



Control de Estallido de Rocas en Minera Alpayana

Rockburst Control at Minera Alpayana

Controle de explosão de rocha na Minera Alpayana

ARTÍCULO ORIGINAL

Ricardo Berrocal Mallqui

rberrocalm2023@gmail.com

<https://orcid.org/0009-0003-1868-0534>

Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Unidad de Postgrado. Lima Perú. Egresado de la Maestría en Geología con Mención en Geotecnia.

Recibido 15 de Marzo 2024 | Arbitrado y aceptado 20 de Marzo 2024 | Publicado el 20 de Junio 2024

RESUMEN

Los estallidos de roca (rockburst) se originan como un proceso dinámico desarrollado por impactos estructurales que causan eventos sísmicos (ondas) y por redistribución de tensiones alrededor de las excavaciones asociado a la deformación elástica de la roca para luego convertirse en energía cinética. Cabe mencionar que la energía no consumida se libera en el desplazamiento (o abultamiento) y posteriormente generar la expulsión del macizo rocoso

Las fracturas se manifiestan progresivamente alcanzando una deformación extensional crítica que generan deformación lateral, etapa en la cual se acumula la suficiente energía, fluctuando entre 0.4 a 0.6 de la resistencia máxima. Las tensiones aplicadas no son solo por la posición (dirección de esfuerzos) del estallido frágil (lajamiento) sino también por la profundidad del estallido de la pared o frente de excavación, expresado mediante la relación de la resistencia a compresión media (σ_{max}) causado por la tensión tangencial y la resistencia a compresión de la roca (σ_{ci})

Por lo tanto, para mantener estable la excavación, los sistemas de soporte se han diseñado considerando la capacidad para poder absorber la energía dinámica antes de ocurrir la expulsión o estallido de roca.

Palabras claves: Estallido de roca, dirección de esfuerzos, resistencia a compresión, resistencia a compresión media, resistencia máxima.

ABSTRACT

Rock bursts originate as a dynamic process developed by structural impacts that cause seismic events (waves) and by redistribution of stress around the excavations associated with the elastic deformation of the rock and then converted into kinetic energy. It is worth mentioning that the unconsumed energy is released in the displacement (or bulging) and subsequently generates the expulsion of the rock mass.

Fractures manifest progressively, reaching a critical extensional deformation that generates lateral deformation, a stage in which sufficient energy accumulates, fluctuating between 0.4 to 0.6 of the maximum resistance. The applied stresses are not only due to the position (direction of stress) of the brittle burst (slapping) but also due to the depth of the burst of the wall or excavation face, expressed by the ratio of the average compressive strength (σ_{max}) caused by the tangential stress and compressive strength of the rock (σ_{ci}).

Therefore, to keep the excavation stable, the support systems have been designed considering the capacity to absorb the dynamic energy before the expulsion or bursting of rock occurs.

Keywords: Rock burst, stress direction, compressive strength, average compressive strength, maximum strength.

RESUMO

Os rompimentos originam-se como um processo dinâmico desenvolvido por impactos estruturais que provocam eventos sísmicos (ondas) e pela redistribuição de tensões ao redor das escavações associadas à deformação elástica da rocha para posteriormente serem convertidas em energia cinética. Vale ressaltar que a energia não consumida é liberada no deslocamento (ou abaulamento) e posteriormente gera a expulsão do maciço rochoso.

As fraturas se manifestam progressivamente, atingindo uma deformação extensional crítica que gera deformação lateral, estágio em que se acumula energia suficiente, oscilando entre 0,4 a 0,6 da resistência máxima. As tensões aplicadas não se devem apenas à posição (direção da tensão) do rompimento frágil (tapa), mas também à profundidade do rompimento da parede ou face de escavação, expressa pela razão entre a resistência média à compressão (σ_{max}) causado pela tensão tangencial e resistência à compressão da rocha (σ_{ci})

Portanto, para manter a escavação estável, os sistemas de suporte foram projetados considerando a capacidade de absorver a energia dinâmica antes que ocorra a expulsão ou o rompimento da rocha.

Palavras-chave: Rompimento de rocha, direção das tensões, resistência à compressão, resistência à compressão média, resistência máxima.

I. INTRODUCCIÓN

El fenómeno del *rockburst*, o estallido de roca, provoca accidentes cada año en minas y túneles profundos, a consecuencia del resultado final de la deformación y expulsión violenta de volúmenes de rocas desde un fenómeno de formación de lajado o *spalling* de la roca, de varios decímetros de espesor en función del cual haya sido el mecanismo y la intensidad del medio.

En las excavaciones profundas esta energía liberada puede alcanzar a producir daños en las labores subterráneas que implican un peligro para las personas, maquinarias y tiempo de inactividades, pérdidas económicas, etc., dependiendo de la profundidad desarrollada, volumen de roca eyectada, la magnitud de tensión, alcance del evento sísmico y su proximidad a las excavaciones.

II. METODOS Y RESULTADOS

2.1. Mecanismos de daño por explosión de rocas (modos de falla dinámica)

Según el mecanismo que desencadena la aparición del fenómeno de estallido de rocas, podemos clasificarlo en dos tipologías generales.

2.1.1. Sísmicamente inducido: Consiste en la proyección de bloques de roca de las paredes de la excavación por efecto de algún evento sísmico remoto, producido desde una falla o fractura.

2.1.2. Tensional (Strainburst): Este fenómeno se origina por acumulación de energía deformacional en zonas con elevado nivel de tensión relacionada con la profundidad de excavación, el fenómeno lo desencadena el reajuste tensional producido tras la excavación produciéndose que en la roca se suscite el efecto de lajado. (Figura 1).

