

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



**“CUIDADO DE INFRAESTRUCTURAS EN OPERACIONES A TAJO ABIERTO
MODIFICANDO TIEMPOS ENTRE TALADROS Y DISEÑO DE CONFIGURACIÓN DE
CARGA”**

Tesis presentada por el Bachiller:

Tong Ladrón De Guevara, José Carlos

Para optar el Título Profesional de:

Ingeniero de minas

Asesor:

Ing. Delgado Ponce, María Azucena

Arequipa – Perú

2020

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA

INGENIERIA DE MINAS

DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR DE TESIS

Arequipa, 21 de Septiembre del 2020

Dictamen: 001716-C-EPIM-2020

Visto el borrador de tesis del expediente 001716, presentado por:

201205001 - TONG LADRON DE GUEVARA JOSE CARLOS

Titulado:

**CUIDADO DE INFRAESTRUCTURAS EN OPERACIONES A TAJO ABIERTO MODIFICANDO
TIEMPOS ENTRE TALADROS Y DISEÑO DE CONFIGURACIÓN DE CARGA**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

**2872 - LOPEZ CASAPERALTA PATRICIA YANETH
DICTAMINADOR**



**3119 - REATEGUI ORDOÑEZ FULTON CARLOS PASTOR
DICTAMINADOR**



**7873 - DELGADO PONCE MARIA AZUCENA
DICTAMINADOR**



UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA

**DECLARACIÓN DE COMPROMISO DE ASESORÍA DE TRABAJOS DE
INVESTIGACIÓN, TRABAJOS ACADÉMICOS Y/O TESIS**

Arequipa, 21 de Septiembre del 2020

Mediante el presente documento doy conformidad y soy responsable de la asesoría de tesis y/o trabajo de investigación y/o trabajo académico cumpliendo las normas vigentes establecidas por la Universidad Católica de Santa María

Título:

**CUIDADO DE INFRAESTRUCTURAS EN OPERACIONES A TAJO ABIERTO
MODIFICANDO TIEMPOS ENTRE TALADROS Y DISEÑO DE CONFIGURACIÓN DE
CARGA**

Autor(es):

**2012205001 - 41243378
TONG LADRON DE GUEVARA JOSE CARLOS
jose.tong@ucsm.edu.pe**

Escuela Profesional, Segunda Especialidad, Maestría o Doctorado

INGENIERIA DE MINAS

Datos del Asesor:

**29721032
7873
DELGADO PONCE MARIA AZUCENA**



PRESENTACIÓN

Señores Miembros del Jurado:

Tengo el agrado de presentar conforme a las normas y reglamentos de grados y títulos académicos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales de la Universidad Católica de Santa María, la tesis titulada:

“CUIDADO DE INFRAESTRUCTURA EN OPERACIONES A TAJO ABIERTO
MODIFICANDO TIEMPOS ENTRE TALADROS Y DISEÑO DE CONFIGURACIÓN
DE CARGA””

Con el propósito de optar el título profesional de Ingeniero de Minas



AGRADECIMIENTOS

A Dios por darme la fortaleza para seguir adelante y poder cumplir mis objetivos.

A mi alma máter, Universidad Católica de Santa María, por los conocimientos y valores brindados que hicieron posible convertirme en la persona que soy.

A mi familia que siempre están en todo momento para apoyarme y guiarme.

A mi asesora de tesis, Ingeniera María Azucena Delgado Ponce, por la confianza depositada en mí, el apoyo y consejos en el transcurso de toda mi vida universitaria y laboral.

DEDICATORIA

Gracias a Dios por guiarme y darme fuerzas para seguir adelante y no desfallecer ante las adversidades que se presentaban, llevándome siempre por el camino correcto.

A mis padres Carlos Alberto Tong Cadillo y Marina Ladrón de Guevara de Tong, por motivarme siempre a ser una mejor persona, gracias por su apoyo, consejos, protección y amor, también agradecerles por los valores y principios inculcados ya que definen la persona que soy.

RESUMEN

El cuidado de infraestructuras en operaciones a tajo abierto modificando tiempos entre taladros y diseño de configuración de carga nos permite explotar zonas de baja ley cercanas a infraestructura que anteriormente no eran rentable minarlas debido al menor precio del metal y a la baja recuperación en el procesamiento de minerales, sin embargo, el desmontar la infraestructura puede ser muy costoso y complicado. El presente trabajo evalúa y diseña; la malla, carga y secuencia de salida, para no dañar un tanque de 94.7 mil galones de combustible ubicado a 250 m de distancia de las voladuras programadas, este trabajo también se puede aplicar a tanques o contenedores con diversos tipos de contenido en su interior. Según la norma DIN 4150, la velocidad pico partícula (PPV) máxima debe estar en el rango de 40mm/s a 50 mm/s para una frecuencia de 50 Hz. Para lograr esto se evaluó 2 diseños de malla en el nivel 3475 y se midió las vibraciones a 50 m, 150 m y 250 m. La malla 704 fue diseñada de acuerdo a lo acostumbrado para este sector, sin embargo, las vibraciones superaron el rango permitido. Se rediseño los parámetros en el proyecto 705, determinando las constantes K_v que es la constante del macizo rocoso influenciada por el explosivo y B_r que es la constante de atenuación de vibración influenciado por la roca en el modelo de Devine, con el fin de calcular la carga operante por taladro (Q), con el modelo de Kuz Ram se determinó los parámetros de perforación de taladros de producción y buffer, con la teoría de Cunningham se calcularon los tiempos de los tiempos de la secuencia de salida.

Los parámetros principales para taladros de 16 metros de profundidad fueron: B = 6m, E=7m, cargas con taco intermedio de 422 kg y 420 kg para los taladros de producción y 250 kg con taco de aire en las tres líneas buffer, los tiempos usados fueron de 29 ms entre taladros y 100 ms entre filas. Con este diseño se obtuvo una velocidad pico partícula (PPV) de 44 mm/s a 205 metros del disparo, logrando el objetivo de vibración no dañina en la estructura a cuidar. Podemos concluir que para el diseño de las voladuras de control debe elaborar el modelo vibracional de campo lejano ($PPV = K_v \left(\frac{R}{\sqrt{Q}} \right)^{-B_r}$) del macizo rocoso involucrado, esto asegura que los parámetros diseñados, Burden, espaciamiento y carga operante por taladro (B,E,Q) sean muy precisos logrando las PVV requerido.

Palabras Clave: Voladura de control, Vibraciones, Diseño de Mallas

ABSTRACT

The care of infrastructures in open-pit operations, modifying times between drilling and loading configuration design, allows us to exploit low-grade areas near infrastructure that previously were not profitable to mine due to the lower price of metal and the low recovery in mineral processing. However, dismantling the infrastructure can be very expensive and complicated. The present investigation evaluates and designs; the mesh, column charge and blasting output sequence, so as not to damage a 94.7 thousand gallon fuel tank located 250 meters away from the programmed blasting. According to DIN 4150, the maximum peak particle velocity (PPV) must be in the range of 40mm / s to 50mm / s for a frequency of 50Hz. To achieve this, 2 mesh designs were evaluated at level 3475 and measured the vibrations at 50 m, 150 m and 250 m. The 704 mesh was designed according to what is customary for this sector, however the vibrations exceeded the allowed range. The parameters in project 705 were redesigned, determining the constants K_v and B_r of the Devine model, in order to calculate the operating charge per drill (Q), with the Kuz Ram model the drilling parameters of production and buffer drills were determined, with the Cunningham theory the times of the blasting output sequence were calculated.

The main parameters for holes 16 meters deep were: $B = 6\text{m}$, $E = 7\text{m}$, loads with intermediate plug 422 kg and 420 kg for production drills and 250 kg with air plug in the three buffer lines, times used were 29 ms between drills and 100 ms between rows. With this design a peak particle velocity (PPV) of 44 mm / s was obtained at 205 meters from the shot, achieving the objective of non-harmful vibration in the structure to be taken care of.

We can conclude that for the design of the control blasting, the far-field vibrational model of $(PPV = K_v \left(\frac{R}{\sqrt{Q}}\right)^{-B_r})$ the rocky massif involved must be developed, this ensures that the designed parameters, Burden, Spacing and Operating Load per Drill (B , E , Q) be very precise achieving the required PVV.

Keywords: Control blasting, Vibrations, Mesh Design

INTRODUCCIÓN

La presente investigación se lleva a cabo en la Unidad de Acumulación Cuajone, perteneciente a la Compañía Southern Perú Cooper Corporation, ubicado aproximadamente a 42 km. al noreste del departamento de Moquegua, provincia de Mariscal Nieto, distrito de Torata, al sur del Perú.

Debido al alza de precios de los metales, especialmente de cobre y molibdeno, así como la mejora tecnológica para beneficiar actualmente minerales de baja ley, es que hay zonas que podemos minar en la actualidad que antes no era beneficioso hacerlo, muchas de estas zonas se encuentran rodeadas de infraestructuras que almacenan combustible, agua, equipos, entre otros; que resultaría muy costoso realizar un desmontaje de estas infraestructuras para continuar con el proceso de minado.

Por tal motivo, se realizará un cambio en el diseño de carguío de taladros de voladura, así como el tiempo de retardo entre éstos, y secuencia de salida, con la finalidad de no generar daño a un tanque de combustible con capacidad de 94,724 galones, ubicado en la Fase 7 en la Unidad de Acumulación Cuajone.

Para asegurarnos que el tanque de almacenamiento de combustible no se dañe y los diseños sean referentes para próximas voladuras cercanas a infraestructuras, realizaremos dos voladuras, una donde se desarrolla el modelo de carguío de taladros y el tiempo de retardo acostumbrados en dicha fase, monitoreando las vibraciones con tres sismógrafos ubicados a 50, 150 y 250 metros de la infraestructura a cuidar y una segunda voladura aplicando el diseño de carga experimental, así como los tiempo de retardo modificados, según los diseños experimentados en base de la Teoría del Factor “A” de Cunningham; de igual manera se realizará un monitoreo con tres sismógrafos ubicados a similar distancia que el proyecto anterior, se utilizara como Guía la Norma Alemana DIN 4150, que para este tipo de estructuras considera una vibración de 40 a 50 mm/s como adecuada.

