforaciones cortas, de la misma manera que diámetros de perforación pequeños tienen mayor tendencia a desviarse que diámetros mayores [2]. Lo anterior se pudo evidenciar en la mina El Roble, ya que al realizar perforaciones a mayor longitud en los frentes, por ejemplo de 3.8 m a 4 m, en vez de perforaciones cortas de 3 m, hay mayor posibilidad de tener desviaciones y por lo tanto la eficiencia en el avance obtenido llega a estar entre un 80 y 85 %.

Las propiedades geológicas de la roca son importantes ya que influyen en las desviaciones. La resistencia de la roca es fuertemente influyente en la desviación de las perforaciones. En rocas suaves las variables de las desviaciones se dan a tasas mayores, aquí la flexión de la barra causa un incremento en la fricción entre la barra, la broca y la pared del barreno perforado, trayendo como resultado la ampliación del diámetro del barreno. El incremento en el tamaño del barreno permite que la flexión de la barra se haga a una mayor velocidad, y los avances de frentes mayores respecto al valor planeado causa mayores desviaciones. La desviación es más pronunciada a mayores velocidades de rotación debido al aumento en la fuerza centrífuga, esto muestra porque se observa mayores desviaciones en roca suave que en roca más competente [2].

En rocas duras si no se excede la resistencia de ella no habrá fuerzas que actúen sobre la broca y la barra haciendo que esta pueda desviarse. En estas las desviaciones son mayores cuando la velocidad de penetración está por encima del valor del tipo de roca. La anisotropía de la roca también es fundamental en las desviaciones que se pueden presentar en la perforación, debido a las distintas resistencias que puede presentar la roca en distintas direcciones, esto muestra porque las desviaciones son mayores en esquistos que en shales [2].

La litología estratificada de la roca incide en que la barra-broca siga los planos de estratificación presentes (se deforme en su curso), y a medida que la perforación es más profunda la desviación que se puede dar es mucho mayor, como se observa en la Fig. 1 [2].

De igual forma el espesor es otra característica de la roca que influye en las desviaciones, observando mayores desviaciones en capas delgadas de roca que en capas más gruesas. En el caso de las capas delgadas en el momento que la barra va a recuperar su dirección inicial de perforación aparece otra capa que impide que pueda alinearse, lo contrario ocurre para capas gruesas donde la barra puede recuperar su dirección de perforación con mayor facilidad [2].

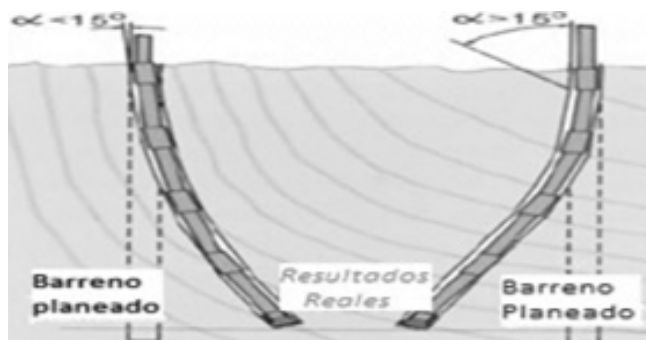


Figura 1. Desviación por estratificación estructural.
Fuente: [2].

2.3. Tipos de desviaciones

La desviación en la perforación de los barrenos, está dividida en 4 clases distintas: Error en la marcación de la perforación, desviación por alineación del brazo del jumbo, deflexión en la perforación y desviaciones profundas. A través de suma de vectores y pitágoras, se puede calcular la desviación total de las coordenadas del punto de perforación al cual se quiere llegar, a partir del punto actual de inicio de perforación. Esto se muestra en la Fig. 2 [3].

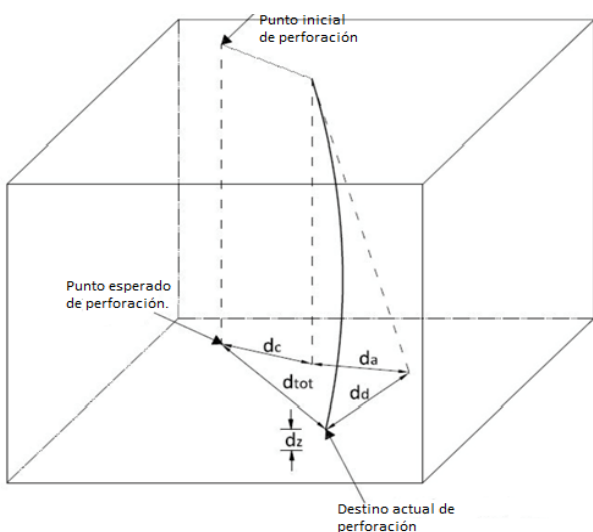


Figura 2. Representación en vectores de los tipos de desviaciones en perforación.
Fuente: [3].

En la Fig. 2 se muestran las desviaciones que se pueden presentar en la perforación. Partiendo desde un punto inicial planeado, llegando hasta el punto de destino perforado. Se muestra la desviación por error de marcación (d_c), por alineamiento (d_a), por deflexión (d_d) y desviaciones profundas (d_z).