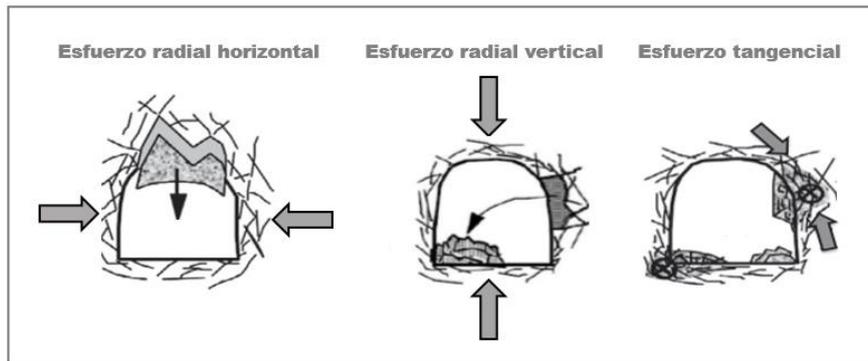


Figura 1: Desprendimiento de rocas por esfuerzos tensionales.

2.2. Evaluación de estallido de rocas en Minera Alpayana.

Generalmente en Mina Alpayana el estallido de rocas ocurre como un fenómeno a elevadas tensiones asociados a la falla Casapalca, en zonas del macizo rocoso con características homogéneas, isotrópicas, continuos, linealmente elásticos y frágiles de alta densidad, para el cual se ha tomado como parte del procedimiento de evaluación por medio de la teoría de elasticidad de Kirsch 1965.

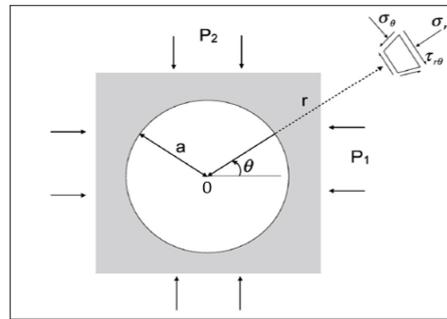
2.2.1. Teoría de elasticidad de kirsch: Esta teoría consiste en un sistema de coordenadas polares desde una línea horizontal con punto “0” cerca de una abertura con radio “a” con esfuerzos radial σ_r , tangencial σ_θ y esfuerzos de corte $\tau_{r\theta}$. (Grafico 01). A continuación, se mencionan las ecuaciones de Kirsch para la evaluación de tensiones alrededor de la excavación:

$$\sigma_r = \frac{P_1+P_2}{2} \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) + \frac{P_1-P_2}{2} \left(1 - \frac{4a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\theta \dots\dots\dots Ec. 01$$

$$\sigma_\theta = \frac{P_1+P_2}{2} \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) - \frac{P_1-P_2}{2} \left(1 + \frac{3a^4}{r^4}\right) \cos 2\theta \dots\dots\dots Ec. 02$$

$$\tau_{r\theta} = \frac{P_1-P_2}{2} \left(1 + \frac{2a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right) \sen 2\theta \dots\dots\dots Ec. 03$$

Gráfico 3: Esfuerzos alrededor de un agujero circular.

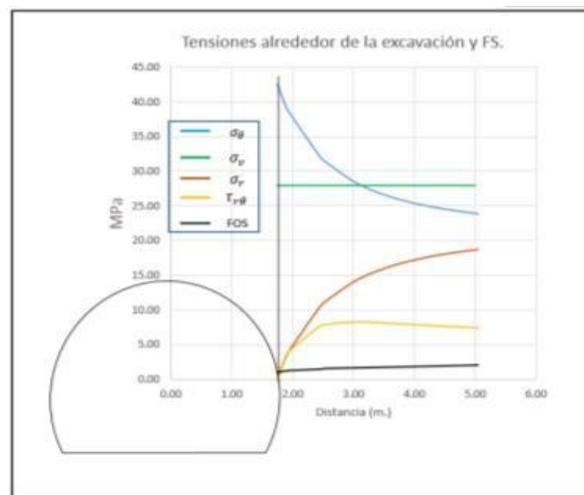


Cuadro 01: Resultados de tensiones alrededor de la excavación.

σ_{θ} (Mpa)	σ_r (Mpa)	$\tau_{r\theta}$ (Mpa)	FS
61.98	0.00	0.00	1.00
56.85	3.10	1.49	1.20
52.74	5.48	2.56	1.30
38.00	12.96	5.03	1.50

Resultando la evolución de las tensiones como se muestran en el grafico 04.

Gráfico 4: Tensiones tangencial y radial alrededor de la excavación.



Las tensiones principales mayor y menor totales (σ_1, σ_3), se expresan mediante las ecuaciones 04 y 05 de Kirsch ampliamente conocidas para la deformación plana:

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_r + \sigma_{\theta}}{2} + \sqrt{\left(\frac{\sigma_r - \sigma_{\theta}}{2}\right)^2 + \tau_{r\theta}^2} \dots\dots\dots Ec.04$$

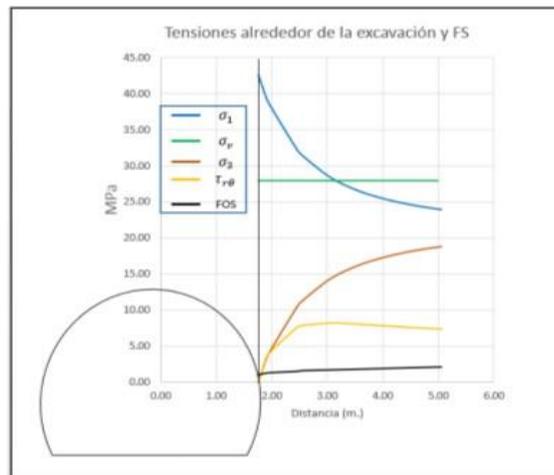
$$\sigma_3 = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta}{2} - \sqrt{\left(\frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{2}\right)^2 + \tau_{r\theta}^2} \dots\dots\dots \text{Ec.05}$$

De acuerdo a las ecuaciones anteriores se tienen el siguiente resultado en el cuadro 02:

Cuadro 02: Resultados de tensiones principales alrededor de la excavación.

