

Blast Design for Underground Mining: Technical Optimization, Safety, and Impact Control

Guevara Vásquez, Kelly Vitamar¹ ; Luque Luque, Elmer Ovidio² 

¹, Universidad Privada del Norte, Perú, guevarakelly2005@email.N00331145@upn.pe

², Universidad Privada del Norte, Perú, Elmer.luque@upn.edu.pe

Abstract– *This study evaluates three underground blasting designs, namely V-cut, Burn cut, and Parallel cut, applied to fractured andesite, compact limestone, and hard granodiorite, with the aim of determining the most efficient and safest blasting pattern. The research integrated rock mass geomechanical characterization, three-dimensional simulation using JKSimBlast, and instrumented field tests for monitoring blast vibrations and post-blast gases. The results showed that the Burn cut, combined with electronic detonators, achieved the best overall performance, recording D80 fragmentation values of 18.6 cm in fractured andesite, 16.2 cm in compact limestone, and 19.7 cm in hard granodiorite, as well as a real advance of 2.20 m per blast, an efficiency of 92%, an average overbreak of 15 cm, and a peak particle velocity of 5.4 mm/s. In addition, this design showed better post-blast conditions, with maximum concentrations of 70 ppm of CO and 14 ppm of NOx, and a ventilation time of 30 min. It is concluded that the integration of digital modeling, geometric optimization, and electronic initiation significantly improves the efficiency, safety, and operational control of underground blasting activities.*

Keywords: *underground blasting, burn cut, electronic detonators, fragmentation, mining efficiency.*

Diseños de disparo para Minería Subterránea: optimización técnica, seguridad y control de Impactos

Guevara Vásquez, Kelly Vitamar¹; Luque Luque, Elmer Ovidio²

¹. Universidad Privada del Norte, Perú, guevarakelly2005@email.N00331145@upn.pe

². Universidad Privada del Norte, Perú, Elmer.luque@upn.edu.pe

p

Resumen– El presente estudio evalúa tres diseños de disparo en minería subterránea, correspondientes a los cortes En V, Quemado y Paralelo, aplicados en andesita fracturada, caliza compacta y granodiorita dura, con el objetivo de determinar el patrón más eficiente y seguro. La investigación integró la caracterización geomecánica del macizo rocoso, simulaciones tridimensionales mediante JKSimBlast y pruebas de campo instrumentadas para el monitoreo de vibraciones y gases post-voladura. Los resultados evidenciaron que el corte tipo Quemado, en combinación con detonadores electrónicos, presentó el mejor desempeño global, al registrar valores de fragmentación D80 de 18.6 cm en andesita fracturada, 16.2 cm en caliza compacta y 19.7 cm en granodiorita dura, además de un avance real de 2.20 m por disparo, una eficiencia de 92 %, una sobrerotura promedio de 15 cm y una velocidad de partícula pico de 5.4 mm/s. Asimismo, este diseño mostró mejores condiciones post-voladura, con concentraciones máximas de 70 ppm de CO y 14 ppm de NOx, así como un tiempo de ventilación de 30 min. Se concluye que la integración del modelado digital, la optimización geométrica y la iniciación electrónica mejora de manera significativa la eficiencia, la seguridad y el control operativo de las voladuras en minería subterránea.

Palabras clave: voladura subterránea, corte quemado, detonadores electrónicos, fragmentación, eficiencia minera.

I. INTRODUCCIÓN

La minería subterránea constituye una de las actividades extractivas de mayor exigencia técnica debido a las condiciones de confinamiento, la estabilidad geomecánica del macizo y los requerimientos de seguridad operacional que caracterizan este tipo de explotación. Dentro del ciclo de minado, la voladura ocupa un lugar decisivo, ya que de su diseño depende en gran medida la fragmentación de la roca, el avance efectivo de la labor y la conservación de la estabilidad del entorno excavado. En ese marco, el diseño de disparo deja de ser una decisión secundaria y pasa a convertirse en un elemento central para alcanzar operaciones seguras, eficientes y económicamente sostenibles [1].

