

Universidad Católica de Santa María
Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**“DETERMINACIÓN DE LA CANTIDAD DE ENERGÍA TRANSFERIDA
DURANTE LA DETONACIÓN DE UN EXPLOSIVO PARA CUMPLIR LOS
PARÁMETROS DE DISEÑO EN LOS TALUDES FINALES DEL TAJO”**

Tesis presentada por la Bachiller:
**Tong Ladrón de Guevara, Karla
Marieli**

Para optar el Título Profesional de:
Ingeniera de Minas

Asesor:
**Mg. Reátegui Ordóñez, Fulton
Carlos Pastor**

Arequipa – Perú

2022

DICTAMEN APROBATORIO

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA
INGENIERIA DE MINAS
TITULACIÓN CON TESIS
DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 31 de Diciembre del 2021

Dictamen: 002960-C-EPIM-2021

Visto el borrador del expediente 002960, presentado por:

2013600772 - TONG LADRON DE GUEVARA KARLA MARIELI

Titulado:

**DETERMINACIÓN DE LA CANTIDAD DE ENERGIA TRANSFERIDA DURANTE LA DETONACIÓN DE
UN EXPLOSIVO PARA CUMPLIR LOS PARÁMETROS DE DISEÑO EN LOS TALUDES FINALES DEL
TAJO**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

**2872 - LOPEZ CASAPERALTA PATRICIA YANETH
DICTAMINADOR**



**7873 - DELGADO PONCE MARIA AZUCENA
DICTAMINADOR**

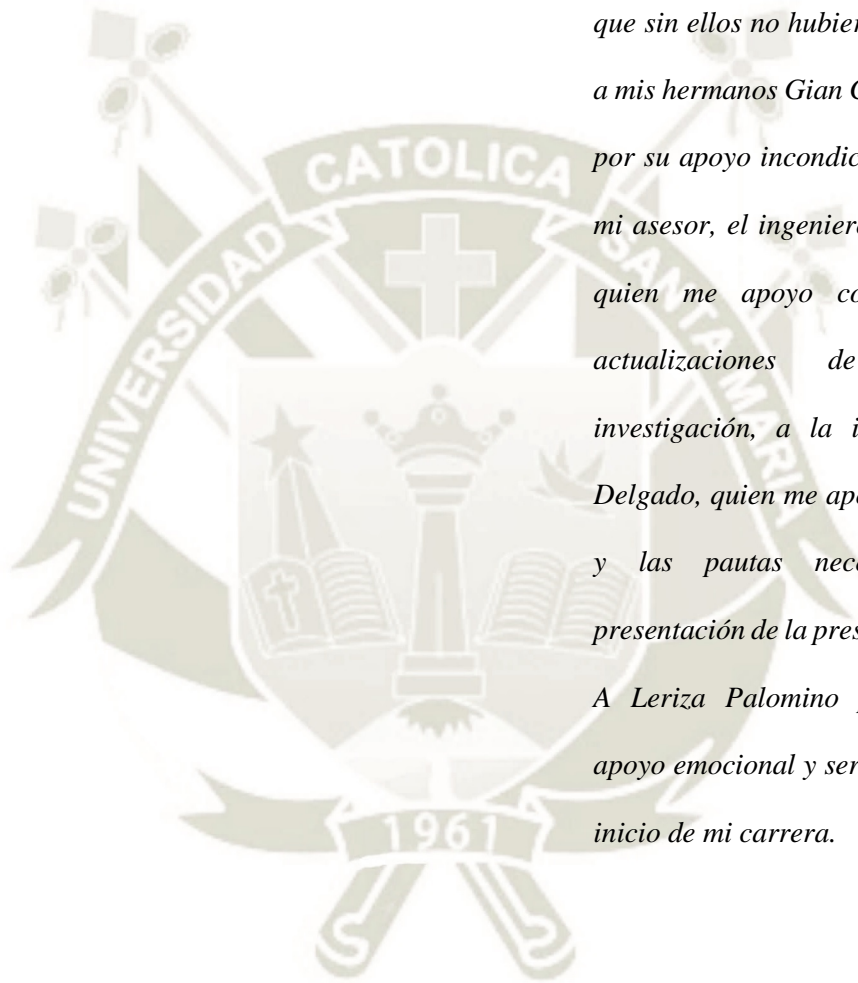


**9571 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE
DICTAMINADOR**



DEDICATORIA

Este trabajo se lo dedico a Dios, por estar a mi lado siempre. A mis padres, Marina y Carlos por ser mi motor y motivo, ya que sin ellos no hubiera podido lograrlo, a mis hermanos Gian Carlo y José Carlos por su apoyo incondicional. Y también a mi asesor, el ingeniero Carlos Reátegui, quien me apoyo con la revisión y actualizaciones de la presente investigación, a la ingeniera Azucena Delgado, quien me apoyo con la revisión y las pautas necesarias para la presentación de la presente investigación. A Leriza Palomino por brindarme el apoyo emocional y ser mi sostén desde el inicio de mi carrera.



RESUMEN

En los métodos de explotación superficial el diseño de los taludes tiene dos objetivos: El primero es lograr una estabilidad a largo plazo, entendiendo este plazo al total del tiempo requerido para la explotación del yacimiento, esto brinda seguridad a las operaciones unitarias diarias, el segundo objetivo es extraer el máximo de las reservas de la envolvente económica establecida en el planeamiento a largo plazo manteniendo el ángulo de Pit establecido. Según Hustrulid W. & Kuchta “la construcción de las paredes finales del tajo tiene parámetros de diseño geométrico como: la línea media programada, ángulo del banco, ángulo del talud y ángulo inter-rampa” lograr estos parámetros se hacen volando las paredes finales del tajo, la voladura es con explosivos que transfieren energía en forma de vibraciones (medida en velocidad pico partícula PPV) y esta no debe dañar la geometría del banco. La forma correcta de establecer esta interdependencia energía-geometría es determinando la cantidad de velocidad pico partícula que mantengan la línea media, el ángulo de banco y el ángulo inter-rampa, las velocidades pico partículas pueden ser calculadas y simulados con software, sin embargo, por lo complejo de los dominios geomecánicos no siempre se obtiene los parámetros definidos. En el presente estudio se evalúa la energía que debe ser transferida a dos sectores, Fase 5 y Fase 6B, y se analiza con láser los resultados reales de los bancos después de la voladura para establecer una conciliación geotécnica entre los parámetros de diseño y los obtenidos. La evaluación de los resultados se trabaja estadísticamente y nos muestra que la variación está dentro de los límites de tolerancia en los parámetros: Línea media de contorno (LMC), ángulo de talud de contorno (ATC°) y ángulo inter-rampa en contorno (IRAC°)

Palabras Clave: energía de explosivos, conciliación geotécnica, transferencia de energía de explosivos

ABSTRACT

In surface mining methods the design of slopes has two objectives: The first is to achieve long-term stability, understanding this term to the total time required for the exploitation of the deposit, this provides security to the daily unit operations, the second objective is to extract the maximum reserves of the economic envelope established in the long-term planning while maintaining the established Pit angle. According to Hustrulid W. & Kuchta "the construction of the pit end walls has geometric design parameters such as: the programmed midline, bench angle, slope angle and inter-ramp angle" to achieve these parameters are done by blasting the pit end walls, blasting is with explosives that transfer energy in vibration form (measured in peak particle velocity PPV) and this should not damage the bench geometry. The correct way to establish this energy-geometry interdependence is by determining the amount of peak particle velocity maintained by the midline, bench angle and inter-ramp angle, the peak particle velocities can be calculated and simulated with software, however, due to the complexity of the geo-mechanical domains, the defined parameters are not always obtained. In the present study, the energy to be transferred to two sectors, Phase 5 and Phase 6B, is evaluated and the real results of the benches after blasting are analyzed with laser to establish a geotechnical reconciliation between the design parameters and those obtained. The evaluation of the results is worked statistically and shows that the variation is within the tolerance limits of the parameters: Mean contour line (MCL), contour slope angle (ATC°) and inter-ramp angle in contour (IRAC°).

Keywords: explosive energy, geotechnical reconciliation, explosive energy transfer

Índice

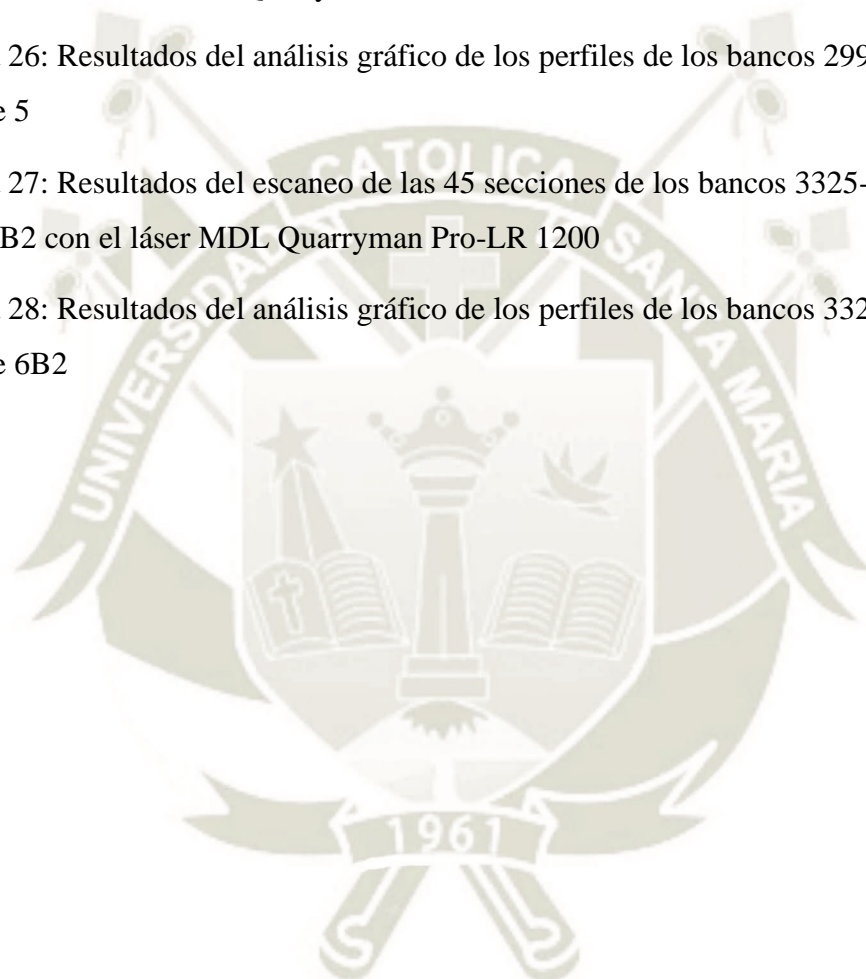
DICTAMEN APROBATORIO	ii
DEDICATORIA	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
CAPITULO I	1
1. GENERALIDADES	1
1.1. Justificación.	1
1.2. Preguntas de Investigación	1
1.3. Hipótesis	2
1.4. Objetivos	2
1.4.1. Objetivo General	2
1.4.2. Objetivos Específicos	2
1.5. Variables	2
1.5.1. Variable dependiente	2
1.5.2. Variables independientes	2
1.6. Indicadores	2
2. MARCO TEORICO	4
2.1. Diseño de Taludes	4
2.1.1. La altura (Hb):	4
2.1.2. El ángulo de banco (α_b):	4
2.1.3. Ancho de berma:	4
2.1.4. Angulo global de talud (α_o):	5
2.1.5. Atura total (ho):	5
2.2. Determinación de la estabilidad del banco-berma	5
2.3. Energía de explosivos y relación con el macizo rocoso	9
2.4. Voladura controlada para estabilidad de taludes	10
2.5. Modelo de velocidad pico partícula.	13
2.5.1. Modelo de Campo Lejano DEVINE	13
2.6. Características geomecánicas y geológicas	14
2.6.1. Resistencia a la compresión (UCS)	14
2.6.2. Rock Mass Rating (RMR)	15
2.6.3. Módulo de Young (E)	16
2.6.4. Resistencia a la Tracción (TI).	17
2.6.5. RQD	17

3.	CARACTERÍSTICAS DE LA INVESTIGACIÓN DE CAMPO	18
3.1.	Ubicación de la zona de estudio	18
3.1.1.	Ubicación	18
3.1.2.	Proceso de minado:	18
3.1.3.	Evaluación del sitio	19
3.2.	Geología estructural	20
3.2.1.	Propiedades de Roca Intacta	21
3.2.2.	Propiedades Geomecánicas del Macizo Rocoso	21
3.3.	Justificación tecnológica de la investigación.	22
3.4.	Nota: Los parámetros son diseñados para el planeamiento a largo plazo del tajo. 23	
3.5.	Formulación del problema de investigación	23
4.	DISEÑO EXPERIMENTAL	25
4.1.	Diseño experimental por sectores	25
4.1.1.	Fase 5	25
4.1.2.	Conciliación geotécnica	35
4.1.3.	Evaluación de resultados	38
	CONCLUSIONES	52
	RECOMENDACIONES	54
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	55
	ANEXOS	57
	Anexo 1 Sistema Flexigel Advantage	58
	Anexo 2 Quantex 73	62
	Anexo 3 Ficha de datos técnicos Detonador eléctrico I Kon III	65
	Anexo 4 Fotografía del perfil general de los bancos evaluados	69
	Anexo 5 Ficha detonador no electrico	71

Lista de figuras

Figura 1: Parámetros que Definen un Talud de Mina	5
Figura 2: Clasificación de los parámetros Rock Engineering System (RES)	7
Figura 3: Categorización de índice de estabilidad geo mecánico Rock Engineering System (RES)	8
Figura 4: Radiación de la Energía de un Explosivo detonado en una malla 4 X4 en un Macizo Rocoso Anisotrópico	12
Figura 5: Radiación producida por Vibraciones en una malla de 4m X 4m en Macizo Rocoso Isotrópico	12
Figura 6: Ubicación de mina Cuajone	18
Figura 7: Mapa de clasificación del macizo rocoso RMR, fase 5 y 6B2	19
Figura 8: Mapa de Sistemas Estructurales de las áreas Fase 5 y 6B2	20
Figura 9: Carga de malla y burden de contorno base: Fase 5	27
Figura 10: Carga de malla y burden de contorno base F6B2	28
Figura 11: Resultados de la simulación de PPVc en software BDA, para diseño de Fase5	29
Figura 12: Carga de malla rediseñada para Fase 5	31
Figura 13: Superposición del caso base y diseño propuesto para la fase 5	32
Figura 14: Resultados de la simulación de PPVc en software BDA, para diseño de Fase 6B2	33
Figura 15: Carga de malla rediseñada para Fase 6B2	34
Figura 16: Superposición del caso base y caso propuesto para la fase 6B2	35
Figura 17: Modelo en 3D del tajo y áreas para la conciliación geotécnica,	36
Figura 18: Esquema de conciliación de taludes, elaboración propia	37
Figura 19: Escaneo de taludes en fase 5, se observa la cuña que intercepta un sector del talud	39
Figura 20: Líneas de perfil del talud diseño, conciliación y reales evaluadas en el software BDA	41

Figura 21: Simulación en 3D del talud fase 5 evaluadas con escaneo laser	42
Figura 22: Escaneo de taludes en fase 6B2	42
Figura 23: Perfil de conciliación fase 6B2, línea de diseño, de conciliación y real	44
Figura 24: Simulación en 3D del escaneo en la fase 6B	45
Figura 25: Resultados del escaneo de las 66 secciones de los bancos 2995-3010-3025 de la Fase 5 con el laser MDL Quarryman Pro-LR 1200	46
Figura 26: Resultados del análisis gráfico de los perfiles de los bancos 2995-3010-3025 de la Fase 5	47
Figura 27: Resultados del escaneo de las 45 secciones de los bancos 3325-3340-3355 de la Fase 6B2 con el láser MDL Quarryman Pro-LR 1200	49
Figura 28: Resultados del análisis gráfico de los perfiles de los bancos 3325-3340-3355 de la Fase 6B2	50



Lista de tablas

Tabla 1: <i>Operacionalización de variables</i>	3
Tabla 2: <i>Clasificación de roca según UCS</i>	15
Tabla 3: <i>Clasificación de rocas en función al RMR</i>	16
Tabla 4: <i>Propiedades Geológicas del proyecto a evaluar</i>	21
Tabla 5: <i>Propiedades Geomecánicas del proyecto a evaluar:</i>	22
Tabla 6: <i>Línea base de diseño y error en los parámetros finales (a lograr en el estudio)</i>	23
Tabla 7: <i>Relación Problema-Causa-Efecto</i>	24
Tabla 8: <i>Parámetros de diseño del caso base fase 5</i>	26
Tabla 9: <i>Parámetros de diseño del caso base Fase 6B2</i>	27
Tabla 10: <i>Parámetros de rediseño Fase 5</i>	30
Tabla 11: <i>Parámetros de rediseño Fase 6B2</i>	34
Tabla 12: <i>Tolerancias para los parámetros de diseño</i>	39
Tabla 13: <i>Resultados estadísticos de parámetros</i>	41
Tabla 14: <i>Resultados estadísticos de parámetros</i>	44

CAPITULO I

1. GENERALIDADES

1.1. Justificación.

En la minería el control de taludes es un aspecto decisivo debido a que asegura la estabilidad de los taludes y reduce la relación de extracción de material estéril que implica una reducción en el costo global de extracción. La presente investigación se justifica porque la transferencia de energía producida en el momento de detonación de un explosivo es una variable controlable y su cálculo es prioritario en el diseño de la voladura en bancos finales o voladura de control. La cantidad de energía transferida se calcula y se puede simular mediante la determinación de los “halos” que se generan al momento de la detonación de un explosivo, estos halos se producen por la diferencia de las características de las ondas que viajan a través de distintos macizos rocosos.

La simulación debe ser contrastada y conciliada con los resultados del daño real en los taludes y se establece una relación entre el dominio geo mecánico y el tipo de explosivo usado, la relación entre el tipo de explosivo y del dominio geo mecánico permite un diseño requerido para lograr el banco-berma establecido en el planeamiento mina, predecir el daño en cualquier sector del tajo y conciliar con los requerimientos geotécnicos del diseño de la mina.

El trabajo de investigación se desarrolla en la unidad minera de Cuajone operada por Southern Perú Copper Corporation, en la fase 5 y 6b2 del tajo para los bancos 2995-3010-3025 y 3325-3340-3355 respectivamente,

1.2. Preguntas de Investigación

- 1) ¿Cuál es la cantidad de explosivo necesaria en los taladros de contorno que logre las dimensiones planificadas de los taludes finales del tajo?
- 2) ¿Cuáles son las condiciones geotécnicas y geológicas en cada dominio geo mecánico del talud y su relación con la energía aportada por la cantidad de explosivo detonado?
- 3) ¿Cómo se puede simular el aporte de energía en cada sector del tajo para lograr las dimensiones planeadas del talud final a través del logro del banco-berma requerido?

1.3. Hipótesis

Existe una cantidad de energía aportada durante la detonación de un explosivo necesaria para fragmentar el macizo de acuerdo con sus características geomecánicas, por lo tanto; esta entrega de energía definirá el resultado de los taludes finales del tajo.

1.4. Objetivos

1.4.1. Objetivo General

Establecer la relación entre la transferencia de la energía del explosivo detonado y las características geomecánicas del talud, para cumplir con los parámetros de diseño de los taludes finales del tajo.

1.4.2. Objetivos Específicos

Diseñar escenarios de detonación considerando la relación entre energía y calidad del macizo rocoso para establecer el nivel de energía necesaria para lograr los parámetros de talud final establecidos.

Evaluar los resultados constructivos del diseño Banco-Berma en diferentes niveles y dominios geo mecánicos de la mina.

1.5. Variables

1.5.1. Variable dependiente

- Resultado constructivo banco-berma

1.5.2. Variables independientes

- Energía del explosivo
- Condiciones del macizo rocoso

1.6. Indicadores

- Línea media final programada (Lp)
- Ángulo de banco (AT)
- Ángulo inter-rampa (IRA)
- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca (UCS)

- Módulo de Young (E)
- Radio de Poisson (μ)
- Velocidad de la onda P (V_p)
- Tensión (TI)
- Presión de detonación (PD)
- Velocidad pico partícula (PPV)

Tabla 1:

Operacionalización de variables

Tipo de variable	Variable	Definición operacional	Indicadores
Dependiente	Resultado constructivo Banco-Berma (RBB)	Se diseña para la estabilidad de los taludes a largo plazo	Lp, AT y IRA
Independiente	Energía del explosivo (EE)	Es la cantidad de energía transferida al macizo rocoso y se expresa en vibraciones	PD, PPV
Independiente	Condiciones del macizo rocoso (CMR)	Se evalúa en función a las características de la roca entera	UCS, E, μ , V_p , Ti

La función de estudio se puede operativizar como:

$$RBB = f(EE) \text{ y } f(CMR)$$

Es decir que el Resultado constructivo banco berma (RBB) es una función directa de la energía del explosivo y las Condiciones del macizo rocoso (CMR) por tanto deducimos que la variable dependiente es el Resultado constructivo banco berma.

CAPITULO II

2. MARCO TEORICO

2.1. Diseño de Taludes

Los taludes mineros son elementos importantes en la estabilidad general del tajo, según Mendoza (2016) “Los taludes construidos resultan de la intervención del hombre en la ejecución de cortes, excavaciones y construcción de terraplenes. Los cortes deben de ser realizados con la altura e inclinación adecuada con el objetivo de garantizar la estabilidad del proyecto”, sin embargo, en el diseño y construcción del talud la consideración de mayor importancia se refiere a las características geomecánicas como: resistencia a la compresión uniaxial simple, módulo de Young, radio de Poisson, velocidad de la onda P y resistencia a la tensión; y geotécnicas como: línea final programada, ángulo de banco y ángulo inter rampa del macizo rocoso, es decir que las características de cada talud responden al dominio geomecánico donde se construye.

La conformación de un talud se hace mediante la construcción de bancos los mismos que deben ser diseñados estableciendo:

2.1.1. La altura (H_b):

Es una distancia vertical medida entre el pie (toe) y la cresta y su diseño generalmente responde a consideraciones de operación más no a consideraciones geotécnicas.

2.1.2. El ángulo de banco (α_b):

Es una inclinación entre la horizontal del piso y la cara del banco, el valor de este ángulo debe garantizar la estabilidad y no permitir un potencial deslizamiento. Según Hustrulid W, et al; los ángulos de banco dependen de las características geomecánicas del macizo rocoso que definen el modelo geotécnico del yacimiento.