$\tau_{r\theta}$ (Mpa)	σ_1 (Mpa)	σ_3 (Mpa)	<i>FS</i>
0.00	61.98	0.00	1.00
1.49	56.98	3.10	1.20
2.56	52.74	5.48	1.30
5.03	38.00	12.96	1.50

Gráfico 05: Tensiones mayor y menor alrededor de la excavación.

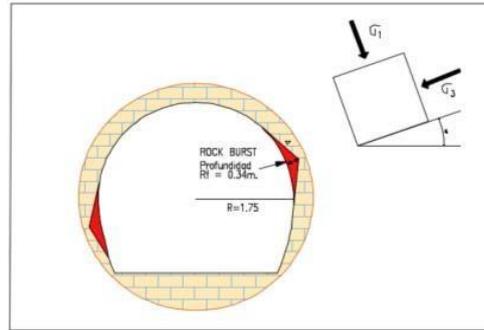


El esfuerzo principal mayor actúa en una dirección medida en sentido antihorario desde el eje “x” perpendicular a su eje horizontal sobre el ángulo medido “θ”, a continuación, se muestra la ecuación empírica de cálculo del ángulo de dirección de esfuerzos.

$$\tan 2\alpha = \frac{2\tau_r}{3\sigma_\theta - \sigma_r} \dots\dots\dots \text{Ec. 6.}$$

Según el resultado de la ecuación anterior la orientación de tensiones o esfuerzos resulta el ángulo resulta $\alpha = +19.29^\circ$ como se muestra en el grafico 06.

Gráfico 06: Ubicación y posición de la zona de rockburst.



2.3 Causas principales de ocurrencia de estallido de rocas (Rockburst) en Minera Alpayana

El estallido de rocas comprende procesos dinámicos estructurales y de tensión, en esta investigación se hace mención de una lista breve de las diferentes causas principales de ocurrencia de estallido de rocas asociados a diferentes límites de rangos y mecanismos de eyección de rocas como se muestra en el cuadro 03.

Cuadro 03: Grado de ocurrencia de estallido de rocas (Rockburst).

Grado de rockburst	σ_{ci} (MPa)	Tension a compresion σ_{θ}/σ_c	Resistencia a traccion σ_c/σ_t	Resistencia tension σ_c/σ_1	SRF	Indice de energia elastica W_{el}
no rockburst	<80	< 0.3	>40	10-5	0.5-5.0	<2.0
weak rockburst	80-120	0.3-0.5	40-26.7	5-3	5.0-50	2.0-3.5
medium rockburst	120-180	0.5-0.7	26.7-14.5	3-2	50-200	3.5-5.0
strong rockburst	>180	>0.7	<14.5	<2	200-400	>5.0

A continuación, se muestran los principales criterios por las que ocurren los estallidos de rocas.

2.3.1. Coeficiente de tensión (P): Es la relación entre la tensión tangencial insitu de la masa rocosa (σ_{θ}) y la propiedad mecánica de la roca, la resistencia a la compresión de la roca (σ_c), de modo que se relaciona con la intensidad de la tensión de la roca.

$$P = \sigma_{\theta}/\sigma_{ci} \dots \dots \dots Ec. 07$$

2.3.2. Coeficiente de fragilidad de la roca (R): El coeficiente de fragilidad de la roca se refiere a la proporción de resistencia a

compresión uniaxial (σ_c) y resistencia a la tracción (σ_t) de la roca, de manera que el rockburst se relaciona con la litología de la roca.

$$R = \sigma_c / \sigma_t \dots \dots \dots Ec. 08$$

2.3.3. Coeficiente de compresión (C): El coeficiente de compresión de la roca se refiere a la proporción de resistencia a la tensión principal mayor obtenido por Hoek & Brown o Kirsch de la resistencia a compresión.

$$C = \sigma_c / \sigma_3 \dots \dots \dots Ec. 9$$

Cabe mencionar que la profundidad promedio desde superficie de la zona evaluada es de 1020 m., densidad de la roca 2.70 ton/m³, el módulo de Young 23085.30 MPa, siendo la resistencia a compresión de la roca 117.68 MPa.

2.3.4. Factor de alivio de tensiones (SRF): El factor de alivio de tensiones como índice SRF, es el factor de alivio que se expresa mediante la ecuación 11, la relación exponencial derivada por Peck (2000) de las calificaciones SRF originales de Barton et al. [1974] es como sigue:

$$SRF1 = 34 + (\sigma_c / \sigma_1)^2 \dots \dots Ec. 10$$

Para campos de tensión fuertemente anisotrópicos, Peck [2000] derivó la ecuación de mejor ajuste de Barton y col. [1974] sugerencia de degradación de la resistencia a compresión (σ_c) con fuerte anisotropía de estrés:

$$SRF2 = 31 + (\sigma_1 / \sigma_3)^{0.3} (\sigma_c / \sigma_1)^2 \dots Ec. 11$$

2.3.5. Índice de energía de deformación elástica (W_{el}): Se denota por la relación, el área de la curva de descarga entre el área de carga y descarga. La ocurrencia de rockburst está relacionada con la

energía. Es decir, cuanto más grande es W_{el} , mayor es la posibilidad e intensidad de rockburst.

Así mismo la energía de deformación elástica (W_{el}) acumulado en el macizo rocoso minado por unidad de volumen excavado se obtiene mediante la expresión de la ecuación 13.

$$W_{el} = \frac{1}{2E} \{ \sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3) \} V_m \dots\dots\dots 13$$

Dónde: $E =$ young's modulus, $\nu =$ poisson ratio, $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3 =$ principal stresses y

$V_m =$ Volume mined

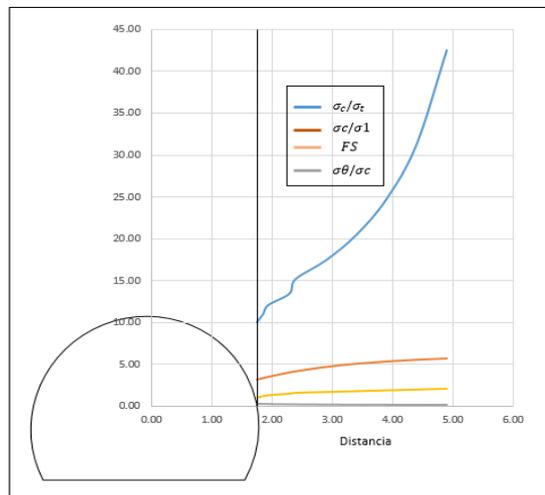
En el cuadro 04, se muestran los resultados respectivos.