Un diseño de disparo eficiente busca obtener una fragmentación adecuada del macizo rocoso con el menor consumo posible de explosivo, pero también debe limitar efectos no deseados como la sobrerotura, las vibraciones y la emisión de gases posteriores a la detonación. En minería subterránea, tales efectos adquieren una relevancia mayor por el espacio restringido de trabajo y por la cercanía de sostenimientos, equipos y labores contiguas. Por esta razón, el diseño de voladura debe plantearse como un proceso técnico

integral y no como una práctica resuelta únicamente desde la experiencia empírica [2].

El comportamiento del macizo rocoso frente a una detonación se encuentra condicionado por sus propiedades geomecánicas, entre ellas la resistencia a compresión uniaxial, el grado de fracturamiento, la presencia de discontinuidades y el nivel de confinamiento. Estas variables controlan la manera en que la energía del explosivo se propaga y se disipa dentro de la roca. En consecuencia, un mismo patrón de disparo puede producir respuestas distintas cuando se aplica sobre macizos con características geológicas diferentes, lo que obliga a ajustar los parámetros de diseño a las condiciones reales del entorno de excavación [3].

Entre los diseños de disparo más empleados en minería subterránea destacan los cortes tipo En V, Paralelo y Quemado, cada uno con una geometría propia y con un mecanismo particular de generación de cara libre. El corte En V se apoya en taladros inclinados que facilitan un alivio inicial, mientras que el corte paralelo se organiza a partir de taladros distribuidos de manera uniforme para promover el avance del frente. A su vez, el corte Quemado incorpora un vacío central que actúa como cara libre inicial y favorece una liberación progresiva del macizo. La selección del diseño más adecuado depende tanto de la geometría de la labor como de la competencia de la roca y de la respuesta esperada del macizo durante la voladura [4].

Junto con la geometría del patrón, el sistema de iniciación influye de manera directa en el desempeño de la voladura. La incorporación de detonadores electrónicos ha mejorado el control de la secuencia de detonación gracias a su alta precisión temporal, lo que reduce la superposición no deseada de ondas de choque y contribuye a disminuir vibraciones, sobrerotura y daño periférico. Esta ventaja resulta especialmente importante en minería subterránea, donde la continuidad operativa y la preservación del macizo circundante forman parte de las exigencias básicas del proceso [5].

En los últimos años, el diseño de disparos ha incorporado herramientas de modelación y simulación tridimensional que permiten evaluar el comportamiento esperado de la voladura antes de su ejecución en campo. Programas especializados como JKSimBlast facilitan el análisis previo de la geometría del patrón, la distribución de carga y la secuencia de iniciación, reduciendo la incertidumbre operativa y permitiendo corregir configuraciones antes de la aplicación real. De ese modo, la simulación se convierte en un soporte técnico relevante para mejorar la toma de decisiones en operaciones subterráneas [6].

Pese a estos avances, en numerosas labores subterráneas el diseño de disparo todavía se ejecuta con criterios predominantemente empíricos y con escasa articulación entre caracterización geomecánica, simulación y validación experimental. Esa desconexión puede traducirse en fragmentación deficiente, bajos avances por disparo, incremento de sobreexcavación y mayores costos operativos. Bajo ese escenario, resulta necesario comparar distintos patrones de disparo en condiciones controladas para identificar configuraciones que permitan elevar la eficiencia y la seguridad del proceso de voladura [7].

El presente estudio tiene como objetivo evaluar y comparar el desempeño de tres diseños de disparo en minería subterránea, correspondientes a los cortes tipo En V, Paralelo y Quemado, aplicados a diferentes tipos de macizo rocoso mediante simulación tridimensional y pruebas experimentales de campo. A partir de ello, se busca determinar cuál de estos diseños ofrece mejores resultados en términos de fragmentación, control de sobrerotura, vibraciones, avance por disparo y condiciones ambientales posteriores a la voladura [8].

Los resultados obtenidos permiten proponer lineamientos técnicos orientados a la optimización del diseño de disparos en minería subterránea, promoviendo operaciones más seguras, eficientes y sostenibles. Del mismo modo, el estudio aporta evidencia que respalda la integración de herramientas de simulación y de sistemas de iniciación de mayor precisión como componentes relevantes en el desarrollo de prácticas modernas de voladura [9].

