

Dynamic support evaluation to mitigate rock bursting in underground mines in central Peru.

Sergio Sánchez Ormeño¹, Humberto Pehovaz-Álvarez¹ and Luis Arauzo¹

¹ *Ingeniería de Gestión Minera. Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas (UPC). Lima, Perú.*
u20171d064@upc.edu.pe, pcgmhpeh@upc.edu.pe and pccilara@upc.edu.pe

Abstract– Accidents caused by rock bursting in underground excavations in the Peruvian mining sector pose a critical problem, leading to fatalities, machinery damage, and complete tunnel collapse. As mining activities reach greater depths, evaluating rock bursting becomes crucial. Various support systems have been employed to counteract these events, including dynamic bolts, dynamic mesh, and shotcrete on the slab. This research analyzes how these supports respond when rock mass releases accumulated energy under different conditions. Understanding their performance is vital for selecting appropriate reinforcement measures to enhance safety and mitigate the impact of rock bursts in underground mines.

Keywords– Energy release, Energy absorption, Rock bursting, Dynamic support.

Digital Object Identifier: (only for full papers, inserted by LACCEI).
ISSN, ISBN: (to be inserted by LACCEI).
DO NOT REMOVE

Dynamic support evaluation to mitigate rock bursting in underground mines in central Peru.

Sergio Sánchez Ormeño¹, Humberto Pehovaz-Álvarez¹ and Luis Arauzo¹

¹ *Ingeniería de Gestión Minera. Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas (UPC). Lima, Perú.
u20171d064@upc.edu.pe, pcgmhpeh@upc.edu.pe and pccilara@upc.edu.pe*

Abstract– *Accidents caused by rock bursting in underground excavations in the Peruvian mining sector pose a critical problem, leading to fatalities, machinery damage, and complete tunnel collapse. As mining activities reach greater depths, evaluating rock bursting becomes crucial. Various support systems have been employed to counteract these events, including dynamic bolts, dynamic mesh, and shotcrete on the slab. This research analyzes how these supports respond when rock mass releases accumulated energy under different conditions. Understanding their performance is vital for selecting appropriate reinforcement measures to enhance safety and mitigate the impact of rock bursts in underground mines.*

Keywords– *Energy release, Energy absorption, Rock bursting, Dynamic support.*

I. INTRODUCCIÓN

La minería subterránea siempre ha sido considerada como una industria de alto riesgo debido a la profundidad en la cual se encuentran sus minas, superando los 1000 metros donde la roca está siendo sometida a grandes esfuerzos, tensiones, estrés in situ, acumulación de energía y deformaciones desencadenando un fenómeno violento y repentino llamado estallido de roca los cuales pueden dañar a los equipos mineros y los túneles haciendo que se retrase la producción de la mina provocando una enorme pérdida económica para las empresas mineras. De igual manera este evento puede provocar muchas lesiones y muertes al personal minero Ref. [1] por lo que es necesario realizar previamente un buen estudio geológico, hidrológico, estructural, geomecánico y geotécnico del macizo rocoso de manera que se dé a conocer en que condición se encuentra la roca a la cual se está atacando.

En el estallido de roca se produce una liberación de energía muy grande que está concentrada en la roca por lo cual se puede presentar en forma de fractura por la tensión estática presente a causa de la deformación tangencial de las fuerzas de aceleración provocando un evento sísmico remoto donde existe transferencia de energía durante el estallido de la tensión sometida a la roca provocando que el macizo rocoso se desintegre totalmente de manera radial a los túneles Ref. [2]. Tomando en cuenta que la profundidad de una mina va aumentando de manera proporcional a la evolución de energía, donde la energía elástica se va acumulando de manera rápida al igual que su cantidad, esto quiere decir que la energía disipada que se genera se vuelve cada vez más rápida y los picos de energía se vuelven más grandes. Sin embargo, la eficiencia en la acumulación y liberación de energía elástica se

va a reducir de manera considerable en las rocas profundas, mientras que la eficiencia de la energía disipada aumentará Ref. [3]. Por lo tanto, la energía que es liberada por sismos inducidos en las excavaciones subterráneas y el desprendimiento de rocas es extremadamente alto por la estructura de la roca que tiene muy baja resistencia de corte.

Por lo tanto, se entiende que existe una relación directa entre el estallido de roca y la energía por lo cual es un evento bastante difícil de predecir con exactitud para ello se puede aplicar diferentes métodos como el criterio empírico o métodos gráficos, simulación numérica o física, prueba de modelos y modelos de algoritmos matemáticos (incertidumbre, técnicas matemáticas, algoritmos de aprendizaje no supervisado y algoritmos de aprendizaje supervisado) especialmente los métodos estadísticos, métodos de inteligencia artificial y máquinas de vectores de apoyo Ref. [4]. Donde cada método tiene sus ventajas y desventajas haciendo difícil la elección de ellos, porque dependerá también de la disponibilidad de los datos que tengamos para analizar y acoplar con el método que elijamos.

La alta complejidad de predecir cuándo se dará una liberación de energía proveniente del macizo rocoso en las labores subterráneas lleva a varias empresas a nivel mundial a utilizar distintos sistemas de soporte dinámicos o algún tipo de monitoreo sísmico, controlando y evitando que las labores queden derrumbadas por los estallidos de roca que puedan ocurrir. Para lo cual se debe tener en cuenta el comportamiento dinámico para garantizar que el soporte se pueda acomodar tanto con la gran deformación como con la alta carga dinámica existente. Por lo que, la presente investigación se centrará en evaluar diferentes tipos de sostenimiento para conocer su capacidad de absorción de energía al igual que su deformación y su carga máxima que puede resistir evitando que haya roturas en el soporte y falle. Asimismo, se dará a conocer cómo actúan estos soportes utilizados ante una liberación de energía y como pueden ser usados de manera eficiente, de modo que se conozca si se pueden combinar de una manera que pueda ayudar a controlar los estallidos de roca en las labores subterráneas.

II. ESTADO DEL ARTE

El rockburst o estallido de roca es el resultado de la liberación de energía de la tensión elástica que se encuentra en el macizo rocoso debido a que los cambios en el estado de tensión llevan a una reducción en el límite de almacenamiento de energía, así como su acumulación y disipación de energía de la roca circundante. Cuando la energía excede el límite de

Digital Object Identifier: (only for full papers, inserted by LACCEI).

ISSN, ISBN: (to be inserted by LACCEI).