ÍNDICE GENERAL

PRESENTACIÓN	iv
AGRADECIMIENTOS	v
DEDICATORIA	vi
RESUMEN	vii
ABSTRACT	viii
INTRODUCCIÓN	ix
CAPITULO I	1
1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN	1
1.1. Planteamiento del Problema	1
1.2. Objetivos	2
1.2.1. Objetivo General.....	2
1.2.2. Objetivos Específicos	2
1.3. Preguntas de Investigación	2
1.4. Líneas de Investigación a la que corresponde el Problema	3
1.5. Palabras Clave.....	3
1.6. Aporte del Desarrollo de la Tesis.....	3
CAPÍTULO II.....	4
2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS	4
2.1. Antecedentes de la Investigación.....	4
2.2. Bases Teóricas	8
2.2.1. Proceso de fragmentación de la Roca.....	8
2.2.2. Voladuras amortiguadas	10
2.2.3. Secuencia de salida.....	10
2.2.4. Tiempos de Retardo.....	11
2.2.5. Influencia del tiempo de retardo en la fragmentación y desplazamiento	11
2.2.6. Definición de vibraciones.....	12

2.2.7.	Tipos de Ondas.....	13
2.2.8.	Componentes de una Onda.....	16
2.2.9.	Vibración por voladura.....	19
2.2.10.	Vibraciones de un solo taladro.....	19
2.2.11.	Análisis de la Velocidad Pico Partícula.....	19
2.2.12.	Análisis de Frecuencias.....	20
2.2.13.	Modelo de velocidad pico partícula.....	21
2.2.14.	Regulaciones y criterios de control.....	22
2.2.15.	Norma Alemana DIN 4150.....	22
2.2.16.	El modelo básico Factor "A".....	23
2.2.17.	Taladros desacoplados.....	26
2.2.18.	Características geo mecánicas y geológicas.....	26
2.2.19.	Diseño de tiempos de salida.....	30
2.3.	Caso Estudio.....	31
2.3.1.	Ubicación.....	31
2.3.2.	Antecedentes de la operación.....	31
2.3.3.	Proceso productivo.....	32
2.3.4.	Evaluación del sitio.....	34
2.3.5.	Geología estructural.....	36
2.3.6.	Propiedades de Roca Intacta.....	36
2.3.7.	Propiedades Geomecánicas del Macizo Rocoso.....	37
2.3.8.	Características de la infraestructura a evaluar.....	37
2.4.	Hipótesis.....	38
2.5.	Variables.....	38
2.5.1.	Variables Independientes.....	38
2.5.2.	Variable Dependiente.....	38
CAPITULO III.....		40

3. MARCO METODOLOGICO	40
3.1. Alcances y Limitaciones	40
3.2. Tipo y Nivel de la Investigación	40
3.3. Población y Muestra	40
3.4. Técnicas e Instrumentación de Recolección de Datos	41
CAPÍTULO IV	42
4. RESULTADO Y DISCUSIONES	42
4.1. Diseño experimental	42
4.2. Ajuste del diseño con los modelos matemáticos planteados	51
4.3. Diseño de carga de acuerdo a la teoría de vibraciones.	57
4.4. Tiempo de retardo entre taladros de producción.....	60
4.5. Determinación de tiempos entre filas.	60
4.6. Diseño de filtros de contorno.....	61
4.7. Simulación de onda elemental	63
4.8. Prueba de contorno con doble iniciación	63
4.9. Verificación del diseño ajustado con la norma DIN 4150.....	67
4.10. Análisis vibracional del proyecto 3475-705.....	68
4.11. Análisis de costo beneficio.....	78
CONCLUSIONES.....	81
RECOMENDACIONES	83
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	84
ANEXOS.....	86
ANEXO 1 DESARROLLO EXPERIMENTAL PREVIO A LA VOLADURA.....	87
ANEXO 2 DISEÑO DE SECUENCIA DE SALIDA.....	90
ANEXO 3 FICHA TECNICA QUANTEX	96
ANEXO 4 FICHA TECNICA FANEL.....	98
ANEXO IV FICHA TECNICA IKON III EXTREME.....	101

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Proceso de rotura de roca con explosivos	9
Figura 2 : Esquema de voladura amortiguada	10
Figura 3: Ciclo de esfuerzo de la roca.	12
Figura 4: Ondas generadas en el macizo rocoso.....	13
Figura 5: Ondas longitudinales, de compresión o principales (P).....	14
Figura 6: Onda S.....	15
Figura 7: Onda R	15
Figura 8: onda Love.....	16
Figura 9: comportamiento de las Ondas	18
Figura 10: Norma DIN 4150	23
Figura 11: Ubicación de mina Cuajone	31
Figura 12: proceso de carga con palas de cable.....	33
Figura 13: Flujo de acarreo.....	34
Figura 14: Descripción de las formaciones geológicas	36
Figura 15: Tanque B3	38
Figura 16: Diseño del Buffer Proyecto 3475-704	43
Figura 17: Diseño de producción proyecto 3475-704	45
Figura 18: Proyectos 3475-704 y 705.....	46
Figura 19: Secuencia de Salida 3475-704	47
Figura 20: Línea de Iso tiempos 3475-704.....	48
Figura 21: Desplazamiento de Material 3475-704	49
Figura 22: Tiempos de Acople 3475-704	50
Figura 23: Diseño de carga con tacos intermedios	54
Figura 24: Diseño de carga sin taco intermedio	55
Figura 25: Diseño de carga para los taladros buffer	56
Figura 26: diagrama de monitoreo de vibraciones	57
Figura 27: Determinación de los valores Kv y Br	59
Figura 28: PPV esperado en función a la carga y la distancia.....	60
Figura 29: diseño de los filtros de contorno	61
Figura 30: Sismograma del filtro de contorno.....	62
Figura 31: simulación de onda elemental para determinar el valor de retardo.....	63
Figura 32 Disparo de validación cercano a la infraestructura	64

Figura 33: Líneas iso tiempo del proyecto 3475 705	65
Figura 34 simulación de la salida y alivio	66
Figura 35 Simulación de taladros acoplados a 6 ms.....	66
Figura 36; Norma DIN 4150	67
Figura 37: vibraciones en tres sismógrafos	68
Figura 38: secuencia de salida y acoplamiento de taladros	69
Figura 39: Registro de Sismógrafo S7.....	70
Figura 40: Ondas longitudinal, vertical y transversal sismógrafo S7.....	71
Figura 41: Registro de Vector Suma S7	71
Figura 42 Resultados del Sismógrafo S7.....	71
Figura 43: Registro de Sismógrafo S8.....	72
Figura 44: Ondas longitudinal, vertical y transversal sismógrafo S8.....	73
Figura 45: Registro de Vector Suma S8.....	73
Figura 46. Resultados del sismógrafo S8	73
Figura 47: Registro de Sismógrafo S6.....	75
Figura 48: Ondas longitudinal, vertical y transversal sismógrafo S6.....	75
Figura 49: Registro de Vector Suma S6	76
Figura 50: Resultados del sismógrafo S6	76
Figura 51 Sismograma proyecto 3475-705	77

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Factor “A” Cunningham.....	25
Tabla 2: Clasificación de rocas en función al RMR.....	28
Tabla 3: Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo	29
Tabla 4: Clasificación de roca según UCS	30
Tabla 5: Propiedades Geológicas del proyecto a evaluar	37
Tabla 6: Propiedades Geomecánicas del proyecto a evaluar:.....	37
Tabla 7: Operacionalización de variables.....	39
Tabla 8: Cálculo del Factor de roca A.....	51
Tabla 9: Diseño de la malla modificado usando el modelo de Kuz Ram.....	52
Tabla 10: Indicadores del diseño de la malla	53
Tabla 11: Control de vibraciones tanque B3	58
Tabla 12: Costos Total de Equipos.....	78
Tabla 13: Costos Toral de Recurso Humano.....	79
Tabla 14: Costos Totales del Servicio	79
Tabla 15: Costo Total Insumos adicionales en voladura experimental	80

CAPITULO I

1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del Problema

El proceso de voladura es uno de los más importantes dentro de la operación minera, tiene como finalidad fragmentar la roca a un nivel de granulometría necesario para poder ser cargado, acarreado y procesado tanto en planta como en pilas de lixiviación o llevado a botaderos, según el plan de minado, asegurando la continuidad de las operaciones de una manera rentable y segura.

Cabe resaltar que no solo la voladura tiene como fin la fragmentación de la roca, sino además de cuidar el macizo rocoso circundante y las infraestructuras cercanas a estos proyectos para lo cual es necesario un óptimo diseño de carguío de taladros, así como el tiempo de retardo entre los taladros a detonar.

Para evaluar la efectividad del diseño de voladura es que realizamos un Monitoreo de Vibraciones por lo cual medimos la velocidad de las partículas generadas en el proceso de voladura permitiendo cuantificar el posible daño generado al macizo rocoso e infraestructuras cercanas.

El trabajo de investigación se desarrolla en la Unidad de Acumulación Cuajone operada por Southern Perú Copper Corporation, donde se encuentran infraestructuras ubicadas en diversos lugares de la mina, muchas de ellas cercanas a áreas económicamente rentables o necesarias para la continuidad del ciclo de minado y profundización del tajo. En este trabajo se espera lograr un diseño adecuado de

voladura, modificando la configuración en el carguío de taladros y el cálculo de tiempos de retardo, que aseguren los límites de vibración no dañina en la infraestructura cercana para evitar el desmantelamiento que implica un costo adicional.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

- Determinar un diseño de voladura para asegurar que no se genere daño en la infraestructura cercana a los disparos de producción requerida en la explotación en la Unidad de Acumulación Cuajone.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Relacionar las características geomecánicas del macizo rocoso con el diseño de mallas y carga.
- Evaluar la velocidad pico partícula (PPV) producidas durante el disparo y determinar el modelo vibracional de campo lejano
- Determinar la carga detonada por taladro para asegurar que la velocidad pico partícula (PPV) no dañe la infraestructura.
- Establecer los tiempos entre taladros y entre filas óptimos para asegurar que el PPV en la infraestructura siempre se encuentre en el rango permitido.

1.3. Preguntas de Investigación

- ¿Cuál es el nivel de vibración que soporta la infraestructura para no dañarse?
- ¿Cuáles son las condiciones geológicas y estructurales de la zona donde se encuentra la infraestructura a cuidar?
- ¿Cómo se calcula la carga detonada por taladro para no generar vibraciones destructivas que afecten la infraestructura?
- ¿Cuáles son los tiempos de retardo en la secuencia de disparo que asegure la mínima vibración requerida?
- ¿Cómo se asegura que este diseño cumpla con el objetivo de no dañar la infraestructura implicada?

1.4. Líneas de Investigación a la que corresponde el Problema

La línea al que le corresponde la investigación es la de Optimización de Procesos Mineros.

1.5. Palabras Clave

Voladura controlada, vibraciones, diseño de mallas, configuración de carga de taladros

1.6. Aporte del Desarrollo de la Tesis

La presente investigación se debe a que en la mayoría de las operaciones mineras a tajo abierto las leyes de mineral explotable van disminuyendo en el tiempo, así como el avance en la tecnología de procesos permite recuperar mineral de baja ley, razón por la cual el diseño del “Pit” final varía, por tal motivo, es necesario explotar áreas que no se habían previsto anteriormente, muchas de estas áreas presentan infraestructuras cercanas.

Es de suma importancia esta investigación ya que se evitaría incurrir en un elevado costo adicional al dismantelar las infraestructuras cercanas a las voladuras, mediante un diseño adecuado de carguío de taladros y configuración de tiempo entre estos, además de tener una referencia y poder utilizar este diseño posteriormente en proyectos donde se encuentren infraestructuras cercanas a un proyecto de voladura.

CAPÍTULO II

2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

2.1. Antecedentes de la Investigación

Como precedente tenemos las siguientes investigaciones:

Dávila J. (2019) en su tesis titulada “*Evaluación de vibraciones en voladura con plasma para reducir la proyección de rocas (Fly Rock) en el tajo abierto de Sociedad Minera El Brocal S.A.A*” para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Daniel Alcides Carrión.

La finalidad de esta investigación es mostrar que se puede realizar una perforación y voladura reduciendo niveles de vibración y fly rock, obteniendo óptimos resultados en la fragmentación de la roca.

En esta investigación se utiliza sales metálicas para la generación de energía para fracturar la roca, para la ejecución de las voladuras se utilizarán detonadores electrónicos.