II. METODOLOGÍA

A. Diseño de estudio.

El presente estudio se desarrolló bajo un enfoque cuantitativo de carácter experimental, orientado a evaluar el desempeño de distintos diseños de disparo en minería subterránea mediante la integración de análisis geomecánico, simulación numérica y validación en campo. La investigación se organizó en etapas secuenciales que permitieron relacionar los parámetros de diseño del disparo con los resultados obtenidos en fragmentación, sobrerotura, vibraciones y condiciones posteriores a la voladura [10].

El diseño experimental contempló la comparación de tres configuraciones de corte comúnmente empleadas en labores subterráneas: corte tipo En V, corte Paralelo y corte tipo Quemado. Cada alternativa fue analizada bajo condiciones geomecánicas representativas, con el fin de examinar su comportamiento operativo y su eficiencia relativa frente a diferentes tipos de macizo rocoso [11].

B. Caracterización geomecánica.

La caracterización geomecánica del macizo rocoso constituyó una etapa esencial dentro del estudio, debido a que las propiedades mecánicas y estructurales de la roca influyen de manera directa en la transmisión, distribución y disipación de la energía explosiva. Para ello, se consideraron parámetros como la resistencia a compresión uniaxial, el índice de calidad del

macizo rocoso y el grado de fracturamiento, además de la orientación y espaciamiento de las discontinuidades predominantes [3].

Los criterios obtenidos en esta etapa permitieron clasificar el comportamiento del macizo y definir las condiciones técnicas para el diseño de los patrones de disparo. A partir de esa base, se establecieron los parámetros operativos empleados en los cortes evaluados, los cuales se resumen en la Tabla I y sirvieron como punto de partida para las etapas posteriores de simulación y validación experimental [12].

TABLA I
PARÁMETROS DE DISEÑO ADOPTADOS PARA LOS CORTES
EVALUADOS

Tipo de corte	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Retacado (m)	Profundidad (m)	Factor de carga (kg/m ³)	Sistema de iniciación
En V	0.8	1.0	0.4	2.8	0.62	No eléctrico
Quemado	0.9	1.1	0.5	3.0	0.70	Electrónico
Paralelo	0.7	0.9	0.3	2.5	0.58	No eléctrico

C. Diseño de los patrones de disparo.

El diseño geométrico del patrón de disparo se estableció considerando la relación entre las características del macizo rocoso y los parámetros operativos de la voladura. En particular, el burden, el espaciamiento, la carga de explosivo por taladro y el factor de potencia fueron definidos mediante expresiones empíricas de uso extendido en minería subterránea, debido a que permiten estimar configuraciones que favorecen una adecuada liberación del macizo y una fragmentación eficiente del material [13].

El burden B se definió como la distancia mínima entre el taladro cargado y la cara libre, siendo un parámetro crítico para asegurar la rotura efectiva del macizo rocoso. Su valor se estimó en función del diámetro del taladro y de las condiciones del macizo, de acuerdo con la ecuación (1) [4].

$$B = k_1 \cdot d. (1)$$

donde B es el burden (m), d es el diámetro del taladro (m) y k_1 es un coeficiente empírico dependiente de la resistencia y del grado de fracturamiento del macizo rocoso.

El espaciamiento entre taladros S se definió como la distancia horizontal entre taladros consecutivos dentro del patrón de disparo, parámetro que influye directamente en la uniformidad de la fragmentación. Su valor se determinó como función directa del burden, tal como se expresa en la ecuación (2) [14].

$$S = k_2 \cdot B. (2)$$

donde S es el espaciamiento (m), B es el burden previamente calculado (m) y k_2 es un coeficiente empírico seleccionado en función del tipo de corte y del grado de confinamiento del macizo.

La carga de explosivo por taladro Q se estimó considerando la longitud cargada del taladro y la densidad del explosivo empleado. Este parámetro representa la cantidad total de energía disponible para la fragmentación del macizo rocoso y se calculó mediante la ecuación (3) [15].

$$Q = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot L_c \cdot \rho. \quad (3)$$

donde Q es la carga de explosivo por taladro (kg), d es el diámetro del taladro (m), L_c es la longitud cargada del taladro (m) y ρ es la densidad del explosivo (kg/m^3).