DO NOT REMOVE

almacenamiento el macizo rocoso se destruirá y se liberará la energía de deformación almacenada Ref. [5]. Además, la rotura del macizo rocoso y la liberación de energía provocarán ondas de tensión, que se convertirán en el detonante para romper el estado de equilibrio y generar un colapso de la labor. Los tipos de estallidos de rocas se pueden clasificar en tres tipos: Estallidos de tensión, estallidos de pilar y deslizamiento de falla. La ocurrencia del estallido de pilar depende de la tensión y de la discontinuidad presente, pero involucra la rápida pérdida de resistencia Ref. [6]. De igual manera el deslizamiento por falla se debe por discontinuidades preexistentes o falla de corte, cuando el esfuerzo cortante es mayor que la resistencia de corte en la falla. El estallido por tensión que es el más común de la roca inestable puede variar desde el derrumbe de una roca que está bajo una alta tensión hasta un pandeo de discontinuidades paralelas a los túneles subterráneos, estos se inician ya sea por un cambio de tensión inducido por el avance del túnel o la minería cercana, potencialmente desencadenada por un pulso de tensión dinámica, o por una carga de tensión dinámica por ondas sísmicas de un gran evento sísmico remoto. Se pueden clasificar en explosiones de tensión autoiniciadas, inducidas por minería, desencadenadas sísmicamente y cargadas dinámicamente Ref. [7]. A medida que se avanza un túnel, la sección de este mismo se vuelven muy vulnerables a fallar de manera violenta. Los modos en los cuales puede causar daño los estallidos de roca cerca de las excavaciones se pueden presentar en forma de fractura por tensión o estallido por deformación por la deformación tangencial, debido a las fuerzas de aceleración de un evento sísmico remoto y expulsión de roca por la transferencia de energía de una fuente sísmica o por las altas deformaciones. La gravedad del daño por estallido de rocas se puede clasificar aproximadamente en tres niveles (menor, moderado y mayor o severo) en función del volumen de roca rota o desplazada, el grado de daño del soporte y la violencia de la liberación de energía en términos de velocidad de impacto o expulsión los cuales no solo dependen de la intensidad sino también de la calidad del macizo rocoso Ref. [8].

Existe un tipo de rockburst denominado Strainburst que es un fenómeno de falla de roca inestable donde un derrumbe de rocas por deslizamiento de fallas suele ser más poderoso que un desprendimiento de rocas por deformación y, por lo general, causa daños más graves a las infraestructuras subterráneas que un derrumbe de rocas por deformación en los límites de excavación de labores subterráneas profundas. Este fenómeno se caracteriza por la eyección repentina y violenta de los materiales rocoso y generalmente se puede clasificar en dos tipos: autoiniciados y remotos. El estallido de tensión autoiniciado ocurre debido a la concentración de la tensión tangencial inducida por la excavación y la existencia de un ambiente de carga relativamente suave en la masa rocosa que rodea la roca fracturada. No existe un evento sísmico remoto en los estallidos de tensión autoiniciados. El strainburst remoto es a causa de un evento sísmico remoto que ha sido desencadenado por las actividades mineras que se realizan de

manera diaria y un alto estrés estático Ref. [9]. En estos casos se ha realizado estudios experimentales donde se utilizaron pruebas de compresión uniaxiales, pruebas estáticas dinámicas uniaxiales y biaxiales combinadas, pruebas de carga triaxiales verdaderas y pruebas de descarga triaxiales convencionales. Además, algunos investigadores han promovido el uso de tecnología de monitoreo de emisiones acústicas (AE) para estudiar los mecanismos de estallido de rocas Ref. [10].

Por lo tanto, garantizar un sistema de estabilidad de la roca circundante es crucial para la elaboración de diferentes proyectos mineros ya que se han producido numerosos desprendimientos de rocas en caminos subterráneos sostenidos por pernos de anclaje tradicionales, lo que indica que la capacidad de absorción de energía y la resistencia a los impactos contra los efectos de la falla por estallido generados por los pernos de anclaje tradicionales son limitadas Ref. [11]. En el mercado existen muchos soportes de rocas, pero se tiene que seleccionar el que mejor se les acomode a las condiciones del macizo rocoso. Los sistemas de soporte en túneles se pueden componer en principio, de elementos internos rígidos (pernos de armadura completamente encapsulados) y elementos externos flexibles (capa de hormigón proyectado con controlador de tensión de revestimiento (LSC) o elementos HiDCon). En un sistema de soporte de este tipo, los elementos rígidos internos pueden fallar a causa de una deformación, pero los elementos externos se pueden acomodar en una deformación relativamente grande en la roca debido a los elementos elásticos que esta integrados. En los túneles de minería, los pernos de roca y las mallas elásticas se utilizan ampliamente para hacer frente a grandes deformaciones de rocas. La carga de apoyo la soportan principalmente los pernos de roca, mientras que la malla restringe la dilatación de la superficie de la roca. En tal sistema de soporte, los elementos internos y externos son compatibles en deformación, pero la capacidad de carga de las mallas es muy baja. Por lo que, en un sistema de soporte de roca compatible, los elementos de soporte internos y externos tienen una gran capacidad de carga y deformación, y el rendimiento del elemento de refuerzo es óptimo Ref. [12]. El diseño del soporte debe tener en cuenta una serie de incertidumbres relacionadas con las condiciones de carga, la variabilidad y comportamiento del macizo rocoso, y el rendimiento del soporte. Al diseñar el soporte para atender las condiciones dinámicas, las incertidumbres se magnifican debido a las brechas significativas de cómo responde el macizo rocoso a la carga dinámica, así como a las limitaciones en las metodologías de diseño disponibles Ref. [13]. Existen varios enfoques para la selección del soporte de suelo dinámico apropiado. Los enfoques deterministas se basan en la evaluación de la capacidad de absorción de energía e incluyen el método Canadian Rockburst Support Handbook y el método de cálculo de energía cinética y potencia. Hacen varias suposiciones sobre los mecanismos dinámicos para permitir el cálculo de los requisitos de soporte.