2.4. Efectos de las desviaciones en la operación unitaria de perforación y voladura

Hay una importante relación entre los parámetros de voladura (burden, espaciamento, factor de carga, factor de

potencia, granulometría de roca, sobre-excavación) y su eficiencia. Es decir, si hay presencia de desviaciones en las perforaciones esto alterará los parámetros de voladura y consecuentemente afecta la eficiencia de la voladura. Con el fin de aumentar la calidad en la voladura, los parámetros de ésta se pueden controlar y estandarizar, pero se debe tener en cuenta que la perforación es el proceso inicial y del cual depende principalmente que la eficiencia de la voladura sea la esperada [4].

Adebayo (2015), definió el impacto que puede tener las desviaciones de las perforaciones. Reflejándose principalmente en el ciclo de producción, específicamente en el cargue, transporte y en el tratamiento del mineral en la planta. Lo anterior debido a los sobre-tamaños que se pueden presentar y la pobre fragmentación obtenida en la voladura. Estos problemas normalmente conllevan a segundas perforaciones, pérdidas de las varillas de perforación y accesorios, dilución y extracciones menores de mineral (ingresos menores), incremento del consumo de explosivos, tiempos perdidos y retrasos en las operaciones de producción de la mina [4].

Almgren y Klipmark (1981), observaron que las desviaciones en la perforación pueden incrementar los costos en la operación minera de US\$ 3/Ton a US\$ 4/Ton en la mayoría de los casos. Por lo tanto tener precisión en la perforación, resulta en un ahorro de un 15%. En los Estados Unidos los costos de dilución debido a las desviaciones y al daño por la voladura mal hecha han sido reportados en US\$ 25/ton de mineral [5].

Los costos asociados debido a las desviaciones en la perforación de los barrenos, se refleja en la Fig. 3. Se confirmó que los costos extras en perforación y voladura se incrementan (tienen correlación) a medida que se van presentando las desviaciones en la perforación [4].

El grafico de la Fig. 3 se modeló por Adebayo (2015) para un escenario implementando ANFO, broca de 191 mm de diámetro y burden de 4 m. La ecuación presente en la Fig. 3 que modela los costos extras asociados a las desviaciones, permite conocer estimativos de los costos que se pueden tener al presentarse desviaciones en las perforaciones [4].

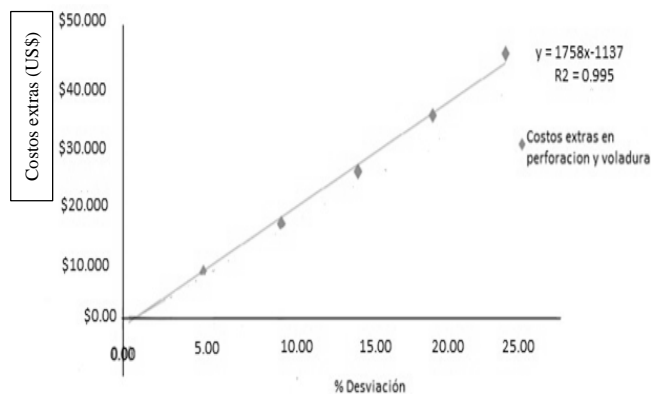


Figura 3. Costos extras en perforación y voladura y porcentaje de desviaciones (%).
Fuente: Adaptado de [4].

2.5. Efecto de la desviación de la perforación en la distribución del tamaño de fragmentación

Adebayo y Mutandwa (2015), estudiaron como afecta la desviación de los barrenos en la fragmentación de roca al hacer la voladura, y los costos extras por presentarse lo anterior mencionado. Estudiaron seis casos donde se variaron los parámetros de voladura como burden, espaciamiento, el diámetro de la broca y el tipo de explosivo. Los resultados mostraron que las desviaciones estuvieron en el rango de 0.1-0.5 m, y el promedio de la fragmentación varió de 332 mm para una desviación de 0.1 m hasta 289 mm para una desviación de 0.5 m [6].

Se concluyó que a medida que la desviación de las perforaciones se hacía mayor por falta de paralelismo y mayor distancia en el fondo entre las perforaciones, el tamaño de la fragmentación obtenida se hacía menor, lo cual produce “Fly Rocks” (esto indica pérdidas en la voladura); esto se refleja en el incremento en los costos extras en perforación. Estos fragmentos de roca se producen por las anomalías dadas durante la perforación (desviaciones) y diseño de la voladura, permitiendo la movilización de gases por las zonas más frágiles, así estos puedan salir con mayor facilidad por los barrenos (Rayna, 2015). Es importante la fragmentación obtenida, ya que ésta afecta las demás operaciones en la mina debido a los sobre-tamaños que se puedan obtener, además de incrementar los costos en voladura y perforación debido a las desviaciones que pueden presentarse [6,7].

Debido a las desviaciones, se obtienen irregularidades en el burden planteado en la malla (siendo este menor o mayor). Trayendo como consecuencia una pobre fragmentación de la roca y también manifestandose en vibraciones hacia el macizo rocoso. Si una perforación está desplazada 0.4 m del lugar al cual debería ir, esta puede reducir el poder del explosivo en cerca del 28 %. Por lo anterior se debe tener atención a las desviaciones, ya que además de disminuir los avances esperados, también afectan al macizo rocoso luego que la columna de explosivo es puesta en los barrenos, esto a la larga crea disturbios en el medio ambiente [6]. Los costos extras en perforación y voladura para los seis escenarios se muestran en la Tabla 1.