Finalmente, el factor de potencia FP se utilizó como indicador de la eficiencia energética del disparo, al relacionar la cantidad total de explosivo empleada con el volumen de roca volada. Este parámetro se determinó mediante la ecuación (4) [16].

$$FP = \frac{Q_{total}}{V}. \quad (4)$$

donde FP es el factor de potencia (kg/m^3), Q_{total} es la cantidad total de explosivo utilizada en el disparo (kg) y V es el volumen de roca fragmentada (m^3).

D. Simulación del disparo

Con el propósito de reducir la incertidumbre asociada a la ejecución de las voladuras, los diseños de disparo fueron evaluados previamente mediante simulación tridimensional con el software JKSImBlast. Esta herramienta permitió modelar la geometría del patrón, la distribución del explosivo y la secuencia de detonación, proporcionando una representación previa del comportamiento esperado del macizo rocoso durante la voladura [17].

La simulación facilitó la identificación de zonas potenciales de concentración de energía y permitió introducir ajustes en los parámetros de diseño antes de su aplicación en campo. El flujo metodológico seguido en el estudio se presenta en la Fig. 1, mientras que la representación tridimensional del patrón de disparo subterráneo se muestra en la Fig. 2, ambas empleadas como apoyo para interpretar el proceso de voladura [6].

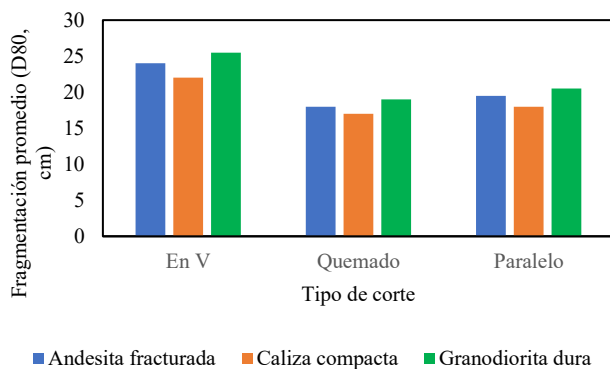


Fig. 1 Diagrama metodológico del estudio

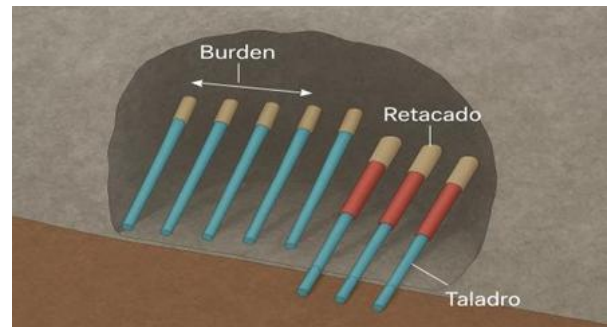


Fig. 2 Modelo 3D del patrón del disparo subterráneo

E. Ejecución de voladuras experimentales y monitoreo.

Las voladuras experimentales se ejecutaron conforme a los diseños previamente definidos y simulados, respetando los procedimientos operativos y las normas de seguridad aplicables a minería subterránea. Se emplearon explosivos tipo emulsión encartuchada, seleccionados por su estabilidad y rendimiento energético, así como sistemas de iniciación no eléctricos y electrónicos, con el propósito de evaluar su influencia en el control del disparo [18].

Durante la ejecución de las voladuras se realizó el monitoreo de vibraciones mediante geófonos, registrándose la velocidad de partícula pico en puntos estratégicos cercanos a la labor. Asimismo, se efectuaron mediciones de gases post-voladura, principalmente monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno, a fin de valorar las condiciones ambientales y el tiempo requerido para una ventilación segura del frente [5].

F. Evaluación de resultados

La evaluación del desempeño de los diseños de disparo se realizó a partir de indicadores técnicos representativos del comportamiento de la voladura. La fragmentación del material volado fue analizada mediante métodos de análisis fotográfico digital, determinándose el tamaño característico D_{80} como parámetro de comparación entre los distintos tipos de corte evaluados [2].