Cuadro 04: Resultados de ocurrencia de estallido de rocas (rockburst).

Prof. Rf	Kirsch				Hoek & Brown			FS
	σ_θ/σ_1	σ_c/σ_1	σ_1	σ_c/σ_t	σ_1	σ_3	σ_1/σ_3	
1.75	0.53	1.9	11.77	10	27.95	15.39	1.82	1
1.85	0.48	2.07	10.77	10.93	26.95	14.39	1.87	1.2
1.94	0.45	2.22	9.76	12.05	25.94	13.38	1.94	1.3
2.67	0.35	2.88	8.77	13.42	24.95	12.39	2.01	1.5

A continuación, en el grafico 08, se muestra la evolución de los resultados mencionados.

Gráfico 08: Evolución de ocurrencia de rockburst.

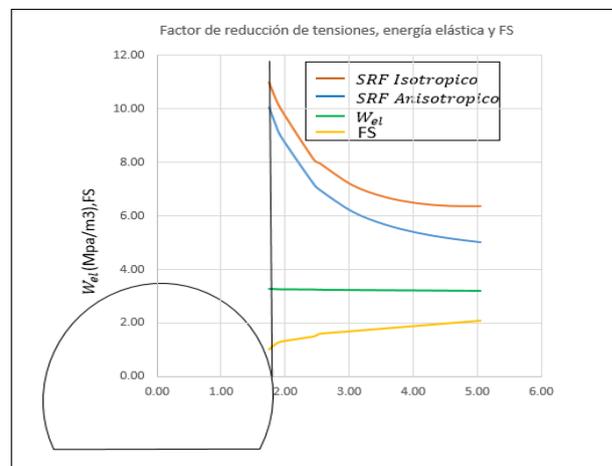


Así mismo, se muestra el factor de reducción de tensiones, energía elástica y el FS, en el cuadro 05 y su respectiva evolución de dichos resultados en el gráfico 09.

Cuadro 05: Resultados de ocurrencia de estallido de rocas (rockburst).

<i>Rf</i>	<i>SRF</i>		Indice energía elástica (Energía Almacenada) W_{el}	<i>FS</i>
	<i>Isotropico</i>	<i>Anisotropico</i>		
1.75	15.75	17.18	5.60	1.00
1.85	14.20	15.63	6.26	1.20
1.94	12.98	14.43	6.95	1.30
2.67	8.76	9.85	13.04	1.50

Gráfico 09: Evolución del factor de tensiones, energía elástica.



2.4. Profundidad del estallido de rocas (rockburst)

El tamaño de la zona de fracturamiento y la liberación de energía son una función de la profundidad que depende de las magnitudes de tensión, evento sísmico y las características del macizo rocoso, en donde la profundidad de lajamiento (*Rf*) se normaliza al radio (*a*) de la excavación, mientras que la tensión tangencial máxima (σ_{max}) se normaliza a la resistencia a la compresión uniaxial de laboratorio (σ_c), luego la profundidad de lajamiento se estima con la correlación de Derek Martin 2006 mediante la siguiente expresión:

$$Rf/a = 0.54\sigma + 1.15 (\sigma_{max}/\sigma_c).....Ec. 16.$$

Despejando $Rf = 2.67 \text{ m}$.

Y el factor de seguridad de lajamiento

$$FS = \frac{3 \sigma_{\theta\theta}}{\sigma_{max}} \dots \dots \dots Ec. 17.$$

siendo : $\sigma_{max} = 3\sigma_1 - \sigma_3 \dots \dots \dots Ec.18.$

En donde Rf es el radio de deformación extensional, “ a ” es el radio de excavación, σ_{max} tensión tangencial máxima elástica causante del lajamiento, σ_{ci} la resistencia a compresión máxima y la resistencia al lajamiento ($\sigma_{\theta\theta}$).

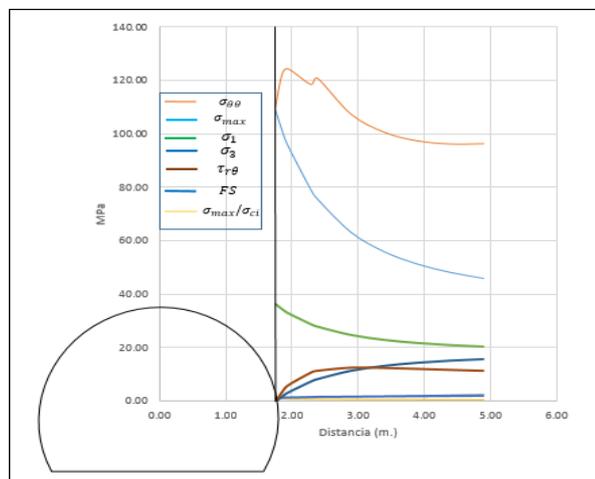
De acuerdo a las ecuaciones anteriores, desde en el perímetro de la excavación de radio 1.75 m a la máxima profundidad de lajamiento $Rf=2.67 \text{ m}$., resistencia mínima σ_{min}/σ_{ci} 1.58 y Rf/a 1.0 como se muestra en el cuadro 07.

Cuadro 07: Resultados de tensión.