Tenemos diferentes pernos que se han utilizado en los eventos de estallidos de roca como los pernos Split set que se

usaron por primera vez para combatir las amenazas de desprendimiento de roca en Sudáfrica en 1950 y 1960. Pero no pudo frenar eficientemente el desplazamiento de la roca por su baja capacidad de carga, por eso intentaron con pernos de barra encapsulados con shotcrete, para hacer frente a las cargas dinámicas, pero no convenció ya que se rompieron algunos pernos. En el año 1990 se pudo desarrollar el primer perno para el control de los estallidos de roca el conebolt que dio resultados positivos Ref. [14]. Del mismo modo comenzaron a aparecer más pernos que controlaban los estallidos de roca denominados pernos dinámicos por la capacidad de absorción de energía y deformación como el D-Bolt perno MP1, perno PAR1, BHRB400/500/600, MCB, Durabar y Yield-Loc, Garford, Roofex y He-bolt. Los cuales pueden ser etiquetados como bajos, medios, altos, muy altos de acuerdo con su nivel de rendimiento donde tiene que satisfacer el grado de rigidez, es decir la presión y la capacidad de deformación. Junto con los pernos de roca elásticos, los dispositivos de retención de la superficie también son obligatorios para un control satisfactorio del estallido de roca. Se requiere que los dispositivos de soporte internos y externos en un sistema de soporte estén firmemente vinculados y sean compatibles en deformabilidad para que todos los dispositivos interactúen adecuadamente y juntos proporcionen resistencia a la expulsión de rocas en un derrumbe Ref. [15].

Mencionando algunos de ellos tenemos diferentes pernos que ayudan a controlar y absorber la energía que se libera de la roca desplazándose a más de 100 mm siendo su capacidad de energía generalmente de 20 kJ, lo que demuestra la ventaja que tienen algunos pernos. En cuando la relación que hay entre la deformación y la absorción de energía de los pernos se puede determinar que cuando aumenta la deformación la absorción de energía de los pernos aumentan de manera lineal. Además, los segmentos de barra que están entre los anclajes de los pernos se alargan cuando hay una dilatación en la roca teniendo una alta resistencia y una excelente capacidad de deformación. Donde el perno comienza a absorber energía mediante la movilización de la capacidad de resistencia y de la deformación de su longitud. En los estudios respectivos la carga y desplazamiento del perno se dieron a conocer que cuando existe un caso de impacto dinámico siendo la tasa de absorción de energía del estiramiento del perno más alto que el de la prueba cuasiestática del perno Ref. [16]. Lo cual hace que estos pernos puedan reducir al máximo la energía cinética y mantener altos niveles de fuerza axial durante las deformaciones. Sin embargo, se tiene que tomar en cuenta la cantidad de pernos que se deben de usar ya que si se usan entre 9 a 12 pernos no lograrán controlar un estallido de tensión, caso contrario si se utilizan entre 15 a 18 pernos de este tipo los cuales podrán controlar la energía liberada por la roca de manera súbita y violenta. Asimismo, la longitud en la colocación de estos pernos es importante, donde sus estados críticos varío entre 100 mm y 400 mm demostrando las fuerzas axiales y el esfuerzo cortante bajo diferentes temperaturas ambientales Ref. [17]. Cuando la longitud de la

colocación excede un valor crítico es inevitable que el perno falle. Por ello la longitud de empotramiento debe oscilar entre 50 y 1000 mm que generalmente es más corta que la longitud real de empotramiento de los pernos de roca aplicados in situ para proyectos de ingeniería de rocas. El estado de tensión y el modo de falla de un perno de roca con una longitud de la colocación larga difieren notablemente de los de un perno de roca con una longitud de colocación corta Ref. [18].

Así como en los túneles de minería se usan los pernos de roca también usan las mallas elásticas que son fáciles de manejar y son muy fuertes y rígidos para evitar pequeños desprendimientos de rocas y el posterior desmoronamiento de los techos de los túneles, pero no tienen la capacidad de absorber grandes impactos dinámicos. Sin embargo, se tienen algunas mallas de alta resistencia como la HEA que puede absorber energía de la carga dinámica inducida por grandes eventos sísmicos, el cual demostró un buen desempeño en las pruebas de caída de rocas y estallido de rocas Ref. [19]. Debido a su resistencia y ductilidad, la malla pudo absorber la energía cinética, mostrando así una desaceleración de la masa rocosa impactante. La alta resistencia de la malla es necesaria para transferir las cargas de desprendimiento de rocas a los anclajes y evitar que los fragmentos de roca perforen la malla.

De igual manera para el control de terrenos muchas veces no se prefieren usar el shotcrete como un sistema de soporte de superficie en terrenos que son propensos a estallidos porque que el shotcrete se convierte en parte de la "roca voladora" cuando ocurre un estallido de rocas. La aplicación temprana del shotcrete sobre superficies rocosas bien preparadas puede inhibir la dilatación del macizo rocoso, reforzando las fracturas naturales o inducidas por la minería o las voladuras. Esto, a su vez, puede ayudar a transferir la carga más tarde a los pernos de roca y reducir la cantidad de roca que se desmorona y, por lo tanto, mejorar la integridad general del macizo rocoso Ref. [20]. El shotcrete puede mejorar la estabilidad del perno y la malla. Por lo que, si se instalan pernos flexibles y malla sobre el shotcrete que es aplicado, se puede resolver el problema de la "roca voladora".

III. APORTE

La presente investigación se basa en comparar y evaluar tres tipos de soporte los cuales son: un perno dinámico, una malla dinámica y el uso de shotcrete para saber el desplazamiento, la carga máxima y la capacidad de absorción de energía que tienen, a modo que se conozca que soporte ayudará a controlar de mejor manera un evento de estallido de roca en las labores subterráneas. Para llegar a este objetivo se realizará los pasos que se observan en la Fig. 1.

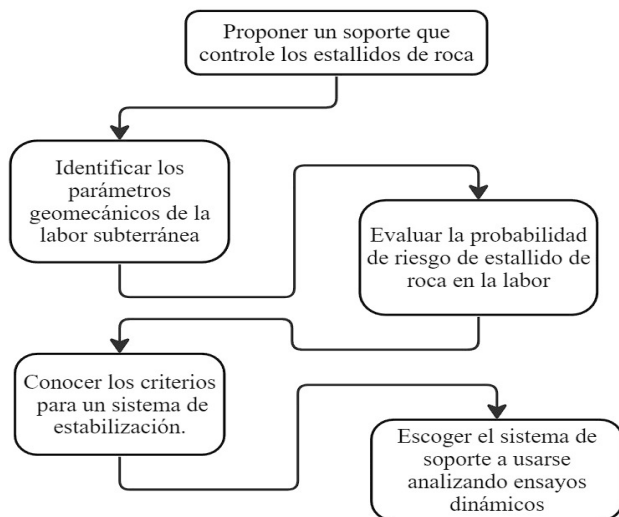


Fig. 1 Diseño de la propuesta

3.1 Identificación de parámetros geomecánicos de la labor subterránea.

Mediante un informe geomecánico realizado a la mina se determinaron los parámetros de la roca intacta donde se obtuvo el dato de “mi” de 32 en la roca caja y 18 para el mineral, una resistencia a la compresión simple de 142 MPa para la roca encajonante. La resistencia de la compresión simple del mineral se estimó en 50 MPa, el módulo de Young de 27.66 para la roca caja y 15 para el mineral como se muestra en la tabla 1.