2.1.3. Ancho de berma:

Es la distancia entre la cresta del banco inferior y el pie de (toe) del banco en construcción, su diseño es principalmente para contener los derrames de material producidos por los deslizamientos.

- P1: Propiedades de roca intacta (UCS)
- P2: Propiedades de discontinuidades (Rugosidad y rellenos)
- P3: Orientación estructural.
- P4: Clasificación del macizo rocoso (GSI)
- P5: Condiciones sísmicas (Kh)
- P6: Condiciones Hidráulicas (Presencia de agua)
- P7: Perforación de taladros que definen berma (Diseño y QA/QC)
- P8: Voladuras o tronaduras (Diseño e implementación)
- P9: Vibración producto de la voladura (PPV mm/seg)
- P10: Carguío a línea de diseño (Logro de pared final).

Estos parámetros están interrelacionados y definen la estabilidad final del banco, por consiguiente, la estabilidad del talud, que es un conjunto de bancos en el mismo dominio geo mecánico. La técnica Rock Engineering System (RES) es importante porque evalúa todos los parámetros reales en la operación de mina.

En su estudio Santander Jopia (2019) establece una categorización y establece un puntaje para cada parámetro de sistema Rock Engineering System (RES) con el que se evalúa la estabilidad del banco berma.

Figura 2:
Clasificación de los parámetros Rock Engineering System (RES)

Parámetros		Categorización y puntajes				
		1	2	3	4	5
P1	Propiedades de Roca Intacta (Mpa)	Moderadamente resistente 25-35 Mpa	Moderadamente resistente 35-50 Mpa	Resistente 50-100 Mpa	Muy resistente 100-250 Mpa	Extremadamente resistente >250 Mpa
P2	Propiedades de discontinuidades					
	Rugosas	Suave	Ondulosa	Un poco rugosa	Rugosa	Muy rugosa
	Con rellenos	Relleno blando > 5 mm	Relleno blando < 5mm	Relleno duro > 5mm	Relleno duro < 5mm	Ninguno
P3	Orientación estructural ad= rumbo de discontinuidad, at=Rumbo del talud βd= Manteo de discontinuidad βt=Manteo del talud	Muy desfavorable βt/2<=βd<βt ad- at<30°	Desfavorable βt/4<=βd/2 y ad- at<30°	Regular 0 <= βd<βt/4 ó ad- at>30°	Favorable βd>βt y ad- at<30°	Muy Favorable βd>βt y ad- at>30°
P4	Clasificación de macizo rocoso (GSI)	GSI= 0-20 Macizos de muy mala calidad	GSI = 20-40 Macizos de calidad Mala	GSI = 40-60 Macizos de calidad regular	GSI = 60-80 Macizos de Buena calidad	GSI = 80-100 Macizos de muy buena calidad
P5	Condiciones sísmicas coeficientes horizontal (Kh)	Kh 0.19-0.22	Kh 0.16-0.19	Kh 0.13-0.16	Kh 0.10-0.13	Kh 0.07-0.10
P6	Condiciones hidráulicas	Agua fluyendo	Goteando	Húmedo	Ligeramente Húmedo	Seco
P7	Perforación de pozos que definen berma (m)	Pozos con sobreperforación en la futura cresta	Pozos sin sobreperforación ubicados sobre la futura cresta	Pozos sin sobreperforación alejados 1 m de la futura cresta	Pozos sin sobreperforación alejados 2 m de la futura cresta	Pozos sin sobreperforación alejados 3 m de la futura cresta
P8	Tronaduras a línea de diseño	Tronaduras sin precorte ni filas buffer	Tronaduras sin precorte con 1 fila buffer	Tronaduras con precorte y sin filas buffer	Tronaduras con precorte y 1 fila buffer	Tronaduras con precorte y doble buffer
P9	Vibraciones de tronaduras	PPV> 8 PPVc Daño extremo	PPV> 4 PPVc Daño Intenso	Ppv<Ppv<4 Ppv Se producen nuevas fracturas	1/4 Ppv<Ppv<Ppv Extensión de fracturas preexistentes	Ppv < 1/4PPVc No se genera daños
P10	Carguo a línea de diseño	Bloques sueltos en la cara del banco y falta carguo	Deuda en la parte superior	Sobreexcavado en la base del banco	Se aprecian medias cañas pero falta estabilización	Medias cañas y pared estabilizada

Nota: reproducida de Santander Jopia, (2019)

Con la clasificación Rock Engineering System (RES) vista en la figura 2 el autor plantea el índice de estabilidad geomecánica (I_{eg}) y establece la siguiente fórmula para lo cual se utiliza la siguiente ecuación:

$$I_{eg} = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i * P_i}{(P_i \text{ max})} \quad (1)$$

Donde:

α_i es la ponderación de cada parámetro evaluado

P_i es el puntaje que se asigna al parámetro

P_i máx. es la suma total de puntaje de los parámetros

Al usar la ecuación. Nro. 1 y los puntajes de la figura 2, se establece el índice de estabilidad geo mecánico Rock Engineering System (RES), el mismo que se muestra en la siguiente tabla:

Figura 3:

Categorización de índice de estabilidad geo mecánico Rock Engineering System (RES)

Categorización de índice de estabilidad geomecánico (RES)				
Muy Malo	Malo	Regular	Bueno	Muy Bueno
0-24	25-49	50-69	70-79	80-100

Nota: reproducida de Santander Jopia, (2019)

En las conclusiones del trabajo de Santander Jopia, se establece que los parámetros que más influyen en la estabilidad a largo plazo de un talud minero son las propiedades de la roca intacta (P1) y las vibraciones por voladura (P9), sin embargo el parámetro que tiene una mayor relación causa-efecto en la estabilidad es el GSI (P4) y el parámetro de menor influencia es el de condiciones sísmicas (P5), finalmente se establece que el parámetro más subordinado es el de condiciones hidráulicas (P6).

2.3. Energía de explosivos y relación con el macizo rocoso

El problema es establecer la relación entre la entrega de energía producida por un explosivo y las características geomecánicas que definen un macizo rocoso.

Para poder solucionar este problema se debe usar modelos de entrega energética del explosivo. Estos modelos se basan principalmente en el análisis de la fragmentación del macizo rocoso luego de detonar el explosivo, según Persson, P. A., Holmberg, R., & Lee, J ,”las variables de análisis son por lo general tres, la geometría del disparo; la entrega energética del explosivo y las características geológicas, estructurales y mecánicas del macizo rocoso”, la última variable se debe convertir en un índice para poder ser relacionada, este índice se denomina “índice de volabilidad de la masa rocosa (rock mass blastability- RBM)”

Generalmente el análisis del RBM se analiza considerando un comportamiento igual en las tres dimensiones del macizo rocoso en el campo, esto es una limitación al análisis porque se sabe que las rocas son anisotrópicas y por tanto el RBM puede variar en las tres dimensiones, es decir que el análisis debe ser en 3D.

Ebrahim F. Salmi, Ewan J. Sellers (2021) en su artículo denominado “A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design” concluyen que; para establecer un adecuado índice RMB, se necesita evaluar 20 parámetros, siendo los parámetros geotécnicos los más influyentes en los resultados, esto parámetros son el Módulo de Young (E), la densidad (δ), la velocidad de la onda P, los esfuerzos de tensión (τ), los esfuerzos de compresión (σ), además de las características de la masa rocosa como el número, frecuencia y características mecánicas de las juntas o bloques en el macizo rocoso. Otra conclusión importante de este estudio es que se demuestra que los esfuerzos y la densidad de la masa rocosa y la medición estadística de su distribución in situ, son los factores que controlan el comportamiento del macizo rocoso durante la detonación.

Con respecto a la energía asociada a la detonación de explosivos, la medición de esta es importante debido a que está relacionada a la fracturación del macizo rocoso, sin embargo, en voladura de control se debe relacionar al daño en las paredes finales.

Un concepto básico para entender la energía es el de energía cinética. Según Zhang Zongxian (2017) en su trabajo “Kinetic energy and its applications in mining

engineering “, dice que este tipo de energía es una parte de la energía total aplicada y que aumenta cuando se incrementa la cantidad de explosivo que se detona en un tiempo.

En los estudios de campo realizados por el autor, se estimó que el 28 % de la energía total corresponde a la energía cinética, cuando el burden se mueve a una velocidad de 20m/s. También explica que este tipo de energía es importante en la rotura secundaria para incrementar la eficiencia en la fragmentación. Sin embargo, también se puede deducir que el control de este tipo de energía influye en el menor daño a las paredes finales y el logro de los parámetros banco-berma establecidos.

2.4. Voladura controlada para estabilidad de taludes

El objetivo de realizar una voladura de control o perímetro es asegurar que no ocurra sobre rotura en los bancos finales para que estos sean estables a largo plazo.

En el diseño del banco-berma se debe asegurar que la línea de pre-corte actúe como un filtro de la energía, la que se manifiesta en forma de vibraciones, para asegurar la construcción de acuerdo con los parámetros de diseño del banco-berma.

Los parámetros fundamentales de la construcción son el ángulo del talud (AT), ángulo inter-rampa (IRA) y línea media (Lp). El logro de estos parámetros se relaciona con la atenuación de las vibraciones en la línea final del banco que debe lograrse en función a la cantidad de energía transferida por el explosivo detonado esto asegurará el cumplimiento de los parámetros de diseño en los taludes finales del tajo.

En un estudio de Singh, P. K; Roy, M. P; Paswan, R. K (2014) denominado “Controlled blasting for long term stability of pit-walls” los autores concluyen que para asegurar que el pre-corte funcione adecuadamente este se debe detonar antes de perforar los taladros de producción, con esto aseguran que se puede lograr disminuir hasta un 32% más de las vibraciones que afecten la pared final. Además, explican que el uso de detonadores electrónicos mejora el comportamiento vibracional en rocas cuyo índice RMR (Beniawski) es menor a 40, porque existe un mejor control sobre los intervalos de retardo cuando haya perturbación geológica causada por un gran número de discontinuidades.

Uno de los factores más importantes en el análisis de una voladura controlada es la vibración producida en la detonación, esta vibración tiene un comportamiento

distinto en cada macizo rocoso por lo que es necesario medir sus valores. Según Persson, P. A., Holmberg, R., & Lee, J, se conoce que la vibración depende del tipo de juntas, su orientación y el espacio entre ellas, estas características influyen en la transmisión de la vibración por detonación de explosivos.

Blair (2020) en su trabajo “Approximate models of blast vibration in non-isotropic rock masses” concluye que la secuencia de disparo, entendiendo esta como lenta cuando se dispara “tiro por tiro” o rápida cuando se dispara varios taladros a la vez, determina la cantidad de ondas que se generan, y por consiguiente las vibraciones en el macizo rocoso que generan altos valores en la velocidad pico partícula (PPV). Esto es no recomendable en disparos de control o perímetro.

El autor en su trabajo mide el aporte de energía en función al retardo (tiempo) entre taladros y concluye que el grado de vibración depende de la aglomeración de ondas sísmicas y la orientación del disparo.

Con respecto a la aglomeración de ondas sísmicas, esta se produce cuando existen demasiados taladros detonando al mismo tiempo por lo que se recomienda establecer una “ventana” larga de tiempos para la detonación, en sus pruebas establece que 65 ms es mejor que 17 ms, entonces en el diseño se debe establecer el tiempo más largo en función al análisis de la onda típica de vibración y el análisis del tiempo de movimiento real de 3 taladros detonados simultáneamente. Si se establece este tiempo el retardo puede ser calculado aproximadamente como el 33% el tiempo hallado.

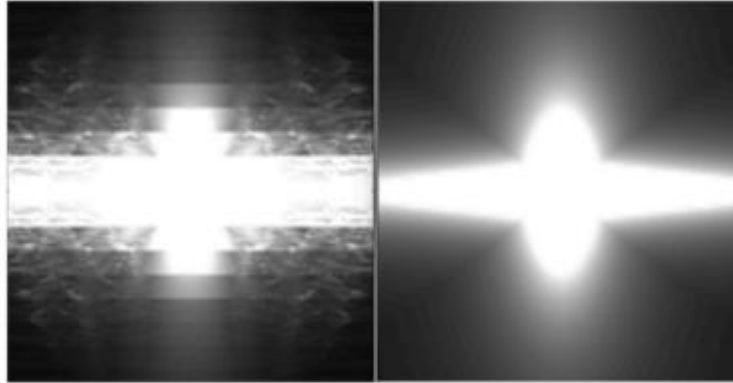
Sobre la orientación del disparo, recomienda establecer un ángulo entre la dirección de inicio del taladro y el rumbo de las discontinuidades geológicas, este ángulo debe ser aproximadamente de 45° (Blair 2020), cuando solo presenta una familia de juntas.

Cuando hay más de una familia de juntas la vibración solo dependerá de la aglomeración de ondas sísmicas generadas por la detonación del explosivo.

En la figura 4 se ve que la energía, se muestra como una radiación y depende de las características del macizo rocoso.

Según Blair, cuando el macizo rocoso, es anisotrópico la radiación es dispersa y se desplaza en mayor proporción a los lados del taladro, tal como se ve en la primera fotografía.

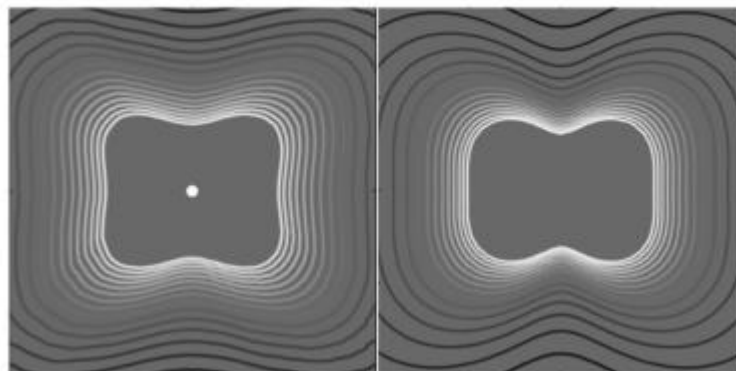
Figura 4:
Radiación de la Energía de un Explosivo detonado en una malla 4 X4 en un Macizo Rocoso Anisotrópico



Nota: reproducido de Blair, (2020)

Sin embargo, si el macizo rocoso es isotrópico, la radiación muestra un comportamiento homogéneo alrededor del taladro, como se ve en la segunda fotografía.

Figura 5:
Radiación producida por Vibraciones en una malla de 4m X 4m en Macizo Rocoso Isotrópico



Nota: reproducido de Blair, (2020)

2.5. Modelo de velocidad pico partícula.

2.5.1. Modelo de Campo Lejano DEVINE

El análisis de los registros de vibraciones formulado por Devine, J. F. (1966). En su libro “*Effect of charge weight on vibration levels from quarry blasting* (Vol. 6774). US Department of the Interior, Bureau of Mines”, nos permite conocer la velocidad de la partícula generada por cada carga o grupos de cargas en la voladura y agrupar estas por sectores.

Realizada la medición en el terreno se debe obtener principalmente lo siguiente:

- El nivel de vibraciones generado por la detonación de un explosivo comercial.
- La cantidad de explosivo comercial que genera el nivel de vibraciones.
- La distancia de la carga explosiva al punto de monitoreo.

El modelo matemático por utilizar es el postulado por Devine que nos va a facilitar el monitoreo, cuantificación y aplicación de los resultados de un estudio de vibraciones generados por la voladura en minería, el modelo matemático de Devine está dado por la siguiente fórmula:

$$PPV = K_v \left(\frac{R}{\sqrt{Q}} \right)^{-B_r} \quad (2)$$

Donde:

PPV: es la velocidad pico partícula expresada en mm/s.

R: es la distancia entre el punto de disparo y el punto de monitoreo expresada en m.

Q: es la carga de explosivo por retardo expresada en Kg.

K_v y $-B_r$: son constantes que dependen de las propiedades del lugar y de la roca. (Devine, 1966)

La determinación del PPV limite se hace en función a las propiedades geomecánicas determinadas en laboratorio y la ley de Hooke que explica el comportamiento elástico de un sólido, esta fórmula aplicada a la voladura de rocas es explicada por Reátegui Ordoñez, F. C. P. (2017). En su trabajo “Diseño

de los parámetros de voladura aplicando el modelo de Kuz Ram y la teoría de daño por vibraciones en roca, Inti Raymi-Bolivia.” Y se formula de la siguiente manera:

$$PPV_{lim} = UCS * Vp / (12 * E) \quad (3)$$

Donde:

UCS: es la resistencia a la compresión uniaxial

Vp: la velocidad de la onda P

E: Módulo de Young.

El autor explica que el PPV_{lim} , multiplicado por cuatro, es la velocidad pico partícula (PPV) necesaria para fragmentar el macizo rocoso y el PPV_{lim} dividido entre 4 es la velocidad pico partícula que solo deforma el macizo rocoso sin producir daño. Entonces si remplazamos los valores determinados en la ecuación (2) y despejamos podemos calcular la carga Q necesaria para cumplir con el daño o no daño de un macizo rocoso. (Reátegui Ordoñez, 2017)

2.6. Características geomecánicas y geológicas

2.6.1. Resistencia a la compresión (UCS)

Es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, o resistencia a la compresión simple. Nos referimos a resistencia como el esfuerzo que soporta la roca para sufrir deformidades y roca intacta a un testigo de la roca llamada probeta que no presenta discontinuidades observables. La clasificación de las rocas según su resistencia a la compresión uniaxial o simple es la siguiente. (Tong Ladrón De Guevara, 2020)

Tabla 2:

Clasificación de roca según UCS

Resistencia (Mpa)	Clasificación
>250	Extremadamente Alta
100 – 250	Muy Alta
50 – 100	Alta
25 – 50	Media
5 – 25	Baja
1 – 5	Muy Baja
0,25 – 1	Extremadamente Baja

Nota: reproducido de Ramírez, P; Alejano, L. R (2004)

2.6.2. Rock Mass Rating (RMR)

El índice, formulado por Bieniawski (1984), es utilizado para clasificar la calidad del macizo rocoso. Este índice evalúa cinco características geomecánicas del macizo rocoso: UCS, RQD, espacio entre junta (Jn), Relleno de juntas (Jr) y presencia de agua (Wc). Los rangos de puntajes establecidos son:

Resistencia a la compresión simple (UCS). - El puntaje puede variar de 0 (si $UCS < 1 \text{ Mpa}$) y 15 (si $UCS > 250 \text{ Mpa}$)

RQD. - El puntaje puede variar de 3 (si $RQD < 25\%$) a 20 (si $90 < RQD \leq 100$)

Espaciado de las juntas (Jn). - El puntaje puede variar de 5 (si $s < 60 \text{ mm}$) a 20 (si $s > 2 \text{ m}$)

Relleno de las juntas (Jr). - El puntaje puede variar de 0 (en el caso de estructuras continuas y abiertas más de 5 mm, o con rellenos de arcilla blandos con una potencia mayor a 5 mm) a 30 (en caso de estructuras discontinuas, muy rugosas, cerradas y sin alteraciones)

Presencia de agua (W_c). - El puntaje puede variar de 0 (donde existe un flujo continuo de agua donde la presión del agua exceda el 50% del esfuerzo principal mayor) a 15 (estructuras completamente (secas)

Entonces:

$$RMR = P(UCS) + P(RQD) + P(s) + P(Jc) + P(WC) \quad (4)$$

Donde P es el puntaje asociado al parámetro x .

Tabla 3:

Clasificación de rocas en función al RMR

RMR	81 – 100	61 – 80	41 - 60	21 - 40	<20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy Malo

Nota: Reproducido de Ramírez, P; Alejano, L. R (2004)

2.6.3. Módulo de Young (E)

También conocido como módulo de elasticidad longitudinal, que determina el comportamiento de la roca elástica según la dirección en la que se le aplica una fuerza.

Debido a la dificultad de obtener el Módulo de Young o elasticidad longitudinal por medio de ensayos de laboratorio ya que éste parámetro elástico de respuesta del macizo rocoso viene marcado por la estructura del mismo macizo que por las propiedades inherentes de la roca que lo conforma, se calcula mediante fórmulas empíricas que están relacionadas con la calidad geotécnica del macizo a analizar, a continuación describimos las fórmulas más usadas para determinar el Módulo de Young o elasticidad (E). (Tong Ladrón De Guevara, 2020)

Según Bieniawski (1978):

$$E_M (Gpa) = 2 * RMR - 100 \quad (5)$$

Según Serafim y Pereira (1983)

$$E_M (Gpa) = 10 \frac{RMR-10}{40} \quad (6)$$

Donde: E_M es el Módulo de Young del macizo rocoso.

Coefficiente de Poisson (μ). Determina cuanto se va a deformar una roca elásticamente de manera transversal respecto a la dirección longitudinal de donde se aplica el esfuerzo a la misma. La deformación transversal siempre es menor que la deformación longitudinal.

2.6.4. Resistencia a la Tracción (TI).

Es el máximo esfuerzo de tracción que una roca soporta antes de fragmentarse, las rocas se caracterizan por su baja resistencia a la tracción, esto se debe a la presencia de discontinuidades al interior del macizo rocoso, que prácticamente hace que no exista resistencia alguna a la tracción.

Como dato importante sabemos que una roca ensayada a tracción suele fragmentarse a niveles tensionales del orden de diez veces menores que cuando se ensayan por compresión simple. (Ramírez & Alejano, 2004)

2.6.5. RQD

Es un parámetro para clasificar al macizo rocoso, se da mediante el porcentaje de trozos de testigos mayores a 10 centímetros recuperados de un sondeo, se utiliza para estima el grado de fractura del macizo rocoso analizado. Se utiliza la siguiente fórmula. (Deere, 1988)

$$RQD = \frac{\text{Sumatoria testigos } \geq 10 \text{ cms}}{\text{Longitud del Taladro}} \times 100\% \quad (7)$$

Zhang L. (2016) en su artículo “determination and applications of rock quality designation (RQD)”, concluye que existen diferentes métodos para determinar el valor, sin embargo, los factores más relevantes son la longitud de la muestra y la dirección del testigo diamantino perforado y tomado como muestra para determinar el valor del RQD.