De manera complementaria, la sobrerotura se cuantificó mediante la comparación entre el perfil excavado y el perfil de diseño, lo que permitió estimar el grado de sobreexcavación generado. Las vibraciones inducidas por la voladura fueron analizadas a partir de los valores de velocidad de partícula pico registrados, mientras que las condiciones de ventilación se valoraron en función de la concentración de gases y del tiempo necesario para restablecer condiciones seguras de trabajo. Estos resultados constituyeron la base del análisis comparativo desarrollado en la sección de Resultados y Discusión [19].

III. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

A. Parámetros de diseño y validación del patrón

Los parámetros geométricos y energéticos definidos para los distintos diseños de disparo se presentan en las Tablas II y III. Estos valores fueron establecidos a partir de la caracterización geomecánica del macizo rocoso, considerando

la resistencia de la roca, el grado de fracturamiento y las condiciones operativas propias de la minería subterránea. El propósito fue disponer de configuraciones comparables que permitieran evaluar con mayor precisión el efecto real del tipo de corte sobre el desempeño de la voladura [8].

La selección del burden y del espaciamiento se realizó buscando un equilibrio entre el confinamiento adecuado del explosivo y el control de la fragmentación. Valores excesivos de burden pueden generar rotura incompleta y material sobredimensionado, mientras que valores demasiado reducidos tienden a incrementar la sobrerotura y el consumo específico de explosivo. En ese sentido, los parámetros adoptados favorecieron un comportamiento estable del macizo durante la voladura y una propagación adecuada de la energía detonante [4].

TABLA II
PARÁMETROS GEOMÉTRICOS DEL DISEÑO DE DISPARO

Tipo de corte	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Longitud de taladro (m)	Retacado (m)
Corte En V	0.90	1.00	2.40	0.60
Corte Quemado	0.80	0.90	2.40	0.65
Corte Paralelo	0.85	0.95	2.40	0.60

Desde el punto de vista energético, los valores de carga por taladro y factor de potencia fueron definidos dentro de rangos técnicamente aceptables para labores subterráneas, evitando sobrecargas que pudieran afectar la estabilidad del frente o incrementar innecesariamente las vibraciones inducidas por la voladura [10].

TABLA III
PARÁMETROS ENERGÉTICOS DEL DISPARO

Tipo de corte	Explosivo utilizado	Carga por taladro (kg)	Factor de potencia (kg/m ³)
Corte En V	Emulsión encartuchada	2.10	0.95
Corte Quemado	Emulsión encartuchada	2.30	1.05
Corte Paralelo	Emulsión encartuchada	2.20	1.00

B. Resultados de fragmentación

Los resultados de fragmentación obtenidos se presentan en la Tabla IV, donde se muestran los valores del tamaño característico D80 para los distintos tipos de roca y tipos de corte evaluados. Este parámetro constituye un indicador clave del desempeño de la voladura, ya que condiciona de manera directa las operaciones posteriores de carguío, transporte y manejo del material fragmentado [16].

TABLA IV
VALORES DE FRAGMENTACIÓN (D80) POR TIPO DE ROCA Y TIPO DE CORTE

Tipo de roca	Corte En V (cm)	Corte Quemado (cm)	Corte Paralelo (cm)	Evaluación (15–20 cm)
Andesita fracturada	24.5	18.6	21.0	Cumple
Caliza compacta	20.3	16.2	18.5	Cumple
Granodiorita dura	26.8	19.7	22.1	Parcial

Se evidencia que el corte tipo Quemado presentó el mejor comportamiento en términos de fragmentación, al alcanzar valores de D80 cercanos o comprendidos dentro del rango óptimo en los tres tipos de roca analizados. Este desempeño puede asociarse a la presencia del vacío central, que favorece una liberación progresiva de la energía explosiva y promueve una rotura más uniforme del macizo [17].

En contraste, el corte En V mostró los mayores valores de D80, especialmente en la granodiorita dura, lo que sugiere una menor eficiencia en la distribución de energía y una mayor presencia de fragmentos sobredimensionados. El corte Paralelo presentó un desempeño intermedio, con resultados aceptables en rocas de resistencia media, aunque menos favorables en macizos de mayor competencia [2].

C. Avance por disparo

El avance logrado por disparo constituye un indicador directo de la eficiencia del diseño de voladura, debido a que expresa la capacidad del patrón para transformar la energía explosiva en progreso efectivo de la excavación. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla V.