Después de la voladura es importante evaluar si la distribución de tamaño obtenida es la esperada. La fragmentación de rocas producto de la voladura puede variar por las condiciones en las cuales se realizó la perforación, es decir si hubo errores como desviaciones de barrenos lo cual distorsiona el burden planteado inicialmente [8].

Tabla 1.
Costos extras (US\$) en los casos de estudio.

Escenario	Costo extra en perforación y voladura (US\$)
A	10.631,39
B	23.769,34
C	15.274,49
D	36.093,07
E	16.392,46
F	36.093,07

Fuente: Los Autores.

La función de distribución tamaño de partícula de Rosin-Rammler (ec. 1), relaciona los parámetros de perforación y voladura para así estimar cómo se comportan los fragmentos de roca obtenidos. Esta función permite asociar las especificaciones en la fragmentación requerida en la trituración y molienda hacia la perforación y voladura, para calcular el 80% pasante del tamaño de partícula obtenido [8].

$$R = 100 * e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n} \quad (1)$$

donde, R = es la fracción del material retenido
 X_c = constante, llamada tamaño característico
 x = tamaño de apertura de malla
 n = es el índice de uniformidad

El índice de uniformidad es importante porque determina la forma de la curva que puede tomar la función de distribución de tamaño, éste toma valores entre 0.6 y 2.2. Un valor de 0.6 indica que los fragmentos no son uniformes (presencia de partículas menores, polvo) y un valor de 2.2 significa que los fragmentos de roca son uniformes (mayoría de los fragmentos de roca cercanos al tamaño medio). El índice de uniformidad (n) se calcula como se muestra en la ec. (2) [8].

$$n = n_s \sqrt{2 - \frac{30B}{d}} \sqrt{\frac{1+m_b}{2} \left(1 - \frac{D_d}{B}\right) \left(\frac{l_{cb}}{H_b}\right)^{0.3} C(n)} \quad (2)$$

donde, B = burden en (m)
 d = diámetro del barreno en (mm),
 D_d = desviación en perforación en (m),
 m_b = relación entre el burden y el espaciamiento,
 l_{cb} = longitud de carga en (m)
 H_b = altura de banco en (m),
 $C(n)$ = factor de corrección
 n_s = factor de dispersión de los tiempos de retardo

Las desviaciones en perforación afectan la fragmentación a obtener, ya que influye en la generación de “Fly rocks” en la presencia de sobre-tamaños, además de afectar la ecuación de Rosin-Rammler [8].

Como se mencionó antes las desviaciones en perforación afectan el tamaño de partículas. Por lo tanto analizando la ec. (1) es posible concluir que los valores que tome el índice de uniformidad (n) afecta la forma que pueda tomar la curva de distribución tamaño de partículas después de la voladura. En la Fig. 4 se observa como varía el índice de uniformidad (n) para valores de desviaciones entre 1 y 3% [8].

Es posible concluir que para desviaciones mayores el índice de uniformidad (n) toma valores menores, es decir no hay uniformidad en la fragmentación de partículas y para desviaciones mayores los fragmentos de roca toman valores cercanos al valor medio, indicando que la perforación y la voladura cumplieron con el objetivo.

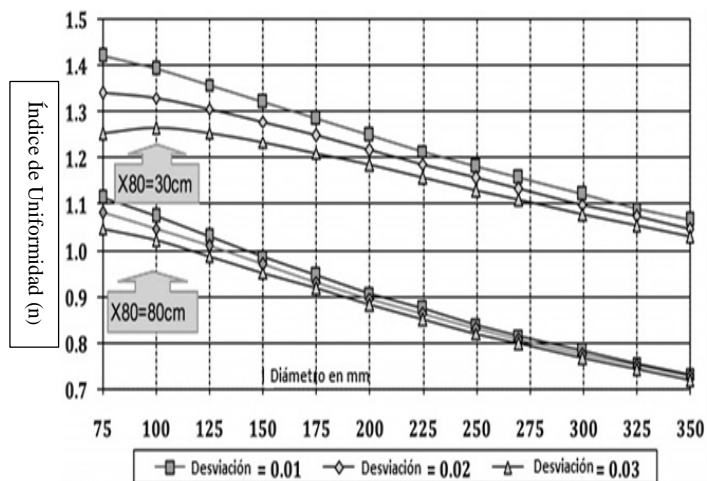


Figura 4. Cambios en el Índice de uniformidad por desviaciones en perforación.
Fuente: [8].

3. Metodología experimental

Se presenta la metodología que se siguió para el cálculo de las desviaciones en los barrenos, se explica cómo se hicieron las mediciones y que herramientas se emplearon para la toma de datos.

La metodología de trabajo consiste básicamente en medir las desviaciones de los barrenos (en ángulos) respecto a la pendiente de la labor, determinada por el área de planeamiento minero de la mina El Roble.