CAPITULO III

3. CARACTERÍSTICAS DE LA INVESTIGACIÓN DE CAMPO

3.1. Ubicación de la zona de estudio

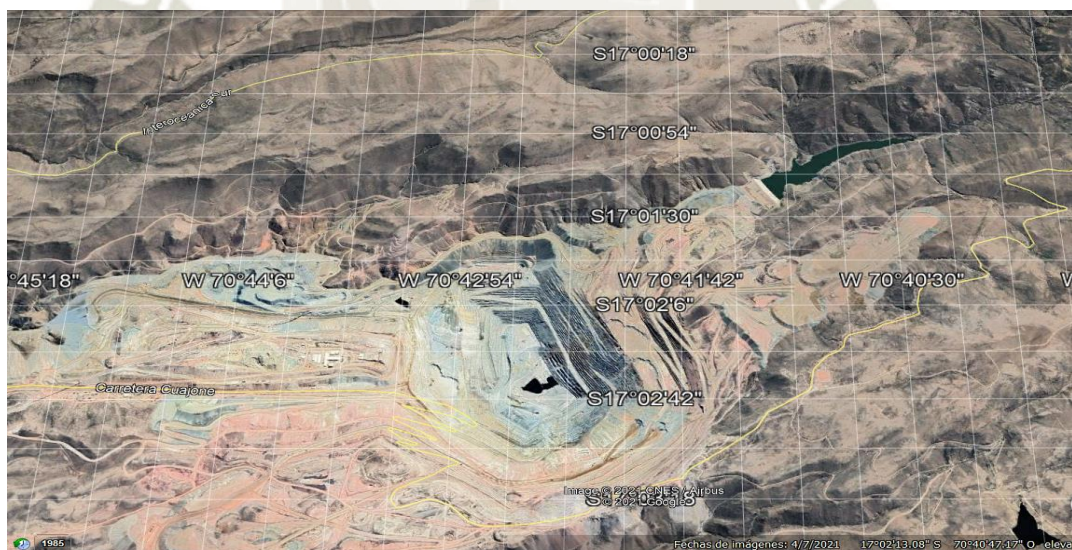
La investigación se realizó en el área de operaciones de la mina Cuajone en el departamento de Moquegua.

3.1.1. Ubicación

La operación minera de Cuajone está ubicada aproximadamente a 30 km. de la ciudad de Moquegua en la provincia de Mariscal Nieto, distrito de Torata, al sur del Perú. Se emplaza en el flanco andino de la cordillera occidental de los Andes entre los 3100 y 3830 m.s.n.m. Geográficamente se encuentra entre las coordenadas W 70°42'54'' y S 17°03' 18''. (Tong Ladrón De Guevara, 2020)

Figura 6:

Ubicación de mina Cuajone



Nota: Reproducido de Google Earth (2021)

3.1.2. Proceso de minado:

La extracción del recurso minero en la mina Cuajone se desarrolla mediante una operación a cielo abierto, donde se tiene bancos de 15 metros de altura uniendo los niveles por medio de rampas con gradientes entre 8 y 10% y carreteras

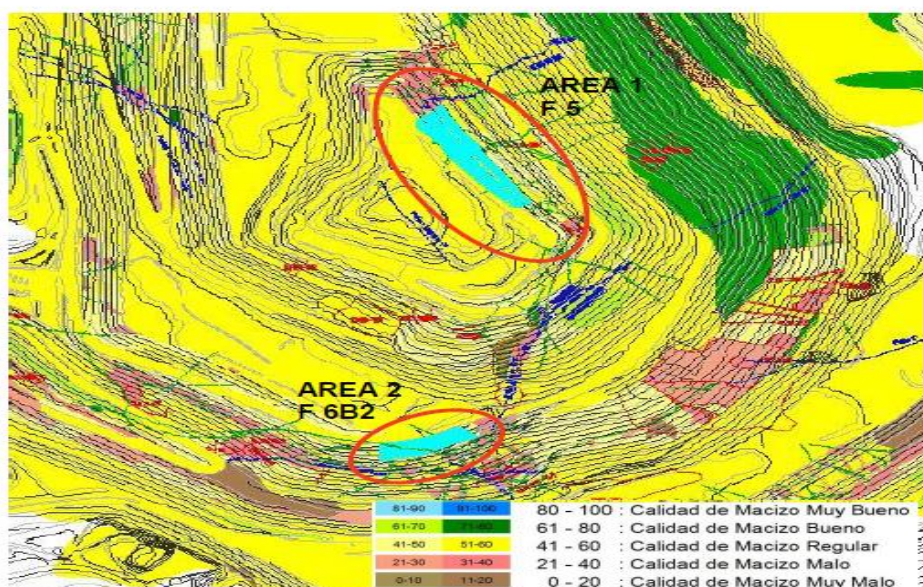
(incluyendo rampas) con un ancho de hasta 40 metros. Los ángulos de talud de trabajo (operación) varían entre los 40° y 43° y de banco entre 72° - 76°. (Condori Castro, 2015)

3.1.3. Evaluación del sitio

Las unidades geológicas preferenciales que se evaluaron en ambas fases corresponden a las Latitas Potásicas con Unidades Geotécnicas (UG) preferentes UGB1 (calidad de macizo entre muy bueno, RMR 80-100 y regular; RMR 41-60) y UGB2 (calidad de macizo entre muy bueno, RMR 80-100 y regular; RMR 41-60). Para la Fase 5. Riolitas Porfíricas con UG recurrentes de UGB3 (calidad de macizo entre muy bueno, RMR 80-100 y regular; RMR 41-60) y UGB 5 (calidad de macizo entre muy bueno, RMR 80-100 y regular; RMR 41-60) para la Fase 6 B2, que se muestran en la siguiente figura

Figura 7:

Mapa de clasificación del macizo rocoso RMR, fase 5 y 6B2



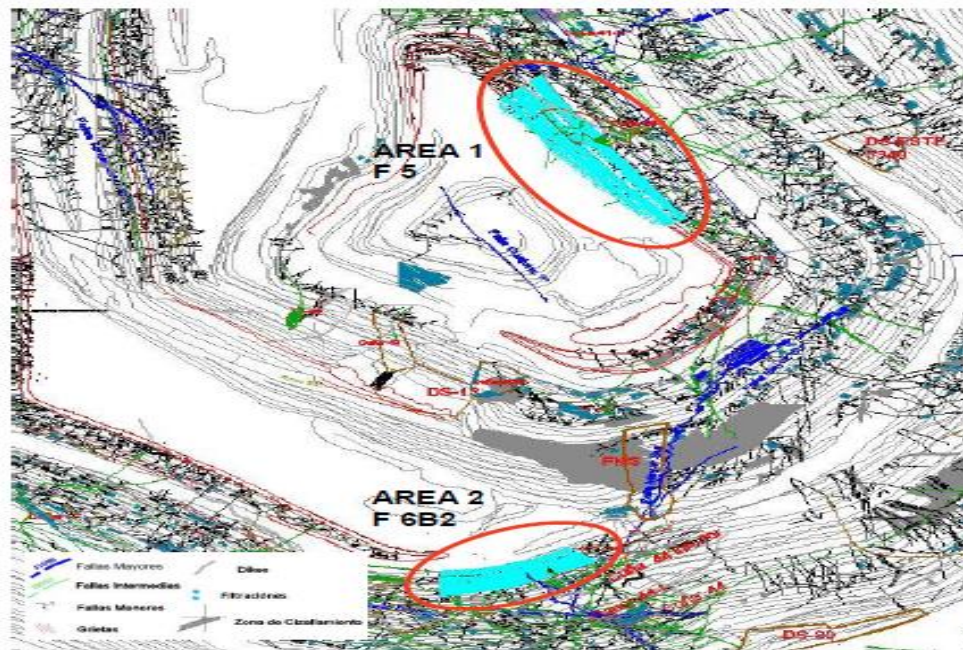
Nota: reproducido de Orica Mining Service, SPCC (2021)

La información estructural corresponde al mapeo sistemático que se realizó de los bancos 2995-3100 de la fase 5 y los bancos 3310-3400 de la fase 6B2.

Ambas áreas se identifican en color turquesa y su información será utilizada para las áreas que fueron escaneadas en terreno, en la siguiente figura de detalla las estructuras principales del área de investigación.

Figura 8:

Mapa de Sistemas Estructurales de las áreas Fase 5 y 6B2



Nota: reproducido de Orica Mining Service SPCC (2021)

3.2. Geología estructural

En el transcurso de la operación y desarrollo de Cuajone, se han ido descubriendo una serie de estructuras principales y secundarias que han sido mapeadas y con las cuales se puede tener una interpretación del comportamiento estructural del yacimiento.

Según el departamento de geología de mina, las estructuras de orientación NO-SE (rumbo azimuthal de 130°) dominan completamente la geología estructural de Cuajone, ésta va relacionada con la tendencia regional. La falla “Botiflaca” y la prolongación de la falla “Viña Blanca” hacia el noroeste, por debajo de las rocas volcánicas post minerales, están conformando un “corredor” con una dirección general hacia el noroeste, en donde se encuentra emplazado el cuerpo mineralizado de Cuajone.

La clara evidencia de estas estructuras sugiere un alineamiento regional en rocas pre minerales con una tendencia preferencial hacia el noroeste. Estas estructuras o zonas de debilidad tienen su máxima manifestación en el emplazamiento del cuerpo intrusivo de latita porfirítica con una forma elongada hacia el Noroeste. (Condori Castro, 2015)

3.2.1. Propiedades de Roca Intacta

En la tabla de propiedades de roca intacta, que se presenta, se ve la diferencia de las unidades litológicas para el tajo Cuajone y el proyecto evaluado:

Tabla 4:

Propiedades Geológicas del proyecto a evaluar

UNIDADES LITOLÓGICAS	ROCA INTACTA				
	UCS (Mpa)	E (Gpa)	μ	Vp (m/s)	TI (Mpa)
Lutita Potásica (LP)	80-104	32-46	0.23	5228 - 5684	6.69 -5.9
Riolita Porfirítica (RP)	73-123	27-55	0.18-0.23	4380 - 5352	8.97 -7.24

3.2.2. Propiedades Geomecánicas del Macizo Rocoso

Las propiedades geomecánicas de macizo rocoso, descritas por el departamento de geología de mina, se definen en la siguiente tabla e identifican el principal tipo de roca presenten los proyectos a evaluar.

La metodología de clasificación geomecánica de roca corresponde al sistema Rock Mass Rating (RMR) planteado por Beniaowski (1986) y Rock Quality Design (RQD) planteado por Deere (1969), el tipo del macizo rocoso se refiere a la calidad y tiene la siguiente escala: I excelente; II bueno; III regular; IV mala y V muy mala

En la siguiente tabla se ven las propiedades geomecánicas del área Fase 5 y 6 B2 a evaluar.

Tabla 5:

Propiedades Geomecánicas del proyecto a evaluar:

UNIDADES LITOLÓGICAS	MACIZO ROCOSO			
	RMR	RQD (%)	FF/m	Tipo
LP Fract. y Regular	44 - 53	49 - 68	4 - 7	III
LP fallas	33 - 44	39 - 62	5 - 8	IV
LP fracturada	52- 58	68 - 78	4 - 5	III
RP fracturado	41 -52	52 - 75	4 - 6	III
RP Fracturado OxFe	43 -47	52 - 65	5 - 6	III

Nota: el número de juntas o fracturas evaluadas en un metro lineal se denotan como FF/m

3.3. Justificación tecnológica de la investigación.

La presente investigación tecnológica se justifica debido a que; una exacta transferencia de energía es la variable controlable prioritaria en el diseño de la voladura en bancos finales. La evaluación de la transferencia de energía se puede simular mediante la determinación de los “halos” que se generan al momento de la detonación de un explosivo, esta simulación debe ser contrastada y conciliada con los resultados del impacto real en los taludes para establecer una relación entre el dominio geo mecánico y los tipos de explosivos a usar.

Los valores de referencia para lograr esta conciliación se hacen a través del análisis de los halos de energía calculados mediante software BDA®. Estos valores se muestran en la siguiente tabla siguiente.

Tabla 6:

Línea base de diseño y error en los parámetros finales (a lograr en el estudio)

Bancos	Línea programa. LP (m)	Línea programa. LP (m) real	Var. %	Ángulo de banco	Ángulo de banco real	Var. %	Ángulo inter-rampa	Ángulo de inter-rampa real	Var. %
2995	1	1	0	65	73	12.3	42	40	-4.76
3010	1.5	1.5	0	65	72	11.0	42	41	-2.38
3025	0	0	0	65	76	16.9	42	43	2.38
3325	2.8	2.8	0	60	69	15.0	45	48	6.66
3340	1.5	1.5	0	60	73	21.6	47	49	4.25
3365	1	1	0	60	72	20.0	42	49	16.66

Nota: Los parámetros son diseñados para el planeamiento a largo plazo del tajo.

3.4. Formulación del problema de investigación

Para lograr las dimensiones requeridas se debe establecer cantidad de explosivos a detonar en cada sector. Esta cantidad genera un valor de energía que puede ser simulada como un “halo”, que es la representación del nivel de vibraciones que atraviesan el macizo rocoso y se define de acuerdo con la velocidad pico partícula (PPV), cuya variación está función a la atenuación friccional producto de las discontinuidades y la atenuación geométrica definida por la distancia que recorre la onda sísmica desde el punto de detonación. En la siguiente tabla se ve la relación del problema-causa-efecto de un diseño de voladura controlada, que se requiere para el cálculo y explicación de la energía necesaria para cumplir con los parámetros de diseño en los taludes finales del tajo.

Tabla 7:

Relación Problema-Causa-Efecto

Problema	Causa	Efecto
1. Mal diseño de voladura de contorno	Inconsistencia entre la relación energía del explosivo y la calidad del macizo rocoso	Incumplimiento con el planeamiento de minado
2. Inestabilidad de los taludes	Daño al macizo rocoso	Condiciones inseguras de operación
3. Sobre excavación o sub-excavación en talud final	Mal control de la de energía transferida	No cumplir con el diseño de línea final (Lp), ángulo de talud (At) y ángulo inter-rampa (IRA)

CAPITULO IV

4. DISEÑO EXPERIMENTAL

Para poder evaluar el daño de las paredes finales del tajo debemos diseñar las mallas de perforación y voladura, este diseño es muy relevante porque sirve para poder distribuir la energía proveniente del explosivo, la energía del explosivo proviene básicamente de dos fuentes:

1. La reacción que cambia la composición química del explosivo y genera un exceso de energía que se convierte en calor, que al ser aplicado en los nuevos productos gaseosos incrementa su volumen exponencialmente y comprime las paredes de los taladros produciendo una deformación elástica, además del ingreso de los gases en las discontinuidades que extiende las fracturas del macizo rocoso. A esto se le llama “energía de gas”: La energía de gas, produce vibraciones debido a que el proceso es de expansión- compresión, estas vibraciones pueden ser detectadas y calculadas como velocidades pico partícula (PPV).
2. La velocidad de la reacción del explosivo contenido en un taladro produce varios tipos de ondas sísmicas; básicamente diferenciadas por su frecuencia, amplitud y longitud de onda; que viajan a través del macizo rocoso. Algunas de ellas, ante un cambio en la continuidad del macizo rocoso, básicamente producido por discontinuidades relevantes o cambios de densidad, se refractan, es decir, retornan hacia el punto de origen, esta refracción produce un esfuerzo tenso-compresional que genera una fragmentación del macizo deformado, a este tipo de fenómeno se le denomina “energía de choque” y es detectado y medido por la velocidad pico partícula (PPV).

4.1. Diseño experimental por sectores

4.1.1. Fase 5

La energía de choque y gases puede ser evaluada por el software BDA®, a esto se denomina “halos de energía”, la determinación de estos halos deriva de la velocidad pico partícula (PPV) generada a cierta distancia de la fuente de detonación del taladro, este PPV va disminuyendo por las leyes de la atenuación, se entiende que la atenuación se produce por la distancia geométrica y friccional

(grado de discontinuidades), y esto genera una disminución en la energía que puede ser calculada. La cantidad de energía aportada está directamente relacionada al daño, entonces se puede simular la energía necesaria para cumplir con los parámetros banco-berma mostrados en la tabla 6.

Se debe diseñar una malla de control final de banco, se muestra el taladro final de producción (P2), el taladro de amortiguamiento (P1), la línea de Buffer (B1) y el taladro de pre-corte, así como los datos de los parámetros de carga (tipo de explosivo y longitud de carga) y el Burden.

En el planeamiento a largo plazo de mina el ancho de berma final es de 7.0 metros, altura de banco es de 15 m y ángulo de banco en la línea media del diseño de 70°. Según el modelo geotécnico de mina (figuras 7 y 8).

Tabla 8:
Parámetros de diseño del caso base fase 5

Taladro	Diámetro (mm)	Tipo explosivo	Lc	Q Kg	Burden (m)
P2	311	Quantex® 75/25	11.5	1095	
P1	311	Quantex® 75/25	11.5	1095	6.1
B1	311	Quantex® 75/25	2.2	209	5.3
Pre-corte	127		Sin carga		4.0

Nota: parámetros establecidos en el planeamiento a largo plazo de mina

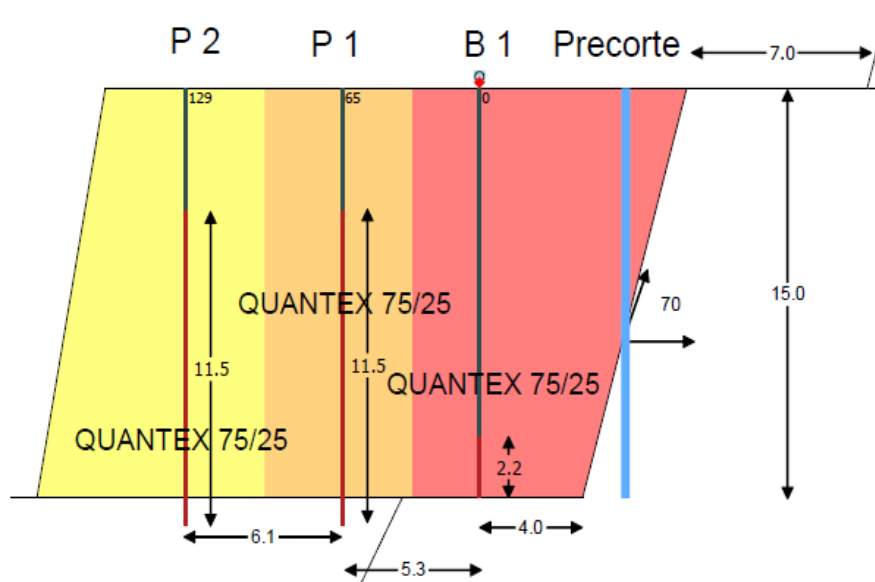
El diseño de las últimas filas de la malla es muy importante en el control de la aplicación de energía sobre la pared final. En este diseño existen tres tipos de diseños para lograr el de control:

- a. Disminución del burden
- b. Reducción de la carga detonada (Q)
- c. Disminución de la potencia del explosivo (buffer)

El diseño específico se muestra en el siguiente esquema (malla)

Figura 9:

Carga de malla y burden de contorno base: Fase 5



Diseño experimental Fase 6B2

El diseño en la fase 6B2 tiene la misma configuración de malla que en la fase 5, solo cambian los parámetros de carga

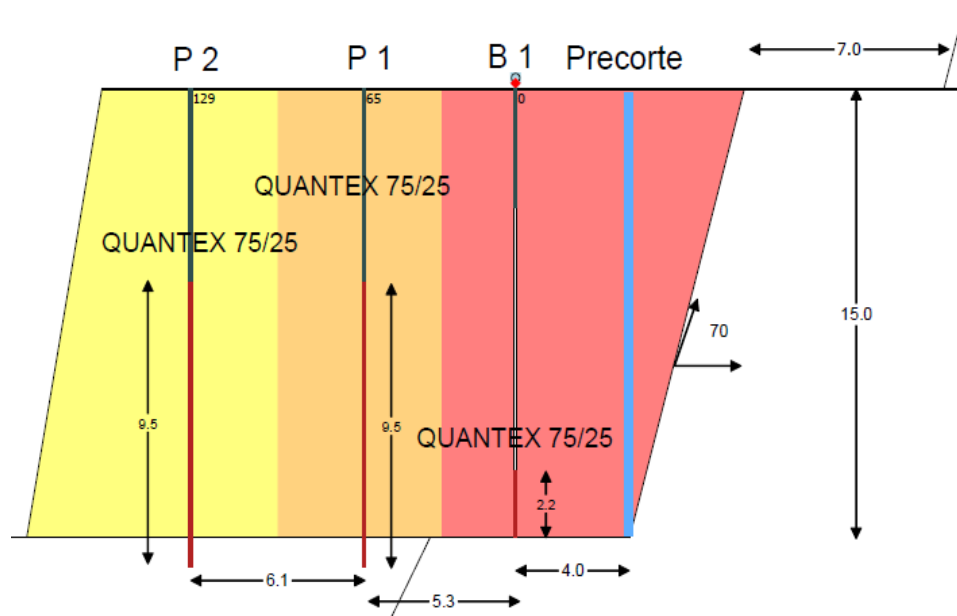
Tabla 9:

Parámetros de diseño del caso base Fase 6B2

Taladro	Diámetro (mm)	Tipo explosivo	Lc	Q Kg	Burden (m)
P2	311	Quantex® 75/25	9.5	905	
P1	311	Quantex® 75/25	9.5	905	6.1
B1	311	Quantex ® 75/25	2.2	209	5.3
Pre-corte	127		Sin carga		4.0

Figura 10:

Carga de malla y burden de contorno base F6B2



Simulación de diseños de base y comparación con diseños propuestos

Fase 5

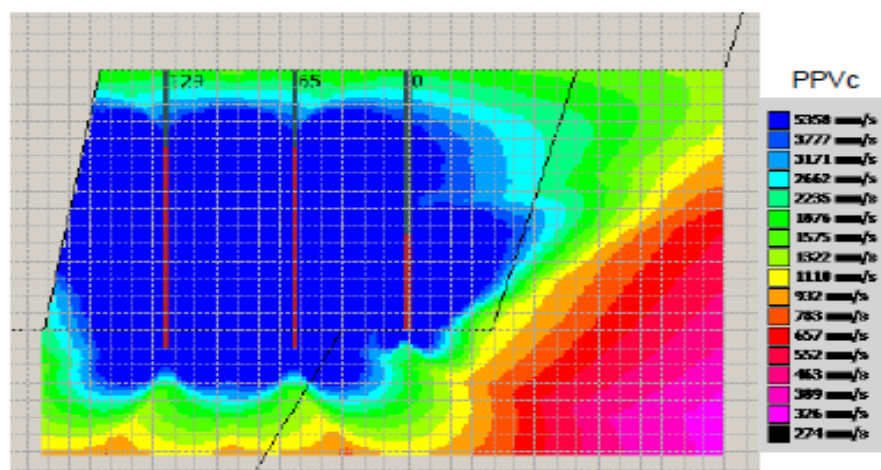
Con los diseños precedentes se simuló en el software BDA® la malla de contorno y el alcance de la vibraciones en el talud, esta simulación nos permite evaluar el grado de energía entregada en términos de velocidad pico partícula (PPV), que mide el desplazamiento máximo de la partícula (peak) en la onda que se desplaza a través del macizo rocoso, este desplazamiento y el pico generado es responsable del daño o no daño del macizo rocoso, existiendo un valor límite que se expresa en milímetros sobre segundo (mm/seg.). Entonces si controlamos este valor límite con la cantidad de explosivo detonado por un período de tiempo (carga actuante), podemos predecir el daño y lograr los parámetros planteados para el banco-berma diseñado.