σ_{max} (Mpa)	$\sigma_{\theta\theta}$ (Mpa)	Rf/a	σ_{max}/σ_{ci}	FS
185.94	185.94	1.00	1.58	1.00
167.45	200.94	1.06	1.42	1.20
152.73	198.55	1.11	1.30	1.30
101.03	151.55	1.53	0.86	1.50

A continuación, en el grafico 12, según los resultados obtenidos se ha procedido a graficar la evolución del estado tensión y fracturamiento.

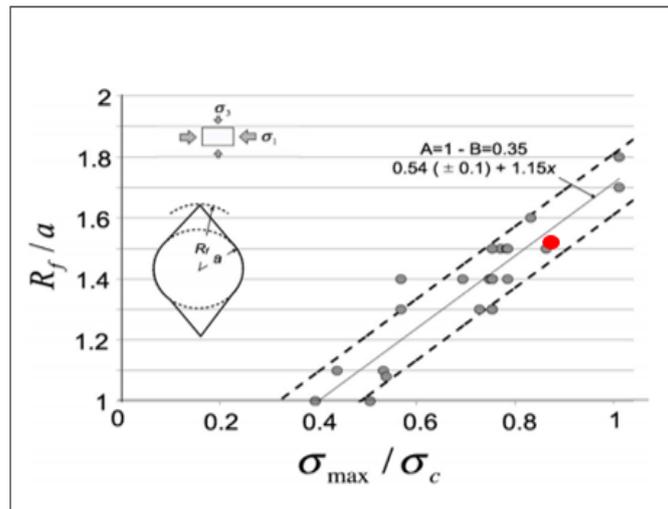
Gráfico 12: Evolución de tensión y fracturamiento



Como se mencionó anteriormente estas fracturas se manifestaron progresivamente alcanzando una deformación extensional critica que generan deformación, hasta la etapa en la cual se acumula la suficiente energía ocurrido antes de la resistencia máxima de fracturamiento el cual fluctúa entre 0.6 a 0.9 de la resistencia máxima, ocurriendo el inicio de fracturamiento σ_{max}/σ_{ci} 0.86 y Rf/a 1.53 como se puede apreciar en el grafico correspondiente 13.

Ecuación	Kirsch		Morh Coulomb MPa
	Ton/m2	MPa	
$\sigma_1 = \sigma_3 + 0.35\sigma_{ci}$	1362.63	13.36	
$\sigma_3 =$	1321.45	12.96	
$\sigma_{max} = 3\sigma_1 - \sigma_3$	10302.54	101.03	101.03
σ_{max}/σ_{ci}	0.86		0.86
Rf/a	1.53		1.53
$Rf = (m.)$	2.67		2.67
$\sigma_{\theta\theta}(resistencia\ al\ lajamiento)$	15453.81	151.55	151.55

Gráfico 13: Inicio de estallido de rocas.



Posteriormente, se ha realizado el respectico modelamiento geomecánico previo cálculo de los parámetros geomecánicos (cuadro 10.1 y 10.2), en el programa Phase v.8, en el cual se muestra la precisa ubicación del daño en el hastial izquierdo inferior y con mayor intensidad en el lado del hastial derecho superior con F.S. 0.95 según la dirección de esfuerzos con ángulo de 19.29° y como se muestra en el gráfico de modelamiento geomecánico.

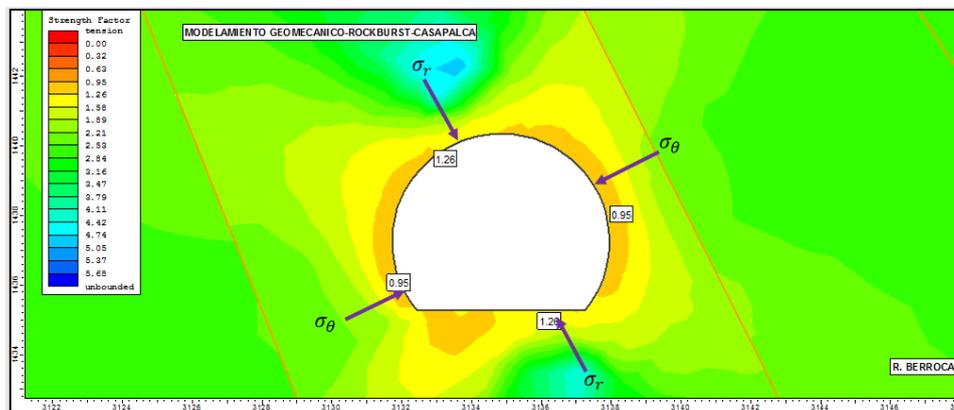
Cuadro 10.1: Parámetros geomecánicos de la labor.

zona	Nv/Labor	Litología	RMR	mi	GSI	D (Factor de Perturbacion de la excavación)	Resistencia a la Compresion Simple σ_c (Mpa)
Cuerpos	Nv.21 RP 400	Arenisca con alteracion de horfels(silicificacion) y epidotizacion bandeada	75	16	70	0.20	187.30

Cuadro 10.2: Parámetros geomecánicos de la labor.

Modulo de Young E(Gpa) Rc > 100	mb	s	a	ν	Profundidad Promedio (m)	Esfuerzo Vertical σ_z (Mpa)	k (Rc > 100)	Esfuerzo Máximo σ_1 (Mpa)	Esfuerzo Minimo σ_3 (Mpa)
28.46050	5.048	0.0281	0.5010	0.210	1020	27.54	0.7900	27.54	10.96

Gráfico 14: Modelamiento geomecánico de inestabilidad (rockburst)



2.5. Masa de fracturamiento (lajamiento) para estallido de roca (rockburst).

Para estimar el volumen de lajamiento, se halla el espesor o profundidad máxima de la formación de lajamiento Rf 0.92 m. para luego hallar su área y multiplicado por la distancia longitudinal considerando el área máxima de lajamiento multiplicar por el área longitudinal de la excavación el cual resulta 1.42 m² y volumen de 2.13 m³ y masa de 5.85 ton.