TABLA V
AVANCE PROMEDIO POR DISPARO

Tipo de corte	Avance teórico (m)	Avance real (m)	Eficiencia (%)
Corte En V	2.40	2.05	85
Corte Quemado	2.40	2.20	92
Corte Paralelo	2.40	2.10	88

El mayor avance real fue registrado con el corte Quemado, que alcanzó una eficiencia del 92 %. Este resultado guarda relación con la mejor fragmentación obtenida y con una apertura más uniforme del frente, lo que redujo la necesidad de reprocesamiento del material volado y favoreció una excavación más continua [8].

Por el contrario, el corte En V presentó los menores valores de avance, condición que puede asociarse a una apertura inicial menos efectiva y a una fragmentación más gruesa en rocas de mayor resistencia, lo que limita la eficiencia global del disparo [18].

D. Sobrerotura y control del perfil excavado

La sobrerotura constituye un parámetro crítico en excavaciones subterráneas, debido a su influencia sobre la estabilidad del macizo, el consumo de sostenimiento y la

calidad geométrica de la labor. Los valores registrados durante el estudio se presentan en la Tabla VI [19].

TABLA VI
VALORES DE SOBREROTURA REGISTRADOS

Tipo de corte	Sobrerotura promedio (cm)	Perfil obtenido
Corte En V	28	Irregular
Corte Quemado	15	Regular
Corte Paralelo	22	Moderado

Los resultados muestran que el corte Quemado permitió un mejor control del contorno del frente, con una sobrerotura promedio de 15 cm, valor menor al observado en el corte En V y en el corte Paralelo. Este comportamiento indica una distribución más eficiente de la energía y un menor daño inducido en el macizo circundante, lo que contribuye a una excavación más estable y a una reducción potencial en los requerimientos de sostenimiento [9].

E. Vibraciones inducidas por la voladura

Las vibraciones generadas durante la voladura fueron evaluadas mediante la medición de la velocidad de partícula pico, cuyos resultados se presentan en la Tabla VII.

TABLA VII
VELOCIDAD DE PARTICULA PICO (PPV) REGISTRADA

Tipo de corte	Distancia al frente (m)	PPV (mm/s)	Cumplimiento normativo
Corte En V	35	6.8	Cumple
Corte Quemado	35	5.4	Cumple
Corte Paralelo	35	6.1	Cumple

Si bien todos los valores se mantuvieron dentro de los límites normativos, el corte Quemado generó la menor PPV, con 5.4 mm/s a 35 m del frente. Ese resultado representa una ventaja en términos de control dinámico, menor perturbación del macizo y mejores condiciones de seguridad para las excavaciones vecinas [12].

F. Condiciones post-voladura y ventilación

Los resultados correspondientes a las concentraciones de gases post-voladura y a los tiempos de ventilación requeridos se presentan en la Tabla VIII. Se observó que los disparos ejecutados con detonadores electrónicos generaron menores concentraciones iniciales de CO y NOx, además de una recuperación más rápida de condiciones seguras de trabajo [5].

TABLA VIII
CONCENTRACIÓN DE GASES Y TIEMPO DE VENTILACIÓN POST-VOLADURA

Tipo de corte	CO máx. (ppm)	NOx máx. (ppm)	Tiempo de ventilación (min)
Corte En V	85	18	35
Corte Quemado	70	14	30
Corte Paralelo	80	16	33

Este comportamiento adquiere especial relevancia en minería subterránea, donde la ventilación condiciona tanto la seguridad del personal como la continuidad operativa. En el presente estudio, el corte Quemado mostró el mejor desempeño ambiental inmediato, al registrar menores concentraciones gaseosas y el menor tiempo de ventilación entre los tres diseños evaluados [20].

G. Análisis integral de resultados

La integración de los resultados presentados en las Tablas II a VIII permite establecer que el diseño de disparo influye de manera directa en el desempeño global de la voladura subterránea. El corte tipo Quemado, combinado con parámetros geométricos adecuados y con un sistema de iniciación electrónico, mostró el mejor comportamiento en fragmentación, avance, control de sobrerotura, reducción de vibraciones y condiciones post-voladura [13].