En el caso base para la fase 5, la configuración de los taladros y cargas propuestas en el diseño planteado se muestran en la figura 9, donde se considera un taladro de pre-corte sin carga y con burden a la línea de amortiguación (B1)

de 4m perforados a 90°. Los taladros de amortiguación (B1) también verticales, son cargado con 209 kg de, estos tienen un burden de 5.3 m con el taladro de producción (P1), que tiene un burden incrementado de 6.1 m con referencia al taladro de producción (P2), ambos son perforados a 90° y se cargan con 1095 kg de un “ANFO pesado” cuya proporción es 75% de emulsión matiz y 25% de ANFO (QUANTEX®).

Los niveles de PPV de la detonación secuencia de la malla según la figura.11. Como se observa en la simulación, y considerando que cada cuadrícula del grafico equivale a 1m, la mayor energía producida es de 5358 mm/s y se distribuye entre los taladros cargados (P2) y (B1), cuando pasa el taladro de pre corte sin carga, la energía empieza a bajar de forma irregular a 3777 mm/s y 3371 mm/s, aunque en la parte media baja de la cara del banco propuesto (línea oblicua) la energía el PPV más alto (5358mm/s) esta sobre la línea de diseño de la cara de banco, esto indica que se puede dañar este segmento de la cara del banco, además el segundo y tercer valor del PPV sobre pasa la línea de cara del banco lo que supone un daño al momento de la voladura. En la cresta y toe los PPV descienden hasta 1332 mm/seg. este valor nos lleva a pensar que la probabilidad de daño es mucho menor

Figura 11:
Resultados de la simulación de PPVc en software BDA, para diseño de Fase5



Después del análisis de vibraciones en la figura 11, se propone rediseñar las cargas y la malla para no dañar el área central de la cara del banco, que de

acuerdo con el análisis de halos de energía del caso base sufre un daño en el sector medio.

La velocidad pico partícula (PPV) alcanzada en los taladros de producción es 5358 mm/m, (área azul en la fig. 11), si calculamos el PPV limite teórico ($PPV_{lim} = PPV/4$) este debe ser 1339 mm/s que según el grafico 11 se debería cumplir en el medio del taladro de pre-corte (área verde). Lo anterior indica que se debe recalcular la carga del taladro de amortiguación B1.

Este recalcu se hace usando la ecuación (3) del marco teórico y las características del macizo presentadas en la tabla 4. La nueva carga es 437 kg de un explosivo de menor potencia, pero con densidad mayor a 1gr/cc debido a la presencia de agua en los taladros (Flexigel ®100), y esto nos da una longitud de carga de 5.5 m en el taladro de amortiguación (B1), por este incremento de carga se decide eliminar el taladro de pre-corte.

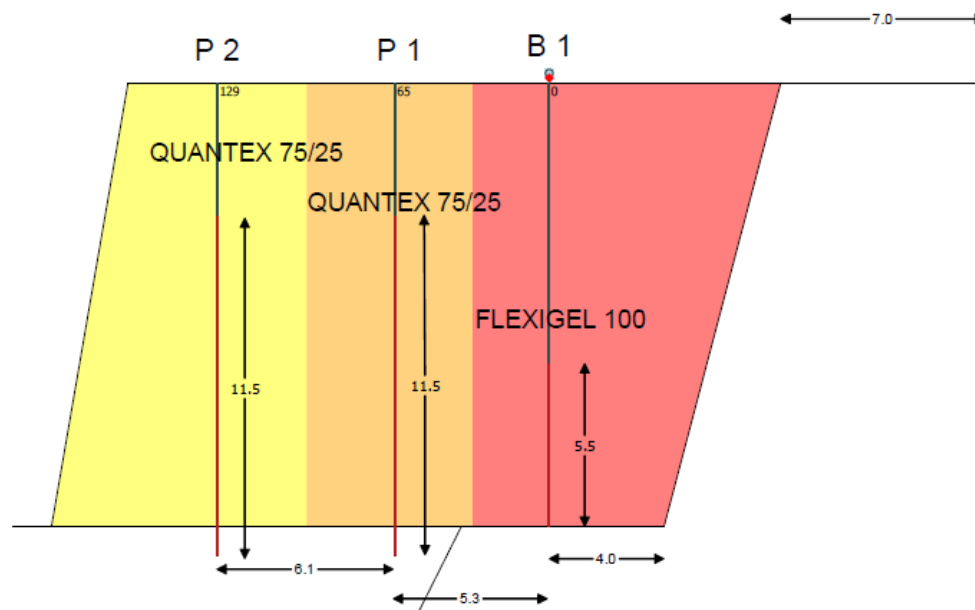
Tabla 10:

Parámetros de rediseño Fase 5

Taladro	Diámetro mm	Tipo explosivo	Lc	Q Kg	Burden (m)
P2	311	Quantex® 75/25	11.5	1095	
P1	311	Quantex® 75/25	11.5	1095	6.1
B1	127	Flexigel ® 100	5.5	437	5.3

En la siguiente figura se esquematiza el nuevo diseño para la fase 5

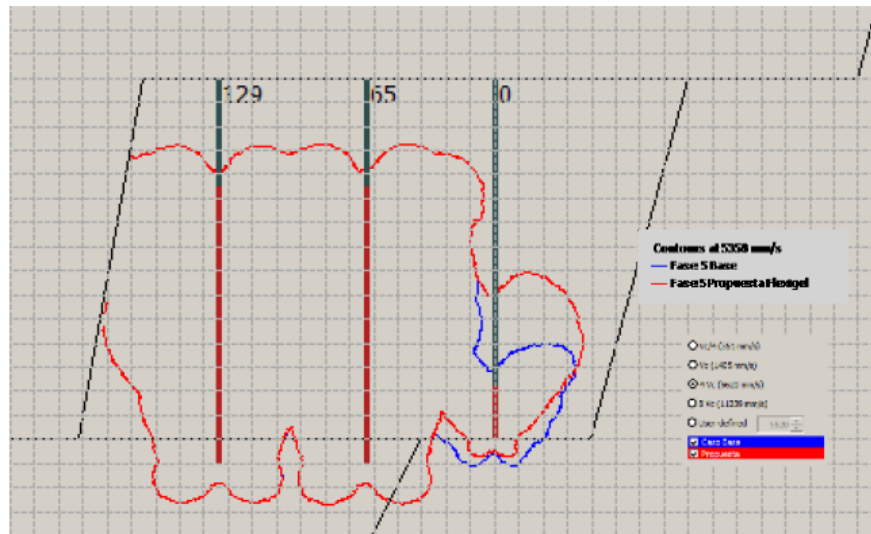
Figura 12:
Carga de malla rediseñada para Fase 5



En la figura 13, se muestra la superposición de los halos de energía entre el caso base para la fase 5 (línea azul) y la propuesta de cambio de carga explosiva en el taladro B1 (línea roja), además de la eliminación del pre-corte nos indica que: Si consideramos la vibración producida por los taladros de producción P1 y P2, alcanza 5358 mm/seg y la vibración real del explosivo de baja potencia que es de 1322 mm/seg. Se aprecia un retroceso de la línea de afectación de aproximadamente 1.5 m de la cara del banco (considerando la cuadrícula que es de 1m x 1m), de esto deducimos que no hay daño en el talud final y que los parámetros Banco-berma planteados en la tabla 6 de la línea base de diseño se deberían lograr en todos los sectores de la fase 5.

Figura 13:

Superposición del caso base y diseño propuesto para la fase 5



Fase 6B2

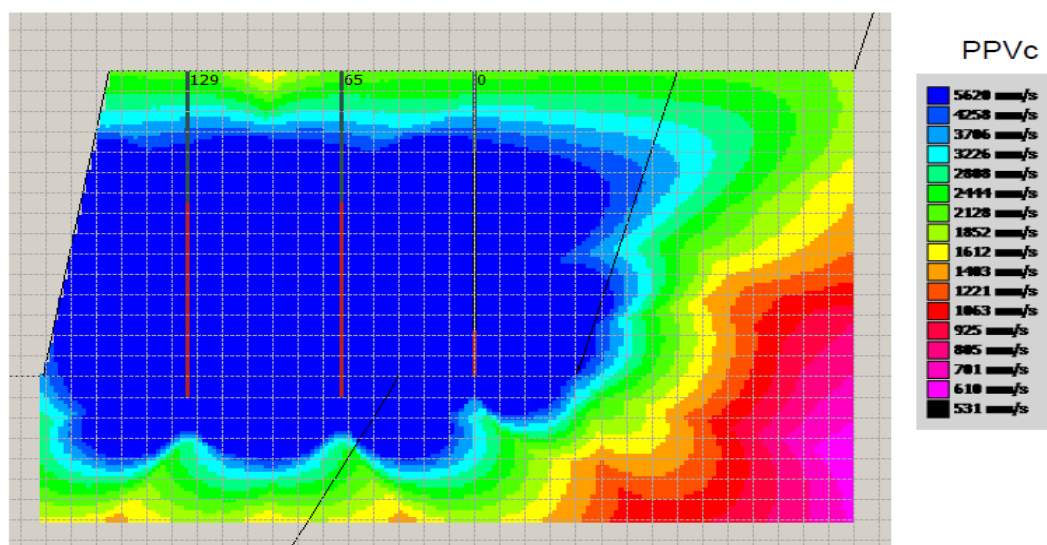
En el caso base para la fase 6B2, la configuración de los taladros y cargas propuestas en el diseño planteado se muestran en la figura 10, donde se considera un taladro de pre-corte sin carga y con burden a la línea de amortiguación (B1) de 4m perforados a 90°. Los taladros de amortiguación (B1) también verticales, son cargado con 209 kg de, estos tienen un burden de 5.3 m con el taladro de producción (P1), que tiene un burden incrementado de 6.1 m con referencia al taladro de producción (P2), ambos son perforados a 90° y se cargan con 905 kg de un “ANFO pesado” cuya proporción es 75% de emulsión matiz y 25% de ANFO (QUANTEX®).

Los niveles de PPV de la detonación secuencia de la malla se aprecian en la fig.14, como se observa en la simulación, y considerando que cada cuadrícula del grafico equivale a 1m, la mayor energía producida es de 5620 mm/s y se distribuye entre los taladros cargados (P2) y (B1), cuando pasa el taladro de pre-corte sin carga, la energía empieza a bajar de forma regular a 4258 mm/s y 3706 mm/s, esta energía daña toda la cara del banco que está representada por una línea negra oblicua.

El comportamiento de los halos de energía en este caso base nos indica que debemos rediseñar las cargas para poder alcanzar los parámetros descritos en la tabla 6 y lograr la estabilidad a largo plazo del talud en la fase 6B2.

Figura 14:

Resultados de la simulación de PPVc en software BDA, para diseño de Fase 6B2



La carga del taladro de amortiguación B1 se recalcula usando la ecuación (3) del marco teórico y las características del macizo presentadas en la tabla 4.

La nueva carga es 437 kg de un explosivo de menor potencia, pero con densidad mayor a 1gr/cc debido a presencia de agua en los taladros (Flexigel®100) y esto no da una longitud de carga de 5.5 m en el taladro de amortiguación (B1), por este incremento de carga se decide eliminar el taladro de pre-corte.

Tabla 11:

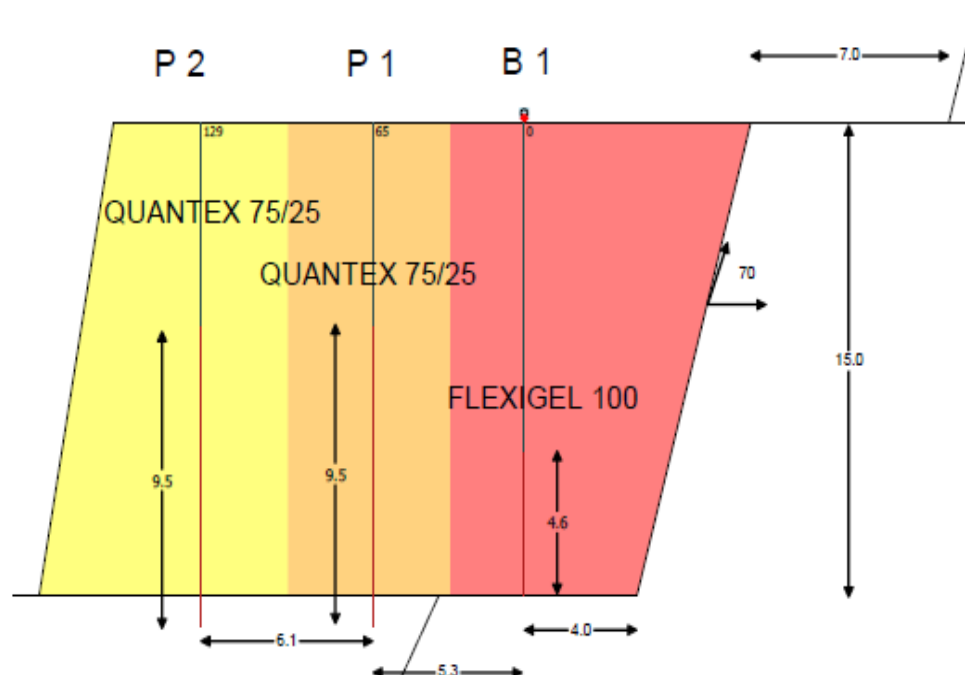
Parámetros de rediseño Fase 6B2

Taladro	Diámetro (mm)	Tipo explosivo	Lc	Q Kg	Burden (m)
P2	311	Quantex® 75/25	9.5	905	
P1	311	Quantex® 75/25	9.5	905	6.1
B1	127	Flexigel ® 100	4.6	358	5.3

En la siguiente figura se esquematiza el nuevo diseño para la fase 6B2

Figura 15:

Carga de malla rediseñada para Fase 6B2

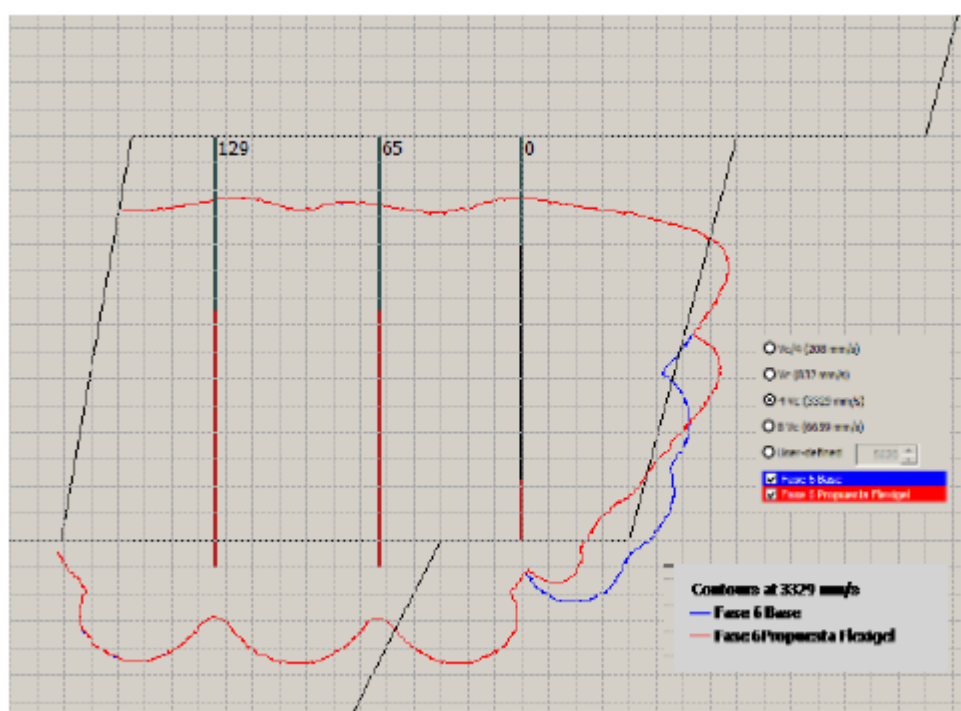


La superposición, que se muestra en la Figura 16, de los halos de energía entre el caso base para la fase 6B2 (línea azul) y la propuesta de cambio de carga explosiva en el taladro B1 (línea roja), además de la eliminación del pre-corte nos indica que:

Si consideramos la vibración producida por los taladros de producción P1 y P2, alcanza 5620mm/seg. y la vibración del explosivo de baja potencia que es de 3329 mm/seg, se aprecia un retroceso de la línea de afectación sobre pasa ligeramente la línea de diseño de la cara del banco, sin embargo, esto sucede desde el toe hasta la cresta de una forma homogénea y es una vibración que está dentro del rango de deformación, según la evaluación con la ecuación (3), esto nos indica que se logra los parámetros de diseño berma-banco de la tabla 6.

Figura 16:

Superposición del caso base y caso propuesto para la fase 6B2



4.1.2. Conciliación geotécnica

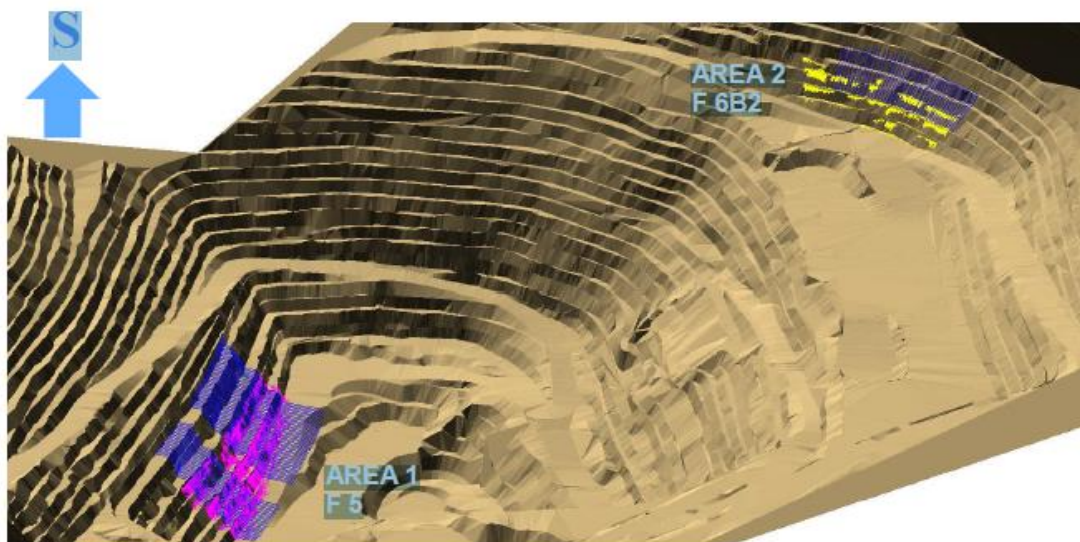
La conciliación geotécnica (CG) de los taludes es un proceso que evalúa los diseños propuestos de por planeamiento mina mediante la comprobación geométrica del resultado constructivo del banco-berma en las fases de minado del tajo. Este resultado es fundamental para la estabilidad de los taludes, sin embargo, debido a que el ángulo final del pit define la extracción de todas las reservas calculadas a largo plazo.

El proceso para lograr la conciliación geotécnica diseñada por el departamento de planeamiento a largo plazo de SPCC es como sigue:

- a) Se definen áreas y bancos para la conciliación geomecánica,
- b) Se escanea las paredes con un equipo laser MDL Quarryman Pro-LR 1200
- c) Se elabora los perfiles cada 5 metros sobre áreas definidas, con una precisión del escáner de 0.3 m como nube de puntos,
- d) Se ingresa información de perfiles, diseño banco-berma y real (áreas escaneadas),
- e) Se hace el análisis estadístico de los perfiles.

En la siguiente captura de pantalla, Figura 17, se ven las áreas del tajo estudiadas, el escaneo de estas áreas nos muestra un modelo en 3D y nos servirá para la conciliación geotécnica respectiva

Figura 17:
Modelo en 3D del tajo y áreas para la conciliación geotécnica,



Nota: Modelamiento software DBA

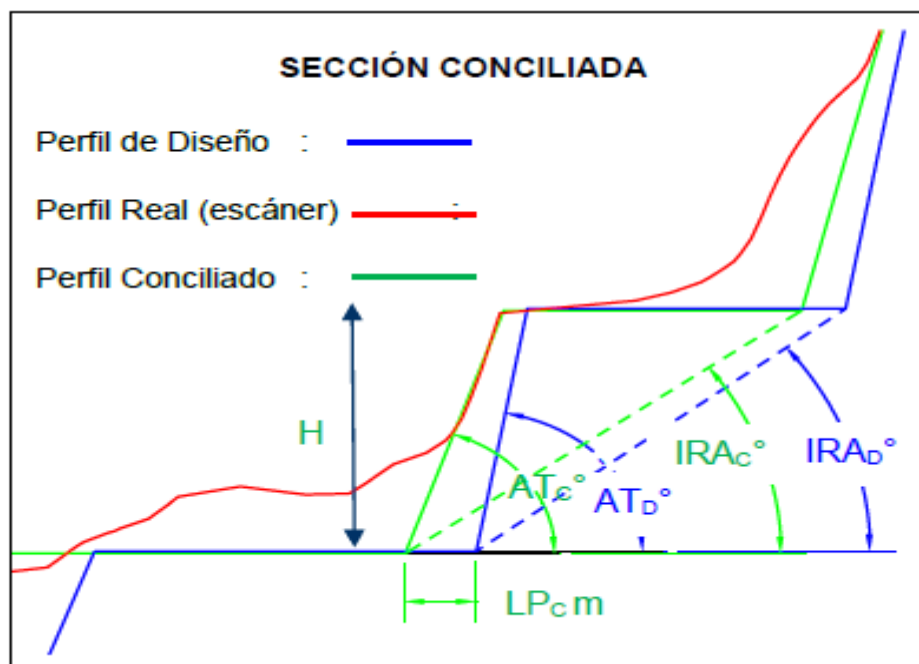
El logro del ángulo del pit planeado, es el resultado de la buena construcción de los bancos bermas que incluye los parámetros como: Línea de programa (LP), Ángulo de Talud (AT) y Ángulo inter-rampa (IRA). En la conciliación geométrica se evalúa

- i. Línea de programa (LP), con LP_C m: Diferencia en metros de LP entre el perfil Conciliado y de Diseño.
- ii. Angulo de Talud (AT), con AT_C° : Angulo de Talud Conciliado y AT_D° : Angulo Talud de Diseño.
- iii. Angulo Inter rampa (IRA), con IRA_C° : Angulo Inter rampa Conciliado e IRA_D° : Angulo Inter rampa de Diseño.