2.6. Control de estallido de rocas rockburst.

2.6.1. Demanda de energía: Los eventos sísmicos producen ondas de tensión dinámica que a medida de su recorrido se atenúan irradiándose desde la fuente a través del macizo rocoso dependiendo de su constitución geológica, por tal motivo se recomienda el uso de la velocidad máxima de partícula (ppv).

(Kaiser et al 1996) como el parámetro más representativo para definir la carga de diseño dinámico ya que esta interacciona la onda sísmica-masa de la roca haciendo uso de la magnitud de onda local $mL=2.1$, recomendada por Kaiser et al., (1996) sugerida por Wesseslao (2010) mediante la siguiente ecuación:

$$ppv = \frac{c \cdot 10^{\frac{1}{2}(m_L+1)}}{3a+R_n} \dots\dots\dots \text{Ec. 21.}$$

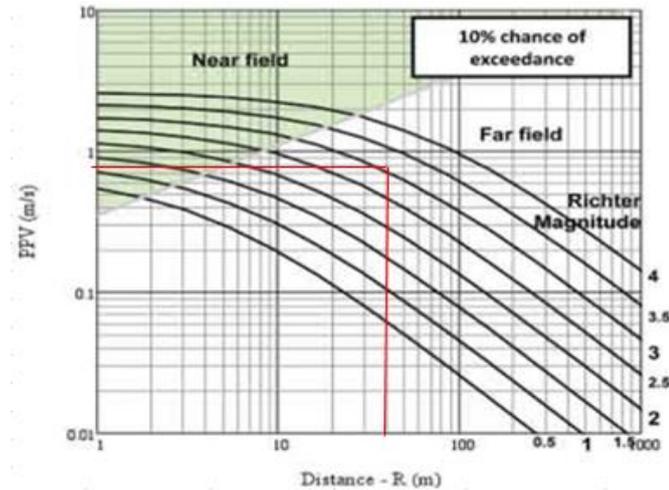
$$ppv = 0.74 \text{ M/S}$$

Cuadro 11: Parámetros sísmicos

PARAMETROS GEOSISMICOS		
Modulo se young	E	21342.5 ton/m2
Poisson	u	0.22
Rigidez	μ	6.60E+08 dina/cm2
Longitud de falla (Dist. Cercana al area de ruptura)	R_f	0.04 Km
Profundidad de la falla (Profundidad focal)	h_f	0.09 km
Desplazamiento (uimax)	d	0.09 m
Momento sísmico	M_o	2.14E+17 dina-cm (ergs)
Magnitud local	M_L	13.03
Magnitud de momento sísmico	M_w	0.9
Energia liberada	E_i	8.E+11 dina-cm (ergs) 8.E+04 J
Area dañada	A	4.41 m2
FS		1.5
Energia de diseño	ED	5,669.39 J/m2 5.67 KJ/m2

Del cuadro anterior considerando para el $Mw=0.7$ como máxima magnitud de onda local, se tiene R_0 5.05 y distancia a la fuente máxima 0.92 m., luego de acuerdo a la ecuación 21, el valor de la velocidad pico de la partícula (ppv) resulta 0.59 m/s y la velocidad de eyección 4.998 m/s. En el grafico 09, se representa la velocidad pico de partícula (ppv), respecto a la distancia en magnitud Richter 0.75, en el límite de la escala de campo cercano.

Gráfico 15: Diagrama de ppv de acuerdo a la distancia a la fuente y escala Richter.



En este caso para la obtención del parámetro ppv se sigue el modelo propuesto por Kaiser et al. (1996), mediante la ecuación:

$$E = \frac{1}{2}m(ppv)^2 + mgc \dots\dots\dots Ec. 22.$$

Siendo: m, la masa de roca, g la gravedad y c, la elongación del perno promedio normalmente resulta alrededor del 14% bajo carga cuasiestática, la gravedad 9.81 ton/m3 y la masa calculada de por estallido de roca en función al ppv, de tal ecuación se tiene una demanda de energía de 0.92 KJ.

2.6.2. Capacidad de energía: A menudo no es factible prevenir la ocurrencia de las deformaciones, se requieren medidas de mitigación para que las consecuencias pueden mantenerse a un nivel aceptable. Esto significa que la energía liberada de la roca tiene que ser disipada por un sistema de refuerzo de roca (pernos de roca, malla y shotcrete). A continuación, en el cuadro 12, se muestra el límite de energía de sostenimiento.

Cuadro 12: Demanda típica del macizo rocoso para el diseño de soporte.

Demand category	Reaction pressure (kPa)	Surface displacement (mm)	Energy (kJ/m ²)
Low	<100	<50	<5
Medium	100–150	50–100	5–15
High	150–200	100–200	15–25
Very high	200–400	200–300	25–35
Extremely high	>400	>300	>35

El diseño de soporte se considera el elemento que va a actuar como la absorción de energía acumulada de la carga dinámica que se va a reproducir en la carga por explosión de rocas (rockburst), según el ensayo de flexotracción del shotcrete en laboratorio resulta 1,110 Joules lo que equivale a 0.18 KJ/m². Respecto al perno helicoidal al integrar las curvas de fuerza-desplazamiento del perno la absorción de energía se expresa como la ecuación 23.

$$U = AL \int_0^{\epsilon_{ij}} \sigma_{ij} A d\epsilon_{ij} = AL \int_0^{\frac{\Delta L}{L}} \frac{Fd}{L} \frac{(\Delta L)}{L} \dots \text{Ec. 23}$$

Siendo F es la fuerza de tracción (fuerza de aplastamiento) aplicada al perno, d es el efecto de la longitud total de aplastamiento y ΔL es el alargamiento del perno. De acuerdo a la ecuación anterior el resultado de la capacidad de absorción de energía del perno helicoidal con resina resulta 2.157 KJ, (Cuadro 13) equivalente a 0.489 KJ/m².

$$\int_0^{0.011} 196133 dx = 2157.46 = 2.157 KJ$$

Cuadro 13: Capacidad de absorción de energía de elementos de soporte, Káiser 1996.