Estas desviaciones se midieron por medio del inclinómetro magnético, que es un dispositivo que se emplea en distintas áreas de la ingeniería, pero en este caso particular sirve para controlar las desviaciones en los barrenos. Entre las ventajas del uso del inclinómetro, tenemos menores errores de alineación de los barrenos, con lo cual es posible ampliar la malla de perforación y profundidad de los barrenos, reducir el consumo específico de los explosivos manteniendo la fragmentación y disminuir la sobreexcavación, costos de sostenimiento y los gastos energéticos; también permite disminuir las desviaciones en los barrenos pudiendo así garantizar el avance propuesto y las toneladas de extracción esperadas en el frente de trabajo. En la Fig. 5, se muestra el inclinómetro empleado para la medición de las desviaciones en los frentes.

En este orden de ideas la metodología de trabajo se basa de la siguiente manera:

Las mediciones se realizaron en la mina El Roble, durante las semanas 9, 10 y 12 del año 2016. Se midieron las desviaciones de barrenos en ángulos por medio del inclinómetro Johnson (el cual posee un fuerte agarre magnético), tanto en el Jumbo DD-321 (jumbo de dos brazos) y en el Jumbo DD-311 (jumbo de un brazo) que son los únicos dos jumbos presentes en la mina, así como también con la Jackleg, para labores más pequeñas como chimeneas o selladas (es decir, la apertura de un nuevo frente).

Las mediciones se realizaron colocando el dispositivo en el brazo del Jumbo (Fig. 6) antes de la perforación de los



Figura 5. Inclinómetro Johnson "Magnetic Protractor Angle Locator".
Fuente: Los Autores.



Figura 6. Inclinómetro colocado en brazo del Jumbo DD-321.
Fuente: Los Autores.

barrenos, es decir en el punto donde se realizará la perforación y con la pendiente que considere el perforista. Luego se retira el dispositivo y se inicia la perforación; esta metodología se realiza para todos los barrenos del frente, luego se calcula el promedio de la medición de los ángulos tomados (°).

Con la medición de la desviación de la labor, el objetivo consiste en comparar que tan desviado estaba la perforación según la pendiente topográfica, por lo tanto se realiza una conversión (mediante regla de tres) donde se observa la equivalencia en grados (°) de las labores y compararlo con la medida dada por el inclinómetro.

$$\begin{aligned} \text{Si } 45^\circ &\rightarrow 100\% \\ x &\rightarrow \text{pendiente de labor } (\%) \end{aligned}$$

Despejando la variable x , se obtiene la ec. (3) que permite hallar los grados equivalentes de la labor conociendo la pendiente de la labor (%) dada por el área de planeamiento de la mina El Roble.

$$x = (45^\circ) * \text{pendiente labor } (\%)/100\% \quad (3)$$

El valor de x , corresponde a los grados equivalentes a la cual se debe de llevar la labor, es decir los grados o inclinación a los cuales se debe perforar en los frentes de trabajo.

Con base en lo anterior, se realizaron las mediciones de las desviaciones en las labores de la mina donde fue posible hacerla para los frentes en estéril (E) y en mineral (M). La roca de estudio posee características geomecánicas tales como RMR entre 35 y 45 con densidad promedio de 3.5 Ton/m³ para mineral, y RMR entre 20 y 25 con densidad promedio de 2.6 Ton/m³ para estéril. Siendo así se construyó la Tabla 2.

La Tabla 2 se compone de las labores a las cuales se realizaron las mediciones de desviaciones en grados, la inclinación de cada una de las labores establecida por el área de planeamiento de la mina El Roble y la conversión de la inclinación (desviación) a grados según la ec. (3), para así poder compararlo con la medición hecha por el inclinómetro.

De la Tabla 2 se puede observar que evidentemente hay desviación en las perforaciones, lo cual a la final repercute en la pendiente establecida a la cual se tiene que mantener la labor. A simple vista parecen desviaciones irrelevantes, pero éstas afectan notoriamente en los avances y tonelaje perdido de la mina, por lo tanto se le debe dar la atención correspondiente para disminuirlas.

Teniendo la inclinación de los barrenos en un frente dado se desarrolla el siguiente diseño mostrado en la Fig. 7, donde se refleja cómo se calcula el avance perdido por voladura, mediante la simulación de una perforación desviada y el ángulo B° a la cual se está desviando la perforación. El avance perdido se calcula utilizando relaciones trigonométricas.

Con base en la Fig. 7 se tiene que el avance perdido se halla según la ec. (4) :

$$\text{Cos}B^\circ = \frac{\text{Avance real } (m)}{\text{longitud perforacion } (m)}$$

Tabla 2.
Datos de mediciones con inclinómetro.

Labor	Inclinación (°)	Medición con inclinómetro (°)
TJ 1842-855 N (M)	0	10
TJ-3-E1 (M)	0	9
GA 1792-840 SE (M)	1.4	15
GA 1792-840 NW (M)	1.4	13
CA 1792-E4-2 (M)	0.5	12
VE 1919-944 SE (E)	5.6	14
CA 1792-E6-1 (M)	0.5	13
CH 1792-E4-3 SE (E)	6.8	12
CA 1792-W3-3 (M)	0.5	11

Fuente: Los Autores.