El esquema para la conciliación en los taludes se muestra en la siguiente figura:

Figura 18:

Esquema de conciliación de taludes, elaboración propia



Nota: se compara la línea real escaneada con las líneas de diseño

4.1.3. Evaluación de resultados

4.1.3.1. Evaluación estadística de resultados

Los datos se tabularán para ser relacionados en un modelo de Correlación lineal. Debido a que tenemos dos variables dependientes: energía del explosivo (e), que ha sido evaluada mediante los halos de energía por el valor de PPVc, y condiciones del macizo rocoso (r) que definen los parámetros LP, AT e IRA; dónde X (línea media) es la variable más importante y está correlacionada a los valores del ángulo del talud y del ángulo inter-rampa, que a su vez son producto de la energía transmitida en la voladura. Esta relación explica la variable independiente; resultado constructivo Berma-Banco (Bb) como una ecuación:

$$Bb=e+rX$$

con el objetivo de que $\sum_{i=1}^l \sum_{j=1}^K (Bb_j - (e + rX_i))^2 * n_{ij}$ sea mínimo, entonces debemos encontrar los parámetros de energía de explosivo (e) y condiciones del macizo rocoso (r) que minimicen la ecuación.

Los resultados de energía de explosivo ya fueron determinados y simulados y se muestran en las figuras 11 y 14. Estos se deben correlacionar con los parámetros geométricos, que son resultado de la entrega de explosivo al macizo rocoso con el diseño requerido, LPC, ATC°/ATD° y IRAC°/IRAD°.

El LPC, ATC° y IRAC° se evalúan mediante el escaneo mediante laser de las paredes detonadas, para esto se establece tolerancias de diseño máximas permisibles que cumplan con las condiciones de estabilidad y obtención del ángulo final de la mina (ángulo del pit final), estas tolerancias se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 12:

Tolerancias para los parámetros de diseño

Línea programa	Ángulo de talud	Ángulo Inter rampa
+/- 1-2 m	+/- 5-10°	+/- 1-2 °

4.1.3.2. Análisis con láser de taludes, determinación estadística de parámetros Banco-Berma y conciliación geotécnica de la fase 5.

La litología predominante en esta fase latita potásica que, como se ve en la fotografía, ha sido interceptada por una cuña, sector donde no es posible lograr los parámetros banco-berma establecidos por lo que no será conciliado como se muestra en la figura 19.

Figura 19:

Escaneo de taludes en fase 5, se observa la cuña que intercepta un sector del talud



En los demás sectores se han considerado 66 secciones cada una de 5 m, y se han escaneado obteniendo los resultados que se muestran en la tabla 11 que demuestran que de acuerdo con la simulación halos de energía que se traducen en de niveles de vibraciones con su respectivo alcance hacia su diseño banco-berma, se aprecia una mejor distribución de la energía hacia el

talud con una geometría más uniforme cuando se utiliza explosivos de menor potencia, en los taladros de amortiguación (B1).

De acuerdo con lo mostrado en la figura 18, en la fase 5 en general, presenta una condición de sus taludes desfavorable para la estabilidad y logro del pit final porque:

- i. Existe alto nivel y grado de fracturas en los bancos post detonación en toda la extensión del talud evaluado.
- ii. Presenta de bloques destrabados en la cresta del talud con alta probabilidad de caída.
- iii. Tiene una geometría irregular del talud con sobre quiebre de la línea de cresta.

Con los datos evaluados estadísticamente y mostrados en la tabla 11, se realiza la conciliación geotécnica del talud y se determina las siguientes características en el control de su diseño constructivo banco-berma.

En general el banco 2995 presenta una sub-excavación (LP), no alcanzando su diseño en aproximadamente 1 m (como promedio), el banco 3010 presenta en general una sobre y sub-excavación (LP), también muy cercana a su tolerancia (1.3 m como promedio) y representa un buen valor. El banco 3025 presenta en casi su totalidad una condición sobre excavada (LP) sobrepasando su diseño en promedio 1.9 m, Para los tres bancos evaluados su AT presenta valores de media más bajos que los de su diseño y se encuentra dentro de las tolerancias definidas, su IRA también más bajo y fuera de las tolerancias comúnmente aceptadas para esa calidad de roca, condición que debe ser mejorada. Aun así, al presentar valores de IRA más bajos que los de su diseño, el sistema banco-berma genera una mejor estabilidad y baja la probabilidad de ocurrencia y activación de mecanismos de falla.

Tabla 13:

Resultados estadísticos de parámetros

Fase 5	Línea Programada			Angulo de talud			Angulo Inter rampa				
	m										
Banco	Med.	Min.	Max.	Diseño	Med.	Min.	Max	Diseño	Med.	Min	Max
2995	1	0	1.9	65	61	50	73	42	39	38	40
Varia	-1	-3.6	0								
3010	1.5	0	3.2	65	61	47	72	42	39	38	41
Varia	-1.3	-3.6	0								
3025	0	0	1	65	66	49	76	42	39	38	43
varia	-1.9	6	0								

Los resultados gráficos de esto se pueden apreciar en el perfil de escaneo con láser y en el modelo 3D generado por el software de las figuras siguientes.

Figura 20:

Líneas de perfil del talud diseño, conciliación y reales evaluadas en el software BDA

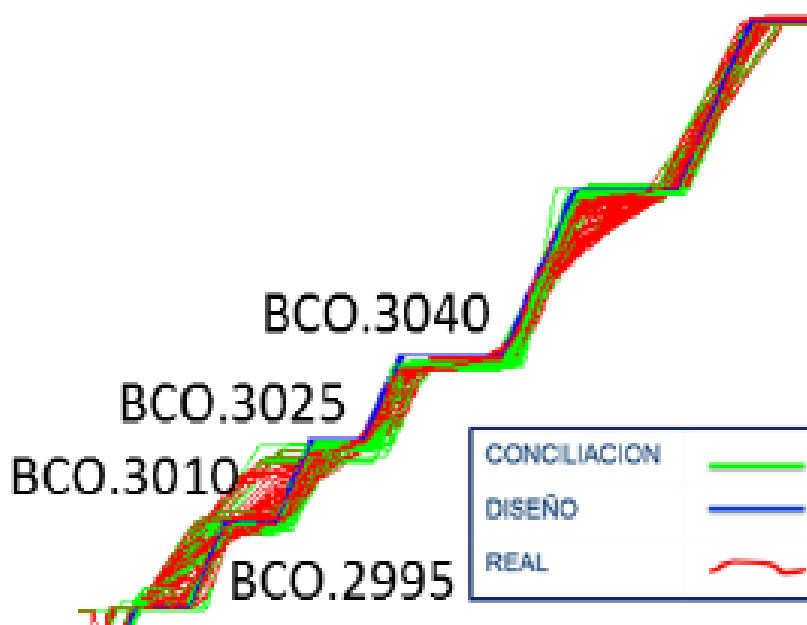
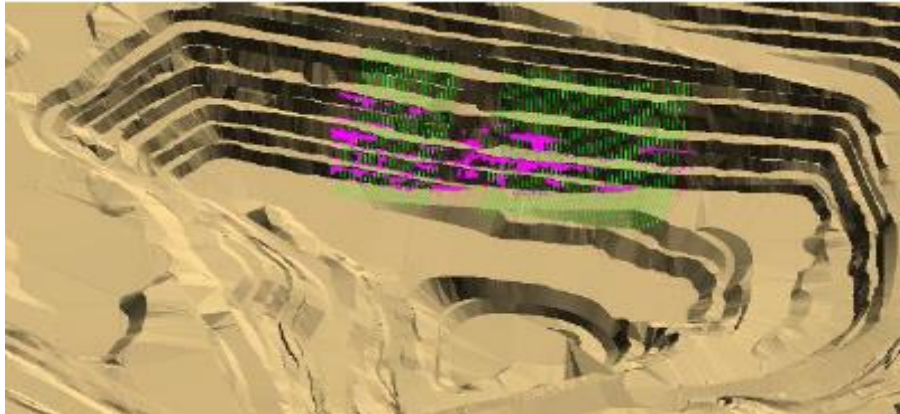


Figura 21:

Simulación en 3D del talud fase 5 evaluadas con escaneo laser



4.1.3.3. Análisis con láser de taludes, determinación estadística de parámetros Banco-Berma y conciliación geotécnica de la fase 6b2

La litología predominante en esta fase 6B2 es Riolita porfirítica, que está próxima a la intersección con una falla mayor en el sur del tajo

Figura 22:

Escaneo de taludes en fase 6B2



En este sector se han considerado 45 secciones cada una de 5 m, y se han escaneado obteniendo los resultados que se muestra en la tabla 11 que demuestran que de acuerdo con la simulación halos de energía que se traducen en de niveles de vibraciones con su respectivo alcance hacia su diseño banco-berma, se aprecia una mejor distribución de la energía hacia el talud con una geometría más uniforme cuando se utiliza explosivos de menor potencia, en los taladros de amortiguación (B1).

La fase 6B2 en general, presenta una condición de sus taludes favorable para la estabilidad y logro del pit final por que

- i. Presenta de bajo nivel de bloques preformados que puedan caer.
- ii. Geometría de la cresta controlada por una condición estructural sub paralela al diseño y el ángulo del talud.

Con los datos evaluados estadísticamente y mostrados en la tabla 14, se realiza la conciliación geotécnica del talud y se determina las siguientes características en el control de su diseño constructivo banco-berma.

El banco 3325 presenta una condición irregular del logro de LP generando un sobre y sub-excavación en toda el área evaluada con valores de 1.0 y 2.8 m respectivamente, el banco 3340, prácticamente en su totalidad género en toda su extensión una sobre excavación promedio de 1.7 m (LP), dentro de su tolerancia estimada. Para el banco 3355 también se da una condición de sobre excavación (LP) de 1.4 m como promedio.

Para los parámetros de AT e IRA, se advierte un buen logro en el último banco desarrollado (3325) con valores de 58° y 45° respectivamente, logrando resultados dentro de las tolerancias comúnmente utilizadas. Los otros 2 bancos (3340-3355) se encuentran entre las tolerancias comúnmente aceptadas y aún pueden ser mejoradas.

Tabla 14:

Resultados estadísticos de parámetros

Fase	Línea Programada			Angulo de talud			Angulo Inter rampa				
6B2	m										
Banco	Med.	Min.	Max.	Diseño	Med.	Min.	Max	Diseño	Med.	Min	Max
3325	2.8	0	9	60	58	38	69	45	45	42	48
Varia	-1	-2	0								
3340	1.5	1.1	1.9	60	65	53	73	45	47	46	49
Varia	-1.7	-4	0								
3355	1	0	2.4	60	64	52	72	45	47	46	49
varia	-1.4	3.5	0								

Los resultados gráficos de esto se pueden apreciar en el perfil de escaneo con láser para la fase 6B2 y en el modelo 3D generado por el software de las figuras siguientes.

Figura 23:

Perfil de conciliación fase 6B2, línea de diseño, de conciliación y real

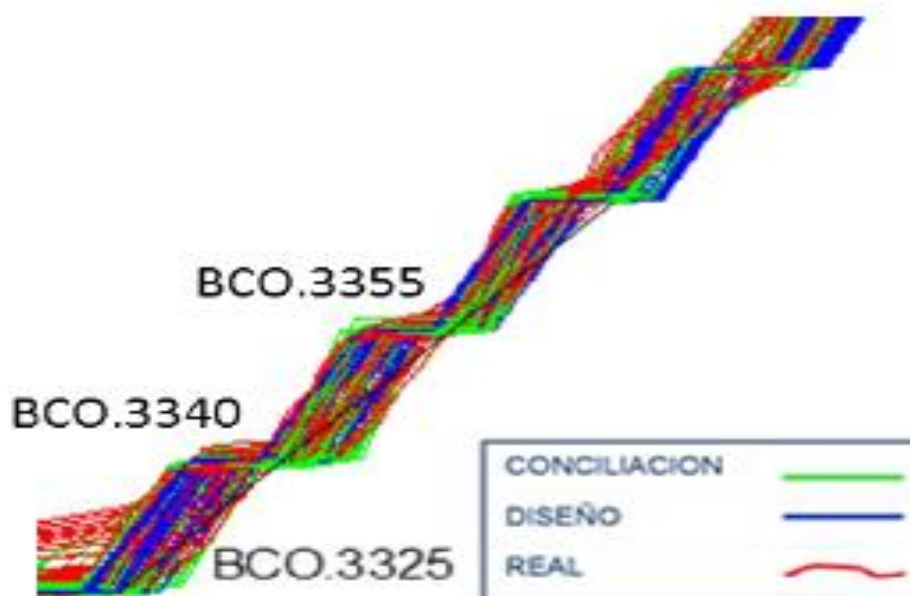
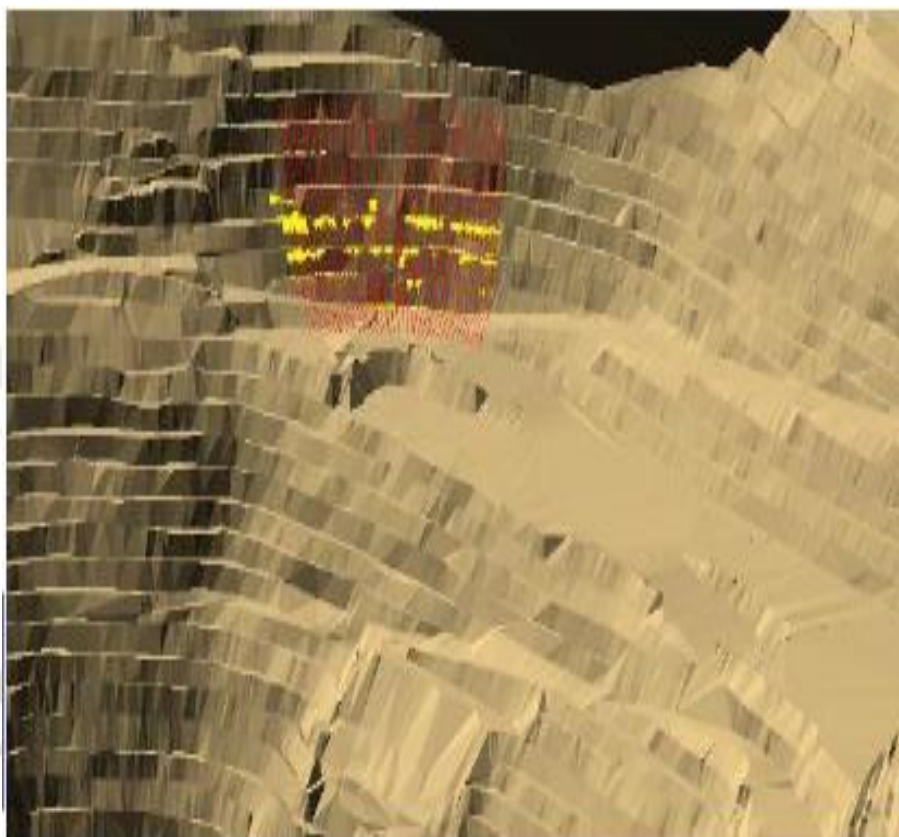


Figura 24:

Simulación en 3D del escaneo en la fase 6B



Nota: los escaneos se hacen MDL Quarryman Pro-LR 1200

4.1.3.4. Análisis de las secciones de los perfiles de la Fase 5

A continuación, se muestran los resultados obtenidos en el análisis de los perfiles de la Fase 5 para la conciliación geotécnica respectiva y comprobación geométrica del resultado constructivo banco-berma.

Figura 25:
Resultados del escaneo de las 66 secciones de los bancos 2995-3010-3025
de la Fase 5 con el laser MDL Quarryman Pro-LR 1200

medicion	Banco	Lin progra	medicion	Banco	Linea programada	Angulo Talud	Angulo Inter rampa
1	2995	1.7	1	3010	2.89	56	41
2	2995	1.0	2	3010	3.04	64	38
3	2995	1.1	3	3010	2.80	69	40
4	2995	1.0	4	3010	2.40	54	39
5	2995	1.6	5	3010	3.20	60	38
6	2995	1.8	6	3010	2.40	72	40
7	2995	1.6	7	3010	1.92	47	38
8	2995	1.0	8	3010	1.07	50	39
9	2995	1.4	9	3010	1.98	54	38
10	2995	1.4	10	3010	1.20	65	39
11	2995	1.6	11	3010	2.00	71	39
12	2995	1.7	12	3010	1.29	65	40
13	2995	1.4	13	3010	1.76	66	40
14	2995	1.3	14	3010	1.75	72	39
15	2995	1.9	15	3010	1.19	57	39
16	2995	1.3	16	3010	1.38	57	39
17	2995	1.7	17	3010	1.60	53	38
18	2995	1.7	18	3010	1.73	54	38
19	2995	1.4	19	3010	1.06	49	40
20	2995	1.6	20	3010	1.84	51	40
21	2995	1.6	21	3010	1.12	51	38
22	2995	1.9	22	3010	1.06	51	40
23	2995	1.9	23	3010	1.50	47	38
24	2995	1.4	24	3010	1.55	56	39
25	2995	1.9	25	3010	1.27	55	38
26	2995	1.7	26	3010	1.74	63	39
27	2995	1.9	27	3010	1.21	71	39
28	2995	1.6	28	3010	1.18	50	40
29	2995	1.7	29	3010	1.91	47	38
30	2995	1.8	30	3010	1.08	52	39
31	2995	1.1	31	3010	1.20	59	40
32	2995	1.9	32	3010	1.47	62	39
33	2995	1.6	33	3010	1.26	56	40
34	2995	1.4	34	3010	1.23	59	41
35	2995	1.1	35	3010	1.56	63	38
36	2995	1.0	36	3010	2.00	72	38
37	2995	1.0	37	3010	1.15	66	38
38	2995	1.8	38	3010	1.38	71	39
39	2995	1.7	39	3010	1.02	53	41
40	2995	1.7	40	3010	1.38	50	41
41	2995	1.0	41	3010	1.96	52	41
42	2995	1.3	42	3010	1.32	49	39
43	2995	1.0	43	3010	1.53	51	41
44	2995	1.4	44	3010	1.01	62	38
45	2995	1.0	45	3010	1.74	58	38
46	2995	1.1	46	3010	1.43	68	38
47	2995	1.9	47	3010	1.43	57	41
48	2995	1.9	48	3010	1.35	71	41
49	2995	1.1	49	3010	1.54	71	39
50	2995	1.0	50	3010	1.64	59	40
51	2995	1.7	51	3010	2.00	51	39
52	2995	1.9	52	3010	1.07	56	40
53	2995	1.9	53	3010	1.06	71	39
54	2995	0.9	54	3010	1.19	47	39
55	2995	1.3	55	3010	2.00	56	40
56	2995	1.1	56	3010	1.44	52	39
57	2995	1.3	57	3010	2.00	47	38
58	2995	1.3	58	3010	1.23	48	41
59	2995	1.0	59	3010	2.00	50	39
60	2995	1.6	60	3010	1.50	53	40
61	2995	1.0	61	3010	1.28	53	39
62	2995	1.4	62	3010	3.00	48	40
63	2995	1.1	63	3010	1.30	67	39
64	2995	1.0	64	3010	1.51	52	39
65	2995	1.6	65	3010	2.00	49	40
66	2995	1.3	66	3010	2.00	49	38

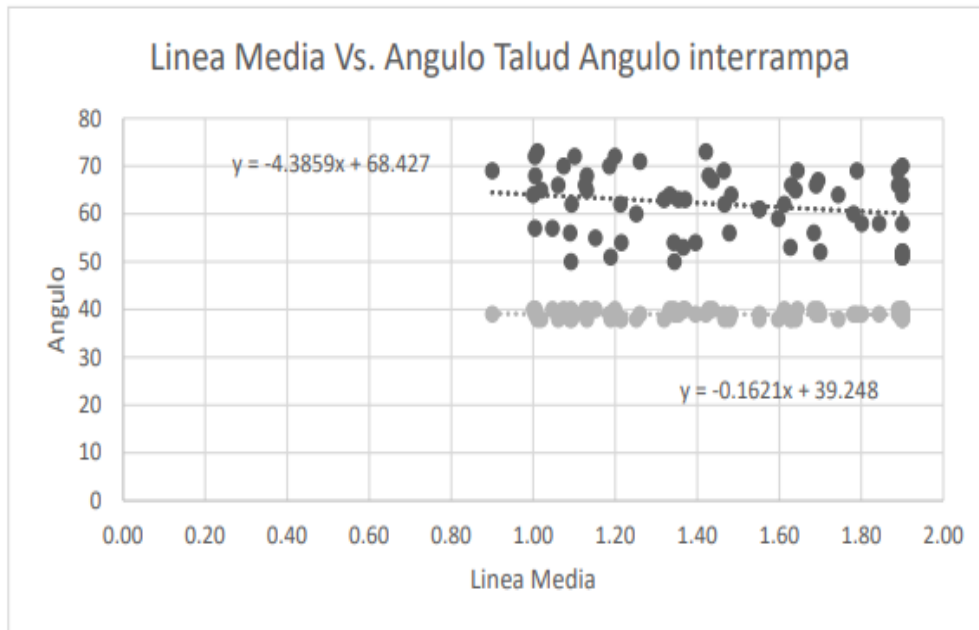
medicion	Banco	Linea programada	Angulo Talud	Angulo Inter rampa
1	3025	0.01	75	38
2	3025	0.31	50	40
3	3025	0.75	51	38
4	3025	0.57	74	41
5	3025	0.49	67	41
6	3025	0.30	57	40
7	3025	0.92	62	41
8	3025	0.61	61	39
9	3025	0.57	75	39
10	3025	0.26	51	41
11	3025	0.18	51	39
12	3025	0.33	73	41
13	3025	0.52	74	41
14	3025	0.29	69	40
15	3025	0.06	50	38
16	3025	0.38	76	41
17	3025	0.03	71	40
18	3025	0.60	49	39
19	3025	0.02	52	41
20	3025	0.05	53	38
21	3025	0.84	62	40
22	3025	0.63	65	39
23	3025	0.81	72	40
24	3025	0.50	63	40
25	3025	0.29	72	39
26	3025	0.85	67	39
27	3025	0.12	59	41
28	3025	0.17	58	39
29	3025	0.24	68	39
30	3025	0.79	64	38
31	3025	0.61	72	41
32	3025	0.65	74	41
33	3025	0.22	51	38
34	3025	0.77	67	40
35	3025	0.35	49	39
36	3025	0.99	75	40
37	3025	0.39	76	39
38	3025	0.66	76	41
39	3025	0.94	62	41
40	3025	0.87	67	39
41	3025	0.62	54	40
42	3025	0.75	53	41
43	3025	0.15	56	41
44	3025	0.08	53	41
45	3025	0.49	56	39
46	3025	0.67	74	40
47	3025	0.52	67	39
48	3025	0.34	59	41
49	3025	0.52	67	38
50	3025	0.66	58	39
51	3025	0.01	66	38
52	3025	0.25	62	40
53	3025	0.49	64	39
54	3025	0.41	55	39
55	3025	0.89	73	40
56	3025	0.46	64	39
57	3025	0.07	49	39
58	3025	0.25	65	38
59	3025	0.78	64	40
60	3025	0.16	57	39
61	3025	0.86	75	39
62	3025	0.82	64	40
63	3025	1.00	50	43
64	3025	0.49	70	41
65	3025	0.11	74	38
66	3025	0.39	64	41