Las conclusiones de esta investigación fueron las siguientes:

El análisis de dispersión sugiere que existe espacio para mejorar la implementación de diseños de campo (QA/QC).

Se recomienda utilizar la carga estándar ya antes recomendada para los proyectos más alejados y una carga de 35 Kg para los dos proyectos cercanos, asumiendo una fragmentación no óptima.

Mientras más alejada la voladura, más probabilidad de que se acoplen dos o más taladros, por el contrario, mientras más cerca se puede controlar mejor (con detonación electrónica), sobre todo si se utilizan tiempos más generosos, pero evitando filas muy largas en la secuencia.

En el caso de voladura crítica se puede estimar el PPV en mayor detalle, para lo cual se necesitaría el diseño de amarre.

En cuanto a la secuencia de detonación se debe utilizar el punto de inicio cercano a la zona que se desea cuidar y en voladuras críticas optar por secuencias fila a fila preferentemente cortas para no dejar un tiempo excesivo entre taladros contiguos.

Valdivia A. (2017), en su tesis titulada “*Diseño de modelo predictivo de vibración PPV en la voladura del tajo Isabelita – Mina El Toro para evitar riesgos en la población cercana*” para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de Trujillo.

El trabajo de investigación se realizó en la Unidad Isabelita – Proyecto El Toro que pertenece a la minera Los Andes Perú Gold, donde se realizó voladuras cercanas a la población, generándose un diseño de modelo predictivo de vibraciones con la finalidad de minimizar el nivel de vibraciones y evitar riesgos a la población cercana.

Después de realizar 50 pruebas se determinó un factor de carga óptimo bajo la normativa U.S. Bureau of Mines (USBM), que serán usadas en futuras voladuras.

Las conclusiones de esta investigación fueron las siguientes:

Se obtuvo el modelo predictivo del nivel de vibración para la mina El Toro, representada por la siguiente fórmula:

$$PPV = 585.7 \left(\frac{R}{\sqrt{Q}} \right)^{-0.7471}$$

El monitoreo de vibraciones es una técnica efectiva que permite evaluar el diseño de la voladura que permite obtener modelos predictivos confiables.

Se realizó la medición de la velocidad pico partícula PPV (mm/seg), generadas por la voladura.

Según el diseño propuesto, todas las voladuras realizadas en la mina El Toro no generará vibraciones por encima del límite establecido por la USBM (50.0 mm/s), por ende, no generarán daño a las infraestructuras cercanas de la mina.

El modelo diseñado permite predecir cualquiera de las siguientes variables: distancia (R), carga (Q) y VPP.

Delgado M. (2014) en su tesis titulada “*Estrategias en el diseño de perforación y voladura para estructuras aledañas controlando vibraciones y rocas al aire en minas a tajo abierto*” para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de San Agustín.

La investigación se realizó en la Unidad Minera Cerro Verde para la etapa de expansión de los tajos Santa Rosa y Cerro Verde, en la cual se diseñó una metodología adecuada al proceso de perforación y voladura cercanas a las estructuras de la chancadora primaria y el grifo evitando rocas volantes y controlando las vibraciones en el campo lejano.

Las conclusiones de esta investigación fueron las siguientes:

Se logró desarrollar una metodología que permite realizar voladuras sin generar daños a las infraestructuras cercanas causadas por vibraciones altas y eyección de rocas.

Esta metodología garantiza en un 100% que no se generen daños a infraestructuras cercanas.

Se identificó que un factor clave en el diseño es determinar explosivos de baja densidad que permiten distribuir mejor la carga y reducir los gases generados en la voladura.

Para que la voladura no genere eyección de rocas es importante conseguir la altura y confinamiento del taco, así como un adecuado control de los procedimientos operacionales.

Para conseguir una voladura que no genere daño es necesario realizar un monitoreo de vibraciones para realizar un modelo tanto de campo cercano y lejano, que

permitirá calcular la carga puntual por retardo y el estudio de onda elemental para determinar la secuencia óptima de salida.

La utilización de detonadores electrónicos para tener una adecuada secuencia de salida en la detonación.

Prestar atención a los detalles para obtener un buen control de calidad y lograr una voladura segura y eficiente.

En el paper de **Peralta, G y Mojica, R.** (2015) denominado “*Características y control de las vibraciones producidas por acción de las voladuras en minas a cielo abierto*” tiene como finalidad establecer si las perturbaciones originadas por el proceso de voladura supera o no el umbral estipulado en las normas actuales, si el nivel fue menor se puede incrementar la carga operante hasta que los niveles de vibración sean igual al nivel máximo permitido.

Teniendo como conclusión que la realización constante de monitoreos en el frente de explotación durante las voladuras permiten analizar la velocidad de la partícula y la onda aérea, las cuales reconocen la posibilidad de estar por encima o debajo de lo permitido por la norma.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Proceso de fragmentación de la Roca

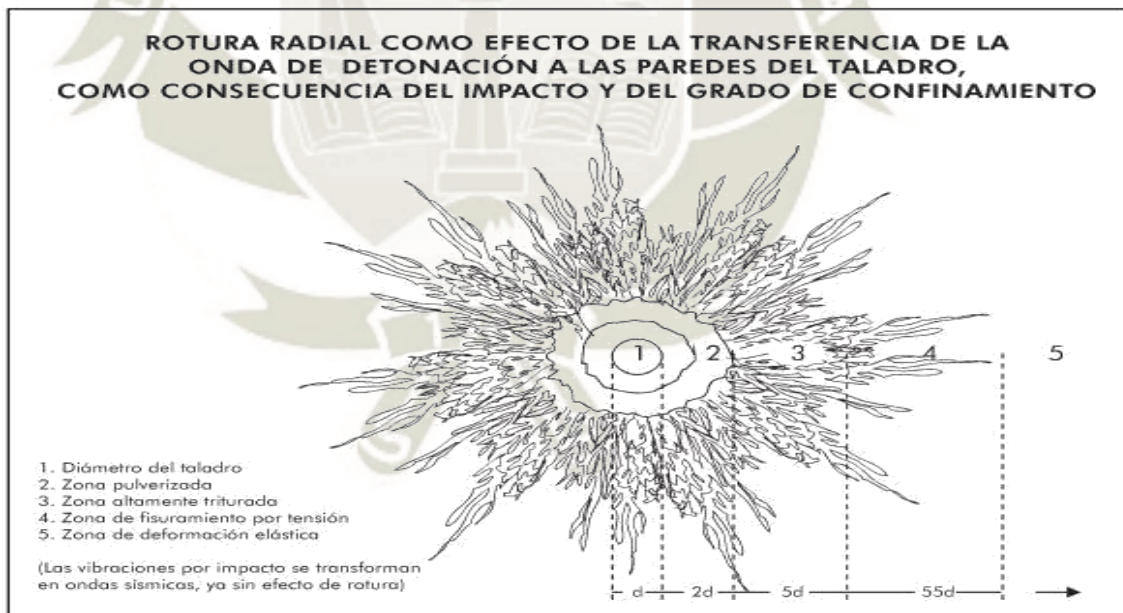
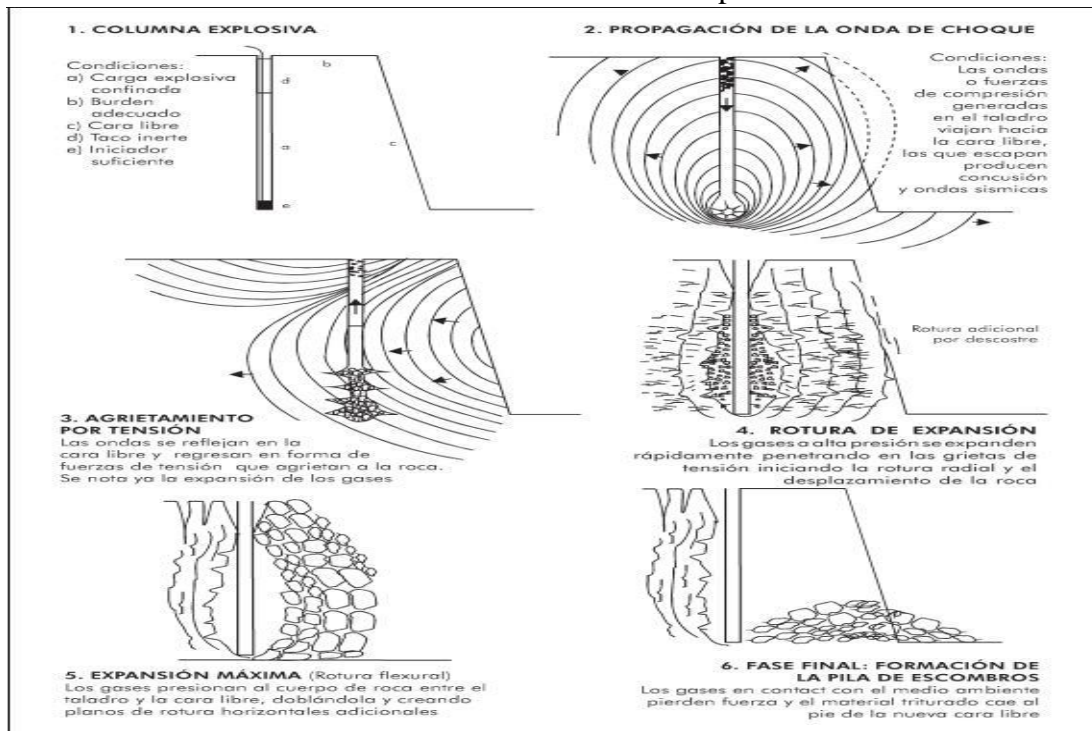
La fragmentación de la roca debido al proceso de voladura se da por la interacción del explosivo en el taladro con la masa rocosa circundante a éste, generándose liberación de energía, expansión de gases, ondas de compresión, desplazamiento de material, etc., todo esto en un corto tiempo expresado en milisegundos.

Para explicar este fenómeno hay diversas teorías que se basan en criterios de distribución de energía, fuerzas de compresión y tensión, las ondas de reflexión en la cara libre, presión de gases producidos por la voladura, liberación de energía, corte y cizallamiento de la roca, todo esto basado en investigaciones y pruebas de laboratorio y campo, así como por modelos matemáticos y físicos (ISO 14001, 2004).

La explicación comúnmente aceptada nos dice que el proceso de fractura del macizo rocoso se desarrolla en varias etapas que ocurren en pocos milisegundos desde el proceso de detonación de un taladro confinado, que va desde el comienzo de la fragmentación hasta el desplazamiento total del material fragmentado (Lara, V. & Leon, O., 2000, pág 182).

A continuación, se detalla en imágenes el proceso completo de detonación de un taladro.