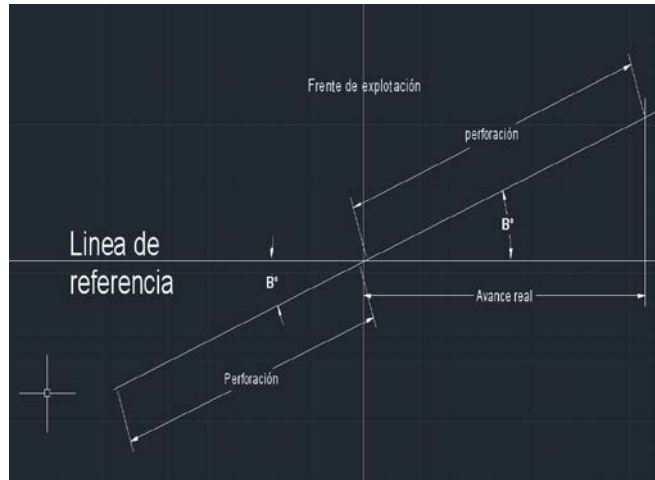


Figura 7. Simulación de perforación desviada para el cálculo de avances perdidos.

Fuente: Los Autores.

Obteniendo la ec. (4):

$$y (m) = \text{Cos}B^\circ * x(m) \quad (4)$$

donde $B^\circ = \text{ángulo de desviación } (^\circ)$,
 $y = \text{avance real } (m)$ &
 $x = \text{longitud de perforación } (m)$

Ahora se procede a calcular los avances reales esperados después de la voladura por desviación en la perforación, teniendo en cuenta la longitud de perforación a la cual se llevaron dichas labores y el ángulo de desviación que fue medido por el inclinómetro.

La perforación con jumbo en los frentes de la mina El Roble se hace con dos tipos de barras de distintas longitudes, una de 10 ft y otra de 14 ft, dependiendo de cuál sea el caso. Se exigió que para alcanzar un mayor avance en el frente se perforase con la barra de 14 ft para una longitud de perforación de 3 m, éste valor sería el valor teórico de la perforación. Pero en la práctica se observa que difícilmente se llega a este valor, la mayoría de los barrenos quedan con longitudes desiguales y desviadas entre sí.

A la hora de definir el avance teórico esperado que puede otorgar la voladura se tiene en cuenta la longitud de la perforación real por un factor del 90% de avance, ya que se sabe que la voladura no podrá avanzar a un 100% por las pérdidas que se puedan dar en el terreno, como bien puede ser factores geológicos, estructurales que afecten a la perforación y errores del operario. Ahora, teniendo claro lo anterior se realiza la Tabla 3, donde se muestra los avances reales dados por la desviación en la perforación y a la diferencia entre la perforación real y el avance real se tiene los avances perdidos durante la semana. De lo anterior se obtiene la Tabla 3, en la cual se muestra los avances perdidos para cada una de las labores estudiadas.

Tabla 3.
Avances perdidos.

Labor	Avance Real (m)	Avance perdido (m)	% perdido
TJ 1842-855 N	2.48	0.32	11.37
TJ-3-E1	2.27	0.28	11.11
GA 1792-840 SE	2.35	0.35	13.07
GA 1792-840 NW	2.46	0.34	12.31
CA 1792-E4-2	2.38	0.32	11.97
VE 1919-944 SE	1.22	0.18	12.67
CA 1792-E6-1	2.37	0.33	12.31
CH 1792-E4-3 SE	1.41	0.19	11.97
CA 1792-W3-3	2.56	0.34	11.65

Fuente: Los Autores.

4. Resultados y discusión

La propuesta de mejora se compone de implementar el Inclínómetro en los dos jumbos de la mina, en el DD-311 y el DD-321, así como en las Jackleg para las chimeneas y frentes de dimensiones menores (2x2 m de sección).

Con el empleo del inclinómetro se pretende asegurar las pendientes de las labores establecidas por el área de planeamiento de la mina El Roble, a las cuales muy poco se están llevando.

Además del uso del inclinómetro, éste se complementa con tubos guías de PVC, para así tener paralelismo en los barrenos, así como el trazado de la malla de perforación para asegurar la geometría de cada una de las partes del frente, además de perforar con longitudes parejas cada uno de los barrenos. Si se va a usar la barra de 14 ft, hacer marcación de ésta hasta los 3 m, para que así no haya irregularidades en las longitudes de perforación. De igual manera apoyarse con el flexómetro de 5 m para asegurarse de tener parejo las longitudes de los barrenos a perforar. En la Tabla 4, se muestra las herramientas a usar para la mejora en los avances de los frentes de explotación después de la voladura.

En lo relacionado al uso de los tubos guías de PVC, consiste en ubicar los tubos en los barrenos, para que estos sirvan como guía durante la perforación, permitiendo así la fácil ubicación de la broca en el frente y conservar el paralelismo para los próximos barrenos por perforar, como se muestra en la Fig. 8.

En la Fig. 8 se observa un tubo PVC puesto en el cuadrador superior-izquierdo, con el objetivo de perforar el cuadrador superior-derecho. Por lo tanto la inserción del tubo en dicho barreno permite al perforista tener una mayor visión y precisión en la ubicación de la broca a la hora de perforar, conservando así el paralelismo entre los dos barrenos.