Figura 26:

Resultados del análisis gráfico de los perfiles de los bancos 2995-3010-3025 de la Fase 5

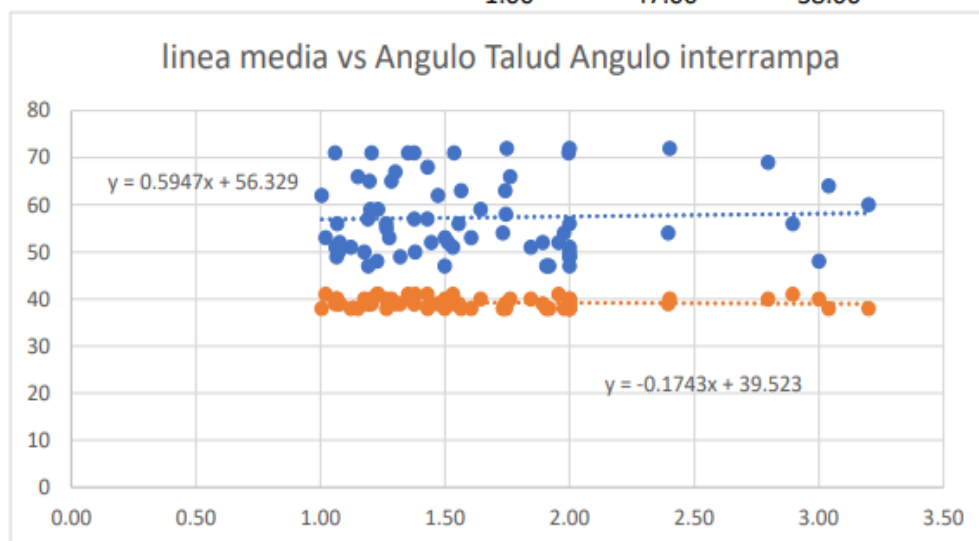
Banco 2995

Media	1.00	61.00	39.00
Max	1.90	73	40
Min	1.00	50.00	38.00



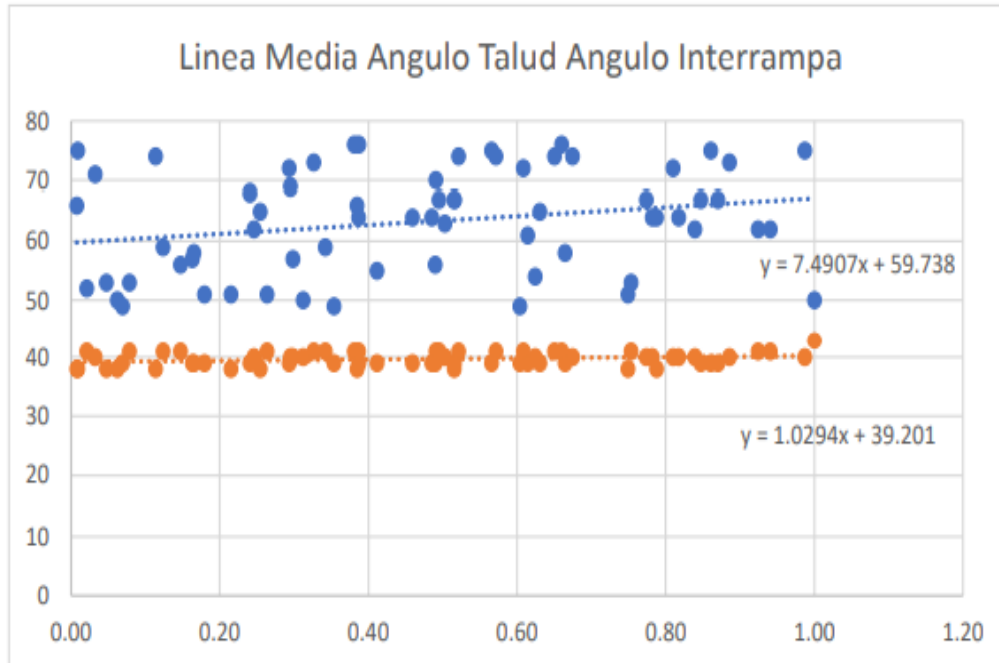
Banco 3010

1.50	56.00	39.00
3.20	72	41
1.00	47.00	38.00



Banco 3025

0.00	62.00	40.00
1.00	76	43
0.00	49.00	38.00



4.1.3.5. Análisis de las secciones de los perfiles de la Fase 6B2

A continuación, se muestran los resultados obtenidos en el análisis de los perfiles de la Fase 6B2 para la conciliación geotécnica respectiva y comprobación geométrica del resultado constructivo banco-berma.

Figura 27:
Resultados del escaneo de las 45 secciones de los bancos 3325-3340-3355
de la Fase 6B2 con el láser MDL Quarryman Pro-LR 1200

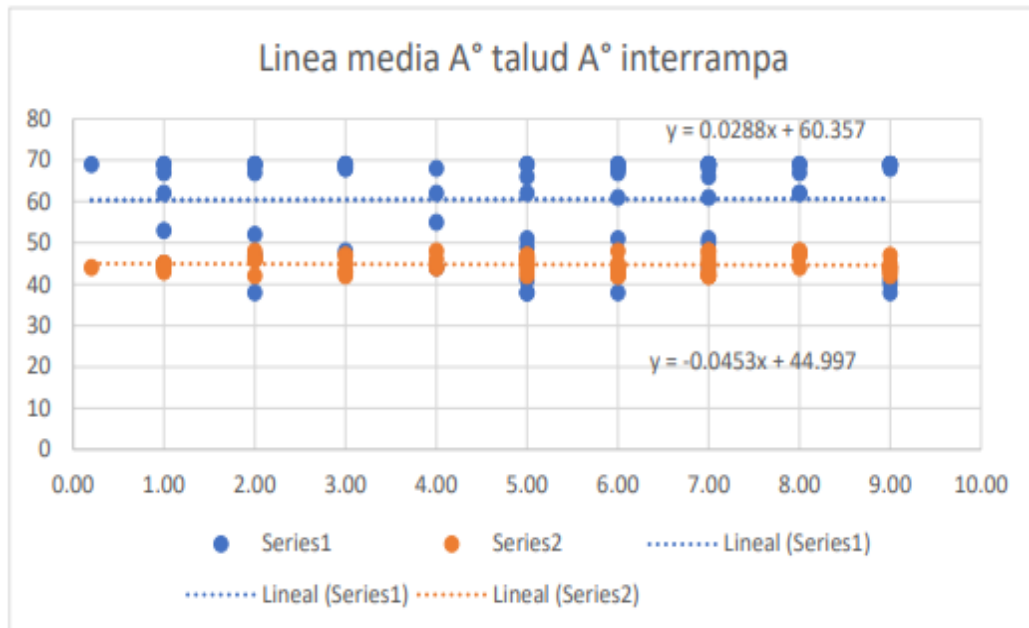
medicion	Banco	Linea programada	Angulo Talud	Angulo Inter rampa	medicion	Banco	Linea programada	Angulo Talud	Angulo Inter rampa	medicion	Banco	Linea programada	Angulo Talud	Angulo Inter rampa
1	3325	8.00	62	47	1	3340	1.90	55	48	1	3355	1.00	72	48
2	3325	8.00	69	48	2	3340	1.90	54	49	2	3355	1.00	72	47
3	3325	7.00	66	42	3	3340	1.10	61	48	3	3355	2.40	54	48
4	3325	8.00	69	42	4	3340	1.75	73	46	4	3355	1.00	61	47
5	3325	9.00	38	42	5	3340	1.25	65	49	5	3355	1.00	52	46
6	3325	6.00	61	42	6	3340	1.53	70	49	6	3355	2.40	72	47
7	3325	9.00	69	44	7	3340	1.10	64	48	7	3355	1.00	70	49
8	3325	9.00	40	43	8	3340	1.10	66	48	8	3355	2.40	58	46
9	3325	4.00	62	48	9	3340	1.80	70	48	9	3355	1.00	61	48
10	3325	7.00	49	45	10	3340	1.68	64	48	10	3355	0.10	56	46
11	3325	8.00	62	44	11	3340	1.90	72	49	11	3355	1.00	65	49
12	3325	5.00	51	47	12	3340	1.26	72	47	12	3355	1.00	69	49
13	3325	8.00	68	46	13	3340	1.57	65	49	13	3355	1.00	57	46
14	3325	6.00	41	47	14	3340	1.90	68	49	14	3355	1.00	65	47
15	3325	7.00	69	46	15	3340	1.72	53	48	15	3355	2.00	52	47
16	3325	2.00	38	42	16	3340	1.90	65	48	16	3355	1.00	68	49
17	3325	8.00	62	47	17	3340	1.65	62	46	17	3355	2.00	58	48
18	3325	8.00	44	44	18	3340	1.10	72	49	18	3355	1.00	68	46
19	3325	7.00	51	42	19	3340	1.53	58	46	19	3355	2.00	70	49
20	3325	5.00	69	46	20	3340	1.65	71	46	20	3355	1.00	66	47
21	3325	7.00	44	48	21	3340	1.10	64	47	21	3355	1.00	72	46
22	3325	1.00	53	45	22	3340	1.10	53	47	22	3355	1.00	57	47
23	3325	4.00	55	44	23	3340	1.55	55	46	23	3355	2.00	66	49
24	3325	7.00	69	43	24	3340	1.90	65	49	24	3355	1.00	65	49
25	3325	5.00	69	47	25	3340	1.55	66	47	25	3355	2.00	71	49
26	3325	9.00	69	44	26	3340	1.90	54	48	26	3355	2.00	58	48
27	3325	6.00	69	42	27	3340	1.75	62	48	27	3355	1.00	56	47
28	3325	2.00	67	48	28	3340	1.90	69	48	28	3355	2.00	71	46
29	3325	7.00	61	43	29	3340	1.52	54	46	29	3355	1.00	69	49
30	3325	9.00	68	44	30	3340	1.80	73	48	30	3355	1.00	53	46
31	3325	1.00	67	44	31	3340	1.57	63	48	31	3355	2.40	69	46
32	3325	7.00	69	45	32	3340	1.55	55	46	32	3355	2.40	55	46
33	3325	1.00	45	44	33	3340	1.30	53	46	33	3355	2.00	58	48
34	3325	6.00	69	42	34	3340	1.80	63	46	34	3355	1.00	67	47
35	3325	0.20	62	45	35	3340	1.10	53	48	35	3355	1.00	71	46
36	3325	1.00	69	45	36	3340	1.43	70	47	36	3355	2.00	63	48
37	3325	8.00	67	48	37	3340	1.52	63	47	37	3355	1.00	72	47
38	3325	7.00	38	43	38	3340	1.10	65	48	38	3355	1.00	72	47
39	3325	7.00	69	47	39	3340	1.72	56	47	39	3355	2.00	72	49
40	3325	9.00	68	44	40	3340	1.52	61	49	40	3355	1.00	72	46
41	3325	7.00	68	43	41	3340	1.80	63	47	41	3355	2.00	72	48
42	3325	1.00	69	43	42	3340	1.80	53	47	42	3355	1.00	72	46
43	3325	9.00	67	44	43	3340	1.80	67	46	43	3355	1.00	52	46
44	3325	9.00	68	45	44	3340	1.84	57	46	44	3355	1.00	64	46
45	3325	9.00	51	45	45	3340	1.12	69	46	45	3355	2.00	72	49

Figura 28:

Resultados del análisis gráfico de los perfiles de los bancos 3325-3340-3355 de la Fase 6B2

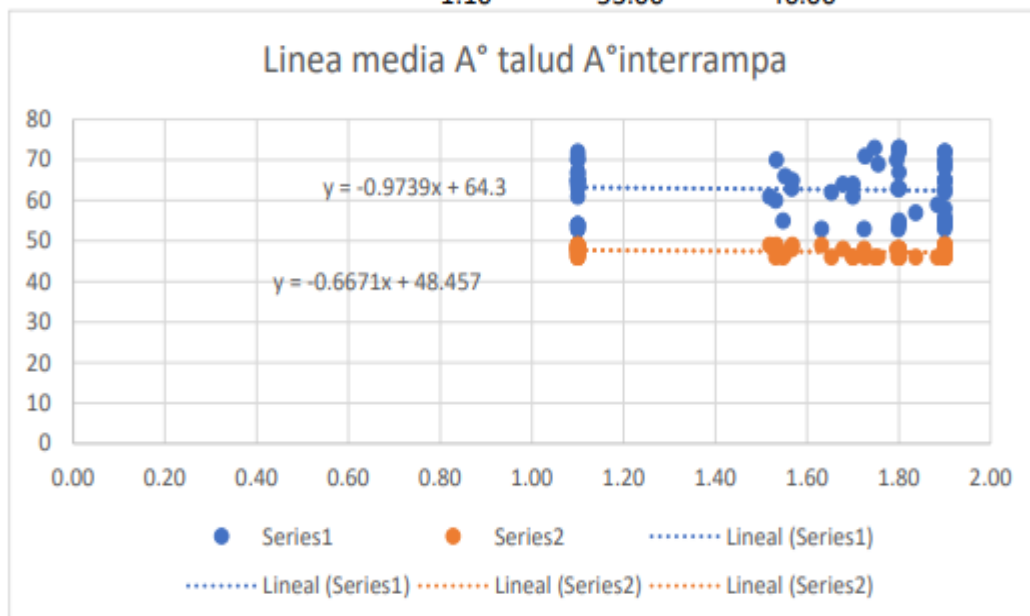
Banco 3325

2.80	58.00	45.00
9.00	69	48
0.00	38.00	42.00



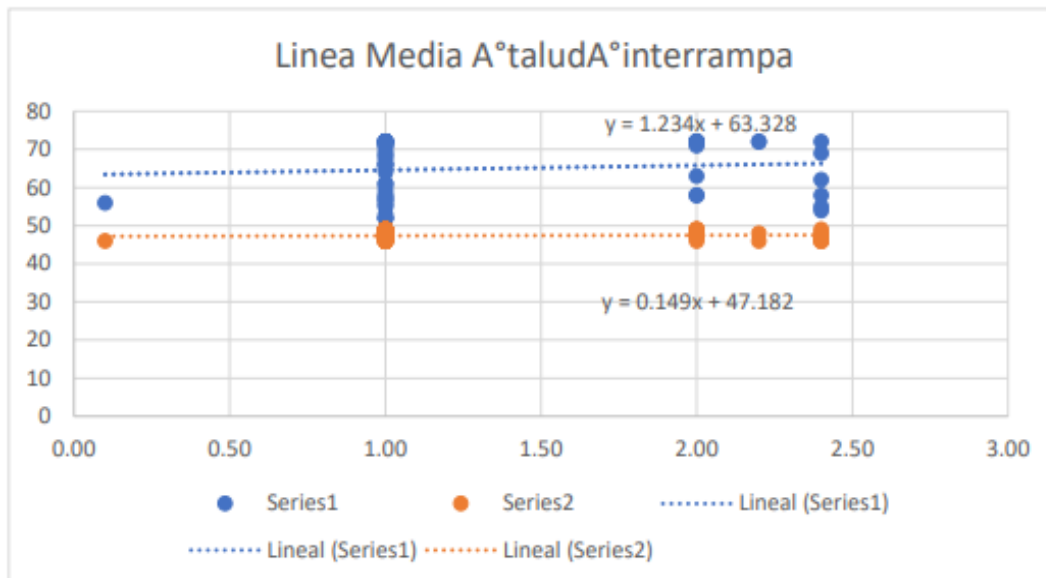
Banco 3340

1.50	62.00	47.00
1.90	73	49
1.10	53.00	46.00



Banco 3355

1.00	64.00	47.00
2.40	72	49
0.00	52.00	46.00



4.1.3.6. Análisis de costo beneficio

Con el presente estudio de investigación para lograr los parámetros geométricos del resultado constructivo banco-berma en los bancos 2995-3010-3025 de la Fase 5 y de los bancos 3325-3340-3355 de la Fase 6B2, mediante el rediseño de configuración de carga de las mallas de contorno con un explosivo de menor potencia (Flexigel 100®), se tiene una disminución en los costos de perfilación de 0.61 \$/TM.

perfilar con perforación y voladura 0.25 \$/TM	perfilar con retroexcavadora 0.86 \$/TM
---	--

Fuente: Planeamiento Mina

CONCLUSIONES

1. Existe una relación directa entre la energía aplicada; esta energía se mide por la presión de detonación del explosivo que es de 70 Kbar para el Quantex®75/25 y 23 Kbar para el Flexigel 100®; y el resultado de la obtención de los parámetros Banco Berma, los halos de energía son producto de las vibraciones, medidas por la velocidad pico partícula (PPV) generadas en el macizo rocoso, por lo que se puede concluir que; para fase 5, la energía transmitida por los taladros de producción (P), en términos de velocidad pico partícula (PPV), 5358 mm/seg. (figura 11) y la de los taladros buffer (B), de 3371 mm/seg. (Figura 11); sin embargo, en el rediseño se cambia, según tabla 9, a un explosivo de baja potencia y resistente al agua Flexigel 100® en (B) según tabla 9 y se obtiene una energía de 1332 mm/seg, (figura 14) de igual manera en la fase 6B2 la energía de los taladros (P) fue de 5620 mm/seg. (es la velocidad pico partícula según figura 14) y en los taladros buffer rediseñados (B) 3390 mm/seg. es la velocidad pico partícula según la figura 14) esto indica que con el cambio de energía aportada por los explosivos se logra los parámetros Banco Berma objetivos.
2. En función al comportamiento energético del explosivo y la evaluación geomecánica de los taludes en cada sector se la malla fue rediseñada (ver fig. 12 y 15). En la malla base consideraba 2 líneas de taladros de producción (P) con carga Q1, una línea de amortiguación o buffer (B) con carga menor Q2 del mismo explosivo y una línea de precorte sin carga. El rediseño en la fase 5 considero para los taladros P una Q1 de 1095 kg y Q2 con 437 kg. En la fase 6B2 para P la Q1 fue de 905 kg y para B la Q2 de 358 kg, en ambos casos el explosivo es tipo ANFO pesado 75/25 y en la línea B el explosivo fue cambiado a uno de menor potencia y resistente al agua (Flexigel® cuya densidad es de 1.1 gr/cc) con este cambio se logra disminuir la energía sobre banco berma en términos de PPV.
3. Los resultados de la evaluación y conciliación geotécnica de los parámetros Banco Berma, se evaluaron con conciliaciones de energía simulados en el software (fig. 13 y 16) y el escaneo con láser de todos los taludes resultado de la voladura en campo (fig. 17,18,20 21), para obtener los valores estadísticos que nos indican que: Para la fase 5, la variación de la línea media conciliada (LPC) se encuentra en un rango -1 m a -1.9 m; en el ángulo de talud conciliado (ATC°) la media está en un rango de 61° a 66° y el ángulo inter rampa conciliado (IRAC°) tiene un valor de 39° (ver Tabla 13). Para la

fase 6B2, la media del LPC se encuentra entre -1 m a -1.7 m, el ATC° su media está entre 58°- 65° y en el IRAC° su media entre 45° - 47° (ver tabla 14).

4. Los resultados obtenidos en torno a la seguridad, para la Fase 5 en general, presenta una condición desfavorable para la estabilidad de los taludes, ya que existe un alto nivel y grado de fractura en los bancos post detonación en toda la extensión del talud, así mismo presenta bloques destrabados en la cresta del talud con alta probabilidad de caída y con una geometría irregular del talud con sobre quiebre de la línea de la cresta; en el caso de la Fase 6B2, esta presenta condiciones favorables para la estabilidad del talud, puesto que presenta bajo nivel de bloques preformados que puedan caer y una geometría de la cresta controlada por una condición estructural sub paralela al diseño y ángulo de talud.