Además, se determinó las propiedades de resistencia del macizo rocoso definiendo criterios de falla a los índices de clasificación considerando los datos de la roca intacta y de las constantes mb, s ya que son parámetros que dependen de la característica del macizo rocoso y del GSI los cuales son importantes para realizar una interpretación del monitoreo de deformación de las aberturas subterráneas. Cabe recalcar que el porcentaje de RQD de esta labor subterránea esta entre los valores de 50% y 70% con un RMR entre 40 – 50 y un GSI entre 40-50. A continuación se presentará los parámetros en la Tabla 1.

TABLA 1
PARÁMETROS DE RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO

Parámetros	Valores
mi	32
UCS (MPa)	142
Ei (Gpa)	27.66
GSI	64
mb	8.846
s	0.018
a	0.502
Em (Mpa)	17
v	0.14

3.2. Probabilidad de riesgo de estallido de roca

En esta parte se calculará el riesgo de estallido de roca en base a distintos criterios y tomando en cuenta los parámetros de la tabla 1. El primer criterio que se tomará en cuenta será el cálculo del riesgo de estallidos de roca en base a energía que existen cuando hay una deformación elástica o también conocido como “PES”, que existe cuando la velocidad de carga es constante. Para ello será necesario el uso de la ecuación 1.

Ecuación 1. Energía de deformación elástica (PES)

$$PES = \frac{\sigma c^2}{2Ei} \quad (1)$$

Donde:

PES: Energía Potencial de Deformación Elástica de la roca (kJ/m3)

σc : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca

Ei: Modulo de Young (GPa)

Reemplazamos los parámetros de la TABLA 1 PARÁMETROS DE RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO en la ecuación 1 para obtener el PES:

$$PES = \frac{142^2}{2(27.66)}$$

$$PES = 364.50 \text{ kJ/m}^3$$

Como podemos observar se obtiene un valor de 364.50 kJ/m3 que es una valoración de riesgo de estallido de roca muy alto porque el PES es mayor a 200 kJ/m3 lo cual nos indica que las rocas de la labor subterránea son muy propensas a estallar en cualquier momento.

El segundo criterio que se tomará en cuenta será la tensión tangencial (Ts) del macizo rocoso como las características mecánicas de las rocas. Determinando el cálculo en la ecuación 2.

Ecuación 2. Tensión Tangencial

$$Ts = \frac{\sigma \theta}{\sigma c} \quad (2)$$

Donde:

$\sigma \theta$: Tensión tangencial en la roca ubicada en la periferia de la excavación

σc : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca

Reemplazamos valores en la ecuación 2:

$$T_s = \frac{90}{142}$$

$$T_s = 0.63$$

Obtenemos un valor de tensión tangencial de 0.63 en el macizo rocoso por lo cual el estallido de roca que puede ocurrir es un estallido fuerte que puede causar muchos problemas en las operaciones.

El tercer criterio que se toma en cuenta es sobre la fracturación que existe en el macizo rocoso debido a que en muchas minas la ocurrencia de estallidos de roca ha sido en macizos rocosos con bajo fracturamiento, esto es porque la energía que se presenta por distintos factores se encuentra con un material con pocas fracturas y comienza a destruir la resistencia del macizo, liberando la energía acumulada que presenta. En otros casos donde la masa rocosa tiene un alto fracturamiento la energía se disipará y provocará una deformación elástica. Por eso se ve el RQD que tenemos presente el cual está entre 50 y 70 por lo cual tendrá un riesgo de estallido de roca moderado. A continuación, se muestra un resumen en la TABLA 2 de la probabilidad de riesgo de estallido

TABLA 2
RESUMEN DE LA PROBABILIDAD DE RIESGO DE ESTALLIDO DE ROCA

Criterio	Valores
PES	364.50 kJ/m ³
T _s	0.63
RQD	50 - 70

3.3. Criterios necesarios para un sistema de estabilización dinámico

Se debe de tomar en cuenta varios criterios para implementar un sistema de sostenimiento uno de estos criterios se puede observar en la ecuación 3 donde si se habla de un perno de roca, la capacidad de rendimiento (C) de dicho perno normalmente está determinada por el diámetro de este (D) y el grado del acero (G) el cual está hecho.

Ecuación 3. Capacidad del Perno

$$C = \left(\frac{\pi}{4}\right)GD^2 \quad (3)$$

Por lo tanto, las barra que tienen mayor grosor es decir mayor diámetro pueden proporcionar mayor absorción de la energía que es liberada por el estallido de roca y mayor desplazamiento cuando se estiran lo cual permite mayor resistencia que las barras delgadas.

De igual manera se debe de tomar en cuenta la rigidez el cual es la medida de la velocidad donde el sostenimiento proporciona capacidad de carga por la deformación de la roca, por eso un refuerzo que sea rígido puede desarrollar la capacidad en un tiempo menor mientras que el desplazamiento será leve.

Ecuación 4. Rigidez del sistema de soporte

$$K = \frac{A \times E}{L} \quad (4)$$

Donde: La rigidez (K) es una función del área (A), el módulo de elasticidad del material (E) y la longitud del soporte (L).

También la ductilidad es de suma importancia esto debido a que una barra de acero que es sometida a una fuerza de tracción debe tener la capacidad de deformarse bajo distintas cargas sin que se rompa una vez que se supera el límite elástico. Por lo que es necesario que el refuerzo pueda disipar la energía a través de adherencias o rupturas presentes en la interfaz, la deformación de la estructura o por la fricción.