En conjunto, los resultados confirman que la optimización del diseño de voladura no depende de un solo parámetro aislado, sino de la articulación entre caracterización geomecánica, configuración geométrica, selección energética, simulación previa y validación experimental. Esa integración permite mejorar la eficiencia del minado y reducir impactos operativos y geotécnicos dentro de la excavación subterránea [6].

IV. CONCLUSIONES

El presente estudio permitió evaluar de manera integral el desempeño de tres diseños de disparo aplicados en minería subterránea, correspondientes a los cortes En V, Paralelo y Quemado, considerando indicadores técnicos vinculados con la fragmentación, el avance por disparo, el control del perfil excavado, las vibraciones y las condiciones post-voladura. La comparación realizada bajo distintas condiciones geomecánicas permitió establecer diferencias claras en el comportamiento de cada patrón y reconocer cuál de ellos ofreció la respuesta más eficiente y estable.

En primer lugar, la caracterización geomecánica resultó determinante para la definición de los parámetros geométricos y energéticos del disparo, debido a que permitió ajustar el burden, el espaciamiento, el retacado y la carga por taladro a las condiciones de cada macizo rocoso. A partir de ello, se establecieron configuraciones de diseño con burden entre 0.80 y 0.90 m, espaciamiento entre 0.90 y 1.00 m, cargas por taladro entre 2.10 y 2.30 kg y factores de potencia entre 0.95 y 1.05 kg/m³, valores que hicieron posible una evaluación comparativa bajo condiciones operativas consistentes.

Los resultados de fragmentación mostraron que el corte tipo Quemado presentó el mejor desempeño frente a los otros diseños evaluados, al registrar valores de D80 de 18.6 cm en andesita fracturada, 16.2 cm en caliza compacta y 19.7 cm en granodiorita dura. Estos resultados se ubicaron dentro o muy próximos al rango óptimo de 15 a 20 cm, mientras que el corte En V alcanzó 24.5 cm, 20.3 cm y 26.8 cm, y el corte Paralelo obtuvo 21.0 cm, 18.5 cm y 22.1 cm, respectivamente. Esta diferencia confirma que el vacío central del corte Quemado

favoreció una liberación más eficiente de la energía explosiva y una fracturación más uniforme del macizo.

Asimismo, el análisis del avance por disparo evidenció que el corte Quemado alcanzó el mejor resultado, con un avance real de 2.20 m frente a 2.05 m del corte En V y 2.10 m del corte Paralelo, lo que equivale a una eficiencia de 92 %, superior al 85 % y 88 % obtenidos por los otros dos diseños. Aunque la diferencia en metros no es amplia, sí refleja una mejor apertura del frente y una mayor capacidad de transformar la energía del disparo en progreso efectivo de la excavación, lo cual repercute de manera directa en la productividad de la labor.

En cuanto al control del perfil excavado, el corte Quemado también mostró el comportamiento más favorable, con una sobrerotura promedio de 15 cm, mientras que el corte Paralelo registró 22 cm y el corte En V alcanzó 28 cm. Esta reducción del daño periférico permitió obtener un perfil más regular, disminuir la perturbación del macizo circundante y reducir la necesidad potencial de sostenimiento adicional. Desde el punto de vista geotécnico y económico, este resultado representa una ventaja importante para la estabilidad y el control de costos en excavaciones subterráneas.

El análisis de vibraciones inducidas por la voladura indicó que todos los diseños evaluados cumplieron con los límites normativos, aunque el corte Quemado volvió a presentar el mejor comportamiento, con una velocidad de partícula pico de 5.4 mm/s a 35 m del frente, por debajo de los 6.1 mm/s del corte Paralelo y de los 6.8 mm/s del corte En V. Este menor nivel de vibración evidencia un impacto dinámico más controlado sobre el macizo rocoso y mejores condiciones para preservar la estabilidad de la excavación y de las labores cercanas.

Finalmente, las condiciones post-voladura confirmaron la ventaja operativa del corte Quemado, al registrar concentraciones máximas de 70 ppm de CO y 14 ppm de NOx, además de un tiempo de ventilación de 30 min, inferior a los 35 min requeridos por el corte En V y a los 33 min del corte Paralelo. En conjunto, estos resultados permiten concluir que el corte tipo Quemado fue el diseño más eficiente entre los evaluados, al combinar mejor fragmentación, mayor avance, menor sobrerotura, menores vibraciones y mejores condiciones ambientales posteriores al disparo. Por ello, su aplicación constituye una alternativa técnicamente sólida para optimizar la eficiencia, la seguridad y el control operativo en minería subterránea.