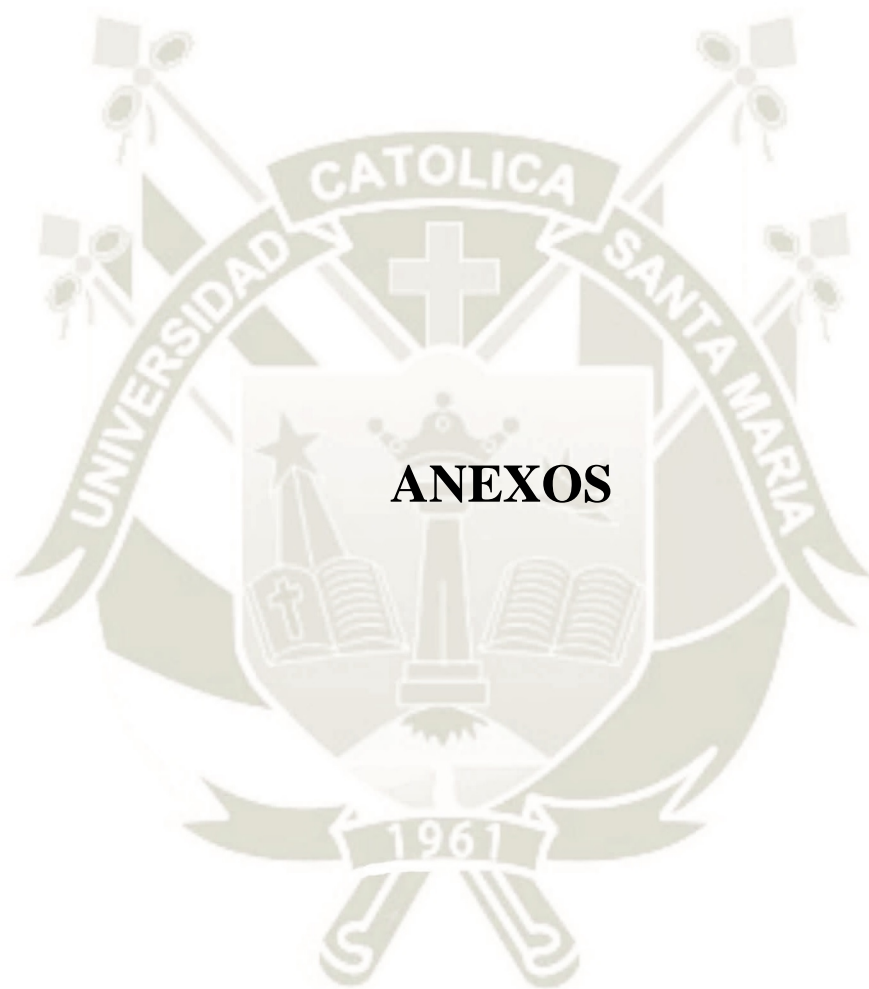
RECOMENDACIONES

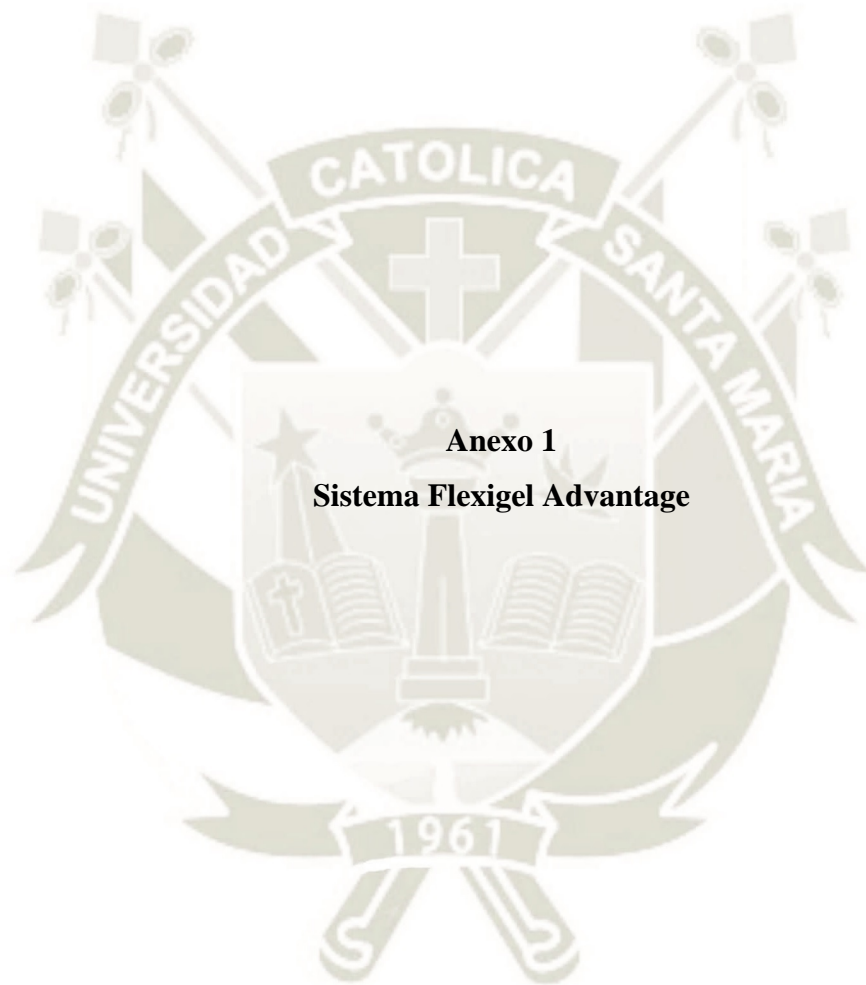
- 1) La simulación de los halos de energía debe realizarse siempre que cambie cualquier condición geomecánica en el macizo rocoso, para poder determinar la carga del explosivo a usar y corregir el diseño de la malla.
- 2) La obtención de los parámetros propuestos para el Banco Berma es complicada por lo que diseño de la voladura en las zonas de control debe estar apoyado por tecnologías de información adecuadas, además se debe considerar un amplio rango de explosivos que puedan satisfacer las condiciones de entrega adecuada de energía.
- 3) Es necesario continuar haciendo estudios sobre las relaciones energía-calidad de macizo rocoso para establecer mayores elementos de decisión en el diseño de las voladuras sobre todo en el cálculo de las cargas detonadas y los tipos de explosivos.
- 4) Consideramos que la digitalización, es decir el uso de tecnología, como radares, drones, software, etc., que asegure la información y procesamiento de esta en tiempo real es indispensable para lograr parámetros de diseño que afectan a la estabilidad del tajo y al cumplimiento del planeamiento a largo plazo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Beniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classification*. John Willey & Sons.
- Blair, D. P. (2020). Approximate models of blast vibration in non-isotropic rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 128, 104245.
- Condori Castro, S. (2015). *Estandarización del explosivo me-quantex, reducción de costos operativos y eliminación de gases contaminantes mediante el análisis de parámetros de voladura en mina Cuajone*. Arequipa: [Tesis para optar el título profesional de ingeniero de minas].
- Deere, D. (1988). The rock quality designation (RQD) index in practice. In *Rock classification systems for engineering purposes*. ASTM International.
- Devine, J. F. (1966). Effect of charge weight on vibration levels from quarry blasting. *US Department of the Interior, Bureau of Mines*, 6774.
- Exsa. (2021). Quantex 73. Especificaciones técnicas de la mezcla explosiva Quantex 73.
- Famesa. (2021). Ficha de detonador no eléctrico Fanel . Sistemas de iniciación del detonador no eléctrico
- Galdámez, Vásquez, & Fiebig. (2010). *Introducción al diseño computacional*.
- Hudson, J. (1992). *Rock Engineering Systems Theory and Practice*. Capítulos 4-5-9-10.
- Hustrulid, W. A., Kuchta, M., & Martin, R. K. (2013). *Open pit mine planning and design, two volume set & CD-ROM pack*. CRC Press.
- Mendoza Loayza, J. A. (2016). *Análisis de estabilidad de taludes de suelos de gran altura en la mina Antapaccay*. Pontificia Universidad Católica Del Perú: [Tesis para optar el Título de ingeniero civil].
- Orica Mining Service, SPCC. (2021). *Products & Services*. Obtenido de <http://www.oricaminingservices.com/pe/en>
- Orica Mining Services (2021). technical data sheet. Sistema flexigel advantage. The Power of partnership.
- Orica Mining Services. (2021). Ficha de datos técnicos, cable estándar y RX. Detonador electrónico I KON II

- Persson, P. A., Holmberg, R., & Lee, J. (2018). *Rock blasting and explosives engineering*. CRC press.
- Ramírez, P., & Alejano, L. R. (2004). *Mecánica de rocas: fundamentos e ingeniería de taludes*. Red DESIR.
- Reátegui Ordoñez, F. (2017). *Diseño de los parámetros de voladura aplicando el modelo de Kuz Ram y la teoría de daño por vibraciones en roca, Inti Raymi-Bolivia*. Puno: [Tesis para optar el título profesional de: ingeniero de minas].
- Salmi, E. F., & Sellers, E. J. (2020). A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design. *Engineering Geology*, 105970.
- Santander Jopia, C. E. (2019). *Metodología rock engineering system para determinar estabilidad geomecánica en taludes mineros*. Santiago De Chile: [Tesis para optar al grado de magister en minería].
- Singh, P. K., Roy, M. P., & Paswan, R. K. (2014). Controlled blasting for long term stability of pit-walls. *Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 70, 388-399.
- Tong Ladrón De Guevara, J. C. (2020) Cuidado de infraestructuras en operaciones a tajo abierto modificando tiempos entre taladros y diseño de configuración de carga.
- Zhang, L. (2016). Determination and applications of rock quality designation (RQD). *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(3), 389-397.
- Zhang, Z. (2017). Kinetic energy and its applications in mining engineering. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(2), 237-244.





Anexo 1
Sistema Flexigel Advantage

Technical Data Sheet

The Power
of Partnership

Sistema Flexigel™ Advantage

Descripción

El sistema *Flexigel™ Advantage* es parte de la familia de productos explosivos a granel de Orica. Este comprende productos diseñados para voladuras en barrenos secos, húmedos y desaguados, para aplicaciones en minería metalífera a cielo abierto.

Aplicación

El rango de *Flexigel™ Advantage* proporciona la capacidad de adaptarse a las condiciones que el terreno requiere, para mejorar el desempeño del explosivo. *Flexigel™ Advantage* es usado solo o en conjunto con productos *Fortis* o *Fortan* de Orica, para mejorar los resultados de las voladuras a través de una mejor distribución de energía a lo largo de toda la columna explosiva.

Beneficios claves

- *Flexigel™ Advantage* se puede utilizar en barrenos secos, con agua o desaguados.
- *Flexigel™ Advantage* puede proporcionar una reducción de los costos en algunas aplicaciones.
- Todos los productos del sistema *Flexigel™ Advantage* pueden ser bombeados permitiendo un carguío eficiente dentro de los barrenos de diámetros pequeños.
- Existen mejoras en la seguridad con el uso de *Flexigel™ Advantage*.
- *Flexigel™ Advantage* tiene la capacidad de variar su densidad en el barreno con un solo paso de carga.
- La energía de *Flexigel™ Advantage* puede ser ajustada a las condiciones que el terreno requiera.

Recomendaciones para su uso

Largo de Barreno

Flexigel™ Advantage es adecuado para ser usado en barrenos de hasta 60 metros de longitud; dependiendo del diámetro del barreno, la densidad del producto y la presencia de agua. Por favor póngase en contacto con un representante del servicio técnico de Orica para mayor información.

Cebado e Iniciación

Flexigel™ Advantage puede ser iniciado confiablemente utilizando un iniciador *Pentex™* de 450g en conjunto con un detonador *Exel™*. No es recomendado el uso de cordón detonante con *Flexigel™ Advantage*

Diámetro de barreno

El diámetro mínimo recomendado para el barreno depende de la densidad seleccionada. Por favor consulte al personal del servicio técnico de Orica para mayor información

Propiedades Técnicas

Producto	Flexigel Advantage		
	90	100	110
Densidad (g/cm ³) ⁽¹⁾	0.90	1.00	1.10
Diámetro mínimo barrenos (mm)	100	150	150
Máxima longitud barrenos (m)	75	70	40
Máxima longitud de carga (m) (Vaciada)	60	35	20
Máxima longitud de carga (m) (Bombeada)	60	35	20
Tipo de Barrenos	barrenos secos y desaguados		Secos, desaguados y con agua
Sistema de cargado	Vaciado/ Bombeo		
Booster <i>Pentex™</i> recomendado para diámetro mínimo del barreno	Iniciador Pentex 450g		
VOD típico (km/s) ⁽²⁾	3.2 – 4.2	3.5 – 4.5	3.8 – 4.8
Energía Relativa Efectiva (REE) ⁽³⁾			
Fuerza Relativa en peso	80	87	93
Fuerza Relativa en volumen	91	109	128
CO ₂ (kg/t) ⁽⁴⁾	144	130	121
Tiempo de Espera ⁽⁵⁾	7 días		

Carguío

Flexigel™ Advantage es parte de un rango de explosivos a granel elaborado en Unidades Móviles Fabrica (MMU) de Orica. *Flexigel™ Advantage* es fabricado en MMU y bombeado dentro del barreno según lo requerido.

Tiempo de espera en el barreno de voladura

El tiempo máximo de espera recomendado es de 7 días. El tiempo de espera dependerá de factores tales como diámetro del barreno, densidad, condiciones de agua del terreno y sistema de iniciación. El personal técnico de Orica Mining Services debe ser consultado si se presentan condiciones especiales en el terreno.



www.oricaminingservices.com

www.oricaminingservices.com

Technical Data Sheet

The Power
of Partnership

Sistema Flexigel™ Advantage

Temperatura del Terreno

Este producto está disponible para ser usado en terrenos con una temperatura máxima de 55°C. Si usted requiere aplicaciones en terrenos fuera de este rango, por favor contacte a un representante del servicio técnico de Orica Mining Services.

Densidad media en el barreno

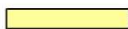


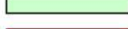

Para un correcto ajuste del producto *Flexigel™ Advantage*, en su aplicación de voladura, la siguiente tabla puede ser usada como una guía para determinar la densidad promedio alcanzada en el barreno, para una longitud de carga dada.

Seleccione su longitud de carga y la densidad que más se acerca a la que usted desea como densidad media en el barreno y determine el producto *Flexigel™ Advantage* apropiado para cubrir sus necesidades.

Table 1: Flexigel Advantage Densidad media el el pozo

Longitud de carga (m)	Flexigel Advantage 90	Flexigel Advantage 100	Flexigel Advantage 110
5	0.90	1.00	1.10
10	0.91	1.02	1.11
15	0.93	1.04	1.13
20	0.95	1.06	
25	0.98	1.08	
30	1.00	1.10	
35	1.03		
40	1.05		
45	1.07		
50	1.09		
55	1.00		
60			
65			
70			
75			

Table 2: Flexigel Advantage: Compatibilidad del producto

	Para ser usado en pozos de 100mm o mayores
	Para ser usado en pozos de 150mm o mayores
	Para ser usado en pozos de 200mm o mayores
	Para ser usado en pozos de 250mm o mayores
	No cargar

Clasificación de explosivo

Nombre Autorizado: Series *Flexigel™ Advantage*
 Nombre para transporte: Explosivo, Voladura, Tipo E
 N° NU: 0332
 Clasificación: 1.5D

Destrucción

La destrucción de materiales explosivos puede ser peligrosa. Los métodos para una segura destrucción de explosivos pueden variar dependiendo de la situación del usuario. Por favor contacte al representante local de Orica para más información acerca de prácticas seguras.

Seguridad

Flexigel™ Advantage es relativamente insensible a la iniciación accidental por fuerte impacto, fricción o impacto mecánico bajo condiciones de uso normal. Puede ocurrir detonación por un impacto fuerte o calor excesivo, particularmente bajo condiciones de confinamiento..

Los explosivos hechos a base de Nitrato de Amonio, tales como *Flexigel™ Advantage*, pueden reaccionar con materiales piríticos en el terreno y pueden crear situaciones potencialmente peligrosas. Orica no acepta responsabilidad alguna por pérdida o responsabilidad surgida por el uso del producto en terreno que contenga material pirítico o cualquier otro material reactivo.

Marcas registradas

La palabra, logotipo y marca Orica son marcas registradas del grupo de compañías Orica. El sistema a granel *Flexigel™ Advantage* es marca registrada de Orica Explosives Technology Pty Ltd ACN 075 659 353, 1 Nicholson Street, East Melbourne, Victoria, Australia.

Limitación de responsabilidades

La información contenida aquí está basada en experiencias, la cual se asume exacta y actualizada a la fecha de su preparación. Sin embargo, su aplicación y condiciones de uso no están dentro del control del fabricante y los usuarios deberían determinar la aplicabilidad de los productos y los métodos de uso de acuerdo a sus propósitos. Ni el fabricante o el vendedor otorgan garantía de ningún tipo, expresa o implícita, legal o de otro tipo, excepto que los productos descritos aquí cumplirán las especificaciones del fabricante y del vendedor. El fabricante y el vendedor expresamente excluyen cualquier otra garantía. INCLUYENDO, SIN LIMITACIONES, GARANTÍAS CONCERNIENTES A COMERCIABILIDAD O ADAPTABILIDAD PARA UN PROPÓSITO PARTICULAR. Bajo ninguna circunstancia el fabricante o el vendedor serán responsables por daños indirectos, especiales, consecuenciales o accidentales, incluyendo, pero sin limitación, daño por lucro cesante, ganancias previstas o por oportunidades pérdida.



www.oricaminingservices.com

www.oricaminingservices.com

Technical Data Sheet

The Power
of Partnership

Sistema Flexigel™ Advantage

Orica Mining Services, Planta LA PORTADA

Camino a Mejillones Km. 18, Antofagasta - Chile

Teléfono: +56 55 565 634

Fax: +56 55 565 633

Teléfonos de Emergencia

Dentro de Chile: 55 565 633 / 9 873 47 84

Fuera de Chile: +56 55 565 633 / +56 99 873 47 84

Notas:

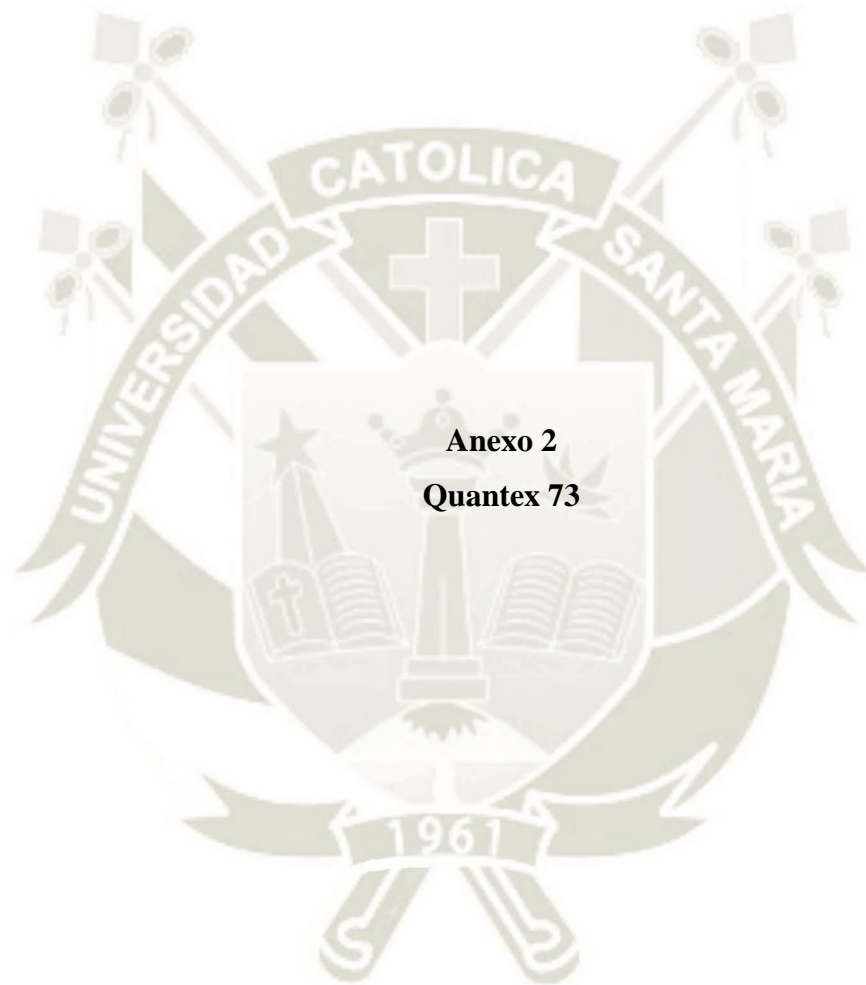
- (1.) Solamente densidad nominal.
- (2.) La VOD real depende de las condiciones de uso incluyendo el diámetro del barreno y el grado de confinamiento. El rango acotado se refiere a un diámetro mínimo no confinado hasta la VOD ideal calculada
- (3.) REE es la Energía Efectiva Relativa al Anfo, a una densidad de 0.8g/cm^3 . El Anfo tiene una energía efectiva de 2.30MJ/kg . Las energías acotadas están basadas en cálculos de detonación teóricos con 100 Mpa de presión de corte. Las energías de detonaciones no ideales están disponibles a petición. Estas tienen en cuenta el diámetro del barreno, el tipo de roca y el comportamiento de la reacción del explosivo.
- (4.) El dióxido de carbono es el principal gas productor del efecto invernadero. Esta información supone una detonación ideal.
- (5.) Por favor contacte a un representante de Orica Mining Services si el tiempo de espera requerido es mayor.



www.oricaminingservices.com

www.oricaminingservices.com

Fuente: Orica Mining Services (2021).



Anexo 2
Quantex 73

QUANTEX® 73

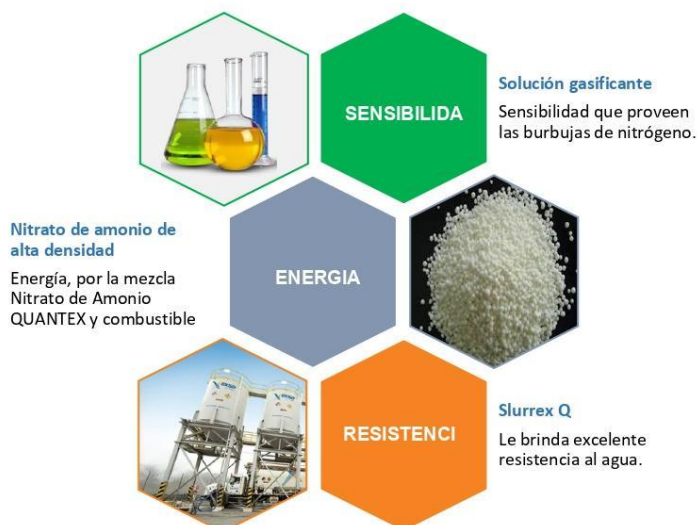
QUANTEX 73 es la mezcla explosiva compuesta de un 70% de emulsión gasificable; Slurrex Q, potenciada con un 30% de nitrato de amonio Quantex, a la que posteriormente se le agrega una solución gasificante que le brinda la sensibilidad requerida y densidad deseada de acuerdo al diseño de tronadura. La mezcla explosiva **QUANTEX 73** está especialmente diseñada para rocas duras.

Propiedades / Beneficios

Los principales beneficios de **QUANTEX 73** son:

- Excelente resistencia al agua.
- Explosivo a granel fácil de operar en terreno (bombeado o vaciado).
- Se adapta a distintos tipos de terreno debido a su alto rango de densidades.
- Es amigable con el ambiente al reducir en un 18% la huella de carbono, en comparación a explosivos convencionales (SGS).
- Optimiza la tronadura lo que maximiza el resultado en la fragmentación de roca.
- Su diseño permite identificar de manera rápida si la gasificación se logró de manera óptima.
- Optimiza espacios de almacenamiento, el Slurrex Q (inerte) no requiere distancias de seguridad según la legislación vigente.