Descripción	Carga máxima (kN)	Límite de desplazamiento (mm)	Energía de absorción (kJ)
Perno helicoidal con resina (19 mm)	120-170	10-30	1-4
Cable bolt (16 mm)	160-240	20-40	2-6
Perno mecánico de 2 m (16 mm)	70-120	20-50	2-4
Cable bolt de 4 m (16 mm)	160-240	30-50	4-8
Barra cementada lisa (16 mm)	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 (16 mm)	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

2.6.3. Criterio de soporte de por estallido de roca Rockburst: El soporte de rocas en terrenos propensos a estallidos difiere del soporte de roca convencional donde se controla el desprendimiento de rocas inducidos solo por la gravedad específica. Con el soporte de roca en zonas propensas a estallidos se requiere resistir cargas dinámicas debido a la falla violenta de la roca, para el cual se evalúa un margen de seguridad proporcionado por la relación capacidad de soporte en términos de desplazamiento o elongación

Siendo representados dichas estabilidades en las fotografías siguientes: Foto 04:

Foto 04: Sostenimiento con shotcrete y pernos helicoidales, NV 21, RP 400 SE



Foto 05: Sostenimiento con shotcrete y pernos helicoidales, NV 21, RP 480 SE.



Foto 06: Sostenimiento con shotcrete del pilar, NV 18, TJ 265 SE.



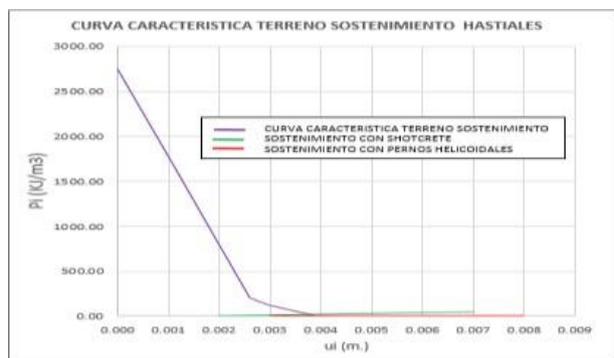
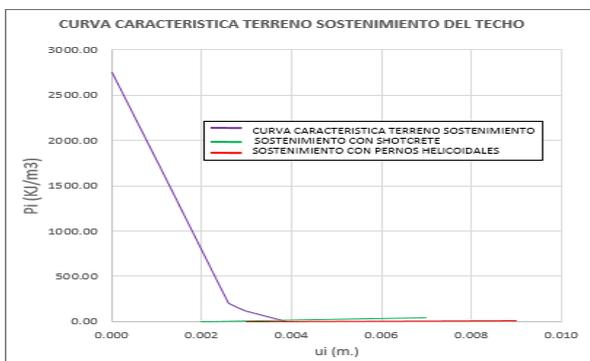
Foto 07: Sostenimiento con shotcrete del pilar, NV 18, TJ 265 SE.



2.7. Curvas características terreno y sostenimiento.

De igual manera, se ha procedido verificar dicha estabilidad mediante el gráfico de las curvas características de terreno y sostenimiento expresado como capacidad de energía en KJ/m³.

Gráfico 12: curvas características terreno-sostenimiento en KJ/m³.



Siendo el resultando del F.S. del sostenimiento con shotcrete 2.28 y el sostenimiento con pernos 2.67, conservándose la excavación tanto el techo y hastiales en situación estable.

$$FS_{Shot.} = \frac{39.99(Kj/m^3)}{17.50(Kj/m^3)} = 2.28$$

$$FS_{PH} = \frac{10.134(Kj/m^3)}{3.79(Kj/m^3)} = 2.67$$

III. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

3.1. Tensiones alrededor de la excavación y profundidad de lajamiento.

De acuerdo a las tensiones alrededor de la excavación, la tensión tangencial relacionada con el estallido de rocas en el perímetro de la excavación es 61.98 MPa, en forma de tensión radial con FS 1, considerándose estable a partir de la profundidad de $R_f = 0.92$ m. con tensión tangencial de 38 MPa y tensión radial de 12.96 MPa con FS 1.5 estable, para luego hacerse asintótico aproximadamente a partir de los 5.0 m de profundidad. La tensión radial y la tensión de corte en la periferia de la excavación es nulo porque se considera plastificada, llegando a incrementarse progresivamente a la profundidad de 0.92 m. con F.S. 1.50, ocurriendo valores muy similares de tensiones principales mayor, menor y cortante en el perímetro de las excavaciones propensas a estallido de rocas. Según los cálculos, el sistema de concentración de esfuerzos se inclina a ser medianamente vertical con 19.29° desde la horizontal.

3.2. Causas principales efectivas de la explosión de rocas (Rockburst)

Son varias las causas por las que cumplen el estallido de rocas empezando de la resistencia a compresión 119.56, el coeficiente de tensión 0.53, el coeficiente de fragilidad 10, el SRF 15.75, el índice de energía de deformación elástica 3.25, catalogándose en un ambiente con estallido de rocas de entre medianamente a fuerte.

3.3. Riesgo de estallido de rocas y velocidad de eyección.

Según el riesgo de ocurrencia de estallido de rocas la energía potencial de deformación elástica resulta 287.38 KJ/m³, catalogándole un el estado de riesgo muy alto, con velocidad de eyección 4.998 m/s.

3.4. Profundidad del estallido de rocas (rockburst) por tensión inducida.

A la profundidad de 1020.0 m. en la pared de excavación con radio 1.75 m., el proceso de lajamiento se inicia cuando la resistencia al lajamiento ($\sigma_{\theta\theta}$) y la tensión tangencial máxima de lajamiento (σ_{max}) ambos alcanzan 101.03 MPa con F.S.=1, y se estabiliza cuando el coeficiente de σ_{max}/σ_{ci} resulta 0.86 a una profundidad $R_f=2.67$, con F.S. 1.5, con resistencia al lajamiento de 151 MPa.