Figura 1:
Proceso de rotura de roca con explosivos



Fuente: Exsa, (2000)

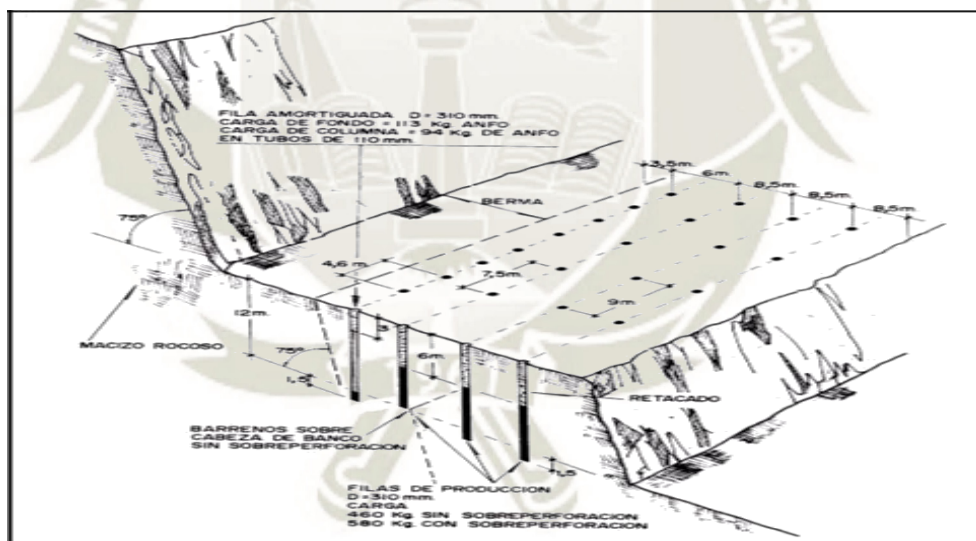
2.2.2. Voladuras amortiguadas

Es una voladura con mayor control, donde se ha modificado el diseño de las últimas filas o última fila, tanto en su esquema geométrico, siendo éste más reducido, como en las cargas de explosivo que son menores y desacopladas. Las propiedades de los macizos rocosos tienen una importante significancia tanto en el diseño de perforación y diseños de carguío de explosivos como en los resultados de las voladuras amortiguadas, las propiedades más destacables son:

- Resistencia a la compresión y Resistencia a la tracción
- Nivel de alteración de la roca, Grado de fractura, espaciamiento de discontinuidades, orientación y relleno de fracturas.
- Tensiones residuales del macizo rocoso.
- Presencia de agua (Valdivia, 2017; pág. 25).

Figura 2 :

Esquema de voladura amortiguada



Fuente: Jimeno, (1994)

2.2.3. Secuencia de salida

Se definen que “la secuencia de encendido y el tiempo de retardo son los factores más desconocidos por profesionales y técnicos dedicados a la voladura en el sector minero” (Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. 2013, pág. 203).

Los principales parámetros de perforación como el Burden y Espaciamiento se modifican con la secuencia de iniciación, pasando a ser llamados “efectivos” respectivamente. La secuencia de encendido y los tiempos de retardo influyen principalmente sobre el desplazamiento y esponjamiento de la roca y de una menor manera sobre la fragmentación, sobre excavación e intensidad de las vibraciones. De tal manera, la inversión en el empleo de secuencias de iniciación más complejas se ve recompensado con las mejoras globales en los resultados finales de la voladura. La secuencia de encendido y tiempos de retardo varían según los objetivos y características presentes en el proyecto a detonar, si es de producción o de contorno, mineral o desmonte, lugar hacia donde se quiere desplazar el material, presencia de equipos, presencia de fallas, si tiene cara libre o es confinado, entre otras. Actualmente en gran minería se aprovecha la cara libre del proyecto para iniciar la secuencia de encendido, minimizando las vibraciones y eyección de material, de esta manera el despeje de equipos será a menor distancia del proyecto facilitando la continuidad de las operaciones una vez finalizado el proceso de voladura” (Bernaola, J., Castilla, J., y Herrera, J. 2013, pág 147).

2.2.4. Tiempos de Retardo

“Una voladura óptima debe tener como objetivos la fragmentación, esponjamiento y desplazamiento requerido del material, así como el control de proyecciones, las sobre excavaciones o sobre rotura, y generar el nivel mínimo posible de vibraciones y onda aérea” (Bernaola et al; 2003; pág. 29).

2.2.5. Influencia del tiempo de retardo en la fragmentación y desplazamiento

Según los tiempos de retardo, deben generar la sucesión de los siguientes acontecimientos:

- Propagación de las ondas de compresión y tracción desde el taladro hasta el frente libre (aproximadamente 0,58 ms/m).
- Reajuste del campo inicial de ondas de tensiones, esto se debe a la presencia de grietas radiales primarias y al efecto de la reflexión de la onda de choque en el frente libre. El tiempo de reajuste se puede estimar entre 10 y 20 ms después de la iniciación, dependiendo de los tipos de roca y explosivos.

- Aceleración de la roca fragmentada por acción de los gases, hasta una velocidad que asegure un desplazamiento horizontal adecuado. El movimiento es más fácil cuanto mayor es el tiempo de retardo, y se estima entre 30 y 50 ms después de la iniciación (Lang, L.C. y Favreu, R.F., 1972; pág. 86).

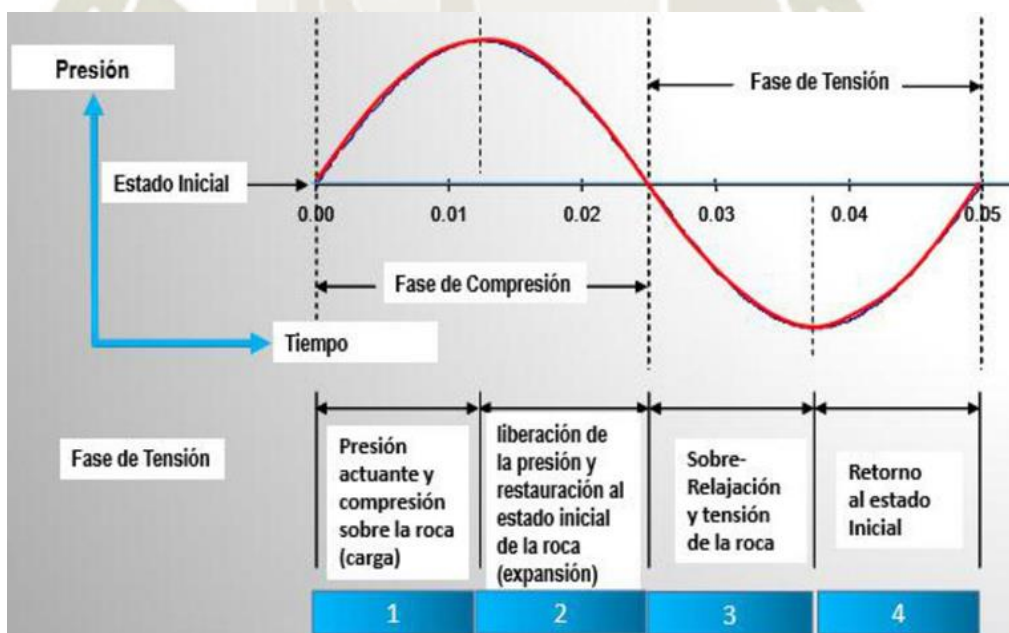
2.2.6. Definición de vibraciones

Las vibraciones se definen como:

La “acción de transmisión de la energía a través de cualquier medio mediante la propagación de un movimiento ondulatorio. Éste fenómeno de vibración se genera por una fuente o emisor, que es el que genera las vibraciones, y por un objeto o receptor de las mismas.” Como lo dijimos anteriormente, las vibraciones se manifiestan mediante un movimiento ondulatorio, debido al paso de etapas de compresión y tensión de la onda (Pierina L, 1996; p.35).

Figura 3:

Ciclo de esfuerzo de la roca.



Fuente: Pierina, (1996)

Cuando se realiza la detonación de un explosivo que está contenido en un taladro, se genera de una forma casi inmediata una gran cantidad de volumen de gases a altas temperaturas y elevadas presiones.

Debido a que estas presiones tan elevadas se dan sobre las paredes del taladro esto simula un choque o impacto brusco, provocando deformaciones axiales y tangenciales en diferentes direcciones en el macizo circundante, produciendo de esta manera su rotura o fractura.

El explosivo trabaja a una determinada eficiencia, por tal motivo no se emplea completamente su energía para la fragmentación, por ende, un porcentaje de esta energía es liberada al ambiente propagándose a través de las fisuras presentes en el macizo rocoso, el taco, el nivel freático y aire, la amplitud de este movimiento ondulatorio de liberación de energía va disminuyendo mientras nos alejamos del punto de detonación” (Cunningham, C., 2005; pág. 124).

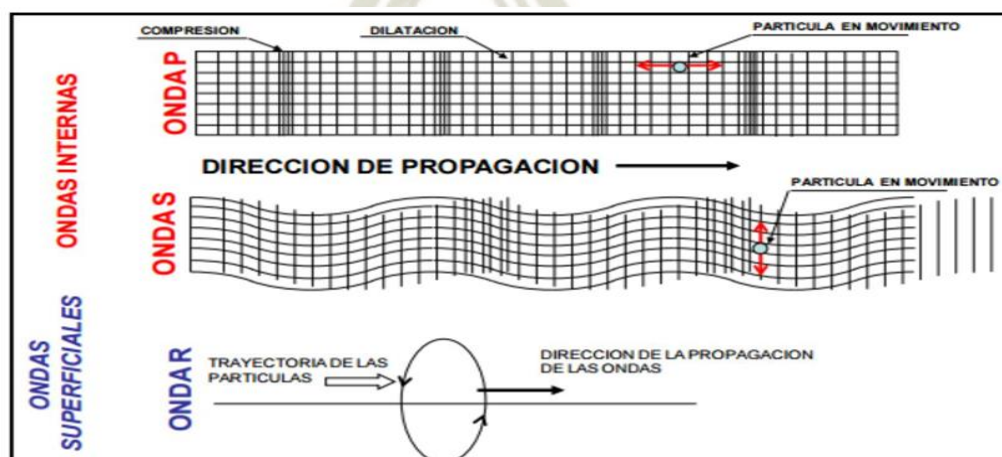
2.2.7. Tipos de Ondas.

El fenómeno de las vibraciones por efecto de una voladura se transmite a través de los materiales como ondas sísmicas ondulatorias desplazándose de forma radial a partir del punto de detonación (OHSAS 18001, 2007).

Las ondas sísmicas las podemos clasificar en ondas internas y ondas superficiales:

Figura 4:

Ondas generadas en el macizo rocoso



Fuente: Pierina, (1996)

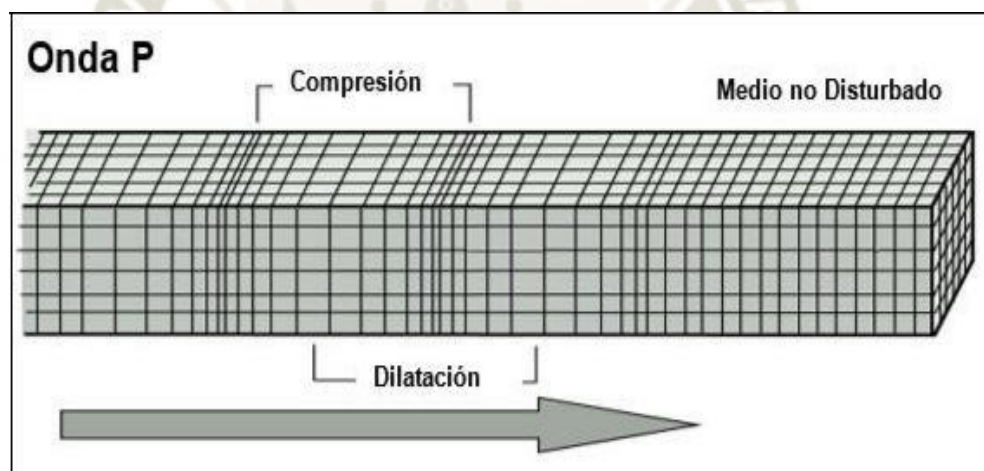
2.2.7.1. Ondas internas.