Componentes de QUANTEX 73



www.EXSA.net



Transporte
CLASE: 1.5 D
UN: 0332



Patente
Tecnología Quantex
U.S. Patent Nos.
9,115,036 & 9,174,887



www.exsa.net

Características técnicas

Especificaciones técnicas	Unidades	QUANTEX 73
Densidad	gr/cm ³	1.13 +/- 5%
Diámetro crítico	pulg	4.5
Profundidad máxima de carga	m	18
Velocidad de detonación (VOD)*	m/s	4,000 – 6,000
Iniciador recomendado	---	Booster de pentolita B-450g
Emisión de CO ₂	kg CO ₂ / ton. Quantex	0.174
Tiempos de gasificación	min	20 – 30
Presión de detonación	kbar	24.0 – 107.0
Energía absoluta en peso (AWS)**	kJ/kg	3,036
Energía Absoluta en Volumen (ABS)**	J/cm ³	3,214 – 3,575
Potencia relativa efectiva al peso (RWS)***	%	113
Potencia relativa efectiva en volumen (RBS)***	%	170
Tipos de barrenos		Secos / Agua

* VOD sin confinar en diámetro de 6".

** Características calculadas empleando Software TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

***Característica de potencia relativa efectiva calculada con Software TERMODET a condiciones ideales de 100 MPa, con una densidad del Anfo de 0.8 g/cm³ y una energía efectiva del Anfo de 2362 KJ/Kg



Exclusión de responsabilidad

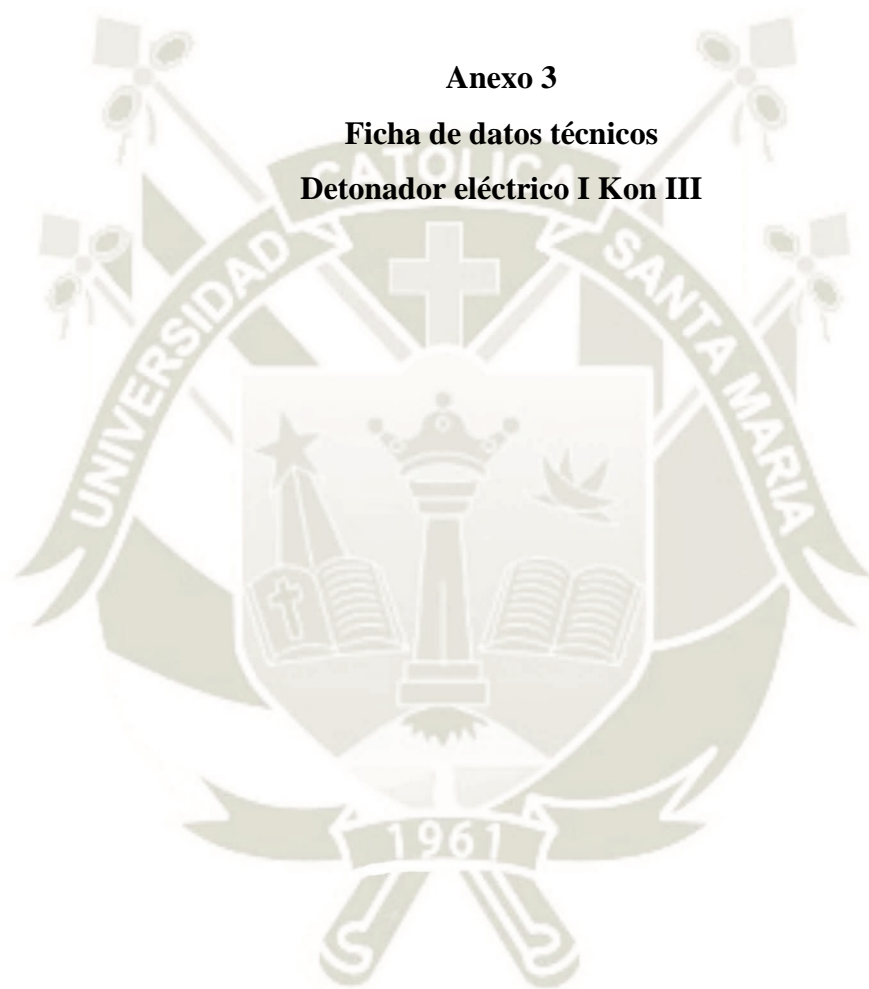
La información contenida en esta ficha técnica se basa en el conocimiento y la experiencia de EXSA. Exsa no será responsable bajo ninguna circunstancia del mal uso que pueda dar el usuario al producto, sea que manipule directa o indirectamente el producto, sin la estricta supervigilancia de EXSA, siendo siempre los usuarios responsables por su correcto uso. El fabricante y sus distribuidores no dan garantía del producto si se omite su correcto uso y no serán responsables explícita o implícita, por cualquier tipo de daño que se pudiese producir, cualquiera sea su naturaleza, ya sea directo, indirecto, especial y/o consecuencial o de cualquier otro tipo, recayendo la responsabilidad de su uso exclusivamente en los compradores.



Fuente: Exsa. (2021).

Anexo 3

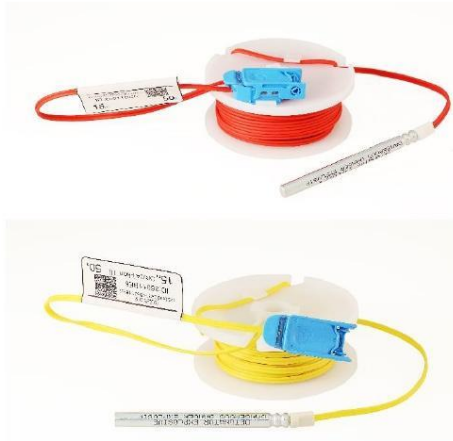
**Ficha de datos técnicos
Detonador eléctrico I Kon III**



FICHA DE DATOS TÉCNICOS

Detonador Electrónico i-kon™ III

Cable Standard y RX



Descripción

El Sistema premium i-kon™ III de Orica es el Sistema de Voladura Electrónica más sofisticado del mercado.

Los detonadores electrónicos i-kon™ III tienen múltiples atributos de seguridad inherente al diseño, incluyendo explosores, resistor de entrada y resistor de derivación y el mismo chip. El Sistema i-kon™ III está compuesto de:

- Detonador i-kon™ III (Standard o RX)
- Logger i-kon™
- Logger II i-kon™ II
- Blaster 400 o 2400S i-kon™ o 2400S (Compatibles con Logger I solamente)
- Blaster 3000 i-kon™
- Sistema de Voladura Remota en Superficie SURBS i-kon™ (hardware SURBS)
- Sistema de Voladura Electrónica Centralizada CEBS de i-kon™ incluyendo Caja de Cierre Seguro y Caja de Voladura Remota (el hardware CEBS es compatible con los Blasters 400 y 2400S y el Logger I)
- Software de diseño de voladuras SHOTPlus™ 5.

Aplicación

Los detonadores i-kon™ III son los detonadores electrónicos más avanzados del mercado y son particularmente idóneos para voladuras de alto valor y complejas en minas de cielo abierto y operaciones subterránea extensas en las condiciones más desfavorables.

Propiedades de diseño

Propiedades	i-kon™ III	i-kon™ III RX
Color del Cable	Amarillo	Rojo
Resistencia a la tracción(kg) / (lb)	22/ 48	25/ 55
Peso de carga de explosivos (mg)	900	
Color del conector	Azul	
Largo y diametro del revestimiento	89 x 7.6 mm	
Material del revestimiento	Bimetálico (aleación de cobre y aluminio)	
Programabilidad (milisegundos)	<ul style="list-style-type: none"> • Estándar 1ms a 30s • Sub-milisegundos 0.1 ms a 6s 	
Max tiempo de retardo (seg.)	30	
Precisión como coeficiente de la variación	0.005%	

Beneficios Claves

- Comunicación robusta entre el hardware i-kon™ III y el detonador
- Diseño de voltaje dual inherentemente seguro
- El detonador más preciso del mundo, combinado con la mayor ventana de tiempos de retardo (30 segundos), permite diseñar voladuras para una gran variedad de resultados de voladura.
- Desempeño fiable en las condiciones más desfavorables con revestimiento bimetálico resistente a la corrosión.
- El sistema i-kon™ III es ideal para voladuras extensas ya que los tiempos de retardo se pueden pre-programar en ShotPlus 5, permitiendo un registro más rápido.
- Los detonadores programables i-kon™ III simplifican la gestión de inventario en el sitio.

Recomendaciones de Uso

- Los retardos de los detonadores i-kon™ III detonador se definen con los Loggers i-kon™, y se programan e inician con los Blasters i-kon™.

FICHA DE DATOS TÉCNICOS

Detonador Electrónico i-kon™ III

Cable Standard y RX

- Los detonadores i-kon™ III solo se pueden testear, programar y disparar con Loggers y Blasters i-kon™. No se deben usar con otros equipos de programación o de voladura.
- El daño de la aislación del cable de detonación es la causa más común de problemas en los sistemas de voladura electrónica; manipule con cuidado y proteja los cables al cargar y taconar los barrenos.
- Los detonadores i-kon™ III son dispositivos explosivos y deben ser manipulados con cuidado.
- Los Loggers y Blasters i-kon™ son dispositivos electrónicos diseñados para resistir condiciones normales en minas, canteras y construcciones; sin embargo, se debe evitar su inmersión en agua y los impactos excesivos.
- Nunca abra un equipo de voladura i-kon™. Su mantención o reparación solo debe ser realizada por Orica o representantes autorizados.
- Se usa un Cable Arnés i-kon™ de alta calidad para conectar el Sistema i-kon™ III en terreno. Otros cables pueden parecerse pero no ofrecen las mismas características de desempeño y no se recomienda su uso.

Tiempo de Latencia entre Barrenos

El tiempo de latencia máximo recomendado es 60 días. El tiempo de latencia depende de las condiciones ambientales. Consulte un Representante de Servicios Técnicos de Orica para que evalúe los tiempos de latencia máximos adecuados para sus condiciones.

Empaque

Los detonadores i-kon™ III están disponibles en los siguientes largos y empaques:

Detonadores Standard i-kon™ III (>10m en carrete)

Largo m / ft	Empaque 1.1B		Empaque .4S	
	Unidades / Caja	Peso por Caja kg / lb	Unidades / Caja	Peso por Caja kg / lb
10 / 33 (bobina)	60	6.4 / 14.1	40	7.4 / 16.3
15 / 50 (carrete)	66	11.2 / 24.7	32	8.5 / 18.7
20 / 65 (carrete)	66	13.6 / 30.0	32	9.7 / 21.4
30 / 100 (carrete)	36	10.6 / 23.3	32	11.8 / 26.0
40 / 130 (carrete)	30	11.4 / 25.1	16	7.9 / 17.4
60 / 200 (carrete)	20	11.0 / 24.2	16	10.1 / 22.2

Detonadores i-kon™ III RX (todos en carrete)

Largo m / ft (Carrete)	Empaque 1.1B		Empaque 1.4S	
	Unidades / Caja	Peso por Caja kg / lb	Unidades / Caja	Peso por Caja kg / lb
10 / 33	60	10.0 / 22.0	32	8.4 / 18.5
15 / 50	60	13.0 / 28.7	32	10.0 / 22.0
20 / 65	48	13.1 / 28.9	32	11.4 / 25.1
30 / 100	30	11.8 / 26.0	16	8.2 / 18.1
40 / 130	25	12.5 / 27.5	16	9.8 / 21.6
60 / 200	18	13.0 / 28.6	12	9.9 / 21.8
80 / 260	12	11.5 / 25.3	12	12.3 / 27.1

Almacenamiento y Manipulación

Clasificación del Producto

Nombre Autorizado: i-kon™ III
Número Propio: Detonadores Eléctricos para de Embarque
Voladuras

Clase de Peligro	1.1B	1.4S
Numero NU	0030	0456
Numero EX	EX2010060238	EX2010080328



16/08/17
2 de 3



orica.com

FICHA DE DATOS TÉCNICOS

Detonador Electrónico i-kon™ III

Cable Standard y RX

Son aplicables todas las regulaciones relacionadas con la manipulación y el uso de tales explosivos

Almacenamiento

Los detonadores i-kon™ III se deben almacenar en un polvorín autorizado para explosivos Clase 1.1B. Las cajas se deben apilar de la manera indicada en las mismas cajas. Los detonadores i-kon™ III tienen una vida útil de hasta 5 años en un polvorín autorizado.

Límites de Temperatura

Actividad		Temperatura
Operaciones	min	-4°F / -20°C
	máx.	158°F / 70°C
Almacenamiento	min	-40°F / -40°C
	máx.	120°F / 50°C
Transporte	min	-40°F / -40°C
	máx.	150°F / 65°C

Eliminación

Los sistemas electrónicos de iniciación i-kon™ III brindan un alto nivel de protección contra la iniciación por electricidad estática, corrientes eléctricas extrañas y transmisiones en radio frecuencia. Sin embargo, los detonadores i-kon™ III contienen explosivos pirotécnicos y moleculares que se pueden iniciar a causa de impacto, calor o fricción intensos. Al igual que todos los altos explosivos, estos detonadores deben ser manipulados y almacenados con precaución. Los detonadores i-kon™ III solo se pueden usar en temperaturas de hasta 158°F / 70°C.

Por favor contacte a un Representante Local de Orica para obtener información acerca de sistemas de cebado a mayores temperaturas.

Refiérase a la Ficha de Datos de Seguridad para ver más información.

Delimitación de Responsabilidades

Orica Group © 2017. Todos los derechos reservados. Toda la información contenida en este documento se proporciona solo para propósitos de información y puede ser modificada sin notificación previa. Debido a que Orica Group no puede anticipar o controlar las condiciones de uso de esta información o de sus productos, cada usuario deberá revisar la información considerando el contexto

específico de sus propósitos de aplicación. En la medida máxima permitida por la ley, Orica Group renuncia explícitamente a toda responsabilidad, implícita o explícita, en la legislación, y no otorgará garantía por daños o pérdidas resultantes del uso de esta información o de la confianza depositada en la información contenida en este documento.

La palabra Orica y el dispositivo e Orica Group.

Para mayor información visite nuestro sitio web: www.orica.com

Puede contactar la oficina principal de Orica Norte América en:

Tel: +1 303 268 5000

Fax: +1 303 268 5250

Números Telefónicos de Emergencia

En caso de emergencias químicas (24 horas) relacionadas con transporte, derrames, fugas, emisiones, incendios o accidentes:

Canadá: Respuesta a emergencias de Orica Canadá

EE.UU: Chemtrec 1-800- 424-9300

México: 01-800- 002-1400



16/08/17
3 de 3



orica.com

Fuente: Orica Mining Services. (2021).



Anexo 4

Fotografía del perfil general de los bancos evaluados



Fotografía del perfil general de los bancos evaluados de fase 5 2995-3010-3025



Fotografía del perfil general de los bancos evaluados de fase 6 B2 3325-33340-3355

Anexo 5

Ficha detonador no electrico



FANEL®

DETONADOR NO ELÉCTRICO

Descripción y composición

El FANEL® es un sistema eficaz de iniciación para uso en minería subterránea, superficial y obras civiles, que ofrece los beneficios de sincronización sin riesgo, eliminando toda posibilidad de conexiones erróneas.

El FANEL® está formado por los siguientes componentes:

- **Fulminante de retardo:** Consiste de un Fulminante N° 12 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo a su número de serie, que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Para ello se ofrece al mercado dos (2) escalas: periodo corto y periodo largo. (MS y LP)

- **Manguera Fanel® o tubo de choque:** Fabricado con materiales termoplásticos de alta resistencia mecánica, la cual en su interior está uniformemente cubierto por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante de retardo.

En uno de sus extremos está sellado por ultrasonido y en el otro extremo ensamblado con el Fulminante de retardo. El color de la Manguera Fanel® permite identificar la escala de tiempo de retardo del FANEL®, así tenemos que:

Para el período corto la Manguera Fanel® es de color rojo o naranja. (MS). Para el período largo la Manguera Fanel® es de color amarillo. (LP).

- **Etiqueta:** Indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos o segundos. Adicionalmente, tenemos un código de barras que permite la trazabilidad del producto.

- **Conector plástico tipo "J":** Es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la Manguera Fanel y el Cordón Detonante.

Adicionalmente, el color del conector plástico permite identificar el período de tiempo de retardo del FANEL®, así tenemos:

Para el período corto el conector plástico tipo "J" es de color rojo. Para el período largo el conector plástico tipo "J" es de color azul.

Tipos y usos

Para satisfacer las necesidades del mercado nacional e internacional, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con dos tipos en función de su tiempo de retardo:

- FANEL® - Período corto (MS)
- FANEL® - Período largo (LP)

El FANEL®, es un accesorio de voladura con características mejoradas en la tracción y abrasión de la manguera Fanel®, haciéndolo apropiado para todas las aplicaciones de la minería superficial, subterránea y obras civiles; logrando de esta manera una alta eficiencia, seguridad e incrementando la productividad.



MANEJO Y ALMACENAMIENTO
 Los productos y servicios de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son producidos según una estricta normativa de control de calidad. El producto es seguro y debe utilizarse con el máximo cuidado de acuerdo al manual de instrucciones, especificaciones y leyes. No debe ser almacenado a largo plazo y debe ser almacenado en su embalaje.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. no asume responsabilidad alguna por el uso indebido, almacenamiento, transporte o uso de productos de explosivos, ni por los daños ocasionados por el uso de los productos de explosivos. FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. no es responsable de los daños ocasionados por el uso de los productos de explosivos.

ATENCIÓN:
 La fabricación y recuperación de este sistema de voladura debe ser realizada por personal capacitado y autorizado. Este sistema debe ser utilizado de acuerdo a las instrucciones de uso y manejo. FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. no es responsable de los daños ocasionados por el uso de los productos de explosivos. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.



Características técnicas

DEL FULMINANTE DE RETARDO	FANEL®
Diámetro (mm)	7,3
Longitud (mm)	80 / 88 / 88 / 92
Prueba de esopo,	Min. 11
Diámetro de perforación (mm)	
Volumen traquí (cm ³)	Min. 34
Resistencia al impacto 2kg / 1m	No detona
DEL LA ETIQUETA	FANEL®
Material	Plástico
Color de letra	Negro
Color de fondo	En función del tiempo de retardo

DE LA MANGUERA FANEL	FANF1®
Material	termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica
Diámetro (mm)	3,3 ± 0,2
Longitudes (m)	Variable
Color periodo corto	Rojo ó Naranja
periodo largo	Amarillo
Velocidad de onda (m/s)	2 000 ± 200
DEL CONECTADOR PLÁSTICO TIPO "J"	FANEL®
Material	Plástico
Color periodo corto	Rojo
periodo largo	Azul

ESCALA DE TIEMPOS NOMINALES DE RETARDO:

Serie Estándar

Periodo corto		Periodo corto		Periodo largo		Periodo largo	
N° serie	TDR (ms)	N° serie	TDR (ms)	N° serie	TDR (s)	N° serie	TDR (s)
0	0	11	300	1	0,5	9	4,5
1	25	12	350	2	1,0	10	5,0
2	50	13	400	3	1,5	11	5,6
3	75	14	450	4	2,0	12	6,2
4	100	15	500	5	2,5	13	6,8
5	125	16	600	6	3,0	14	7,4
6	150	17	700	7	3,5	15	8,0
7	175	18	800	8	4,0	16	8,6
8	200	19	900				
9	225	20	1 000				
10	250						

Serie Universal (TDR / ms - Tiempo de retardo / Milsegundo)

Periodo corto		Periodo corto		Periodo largo		Periodo largo	
N° serie	TDR (ms)	N° serie	TDR (ms)	N° serie	TDR (s)	N° serie	TDR (s)
0	0	11	350	0	0	8	3,0
1	25	12	400	1	0,2	9	3,8
2	50	13	450	2	0,4	10	4,6
3	75	14	500	3	0,6	11	5,5
4	100	15	600	4	1,0	12	6,4
5	125	16	700	5	1,4	13	7,4
6	150	17	800	6	1,8	14	8,5
7	175	18	900	7	2,4	15	9,6
8	200	19	1 000				
9	250	20	1 100				
10	300	21	1 200				

Presentación

Embalaje tipo 1.1B:						
Materia	Capacidad	Periodo	Neto	Bruto	Dimensiones	
de caja	de caja (pzs)		(kg)	(kg)	exteriores (cm)	
FANEL® 4,0 m	Cartón	150	Corto 5,3 Largo 6,8	6,7 7,4	56,0 x 30,5 x 18,0	
FANEL® 4,2 m	Cartón	150	Corto 6,2 Largo 6,8	7,0 7,6	56,0 x 30,5 x 18,0	
FANEL® 4,8 m	Cartón	150	Corto 6,7 Largo 7,5	7,5 8,3	56,0 x 30,5 x 18,0	

Embalaje tipo 1.4B:						
Materia	Capacidad	Periodo	Neto	Bruto	Dimensiones	
de caja	de caja (pzs)		(kg)	(kg)	exteriores (cm)	
FANEL® 12,0 m	Cartón	80	Corto 8,5	14,0	66,5 x 33,5 x 32,5	
FANEL® 15,0 m	Cartón	80	Corto 10,1	15,6	66,5 x 33,5 x 32,5	
FANEL® 18,0 m	Cartón	70	Corto 10,2	15,7	66,5 x 33,5 x 32,5	

Transporte

Clase: 1
División: 1.1 B
N° ONU: 0360



Clase: 1
División: 1.4 B
N° ONU: 0361



MANGUERO Y ALMACENAMIENTO
Los productos y servicios de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son producidos y comercializados en cumplimiento de las normas técnicas y estándares internacionales, nacionales y locales de seguridad, salud y medio ambiente, así como de las regulaciones y procedimientos de la industria, relacionados con el control de calidad, cumplimiento de los requisitos de seguridad y salud.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. es una responsable activa por el transporte, almacenamiento, manejo y uso de estos productos en concordancia con las regulaciones y estándares de la industria internacional. Como resultado de esta política y compromiso, esta empresa produce y utiliza productos que cumplen con la máxima seguridad y salud de sus clientes.

ATENCIÓN:
El transporte y almacenamiento de estos productos debe realizarse de acuerdo a las condiciones de almacenamiento que se encuentran en el producto. Como se trata de un producto, almacenamiento y gestión realizados por FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. sobre el producto, cualquier actividad de almacenamiento debe ser realizada de acuerdo a las normas de seguridad y salud. Este producto puede ser utilizado en áreas de trabajo.

Fuente: Famesa, (2021).