Además, se tendrá que considerar el factor de seguridad dinámico el cual será calculado como la razón entre la energía que está disponible (capacidad) del sistema de soporte y la energía que es liberada (demanda) durante el evento. Este factor de seguridad deberá ser considerado entre 1.5 a 2

Ecuación 5. Factor de seguridad dinámico

$$FS = \frac{E. Disponible (sostenimiento)}{E. Liberada (demanda)} \quad (5)$$

3.4. Sistemas de soportes dinámicos a usarse frente a un estallido de roca

Para que se pueda contener el desplazamiento y expulsión de un material a la periferia de la excavación, el sistema de sostenimiento deberá realizar tres roles distintos. Primero reforzar el macizo rocoso con la finalidad de prevenir la falla de la roca. Cuando esto es ineficaz, entonces se procederá a sostener la roca fallada y absorber la energía del material que resulta violentamente expulsado. Las dos primeras funciones,

reforzamiento y contención, son conseguidos dentro del volumen del macizo rocoso, usualmente por perno o cables, mientras que la tercera función es conseguida solo sobre la superficie del macizo rocoso, usualmente por mallas o por una capa de shotcrete.

A lo largo de los años diferentes autores como el “Rockburst handbook for Ontario hardrock” y el “Canadian Rockburst Research Program mines” han propuesto un rango en el cual se puede determinar la absorción energética para diferentes elementos de soporte.

TABLA 3
CARACTERÍSTICAS DE ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO BAJO CARGAS DINÁMICAS.

Canadian Rockburst Research Program mines			
Elementos de sostenimiento	Carga máxima (kN)	desplazamiento (mm)	Energía de absorción (kJ)
Perno helicoidal con resina	120-170	10-30	1-4
Cable bolt	160-240	20-40	2-6
Perno mecánico	70-120	20-50	2-4
Cable bolt de	160-240	30-50	4-8
Barra cementada lisa	70-120	50-100	4-10
Split set	50-100	80-200	5-15
Swellex	80-90	100-150	8-12
Super swellex	180-190	100-150	18-25
Cone bolt	90-140	100-200	10-25
Malla soldada de calibre #6	24-28	125-200	2-4/m ²
Malla soldada de calibre #4	34-42	150-225	3-6/m ²
Malla tejida de calibre #9	32-38	350-450	3-10/m ²
Shotcrete y malla soldada	2 x malla	< malla	3-5 x malla

TABLA 4
CARACTERÍSTICAS DE ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO BAJO CARGAS DINÁMICAS

Rockburst handbook for Ontario hardrock			
Elementos de sostenimiento	Capacidad de carga (kN)	Deslizamiento (mm)	Energía absorbida kJ/m ²
Perno mecánico	120	20	0,6
Barra cementada	150	25	1,3
Cable bolt	230	15	1,2
Split sets	50	100	3,5
Swellex	100	50	3,5
Malla electrosoldada	30	200	2,1

Por lo que podemos observar en las TABLA 3 y TABLA 4 los sostenimientos que más se usan cuando hay estallidos de roca son los pernos dinámicos ya que estos contienen una gran absorción de energía llegando hasta 25 kJ con una carga máxima que esta entre los 90 y 190 kN en comparación de las mallas electrosoldadas que tienen una capacidad de absorción de 3 a 10 kJ/m² y el shotcrete que su absorción de energía es bajo usándose en labores temporales.

IV. VALIDACIÓN

Se procedió a realizar pruebas un perno dinámico, a una malla dinámica y a paneles de shotcrete para verificar si los pernos tienen mayor absorción de energía comparado con las mallas y el panel de shotcrete.

4.1 Ensayo del perno dinámico

El perno de roca que se ensayará está diseñado para usarse en condiciones de terreno variables, incluido en zonas de actividad sísmica porque cuenta con una buena expansión de hasta 60 mm y un desplazamiento típico de 120 mm, capacidades superiores de diferentes cargas con una instalación fácil y rápida sin recurrir al uso de shotcrete o resina. En la Tabla 5 se puede observar las propiedades del perno dinámico.

TABLA 5
PROPIEDADES DEL PERNO

Diámetro de barra	Ø20 mm
Alargamiento de barra	22%
Barra Laminada Rosca	M22x2.5 LH
Grosor del tubo	2,5 mm
Tamaño de broca	Ø43-45 mm

Para corroborar ello se procedió a realizar el método llamado prueba de caída donde se dejó caer un peso de máximo 3 toneladas, con una energía de entrada máxima de 58,9 kJ a una altura de caída de 2 m para simular la expulsión del bloque de roca e impacte directamente en el sistema de soporte. Este método aplica un impulso casi puramente axial a la muestra dando como resultado una entrada de energía máxima de 65 kJ correspondiente a una velocidad máxima de 6,4 m/s.

Durante la prueba dinámica, la carga de impacto, la carga de la placa y las cargas del marco de prueba se registran a una velocidad de 10 kHz usando tres celdas de carga piezoeléctricas. El desplazamiento de los extremos distal y proximal de los pernos se mide utilizando un par de cámaras de escaneo lineal para rastrear un objetivo a una velocidad de 10 000 líneas por segundo. Estos datos se procesan automáticamente para determinar la absorción de energía durante la prueba dinámica. Para garantizar la precisión de los datos de prueba, los sensores se calibraron antes de la puesta

en marcha general del banco de prueba. Obteniendo los siguientes resultados en la Tabla 6.

TABLA 6.
RESULTADOS DEL ENSAYO DEL PERNO

	Valores
Resistencia Máxima a la tracción (kN)	300
Límite Elástico (kN)	180
Resistencia de corte (kN)	246
Absorción de energía (kJ)	30
Desplazamiento dinámico (mm)	113

En la Fig2 se puede observar el comportamiento del perno durante su desplazamiento donde la carga máxima alcanzada fue de 300 kN y la mínima de 75kN, ambos en el tramo de 0 – 25 mm. Rompiéndose en 113 mm.

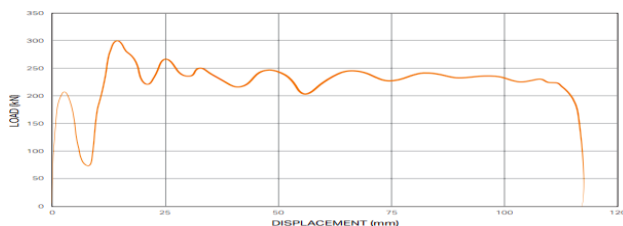


Fig. 2 Comportamiento del perno

4.2. Ensayo de malla dinámica

En la prueba de la malla dinámica se procedió a dejar caer un tipo de placa de carga cuadrado curvo, cuadrado plano y disco dinámico en una condición de contorno de grilletes. La carga de la masa que se dejó caer fue de 1040 Kg con una velocidad de impacto de 6,4 m/s y 21,4 kJ como se muestra en la Fig. 3.