Tabla 4.
Herramientas empleadas para mejorar los avances en los frentes de explotación.

Herramientas para mejorar perforación
Inclinómetro magnético
Tubos guías de PVC
Trazado de la malla en frente con aerosol, por topografía
Marca de barra de jumbo hasta 3 m (aerosol)
Flexómetro de 5 m, para medir longitud de perforación

Fuente: Los Autores.

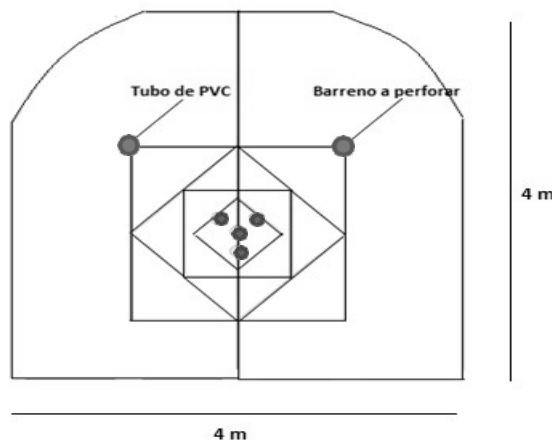


Figura 8. Ubicación de los tubos de PVC.

Fuente: Los Autores.

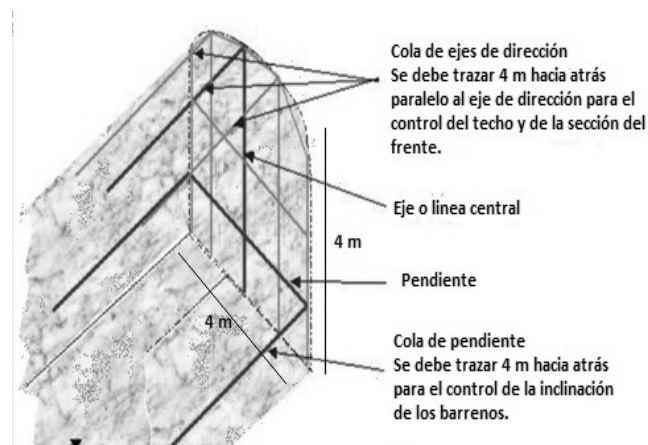


Figura 9. Trazado de malla de perforación.

Fuente: Adaptado de [1].

El trazado de la malla de perforación en el frente consiste en el dibujo de la pendiente de la labor, para así con ayuda del inclinómetro poder mantener la labor a la pendiente deseada y evitar posibles desviaciones. Además de trazar con aerosol las partes correspondientes al frente, y así tener una guía a la hora de la ubicación de los barrenos, esto se muestra en la Fig. 9.

De la Fig. 9 es posible observar la pendiente, además se traza la cola de la pendiente metros hacia atrás. Esto con el fin de poder controlar la inclinación de los barrenos. Además se traza el eje del frente, y se dibuja a distancias equidistantes según la sección del frente a partir del eje y los hastiales, dos líneas más que permiten tener el trazado de la malla del frente para una guía de referencia a la hora de llevar a cabo la perforación.

Ahora bien teniendo claro lo anterior, se realiza un análisis de los costos asociados por metro de avance dependiendo del tipo de frente que se esté trabajando. Lo anterior es importante, ya que así se tiene mayor claridad de porque se debe asegurar los avances en los frentes después de la voladura.

Tabla 5.
Costos por metro de avance.

	Tipo de labor US\$/m	Promedio 2015 (US\$)
Estéril (E)	CA 3,5 x 3,5 E	211
	RP 4,0 x 4,0 E	209
	VE 2,0 x 2,0 E	95
	VE 3,8 x 3,8 E	145
	GA 3,5 x 4,0 M	329
Mineral (M)	GA 4,5 x 4,0 M	309
	CA 3,5 x 4,0 M	260
	CA 4,5 x 4,0 M	309
	CH 2,0 x 2,0 M	82
	TJ 4,0 x 4,0 M	117

Fuente: Los Autores.

Tabla 6.
Pérdidas diarias en dólares por incumplimiento en avances.

Labor	US \$/m	Pérdidas diarias (US\$)
TJ 1842-855 N	117.00	37.24
TJ-3-E1	117.00	33.14
GA 1792-840 SE	329.00	116.07
GA 1792-840 NW	329.00	113.37
CA 1792-E4-2	260.52	84.17
VE 1919-944 SE	95.96	17.03
CA 1792-E6-1	260.52	86.57
CH 1792-E4-3 SE	82.00	15.70
CA 1792-W3-3	260.52	88.04
		Total \$ 591.33

Fuente: Los Autores

Se debe tener en cuenta que no hay valor único o estándar en los costos por metro de avance (US\$/m) asociado para todas las labores, ya que hay labores donde debido a su importancia en el desarrollo de la mina, a su sección y si es mineral (M) o estéril (E) adquieren un valor distinto respecto a las demás. Lo mencionado se observa en la Tabla 5 suministrada por el área de costos de la mina El Roble, en la cual se muestra un promedio de los costos con base en el año 2015.