Tenemos las ondas P, Longitudinales, Primarias o de Compresión y las ondas S, Transversales o de Cizallamiento, a continuación, las detallamos:

- Ondas P, Longitudinales, Primarias o de Compresión, estas ondas se propagan por el interior del macizo, se caracterizan por ser las ondas más rápidas y que producen cambio de volumen, más no de forma, debido al movimiento compresional que origina dentro del material, provocan que las partículas oscilen en la misma dirección que se propaga la onda. Es la primera onda en llegar al punto de medición (Ramírez, P. & Alejano, M. 2004, pág 99).

Figura 5:

Ondas longitudinales, de compresión o principales (P)

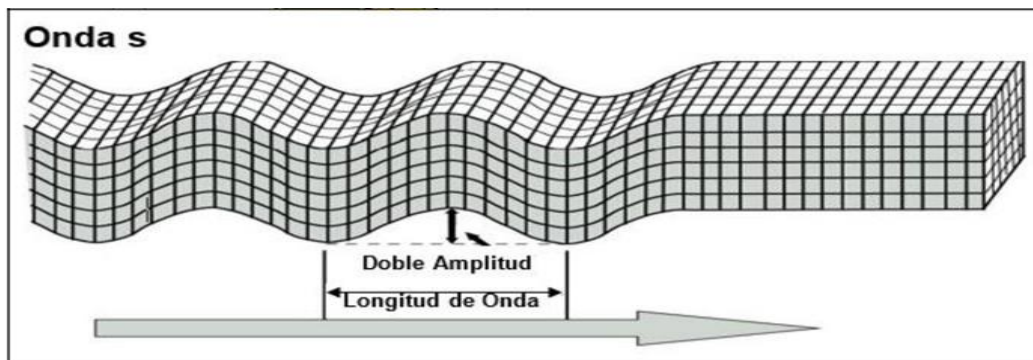


Fuente: Pierina, (1996)

- Ondas transversales, de cizalladura o secundarias (S): Este tipo de ondas genera un movimiento de las partículas perpendicular a la dirección en que se propaga la onda. La velocidad de estas ondas es menor que las Ondas P, pero mayor que las ondas de superficie, son las encargadas de la generación de cambio de forma mas no de volumen (Ley de Seguridad y Salud en el Trabajo, Ley 29783, 2011).

Figura 6:

Onda S



Fuente: Pierina, (1996)

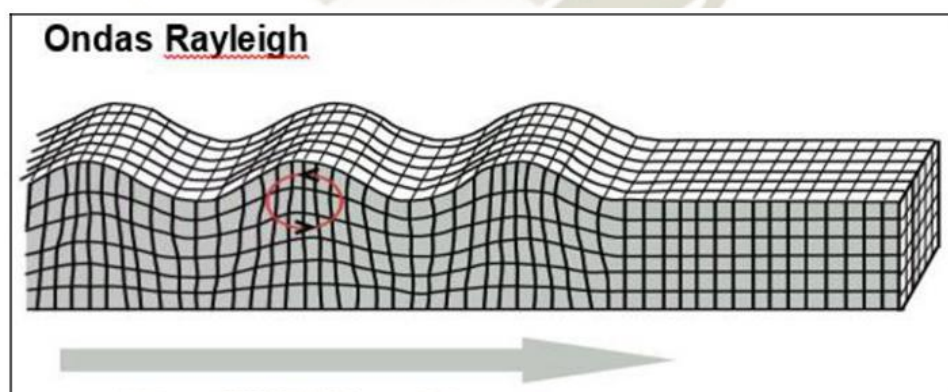
2.2.7.2. Ondas de superficie.

Transmitidas únicamente en la superficie del macizo, dentro de este grupo encontramos las siguientes ondas;

- Ondas Rayleigh (R): Son aquellas que generan oscilaciones elípticas con un sentido contrario a la propagación de la onda. Su velocidad es el 90% de las ondas S y su frecuencia es baja (Ramírez, P. & Alejano, M. 2004, pág 150-153).

Figura 7:

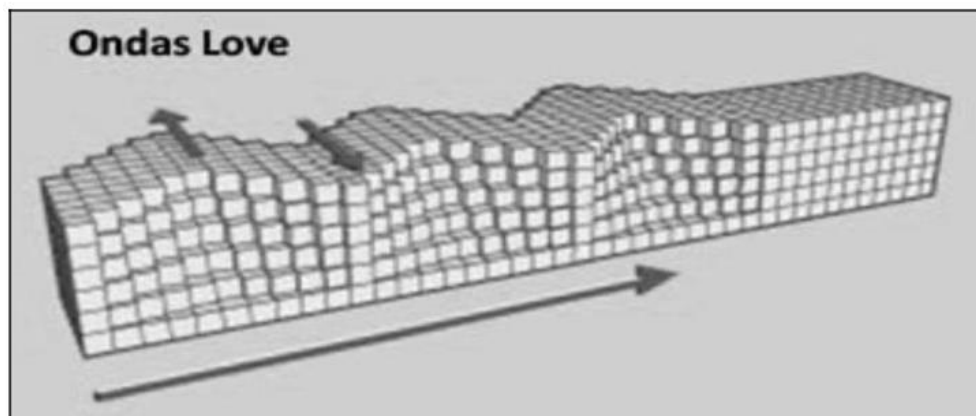
Onda R



Fuente: Pierina, (1996)

- Ondas Love (Q): La Ondas Love (Q), originan en las partículas oscilaciones elípticas, pero en dirección transversal a la propagación de la onda, su velocidad es mayor a las Ondas Rayleigh (R) baja (Ramírez, P. & Alejano, M. 2004, pág 150-153).

Figura 8:
Onda Love



Fuente: Pierina, (1996)

Debido a que las ondas generadas por la voladura se desplazan a diferentes velocidades, éstas se superponen unas con otras en tiempo y espacio, siendo importantes el tiempo de retardo entre taladros, es indispensable la medición de vibraciones para minimizar los daños que puedan producir en las infraestructuras cercanas baja (Ramírez, P. & Alejano, M. 2004, pág 150-153).

Miller y Pursey (1955), nos afirma que “la energía que liberan las ondas Rayleigh es del 70 al 80% de la energía total de la voladura que es la que genera mayor potencial de riesgo en las infraestructuras a distancias mayores de 500 metros, además de generar las frecuencias más bajas del tipo de ondas” (p-69).

2.2.8. Componentes de una Onda

2.2.8.1. Amplitud

Desplazamiento máximo de un punto desde su posición de reposo, la energía de una onda es proporcional al cuadrado de su amplitud, generalmente representa velocidad en la medición de voladuras, ya que representa el desplazamiento real de la partícula.

Dado que el desplazamiento, velocidad y aceleración están relacionados, la medición de una de éstas puede permitir el cálculo de las otras dos, además

está considerado como el mejor indicador de potencial de daño en infraestructuras y macizo rocoso y su potencial efecto en la fragmentación de la roca (Bieniawski, 1978, pág 204).

La amplitud en voladura no distingue si es positiva o negativa, se toma siempre el valor positivo o valor absoluto

2.2.8.2. Velocidad de propagación

Velocidad a la que se desplaza un punto en la onda a través del macizo rocoso.

En la mayoría de casos las rocas tienen una velocidad de propagación entre 3000 m/s y 5000 m/s, si la velocidad de propagación es inferior a 1500 m/s o mayores a 6000 m/s se consideran poco fiables (Alonso, J, Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. 2013, pág 209).

La velocidad máxima se puede calcular a partir del desplazamiento y de la frecuencia utilizando la ecuación:

$$V = 2 \times \pi \times f \times \mu \quad (1)$$

Dónde:

V = velocidad de partícula (milímetros /segundo) ó (pulgadas / segundo)

f = frecuencia (hertz)

μ = Desplazamiento (mm) ó (pulgadas)

π = Pi (constante)

2.2.8.3. Aceleración

Es la rapidez a la que una partícula cambia su velocidad con el tiempo.

La aceleración máxima se da cuando la partícula alcanza su máximo desplazamiento, la aceleración se puede calcular a partir de la velocidad y la frecuencia, como lo dijimos anteriormente, utilizando la ecuación:

$$a = 2 \pi * f * v \quad (2)$$

Donde:

a = Aceleración de la partícula (mm/seg²) (pulg/seg²)

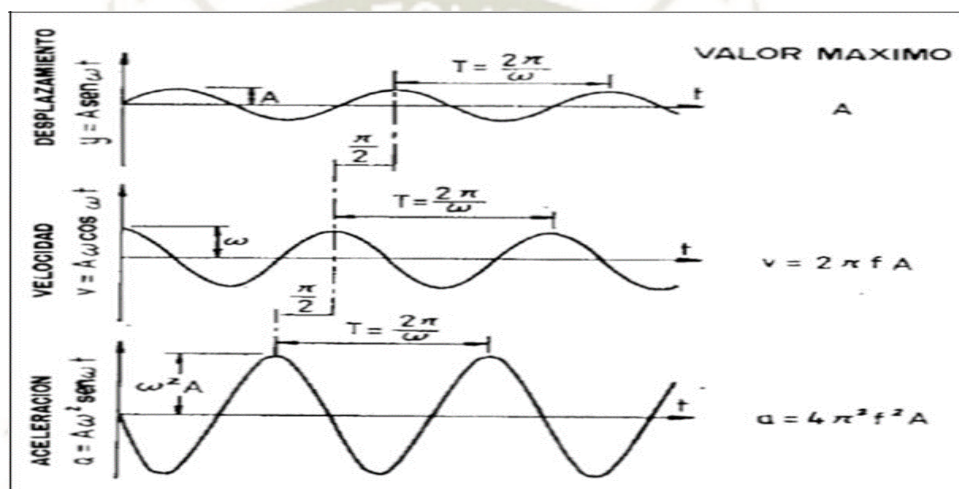
f = Frecuencia (hertz)

v = Velocidad de la Partícula (mm/seg) (pulg/seg)

π = Pi (constante)

Figura 9:

Comportamiento de las Ondas



Fuente: Pierina, (1996)

2.2.8.4. Frecuencia

Indica el número de veces que en un segundo la onda de propagación realiza un ciclo completo de compresión y tensión, el factor predominante son las dimensiones de las cargas que nos dice que las columnas grandes de carga tienden a producir frecuencias bajas, aunque también existen otros factores importantes como los módulos de la roca y la velocidad de detonación del explosivo.

La frecuencia dominante se considera como el inverso del tiempo del ciclo completo.

Generalmente se observa que las ondas registradas a distancias grandes tienden a generar bajas frecuencias a comparación de aquellas registradas a cortas distancias.

Si la frecuencia es baja, es mayor el desplazamiento, por ende, produce un mayor daño en el medio en que se transmite las vibraciones (Cunningham, 2005 pág. 98).