Fig. 3 Ensayo de malla dinámica

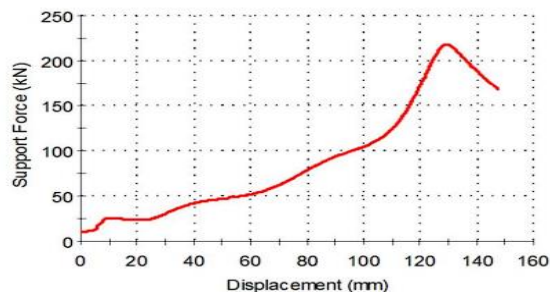


Fig. 4 Respuesta de fuerza-desplazamiento de malla

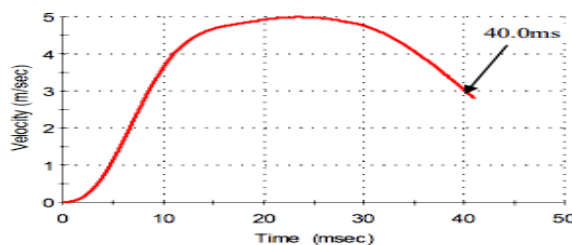


Fig. 5 Velocidad vs Tiempo del elemento apoyado

En las Fig. 4 y Fig5 se observa que el desplazamiento máximo estático causado por la carga de la malla fue de 214 mm, el desplazamiento dinámico máximo a partir del análisis fue de 143 mm, por lo que el desplazamiento total fue de 357 mm. Además, la malla disipó una energía total de 12,2 kJ en la primera ruptura con una fuerza máxima dinámica de 218 kN durante 40 m/s de tiempo total de carga. Viendo en la Fig. 6 se puede observar la ruptura que se generó por la carga puesta en la malla.



Fig. 6 Ruptura de la malla dinámica

4.3. Ensayo a un panel de shotcrete

Para realizar este ensayo para conocer el comportamiento del shotcrete se utilizó paneles de shotcrete de 600 mm x 600 mm con una cantidad de fibra de 15 Kg con un desplazamiento de 25.00 mm siendo el espesor mínimo de 100 mm y el espesor máximo de 110 mm con una fisura radial de 5. Teniendo una longitud según sus lados de L1 590 mm, L2 595 mm, L3 600mm y L4 600mm con un promedio de 596.3 mm.

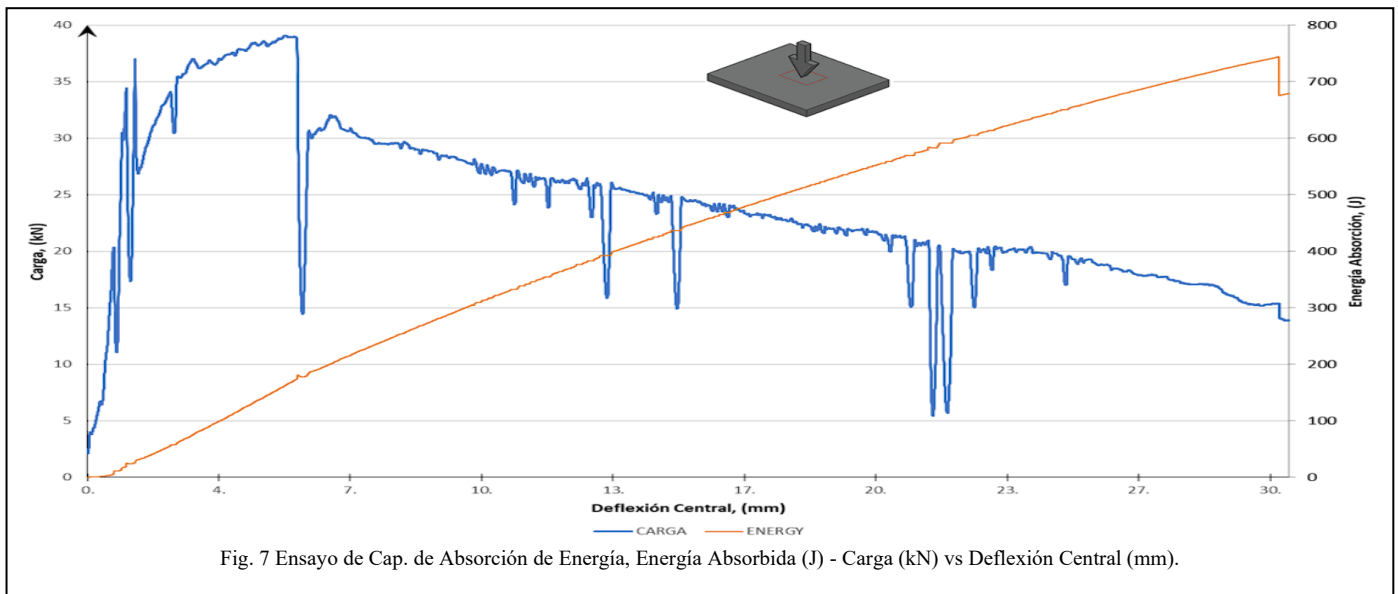


Fig. 7 Ensayo de Cap. de Absorción de Energía, Energía Absorbida (J) - Carga (kN) vs Deflexión Central (mm).

Observando la curva de Absorción de Energía, Energía Absorbida - Carga vs Deflexión Central en la Fig. 7 presenta un primer pico correspondiente al inicio del agrietamiento. Posterior a ello, la curva vuelve a aumentar correspondiente a la capacidad máxima de las fibras. Después de este pico, la capacidad de carga del panel disminuye, de manera progresiva, hasta el final de la prueba. El primer pico depende principalmente de las características de la matriz del hormigón y no se ve muy afectado por la dosis de fibra, mientras que los siguientes dependen fuertemente de este parámetro.

En la Tabla 7 se puede observar los valores que se obtuvieron mediante tramos y cuáles han sido los valores máximos que se alcanzaron en el ensayo realizado.

TABLA 7
VALORES REGISTRADOS EN EL ENSAYO

	Carga (kN)	Deflexión (mm)	Energía Absorbida (kJ)
Máxima alcanzada	13.871	30.001	0.68
0 - 5 mm	38.617	5.000	0.15
0 - 10 mm	27.991	10.002	0.31
0 - 15 mm	24.508	15.006	0.44
0 - 20 mm	21.606	20.001	0.55
0 - 25 mm	19.238	25.001	0.66
0 -Final	13.871	30.000	0.68

Observando que el shotcrete no tiene tanta capacidad de absorción de energía como otros sistemas de soporte, aun así, puede ayudar cuando hay un estallido de roca como un shotcrete de sacrificio ya que se perderá al momento que se dé ocurra un estallido en la labor subterránea.