Ahora teniendo en cuenta que la toma de datos se hizo para cámaras de mineral de 3.5x3.8 m, para galerías de mineral de 3.5x3.8 m, para ventanas de estéril y chimenea de mineral de 2x2 m y por último para bresting (tajos) de 4x4 m de sección; es posible saber las pérdidas asociadas a los avances ineficientes en la empresa. En la Tabla 6 se muestra las pérdidas diarias (US\$) asociadas a los avances perdidos para cada una de las labores estudiadas.

En la Fig. 10 se muestra la relación de los avances incumplidos, con el dinero que se pierde por día, por no obtener la longitud de avance esperado.

Ahora se calculan las pérdidas anuales, para así tener una mayor idea de las importantes cantidades de dinero que se están perdiendo en la mina al año. Lo anterior se ve reflejado en la Tabla 7.

De la Tabla 7 se observa que al año se están teniendo pérdidas cercanas a los 170.303,22 dólares por no cumplir con los avances esperados en las labores respecto a la perforación real.

Para el mejoramiento en el proceso de perforación y voladura en la mina El Roble se implementó el uso del inclinómetro, asegurando

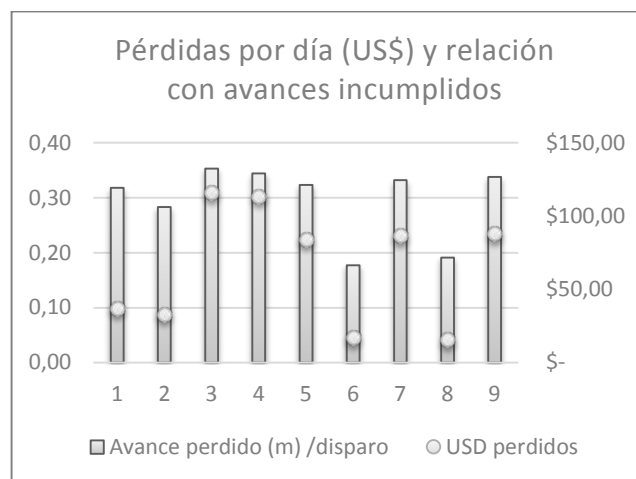


Figura 10. Gráfico de pérdidas diarias (US\$) y relación con avances incumplidos.

Fuente: Los Autores.

Tabla 7.
Pérdidas por año por incumplimientos en avances.

Labor	Pérdidas/año (US\$)
TJ 1842-855 N	10.724,91
TJ-3-E1	9.544,57
GA 1792-840 SE	33.428,53
GA 1792-840 NW	32.650,35
CA 1792-E4-2	24.242,22
VE 1919-944 SE	4.903,47
CA 1792-E6-1	24.930,94
CH 1792-E4-3 SE	4.521,70
CA 1792-W3-3	25.356,54
Total	170.303,22

Fuente: Los Autores.

Tabla 8.
Mejora en los avances.

Labor	Avance Real (m)	% Avance cumplido
TJ 1842-855 N	2,50	99.21
TJ-3-E1	2,30	100.00
GA 1792-840 SE	2,41	99.18
GA 1792-840 NW	2,50	99.21
CA 1792-E4-2	2,42	99.59
VE 1919-944 SE	1,24	98.41
CA 1792-E6-1	2,42	99.59
CH 1792-E4-3 SE	1,43	99.31
CA 1792-W3-3	2,60	99.62

Fuente: Los Autores.

así que la labor estuviera llevándose a la pendiente que establecía el área de planeamiento de la mina, el uso de tubos guidores de PVC y por último el mantener la geometría en los barrenos, mediante el trazado de la malla de perforación por los topógrafos.

Con base en lo anterior es posible observar que hubo mejora en los avances reales respecto al avance teórico por el uso del inclinómetro, como se observa en la Tabla 8.

Tabla 9.
Disminución en costos por metro de avance después del uso del inclinómetro.

Labor	Pérdidas/año(US\$)
TJ 1842-855 N	10.108,80
TJ-3-E1	8.424,00
GA 1792-840 SE	27.478,08
GA 1792-840 NW	28.425,60
CA 1792-E4-2	21.008,33
VE 1919-944 SE	4.421,84
CA 1792-E6-1	21.008,33
CH 1792-E4-3 SE	4.014,72
CA 1792-W3-3	22.508,93
Total	147.398,63

Fuente: Los Autores.

Tabla 10.
Resumen de resultados.

Dinero recuperado (US\$) y Porcentaje de ahorro %	
% Ahorro de dinero por incremento en avance	13
Dinero recuperado/año (US\$)	22.904,59

Fuente: Los Autores.

Después de realizar la propuesta de mejora, como se observa en la Tabla 8, los avances en los frentes de explotación mejoraron, llegando a cumplirse en un 99 % respecto al avance teórico, el cual como se mencionó anteriormente es el esperado a alcanzar con la voladura. Con los datos de la Tabla 7, es posible calcular como disminuyen anualmente las pérdidas en dólares. Se enfatiza que cumplir los avances respecto a la longitud de perforación real del barreno es poco probable lograrlo, ya que como se dijo inicialmente siempre van a ver pérdidas asociadas a factores geológicos, geomecánicos y estructurales de la roca. Pero con la realización de la propuesta de mejora, se puede lograr llegar a valores de avances cercanos al avance teórico esperado de la perforación.