3.5. Evaluación de tensiones por concentración de esfuerzos.

Para que ocurra un estallido de tensión, primeramente, el esfuerzo cortante se ha acumulado en la superficie de la excavación con 21.33 MPa frente a una tensión de resistencia de 15.34 MPa y sucede la plastificación mientras que en la zona elástica a 0.92 m. la tensión cortante disminuye de 10.88 MPa con resistencia a la tensión cortante de 15.35 MPa. Luego después de plastificarse las tensiones cortantes se anulan en la zona plastificada, como se manifiesta en el cuadro 01 y 02, actuando como tensión tangencial el mayor esfuerzo con 27.54 MPa con FS=1.25 y el esfuerzo menor radial con FS 0.95 según la dirección de esfuerzo mayor medianamente vertical con 70.71° , sin sostenimiento como se puede observar en el modelamiento geomecánico de la figura 14.

3.6. Diseño de sostenimiento para la zona de Estallido de Rocas - Rockburst.

3.6.1. Demanda de energía.

La demanda de energía se ha calculado por medio de la velocidad pico partícula *ppv* propuesto por Kaiser et al 1996, considerando un factor de amplificación por efecto de sitio porque se han observado que las eyecciones de roca después de algunos estallidos la expulsión excede con creces la distancia teórica a la que debería haber viajado por varios factores como la anisotropía, la reflexión, la refracción y la atenuación que puede tener una fuerte influencia en la propagación de la onda sísmica, siendo los datos de profundidad 0.09 km., distancia cercana al área de ruptura 0.04 km. (falla Casapalca, abertura de tajos), $M_w=0.9$, radio de la fuente $R_0=5.05$ m., *ppv* 0.74 m/s con amplificador de sitio y la velocidad de eyección 4.998 m/s., escala o magnitud Richter 3, De acuerdo a la ecuación 22 la demanda de energía resulta 0.92 KJ/m².

3.6.2. Capacidad de energía

El diseño de soporte se considera el elemento que va a actuar como la absorción de energía acumulada de la carga dinámica que se va a reproducir en la carga por explosión de rocas (rockburst), según el ensayo de flexotracción el shotcrete en laboratorio resulta 1,110 Joules lo que equivale a 0.18 KJ/m². Respecto al perno helicoidal al integrar las curvas de fuerza-desplazamiento con una elongación del perno y la fuerza de tracción, la absorción de energía resulta 2.157 KJ.

3.7. Curvas características terreno y sostenimiento y FS.

De acuerdo a las curvas características terreno-sostenimiento, siendo el desplazamiento máximo 0.092 m. para evitar el desprendimiento por estallido de roca el sostenimiento con shotcrete debe instalarse desde 0.25 m. y 1.0 m. a desplazamientos de 0.02m y 0.03 m, respectivamente, llegando a obtenerse el FS del shotcrete 2.28 y el factor de seguridad para el sostenimiento con pernos helicoidales con resina resulta 2.67, para mantener estable la excavación.

IV. CONCLUSIONES:

En toda excavación minera debe realizarse la evaluación por estallido de roca, es necesario evitar probables consecuencias por estallidos de roca y zonificarlos de acuerdo a la intensidad de las tensiones actuantes, así como detectar la ubicación y orientación del estallido de roca a lo largo de la periferia de la excavación, para luego contrarrestar estos eventos no deseados con el sostenimiento eficaz y oportuno, con la capacidad energía de soporte requerido y en los desplazamientos máximos de la superficie de la excavación para el sostenimiento respectivo, ninguna excavación se encuentra no inmersa con este riesgo que en algunos casos son hasta catastróficos.

V. AGRADECIMIENTO:

A la Unidad de Posgrado de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos. A la Compañía Minera Alpayana por su apoyo para el presente estudio y poder establecer una conciencia de prevención del Rockburst, decidir las medidas de prevención de rockburst, implementando programas de prevención y adoptar medidas eficaces integradas en consideración con el grado posible de intensidad del rockburst.

VI. REFERENCIAS:

Kaiser et al., 2000; Cai et al., 2004, Mecanismo de daño por explosión de rocas

Kaiser, et al., 1999, Estallido de Rocas.

Kaiser et al. (1996), Demanda de energía de Rocas.

Kirsch 1965, Teoría de elasticidad.

Peck [2000], Campos de tensión Isotropo y Anisotropo

Barton et al. [1974] Campo de tensiones.

Kidybinski en 1981, Energía de Deformación.

(Kwasniewski (1994)) Energía potencial de Deformación Elástica.

Derek Martin 2006, Profundidad de estallido de rocas.

Tannant y col 1993, Velocidad de eyección v_e de fragmentos por estallido de rocas.

Mauro Giraldo Paredes), Variability of rock mass support vs lengths of rockbolts

Financiamiento de la investigación

Con recursos propios.

Declaración de intereses

Declaro no tener ningún conflicto de intereses, que puedan haber influido en los resultados obtenidos o las interpretaciones propuestas.

Declaración de consentimiento informado

El estudio se realizó respetando el Código de ética y buenas prácticas editoriales de publicación.

Derechos de uso

Copyright© 2024 por **Ricardo Berrocal Mallqui**



[Este texto está protegido por la Licencia Creative Commons Atribución 4.0 Internacional.](https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/)

Usted es libre para compartir, copiar y redistribuir el material en cualquier medio o formato y adaptar el documento, remezclar, transformar y crear a partir del material para cualquier propósito, incluso comercialmente, siempre que cumpla la condición de atribución: usted debe reconocer el crédito de una obra de manera adecuada, proporcionar un enlace a la licencia, e indicar si se han realizado cambios. Puede hacerlo en cualquier forma razonable, pero no de forma tal que sugiera que tiene el apoyo del licenciante o lo recibe por el uso que hace.