2.2.9. Vibración por voladura.

Las voladuras generan vibraciones y fractura en el macizo rocoso, si no es controlado adecuadamente puede ocasionar daño en estructuras circundantes y originar deslizamientos en los bancos de las minas a cielo abierto, además pueden generar también efectos negativos sobre infraestructuras cercanas a la voladura, pudiendo ocasionar grandes pérdidas materiales o por tiempo perdido en la reanudación de operaciones (Pierina, 1996; pág 66).

Los análisis de la velocidad pico partícula y las frecuencias influyen en forma directa con el estudio de los efectos en una voladura.

2.2.10. Vibraciones de un solo taladro.

La respuesta de la vibración de un único taladro de voladura representa la forma más simple de onda llamada “elemental” que puede ser analizada en una voladura.

En voladuras normales donde se tienen muchos taladros, se considera que cada taladro genera una onda “elemental” igual, separadas en el tiempo por sus respectivos retardos y en el espacio por el burden y el espaciamiento (Pierina, 1996; pág 97).

2.2.11. Análisis de la Velocidad Pico Partícula.

Para medir el nivel de vibraciones es necesario definir la magnitud física que debe de ser cuantificada, si será el desplazamiento, la velocidad o la aceleración. Las velocidades Pico Partícula o PPV, son definidas como el valor máximo presente de cualquiera de las tres magnitudes mencionadas que varía durante un intervalo determinado de tiempo (Miller, O. E. 1955, pág 208 - 210).

Es la velocidad máxima del movimiento de las partículas individuales dentro del macizo rocoso como una vibración u onda que se propaga al interior de la roca.

Generalmente, se considera a la velocidad de vibración como la más predominante en el nivel de una vibración por voladura y a los daños que pueda generar tanto a edificaciones, maquinaria y personas.

Estas vibraciones son medidas mediante las velocidades sísmicas. Por ende, se encuentra una relación directa entre el daño producido por dichas vibraciones y la velocidad pico partícula, medida durante la realización de la voladura (Exsa S.A., 2000; pág 96).

Los límites propuestos por las diferentes normativas respecto a daños por vibraciones se dan en base a las medidas de las PPV (Velocidad Pico Partícula), es por esto la importancia de una correcta medición y almacenamiento de datos de éste parámetro.

2.2.12. Análisis de Frecuencias.

Otro factor muy importante en la peligrosidad del daño producido por las vibraciones es la frecuencia de éstas.

Como lo vimos anteriormente la frecuencia es el número de veces que en un segundo la onda de propagación realiza un ciclo completo de compresión y tensión.

Tenemos por entendido que las respuestas de la estructura dependerán del nivel de la frecuencia, es más perjudicial para las estructuras los niveles de frecuencias bajas ya que se produce un movimiento total de su estructura mientras que a frecuencias altas solo vibran los componentes individuales de la estructura afectada.

Las frecuencias de baja oscilación se encuentran entre los rangos de 5 a 20 Hz.

Al originarse frecuencias bajas originadas por la voladura se produce un daño en la estructura ya que esta presenta frecuencias naturales bajas similares al del disparo, generándose una máxima absorción de energía y se incrementa las probabilidades de producirle daño

Por tal motivo, es de suma importancia determinar cuáles son las frecuencias generadas por la voladura.

2.2.13. Modelo de velocidad pico partícula.

2.2.13.1. Modelo de Campo Lejano DEVINE

El análisis de los registros de vibraciones, 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 a 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:

$$PPV = K_v \left(\frac{R}{\sqrt{Q}} \right)^{-B_v} \quad (3)$$

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 $-B_v$: son constantes que dependen de las propiedades del lugar y de la roca.

- Instrumentación para el monitoreo de vibraciones

- La instrumentación para el monitoreo de vibraciones es fundamental y su propósito es localizar transductores en puntos estratégicos con el objetivo de obtener una base de datos fidedigna, consistente y de alta representatividad. El equipo de monitoreo de vibraciones consta de los siguientes componentes:
- Transductores: Geófonos o Acelerómetros que se instalan a la roca.
- Un sistema de cables: Encargados de llevar la señal captada por los transductores al equipo de monitoreo.
- Un equipo de adquisición: El cual recibe la señal y la guarda en su memoria.
- Un computador: El cual tiene incorporado el software requerido para la lectura y el traspaso de la información desde el equipo monitor, y para realizar el posterior análisis (Cunningham, 1983).

El equipo para monitoreo usado en la investigación es el Sismógrafo Minimate® Pro4, que cuenta con cuatro canales de adquisiciones de datos con la cual realizaremos el monitoreo de las voladuras del proyecto 3445-704 y 3445-705, las especificaciones técnicas del Minimate® Pro4 se encuentran en los Anexos.

2.2.14. Regulaciones y criterios de control

Es necesario limitar el nivel de vibraciones no solo por la integridad de las estructuras que puedan verse afectadas debido a las voladuras sino también a las molestias humanas. Sabemos que altos límites de vibración pueden ocasionar daño estructural a diferentes infraestructuras y generar molestias en poblaciones cercanas. Existen normas internacionales dirigidas a regir los límites de vibraciones producidas por las voladuras. La norma que aplicaremos en el caso estudio es la siguiente:

2.2.15. Norma Alemana DIN 4150

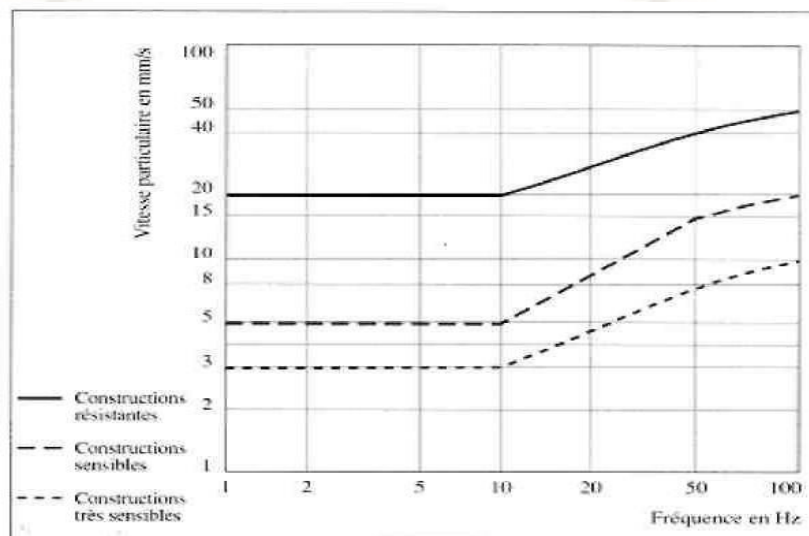
La norma alemana, recomienda niveles de 40 mm/s a una frecuencia de 50 Hz, aumentando a 50 mm/s para una frecuencia de 100 Hz, para edificios comerciales e industriales. Esta norma también está orientada hacia daño menor,

tal como la formación de grietas en yeso, en lugar de daño a estructuras reforzadas de hormigón.

La norma alemana está provista de tres curvas para límites permisibles de vibración, según el tipo de estructuras cercanas, comerciales, residenciales, y legado cultural (ISO 14001, 2004).

Figura 10:

Norma DIN 4150



Fuente: Pierina, (1996)

2.2.16. El modelo básico Factor "A"

Es de vital importancia determinar el tamaño de material fragmentado, ya que optimiza el proceso de minado y un ahorro general en la operación minera. Esta sección presenta información fundamental sobre este interés. La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas (Cunningham 1983, pág 89).

La relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov 1973 en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$x = A \left(\frac{V_0}{Q_T} \right)^{0.8} Q_T^{1/6} \quad (4)$$

Donde X = tamaño medio de los fragmentos, cm.

A = factor de roca (Índice de “volabilidad”) 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

V_0 = Volumen de roca (m³) a romper por el taladro = Burden x Espaciamiento x Altura de banco.

Q_T = Masa (kilogramo) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

La fuerza relativa por peso del TNT comparado al ANFO (ANFO = 100) es 115. Por lo tanto, la ecuación basada en ANFO en vez de TNT se puede escribir como

$$x = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{S_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \quad (5)$$

Donde Q_e = masa del explosivo utilizado (kilogramo), = fuerza relativa por peso del explosivo ANFO (ANFO = 100).

Ya que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K} \quad (6)$$

Donde K = Factor de potencia (carga específica) = kg/m³.

La ecuación (2) se puede reescribir como

$$x = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30} \quad (7)$$

La ecuación (4) se puede utilizar ahora, para calcular la fragmentación media (x) para un factor potencia dado. Solucionando la ecuación (4) para K tenemos:

$$K = \left[\frac{A}{x} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30} \right]^{1.25} \quad (8)$$

Uno puede calcular el factor de potencia (carga específica) requerido para obtener la fragmentación media deseada.

Cunningham (1983) indica que en su experiencia “el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es: A=8, y el límite superior es A = 12”

En una tentativa de cuantificar mejor la selección de "A", el Índice de “volabilidad” propuesto inicialmente por Lilly (1986) se ha adaptado para esta aplicación (Cunningham, 1987). La ecuación es:

$$A = 0.06x(RMD + JF + RDI + HF) \quad (9)$$

Tabla 1:
Factor “A” Cunningham

Símbolo	Descripción	Valores
A	Factor de Roca	8 a 12
RMD	Descripción de la Masa Rocosa menuzable / Friable ticamente Fracturado sivo	10 JF 50
JF	JPS+JPA	
JPS	Espaciamiento de las fracturas verticales 1m to MS a DP	10 20 50
MS	Muy Grande (m)	
DP	Tamaño (m) del diseño de perforación asumido DP>MS	
JPA	Angulo del plano de las fracturas amamiento hacia fuera de la cara pendicular a la cara amamiento hacia dentro de la cara	20 30 40
RDI	Índice de Densidad de la Roca	25 x RD – 50
RD	Densidad (t/m ³)	
HF	Factor de Dureza ζ < 50 Gpa ζ > 50 Gpa	HF = Y/3 HF=UCS/5
Y	Módulo de Young (GPa)	
UCS	Fuerza Compresiva no Confinada (MPa)	

Fuente: Lara, V. & Leon, O., (2000)

2.2.17. Taladros desacoplados

El objetivo de desarrollar taladros desacoplados es de generar una voladura de control en la cual la presión de detonación disminuya a límites que no produzcan un sobre quiebre y también se minimice las vibraciones producidas por los taladros de producción logrando de esta manera no desestabilizar al talud y cuidar las infraestructuras cercanas a la voladura (Jimeno, C. 1994, pág 385).

2.2.17.1. Técnica del desacoplamiento de cargas explosivas

Se usara una baja densidad lineal de carga explosiva en los taladros buffer y de producción modificado con el mismo diámetro de los taladros de producción, además se colocará un detrito intermedio en éstos, la iniciación será antes que los taladros de producción para poder provocar una zona agrietada que hará de filtro para minimizar las vibraciones generadas por los Taladros de producción para de esta manera minimizar las vibraciones que ocasionarían un daño a la pared del talud y a la infraestructura a cuidar (Cunningham, C., 2005; pág. 97).

2.2.18. Características geo mecánicas y geológicas

2.2.18.1. 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) (Bieniawski, 1978).