La propuesta de mejora permite recuperar 9.989 Ton respecto a las 11.074 Ton/año que se están perdiendo, esto equivale a un 90.2% de Ton/año que se pueden extraer respecto a las no extraídas.

En la Tabla 9 se muestra como disminuyen las pérdidas por metro de avance incumplidos (US\$), debido a las mejoras en los metrajes de los avances con un porcentaje de ahorro (US\$) correspondiente al 13%.

En la Tabla 10 se muestra un resumen de la reducción de costos que se puede tener por cumplir con los metros de avances de las labores.

De la Tabla 10 se puede observar que al año se puede ahorrar un monto de dinero cercano a los 22.904,59 US\$, por incrementar los avances de los frentes de explotación. De lo anterior es posible confirmar que en la operación unitaria de perforación y voladura hay cantidades importantes de dinero invertidas. El objetivo es siempre establecer la metodología correcta para así disminuir los costos, los tiempos y aumentar la eficiencia en cuanto a la perforación hecha del frente y la voladura posterior.

5. Conclusiones

- Con la propuesta de mejora se comprobó que se puede tener una reducción en costos (US\$) del 13%, por cumplir con los avances esperados en los frentes de explotación.
- Con la propuesta de mejora se comprobó que es posible recuperar en un 90.2% las toneladas que se estaban perdiendo, a raíz de no avanzar lo esperado en las labores de la mina.
- Con el uso del inclinómetro magnético y de las herramientas de apoyo para éste, los avances obtenidos estuvieron muy cerca del avance teórico, ya que se pudo llegar a valores mayores del 90 %.
- Las desviaciones presentadas en los frentes medidos, estuvieron cercanos al valor teórico de 10°. Lo anterior se evidencia ya que los valores medidos en los frentes de estudio estuvieron por los 11° de desviación.
- Con el uso del inclinómetro magnético y complementarlo con las herramientas de apoyo como los tubos PVC, trazado de la malla en frente con aerosol y flexómetro de 5 m, se puede tener mejoras en los avances y en las toneladas a extraer. Por lo tanto ahorro en el consumo de explosivos, menores impactos al macizo y ahorros en gastos de energía y dinero.
- La perforación y la voladura son conjuntas, por lo tanto una buena perforación asegura una buena voladura. La perforación es la base para que la voladura salga de la mejor manera, se dice que la perforación aporta el 70% de la voladura, por lo tanto el porcentaje restante solo está en hacer un carguío correcto acorde al frente a explotar, teniendo en cuenta el tipo de roca y factores geomecánicos.

Agradecimientos

Los autores expresan su profundo agradecimiento a la empresa Miner S.A, en especial al área de Planeamiento Minero, por permitir y promover estas investigaciones. De igual forma a EXSA S.A, por las asesorías e ideas aportadas en el desarrollo de esta publicación.

Referencias

- [1] Pernia, J. y López, C., Instituto Geológico y Minero de España: Manual de perforación y voladura de rocas. España, 1994, pp.1-348.
- [2] Singh, P., The effects of rock mass characteristics on blasthole deviation. CIM Bulletin, 91(1016), pp.90-93, 1998.
- [3] Oslen, V., Rock quarrying: Prediction models and blasting safety, Dr. Thesis, Norwegian University of Science and Technology, Norway, 2009, 193 P.
- [4] Adebayo, B. and Akande, J., Effects of blast-hole deviation on drilling and muck-pile loading cost. International Journal of Scientific Research and Innovative Technology, 2(6), pp.64-73, 2015.
- [5] Almgren, G. and Klippmark, K., Economic aspects on hole deviation in sublevel stopping, in Conference Caving and Sublevel Stopping (1981, Denver), Denver, USA, University of Technology, Lulea, 1981, pp.559-573.
- [6] Adebayo, B. and Mutandwa, B., Correlation of blast-hole deviation and area of block with fragment size and fragmentation cost.

International Research Journal of Engineering and Technology (IRJET), 2(7), pp. 402-406., 2015.

- [7] Rayna, A., Murthy, V. and Soni, A., Flyrock in surface mine blasting: Understanding the basics to develop a predictive regime. Current Science, 108(4), pp.660-665, 2015.
- [8] Arshad, M., The effect of fragmentation specification on blasting cost MSc. Thesis, Queen's University, Ontario, Canada, 2009, pp.1-192.

J.D. Rincón-Durán, es Ing. de Minas y Metalurgia de la Universidad Nacional de Colombia, graduado en el año 2016. Actualmente trabaja en la Secretaría de Minas de la Gobernación de Antioquia en Fiscalización Minera.

ORCID: 0000-0003-1206-4485

J.M. Molina-Escobar, es Dr. en Recursos Naturales y Medio Ambiente 2008 de la Universidad Politécnica de Cataluña, MSc. en Ingeniería de Geosistemas 1997 de la Universidad de Tokio, Ing. de Minas y Metalurgia 1989 de la Universidad Nacional de Colombia. Laboró en minas de oro, de carbón; consultor investigador. Actualmente profesor de la Facultad de Minas Universidad Nacional de Colombia, sede Medellín.

ORCID: 0000-0002-6068-2571