En la Fig8 se puede observar cómo quedó la muestra ensayada, con una ruptura significativa por la carga a la cual ha sido sometida.



Fig. 8 Ruptura del panel de shotcrete.

V. DISCUSIÓN

En la minería hay muchos tipos de soporte que pueden ser usados para controlar los estallidos de roca que han sido puestos a prueba mediante diferentes ensayos para conocer sus características frente a una liberación de energía violenta como los pernos dinámicos los cuales tienen mayores ventajas de controlar los estallidos de roca si se compara con los pernos estáticos. Los pernos Garford, el He-bolt y el Cone bolt los cuales superaron los 300 mm de deformación y 50 kJ en la absorción de energía teniendo como cargas máximas los valores entre 150 kN y 250 kN clasificándose como pernos de absorción de energía alta. Mientras que el perno Swellex tuvo cargas máximas entre 100 y 150 kN, una capacidad de desplazamiento de 100 a 200 mm y una capacidad de absorción de energía de 25 a 35 kJ siendo pernos de absorción de energía media Ref. [16] Ref. [21]. Si estos pernos se comparan con el perno dinámico evaluado en la presente investigación la carga máxima de 225kN, la absorción de energía de 28kJ – 30 kJ y el desplazamiento de 129 mm – 142 mm se encuentran dentro de la categoría de pernos de absorción de energía media, ver Tabla 8 para la comparativa de estos pernos dinámicos. De igual manera, evaluaron mallas

dinámicas que tuvieron un desplazamiento máximo en falla de 120mm con una absorción de energía en kJ/m² de 0.8 a 11.8, mientras que la malla ensayada tiene un mayor desplazamiento y absorción de energía siendo estos 214 mm y 12,2 kJ respectivamente como se muestra de manera más específica en la Tabla 9.

TABLA 8.
COMPARACIÓN DE PERNOS DINÁMICOS

Pernos Dinámicos	Carga Máxima (kN)	Desplazamiento (mm)	Absorción de energía (kJ)
Garford			
He-bolt	150 - 250	>300	50
Cone bolt			
Swellex	100 - 150	100 - 200	25
Perno ensayado	300	113	30

TABLA 9
COMPARACIÓN DE MALLAS DINÁMICAS

Mallas dinámicas	Carga Máxima (kN)	Desplazamiento (mm)	Absorción de energía (kJ)
Malla dinámica	150	120	0.8 - 11.8
Malla ensayada	218	214	12.2

Otros autores ponen a prueba otros sistemas de soporte en este caso tres tipos de sostenimiento como las barras de refuerzo con shotcrete obteniendo 162 kN de carga máxima, 24.1 mm de desplazamiento y 4.15 kJ de absorción de energía, el D-Bolt con una carga máxima de 212 kN, 170 mm de desplazamiento y 40.23 kJ de absorción de energía, por último, el perno Roofex con 77.6 kN de carga máxima, 274 de desplazamiento y 20.94 kJ Ref. [16]. Donde se puede decir que el perno dinámico que se ha evaluado supera al perno Roofex por un 2% más en la carga máxima y 1% en la absorción de energía y si se compara con las barras de refuerzo con shotcrete nos damos cuenta de que estas barras no podrán resistir la energía que es liberada por la roca.

En cada momento de la historia de los pernos y su creación se han ido mejorando las características de estos como en la absorción de energía, un claro ejemplo son los llamados “Super-pernos” los cuales son los Versa-Superbolt y

los MCB-Superbolt Ref. [6] Ref. [2] donde las capacidades de energía acumulada del MCB Superbolt son superiores a 50 kJ, su desplazamiento total de 278 mm y una carga máxima de 197 kN. Las capacidades de energía acumulada del Versa Superbolt superan los 70 kJ con un desplazamiento total de 142.8 mm y 270 kN de carga máxima. Por lo que podemos observar tienen una alta capacidad de absorción de energía superando de manera significativa el perno ensayado como se puede observar en la Tabla 10.

TABLA 10
COMPARACIÓN DE LOS PERNOS VERSA, MCB Y EL ENSAYADO

	Carga Máxima (kN)	Desplazamiento (mm)	Absorción de energía (kJ)
Versa-Superbolt	270	142.8	>70
MCB-Superbolt	197	275	>50
Perno ensayado	300	113	28 - 30

En cuanto al shotcrete el más utilizado es el que se refuerza con resina. Sin embargo, el que se ensayó en la presente investigación fue un panel de shotcrete con fibra obteniendo los resultados de 13.9 kN de carga máxima, 30mm de desplazamiento y 0.68 kJ de absorción de energía, superando al shotcrete que se usa de manera típica en las labores subterráneas los cuales soportan una carga máxima de 8kN, tienen un desplazamiento de 10mm y una absorción de energía de 0.15 kJ. Esta capacidad que tiene se debe a la tenacidad haciendo que no se pierda su capacidad portante inmediatamente después del pico de carga ayudando a detener por algunos instantes los estallidos de roca. Por un lado, se puede realizar la combinación del shotcrete reforzado con malla donde la malla se incrusta o se coloca sobre la capa de hormigón proyectado teniendo mayor resistencia. Sin embargo, la malla incrustada en el hormigón proyectado podría romperse después de una pequeña abertura de fractura Ref. [20] y por otro lado se puede combinar el shotcrete con pernos de roca como lo realizaron diferentes autores probando los comportamiento de tres pernos de roca de 2 500 mm de longitud combinado con shotcrete los cuales resisten una carga de 300 kN y una presión de confinamiento de 20 MPa lo que nos podría indicar que ante un evento de estallido de roca la labor minera resistirá.

IV. CONCLUSIONES

Realizando la evaluación de la labor subterránea para conocer el riesgo de estallido de roca y proponer un sistema de sostenimiento se obtuvo una energía de deformación elástica

(PES) de 364.50 kJ/m³, una tensión tangencial de 0.63 y un RQD entre 50% y 70% por lo que la ocurrencia de estallido de roca es alta y será fuerte. Por lo cual será necesario el uso del soporte dinámico para que exista una seguridad hacia los operarios y maquinarias dentro del túnel. Analizando de la mejor manera que sistemas de estabilización se deben de usar tomando en cuenta los parámetros geomecánico y geotécnicos del macizo rocoso.