Según Bieniawski (1978)

$$E_M \text{ (Gpa)} = 2 * RMR - 100 \quad (10)$$

Según Serafim y Pereira (1983)

$$E_M \text{ (Gpa)} = 10 \frac{RMR-10}{40} \quad (11)$$

Donde E_M es el Módulo de Young del macizo rocoso.

2.2.18.2. Coeficiente 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.

2.2.18.3. 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.

2.2.18.4. Rock Mass Rating (RMR)

Parámetro, es formulado para determinar la calidad del macizo rocoso. Para la obtención de este índice se tiene que delimitar la zona por discontinuidades geológicas llamadas dominios estructurales, recordemos que dentro del macizo rocoso encontramos fallas, pliegues, diaclasas y otras características importantes que nos indicaran la calidad del mismo (Bieniawski, 1978; pág 156).

El índice RMR (Rock Mass Rating) evalúa los siguientes parámetros:

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 (s). - El puntaje puede variar de 5 (si $s < 60$ mm) a 20 (si $s > 2$ m)

Naturaleza de las juntas (J_c). - 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)

Orientación de las discontinuidades (O_d). - El puntaje varía desde 0 (muy favorable) hasta -60 (muy desfavorable) (Bieniawski, 1978).

Con estos parámetros realizamos la ecuación:

$$RMR = P(UCS) + P(RQD) + P(s) + P(J_c) + P(WC) + P(O_d) \quad (12)$$

Donde P es el puntaje asociado al parámetro x .

Tabla 2:
Clasificación de rocas en función al RMR

VALOR TOTAL DEL 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

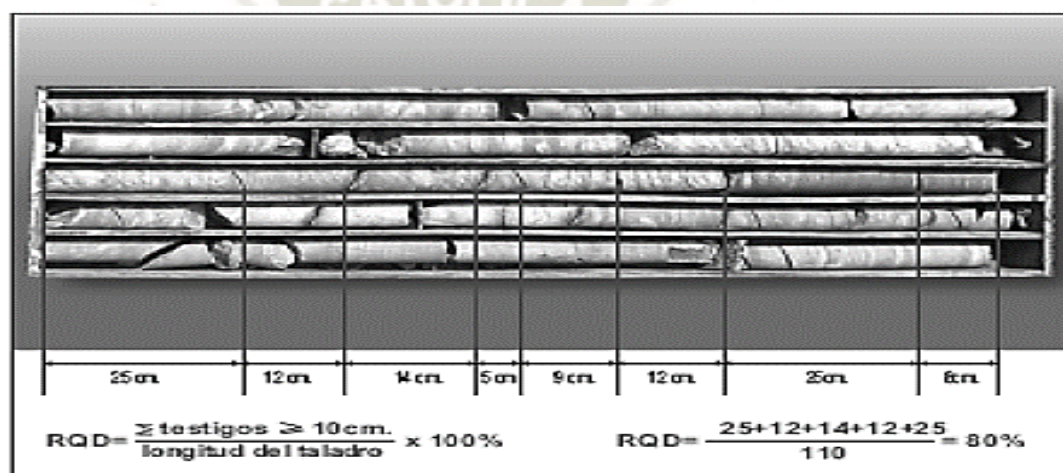
Fuente: Ramirez, P. & Alejano, M., (2004)

2.2.18.5. 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 estimar el grado de fractura del macizo rocoso analizado. Se utiliza la siguiente fórmula:

$$RQD = \frac{\text{Sumatoria testigos } \geq 10 \text{ cms}}{\text{Longitud del Taladro}} \times 100\% \quad (13)$$

Tabla 3:
Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo



Fuente: Ramirez, P. & Alejano, M., (2004)

2.2.18.6. 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 (Orihuela, S., Vizcarra, D., y Raúl, J. 1996, pág 175).

Tabla 4:
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

Fuente: Ramirez, P. & Alejano, M., (2004)

2.2.19. Diseño de tiempos de salida

“La influencia de los tiempos de retardo entre taladros en la fragmentación para determinar el tiempo de retardo óptimo para alcanzar la máxima fragmentación.”
(Cunningham, C., 2005 pág. 96)

$$T_{max} = \left(\frac{15.6}{C_x}\right) B \quad (14)$$

Donde:

T_{max} =Tiempo entre taladros de una fila

B = Burden en m

C_x = Velocidad de la onda P en Km/s

15.6 = Factor de ajuste de los tiempos (3 ms/m * 5.2 m/ms)

Este factor se calcula en función al trabajo de Bergmann (1978) quién determinó que la velocidad de la onda de compresión en el granito era 15.2 m/ms y que la ventana standard de retardo es de 3 ms/m. La fórmula, se interpreta como que el pico de la fragmentación en un tiempo (T_{max}) corresponde a la ventana de tiempo crucial donde las ondas de fractura y tensión operan óptimamente antes de que el movimiento de la masa rocosa interfiera con el mecanismo de rotura (Orihuela, S., Vizcarra, D., y Raúl, J. 1996, pág 175).

2.3. Caso Estudio

2.3.1. Ubicación

La operación minera de Cuajone está ubicada aproximadamente a 42 km. al noreste del departamento de Moquegua, 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 UTM: 538,200 y 542,000 Este; 84,000 y 87,800 Norte (Empresa minera Southern Perú Copper Corporation (SPCC), 2018).

Figura 11:

Ubicación de mina Cuajone



Fuente:(Empresa minera, (2018)

2.3.2. Antecedentes de la operación

La historia de Cuajone comienza a principios de 1937, cuando la Cerro de Pasco Corporation, al explorar la zona la reconoce como un yacimiento de Pórfido Cuprífero, de allí en adelante (1942-1945) se haría una exploración con perforación Diamantina, luego Newmont y Asarco realizarían una campaña de prospección geofísica, prospección geoquímica, perforación diamantina y también pruebas metalúrgicas.

En 1954 se formaría Southern Perú Copper Corporation (SPCC), y al año siguiente (1955) realizarían el cálculo de reservas y la descripción geológica. Entre 1970-1975, comienza la etapa de construcción: vías de acceso, electricidad, suministro de agua, desbroce y preparación de la mina, así también

se inicia la construcción de la concentradora, centros urbanos, hospitales, centros educativos, oficinas, talleres, etc.

En 1976 inicia la producción en la mina, y para el año 1980 se iniciaría la construcción de la planta de molibdeno. En 1995 se inicia la lixiviación, y en 1998 se amplía a 87 100 TM/día del tratamiento de mineral, luego en 1999 Southern México asume la administración de Cuajone, la cual se mantiene hasta la actualidad (Empresa minera Southern Perú Copper Corporation (SPCC), 2018).

2.3.3. Proceso productivo

La explotación 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 37° y 47° y de banco de 75°.

El proceso productivo cuenta con las siguientes actividades:

2.3.3.1. Perforación y voladura

Consiste en realizar taladros en el macizo rocoso para que sean cargados con explosivos, el explosivo que se utiliza es el Quantex® de la empresa Exsa S.A. en combinaciones de 80/20, 75/25, 70/30 (emulsión y nitrato de amonio), respectivamente dependiendo de la dureza y fractura de la roca.

Estos taladros se realizan con perforadoras primarias (eléctricas), con diámetros de 12 ¼ pulgadas.

Para el pre - corte utilizamos perforadoras diésel con diámetros de 5 pulgadas cargados con cartuchos de emulsión Exsaline®.

2.3.3.2. Carguío

Una vez el material fragmentado será cargado por palas eléctricas de hasta 74 yd³ o cargadores frontales con capacidades de carguío de hasta 50 yd³ hacia los volquetes con capacidades de 240 hasta 400 ton.

En la Unidad de Acumulación Cuajone se cuenta con dos cargadores gigantes marca Le Torneau con capacidades de 33 y 50 yd³ respectivamente.

Se cuenta con 06 palas eléctricas:

- Pala 01: Marca P&H 4100 A, con capacidad de carga de 56 yd³
- Pala 02: Marca P&H 2800 XPB, con capacidad de carga de 42 yd³
- Pala 03: Marca Bucyrus 395 BII, con capacidad de carga de 56yd³
- Pala 04: Marca P&H 4100 XPC, con capacidad de carga de 74 yd³
- Pala 05: Marca Bucyrus 495 HR, con capacidad de carga de 73 yd³
- Pala 06: Marca Bucyrus 495 HR, con capacidad de carga de 73 yd³

Figura 12:

Proceso de carga con palas de cable



Fuente: Elaboración Propia

2.3.3.3. Acarreo

Los volquetes cargados con el material proveniente de las palas eléctricas o cargadores frontales llevaran el material donde sea dispuesto (botadero, tolva o chancadora).

En la Unidad de Acumulación Cuajone se cuenta con una flota de 46 camiones de acarreo, cuyos modelos y capacidades se describen a continuación:

- 03 volquetes marca Komatsu 830E, con capacidad de 218 Tm³

- 02 volquetes marca Caterpillar 793C, con capacidad de 231 Tm³
- 02 volquetes marca Caterpillar 793D, con capacidad de 231 Tm³
- 15 volquetes marca Komatsu 930E, con capacidad de 290 Tm³
- 18 volquetes marca Caterpillar 797F, con capacidad de 363 Tm³
- 02 volquetes marca Komatsu 930E-4SE, con capacidad de 290 Tm³
- 04 volquetes marca Komatsu 980E-4, con capacidad de 363 Tm³

Figura 13:

Flujo de acarreo



Fuente: Empresa minera Southern Perú Copper Corporation (SPCC), (2018)

La producción es de 85,000 toneladas métricas diarias de las cuales, 83,000 toneladas métricas por día que son enviadas a la Planta concentradora y 3,500 toneladas métricas de mineral oxidado a los Pad's de Lixiviación.

2.3.4. Evaluación del sitio

El caso de estudio se desarrolla en la Unidad de Acumulación Cuajone, específicamente en la Fase 7, proyectos 3475 – 704 // 3475 – 705, a continuación, se detallan las formaciones geológicas del estudio.

2.3.4.1. Formación Chuntacala (ts-ch).

Entre los actuales valles de Chuntacala y Torata, aproximadamente a 400 m. al Norte de la quebrada Chuntacala, se depositó una secuencia de volcánicos que localmente se le ha denominado la Formación Chuntacala a la cual le han

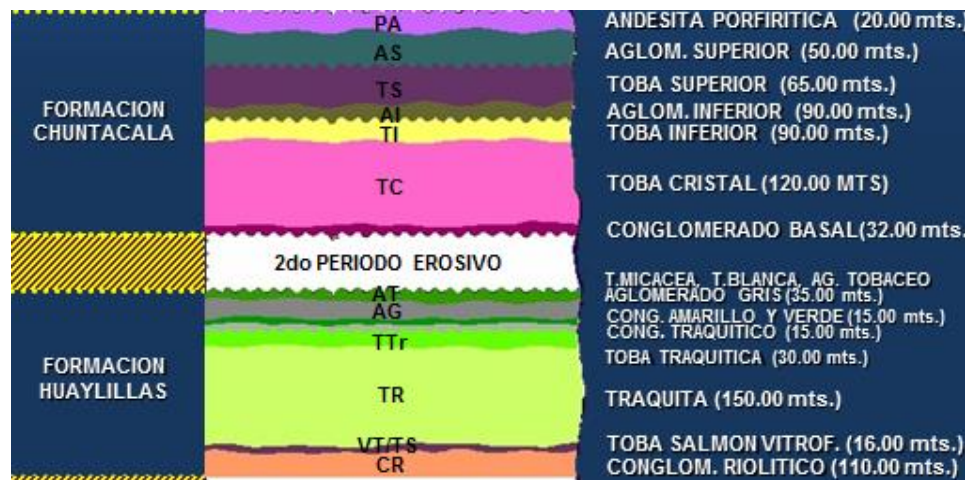
asignado una edad entre 9 y 14 MA - Mioceno. Está compuesta por una sucesión de conglomerados, flujos volcánicos, tobas, y aglomerados que han sido depositados en forma gradual en unos casos y discordantemente en otros. Por la edad que posee se podría presumir que esta sucesión sería parte de la formación Huaylillas. Las disconformidades que existen dentro de la Formación Chuntacala de acuerdo a Manrique Y Plazoles 1975 & Tosdal 1984 indicaban que hubieron en el área de la mina levantamientos episódicos en el Mioceno Medio y Superior, esos levantamientos no necesariamente se realizaron en las cercanías de la mina, sino más bien un poco más alejados ya que como podemos observar en las bases de estas rocas se tiene un relieve atenuado ligeramente ondulado y las disconformidades presentes mayormente se habrían desarrollado por períodos erosivos intra formacionales. La Formación Chuntacala tiene una potencia aproximada de hasta 200 m. La secuencia comienza con un Conglomerado Basal (CB) que se encuentra en discordancia erosional sobre rocas pre-minerales, intrusivas (Condori Castro, S, 2015).