AGRADECIMIENTO/RECONOCIMIENTO

Se agradece a Dios por la fortaleza, la constancia y la guía brindadas durante el desarrollo del presente trabajo. Asimismo, se expresa un especial reconocimiento al Ing. Elmer Ovidio Luque Luque por su orientación técnica y su asesoramiento profesional en el área de perforación y voladura, los cuales fueron fundamentales para la culminación de este artículo.

REFERENCIAS

- [1] R. Jimeno, C. Jimeno, and F. Carcedo, *Drilling and Blasting of Rocks*. Rotterdam, The Netherlands: A.A. Balkema, 1995.
- [2] P. K. Singh and R. K. Roy, "Rock fragmentation by blasting: A review," *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, vol. 8, no. 4, pp. 612–627, 2016.
- [3] E. Hoek and E. T. Brown, "Practical estimates of rock mass strength," *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 34, no. 8, pp. 1165–1186, 1997.
- [4] J. Holmberg and D. Persson, *Design of Tunnel Blasts*. Stockholm, Sweden: Swedish Rock Engineering Research, 1979.
- [5] International Society of Explosives Engineers, *Blasters' Handbook*, 18th ed. Cleveland, OH, USA, 2011.
- [6] J. A. Sanchidrián, "Control of blast-induced damage in underground excavations," *Rock Mechanics and Rock Engineering*, vol. 52, no. 10, pp. 3951–3967, 2019.
- [7] P. K. Singh and D. Raina, "Effect of blast design on fragmentation and overbreak," *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 48, no. 6, pp. 1002–1012, 2011.
- [8] E. L. Gertsch, R. L. Bullock, and T. B. Jackson, "Design of underground blast patterns," *Mining Engineering*, vol. 59, no. 6, pp. 49–56, 2007.
- [9] M. Onederra, D. Brunton, and S. Furtney, "Blast damage assessment in underground excavations," *Tunnelling and Underground Space Technology*, vol. 26, no. 5, pp. 587–595, 2011.
- [10] U. Langefors and B. Kihlström, *The Modern Technique of Rock Blasting*. Stockholm, Sweden: Almqvist & Wiksell, 1978.
- [11] J. A. Hudson and J. P. Harrison, *Engineering Rock Mechanics*. Oxford, UK: Elsevier, 2000.
- [12] C. H. Dowding, *Blast Vibration Monitoring and Control*. Upper Saddle River, NJ, USA: Prentice Hall, 1996.
- [13] S. Mitri, J. Hadjigeorgiou, and R. Pakalnis, "Blasting practices in underground mining," *Mining Technology*, vol. 117, no. 3, pp. 131–138, 2008.

- [14] J. A. Sanchidrián, P. Segarra, and L. M. López, “Energy components in rock blasting,” *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 44, no. 1, pp. 130–147, 2007.
- [15] A. Hustrulid, *Blasting Principles for Open Pit Mining*, vol. 1. Rotterdam: Balkema, 1999.
- [16] P. Blair, “Underground blasting techniques,” *Mining Magazine*, vol. 176, no. 3, pp. 142–148, 1997.
- [17] A. Cunningham, “The Kuz–Ram model for prediction of fragmentation,” in *Proc. Int. Symp. Rock Fragmentation by Blasting*, Luleå, Sweden, 1983, pp. 439–454.
- [18] J. Hadjigeorgiou, “Influence of blasting on tunnel stability,” *Rock Mechanics and Rock Engineering*, vol. 45, no. 4, pp. 601–615, 2012.
- [19] P. K. Singh, “Blast-induced rock fragmentation assessment,” *Int. J. Mining Sci. Technol.*, vol. 23, no. 4, pp. 475–482, 2013.
- [20] S. S. Mitri and R. Pakalnis, “Ground control considerations in underground blasting,” *Mining Technology*, vol. 113, no. 1, pp. 1–9, 2004.