Debido a que la labor de la mina tiene un alto riesgo de sufrir estallido de roca se deberá colocar soporte interno y externo. Como soporte interno se colocará un perno dinámico que su absorción de energía sea mayor o igual a 15 kJ que está considerado en la categoría de capacidad desde alto hasta extremadamente alto ya que si es menor de 15 kJ, la capacidad del perno será medio o bajo (rígido) y lo cual puede ocasionar que este perno se rompa y ocurra un derrumbe inmediato y violento de la labor subterránea. En cuanto al soporte externo se debe utilizar una malla dinámica a 1.80 del suelo con una capacidad de absorción mayor a 5 kJ lo cual hace aún más resistente el sistema de soporte dinámico para que pueda aguantar de mejor manera si hay algún estallido de roca. En cuanto al uso del shotcrete no será necesario, a no ser que haya labores temporales donde el riesgo de estallido sea bajo para que no se invierta mucho dinero en pernos y mallas.

En el ensayo que se realizaron a los pernos obtuvimos los valores más representativos que son su resistencia máxima de 300 kN, su desplazamiento dinámico de 113 mm y su capacidad de absorción de energía que fue de 30 kJ, En el ensayo de la malla se obtuvo un desplazamiento máximo estático de 214 mm, un desplazamiento dinámico máximo de 143 mm, una fuerza máxima de 218 kN y una capacidad de absorción de energía de 12.2 kJ. En el ensayo del panel de shotcrete tuvo una carga máxima de 13.871 kN, un desplazamiento de 30.001 y una capacidad de absorción de energía de 0.68kJ.

REFERENCIAS

[1] Wang, J.; Apel, D.B.; Dyczko, A.; Walentek, A.; Prusek, S.; Xu, H.; Wei, C. (2021) Investigation of the Rockburst Mechanism of Driving Roadways in Close-Distance Coal Seam Mining Using Numerical Modeling Method. *Min. Metall. Explor.* 38, 1899–1921. [10.1007/s42461-021-00471-2](https://doi.org/10.1007/s42461-021-00471-2)

[2] Cai, M., Champaigne, D., Coulombe, J., Challagulla, K. (2019). Development of two new rockbolts for safe and rapid tunneling in burstprone ground. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 91. doi.org/10.1016/j.tust.2019.103010.

[3] Zhang, Z., Xie, H., Zhang, R. et al. (2018). Deformation Damage and Energy Evolution Characteristics of Coal at Different Depths. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. <https://doi.org/10.1007/s00603-018-1555-5>.

[4] Zhou, J., Li, X., & Mitri, H.S. (2018). Evaluation method of rockburst: State-of-the-art literature review. *Tunnelling and Underground Space Technology*, vol. 81, pp. 632–659. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.08.029>.

[5] Luo, S., Yan, P., Lu, W. et al. (2023). Stability Index of Surrounding Rock during Deep Rock Excavation Considering Energy Release Speed. *Applied Sciences* 13, 3000. <https://doi.org/10.3390/app13053000>.

[6] Cai M, Kaiser P.K. (2018). Rockburst support reference book. Vol. 1: Rockburst phenomena and support characteristics: MIRARCO, Laurentian University, Sudbury, Ontario.

[7] Khademian Z, Nakagawa M, Ozbay U. (2018) Modeling injection-induced seismicity through calculation of radiated seismic energy. *Press J Nat Gas Sci Eng*. <https://doi.org/10.1016/j.jngse.2018.02.013>.

[8] Kaiser PK, Tannant DD, McCreath DR. (1996). Canadian rockburst support handbook:geomechanics research centre. Sudbury, Ontario: Laurentian University.

[9] Diederichs, M.S., (2018), Early assessment of dynamic rupture hazard for rockburst risk management in deep tunnel projects. *J. S. Afr.Inst. Min. Metall.* 118, 193–204. <http://dx.doi.org/10.17159/24119717/2018/v118n3a1>.

[10] Yang ZQ, Liu C, Tang SC, Dou LM, Cao JL. (2018). Rock burst mechanism analysis in an advanced segment of gob-side entry under different dip angles of the seam and prevention technology. *Int J Mining Sci Technol*. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.11.001>

[11] Wang, G., Li, G., Dou, L., Mu, Z., Gong, S., & Cai, W. (2020). Applicability of energy-absorbing support system for rockburst prevention in underground roadways. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 132, 104396. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmm.2020.104396>

[12] Li CC. (2017). Principles of rockbolting design. *J Rock Mech Geotech Eng*; 9 (3):396–414. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2017.04.002>

[13] Dunn MJ. (2017). Dynamic ground support — design methodologies and uncertainties. In: *Proceedings of the Deep Mining 2017: 8th International Conference on Deep and HighStress Mining*. Australian Centre for Geomechanics; .p. 637–50

[14] Ortlepp, W. D. (1994). Design of support for the containment of rockburst damage in tunnels — an engineering approach. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(94\)93279-4](https://doi.org/10.1016/0148-9062(94)93279-4)

[15] Li, C. C. (2021). Principles and methods of rock support for rockburst control. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 13(1), 46–59. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.11.001>

[16] Sharifzadeh, M., Lou, J., & Crompton, B. (2020). Dynamic performance of energy-absorbing rockbolts based on laboratory test results. Part I: Evolution, deformation mechanisms, dynamic performance and classification. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 105, 103510. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2020.103510>

[17] Li, C.C., Kristjansson, G., Høien, A.H., (2016). Critical embedment length and bond strength of fully encapsulated rebar rockbolts. *Tunn. Undergr. Space Technol.* 59,16–23. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2016.06.007>

[18] Yu, S., Zhu, W., Niu, L., Zhou, S., & Kang, P. (2019). Experimental and numerical analysis of fully grouted long rockbolt load-transfer behavior. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 85, 56–66. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.12.001>

[19] Wei, C., Zhang, C., Canbulat, I. et al. (2022). A review of investigations on ground support requirements in coal burst-prone mines. *Int J Coal Sci Technol* 9, 13. <https://doi.org/10.1007/s40789-022-00485-1>

[20] Simser B. (2016) Design of rockburst support systems for deep hard rock mines. Volume 4: Excavation, Support and Monitoring. CRC Press. p.279-309.

[21] Ghorbani, M., Shahriar, K., Sharifzadeh, M., & Masoudi, R. (2020). A critical review on the developments of rock support systems in high stress ground conditions. *International journal of mining science and technology*, 30, 555-572. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.06.002>