2.3.4.2. Toba Cristal (TC).

La Toba Cristal tiene una potencia de hasta 120 m. su fracturamiento es predominantemente sub horizontal, también presenta fracturas verticales en variadas direcciones y con disyunción columnar rellenas en algunos casos con bastante pirolusita y material arcilloso. Tobas de color marrón claro con textura porfírica con cristales de sanidina y micas en una matriz de grano medio a grueso que en algunos casos presenta vesículas rellenas por material vítreo (Condori Castro, S, 2015).

Figura 14:

Descripción de las formaciones geológicas



Fuente: Empresa minera Southern Perú Copper Corporation (SPCC), (2018)

2.3.5. 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.

Las estructuras de orientación NO-SE (rumbo azimutal 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, S, 2015).

2.3.6. Propiedades de Roca Intacta

En la tabla de propiedades de roca intacta para las distintas litologías más recurrentes presentes en el tajo Cuajone para el proyecto evaluado:

Tabla 5:
Propiedades Geológicas del proyecto a evaluar

UNIDADES LITOLÓGICAS	ROCA INTACTA				
	UCS (Mpa)	E (Gpa)	μ	Vp (m/s)	TI (Mpa)
Toba Cristal (TC)	83.7	26.2	0,29	2904.0	2.95

Fuente: Empresa minera Southern Perú Copper Corporation (SPCC), (2018)

2.3.7. Propiedades Geomecánicas del Macizo Rocoso

Las propiedades geomecánicas de macizo rocoso 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) y Rock Quality Design (RQD).

Tabla 6:
Propiedades Geomecánicas del proyecto a evaluar:

UNIDADES LITOLÓGICAS	MACIZO ROCOSO			
	RMR	RQD (%)	FF/m	CALIDAD SEGÚN RMR
LP Fract y Regular	47 - 49	65 - 75	4 - 5	Regular

Fuente: Empresa minera Southern Perú Copper Corporation (SPCC), (2018)

2.3.8. Características de la infraestructura a evaluar

Esta infraestructura es un tanque de almacenamiento de combustible denominado **Tanque B3**, tiene las siguientes características:

- Ubicación: Fase 7, lado Sur – Este Unidad de Acumulación Cuajone
- Cota: 3520
- Abastecimiento: Diésel
- Composición: Acero forjado
- Bases: Cemento Portland
- Diámetro: 7 metros
- Altura: 8 metros
- Capacidad: 94,724 galones.

Figura 15:
Tanque B3



Fuente: Elaboración Propia

2.4. Hipótesis

“Realizando un adecuado diseño de carga explosiva por taladro y la secuencia de tiempos de salida en la voladura, se permitirá generar un nivel de vibraciones no dañinas en la infraestructura cercana”.

2.5. Variables

2.5.1. Variables Independientes

- Características geomecánicas del macizo rocoso
- Carga explosiva por taladro
- Tiempo de detonación por taladro

2.5.2. Variable Dependiente

- Nivel de vibraciones máximo para no dañar la infraestructura.

Tabla 7:
Operacionalización de variables

<u>Tipo de variable</u>	<u>Indicador</u>
Independiente	
Características geomecánicas	Rock Mass Rating (RMR)
Carga explosiva por taladro	Velocidad de detonación
Tiempo de detonación por taladro	Milisegundos por taladro (ms/t)
Dependiente	
Nivel de vibraciones máximo	Velocidad Pico Partícula (PPV max.)

Fuente: Elaboración Propia

$$VPP \max = f(RMR \wedge ms/t)$$

CAPITULO III

3. MARCO METODOLOGICO

3.1. Alcances y Limitaciones

El alcance es a nivel nacional, ya que mediante la presente investigación se puede contribuir al cuidado de infraestructuras cercanas a los proyectos de voladura en minas a tajo abierto, considerando su geología, geomecánica y explosivo en particular a utilizar.

Las limitaciones para la realización del trabajo fue la escasa presencia de bibliografía relacionadas al cuidado de infraestructuras por realización de voladuras, así como la colocación de los equipos e instrumentos de monitoreo de vibraciones.

3.2. Tipo y Nivel de la Investigación

Tipo de Investigación: Aplicada

Nivel de Investigación: Experimental

3.3. Población y Muestra

La Población está compuesta por todos los proyectos de voladura cercanas a infraestructuras en la Unidad de Acumulación Cuajone

La muestra son los proyectos 3475-704 y 3475-705 que son evaluados y monitoreados ubicados en la Fase 7, en la Unidad de Acumulación Cuajone.

3.4. Técnicas e Instrumentación de Recolección de Datos

La técnica de recolección de datos será la observación sistemática estructurada.

El instrumento a utilizar es el registro de vibraciones para medir la intensidad de la Velocidad Pico Partícula que generan los diseños en los proyectos 3475-704 y 3475-705 a través del sismógrafo, asimismo se registra la distancia entre los puntos de monitoreo y los proyectos de voladura.



CAPÍTULO IV

4. RESULTADO Y DISCUSIONES

Las operaciones requieren realizar voladuras cercanas al tanque B3, estas voladuras deben ser controladas para no generar daño en la infraestructura y evitar zonas inestables, en este caso en la fase 7 alrededor del tanque de abastecimiento de combustible. El control de daño estructural se hace reduciendo el nivel de vibraciones causadas por la voladura, por lo que se debe diseñar la carga por taladro y la secuencia de salida de tal manera que solo se produzcan vibraciones no destructivas en el área,

El diseño se hará en función a la teoría planteada en el marco teórico, con esto se debe asegurar que se cumplan los objetivos planteados en el estudio, además será una de guía para futuras voladuras cercanas a infraestructuras en la Unidad de Acumulación Cuajone

4.1. Diseño experimental

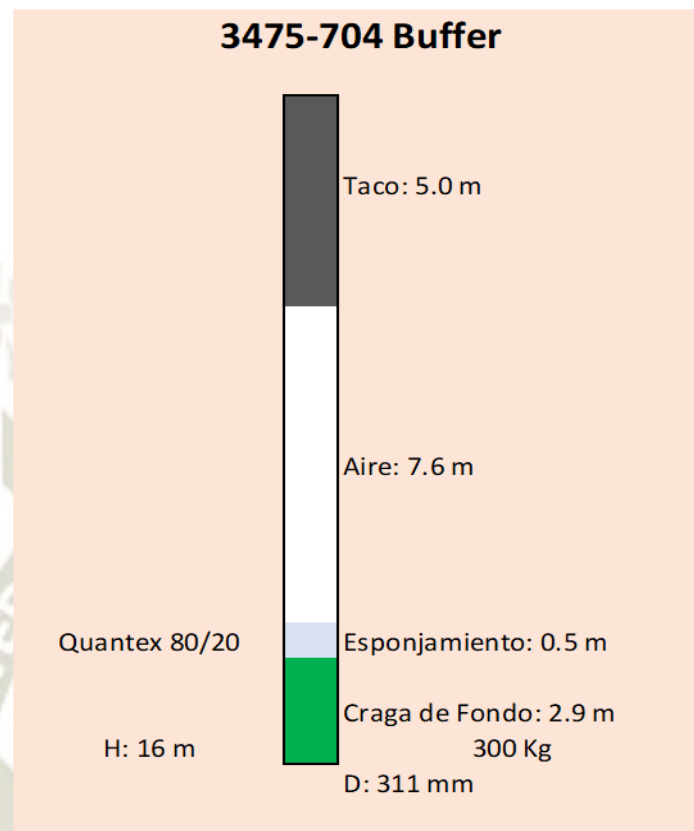
Para poder evaluar las condiciones vibracionales del área se realizaron 02 voladuras:

La primera de ellas, el proyecto 3475-704, se ha diseñado con la carga explosiva de carga y tiempos de salida acostumbrados para este sector, este es el proyecto 3475-704 y tiene las siguientes características para el dominio de toba cristal: Burden: 6 metros, Espaciamiento: 7 metros

El diseño incluye taladros de amortiguación, el Buffer incluye una carga de fondo de 2.9 m que hacen a una carga total de 300 kilogramos, el esponjamiento del explosivo es de 0.5 metros; luego se deja una cámara de aire de 7.6 metros y un taco con material chancado de 5 metros

Figura 16:

Diseño del Buffer Proyecto 3475-704



Fuente: Elaboración Propia

La segunda voladura, 3475-705, se realizará con doble iniciación en el filtro de contorno con el objetivo de disminuir las vibraciones generadas en el tanque de combustible, el filtro se obtiene detonando los taladros contiguos al talud con la finalidad de generar una franja de material volado que filtre y mitigue el impacto generado por la voladura de producción.

Se tomarán las mediciones correspondientes de vibraciones con tres sismógrafos que estarán colocados a 50, 150 y 250 metros de distancia de ambas voladuras, no se variará las secuencias de salida ni tiempos entre taladros de producción con el propósito de no generar suposiciones en los resultados. Uno de los sismógrafos se colocará a una distancia de 2 metros de la infraestructura que deseamos cuidar.

Para el diseño de carga de taladros de producción tenemos una carga de fondo de 10 metros de carga lineal, que corresponde a una carga total de 1023 kilogramos, con

un esponjamiento del explosivo de 1 metro y un taco con material chancado de 5 metros.

Este diseño de carguío de taladros está basado en pruebas de ensayo y error que vinieron realizando a lo largo de los disparos realizados en dicha zona, cuyo objetivo es lograr la fragmentación de 24.8 cm que optimice carguío de las palas, obteniendo el mayor factor de llenado en el cucharón.



Figura 17:

Diseño de producción proyecto 3475-704



Fuente: Elaboración Propia

La ubicación del tanque con respecto a la malla de voladura se muestra en la siguiente figura, como se observa, la salida de la voladura es paralela a la posición del tanque, también se aprecia la posición del sismógrafo que mide las vibraciones en el tanque. Debe observarse que la línea de amortiguación es paralela a la infraestructura.

Figura 18:

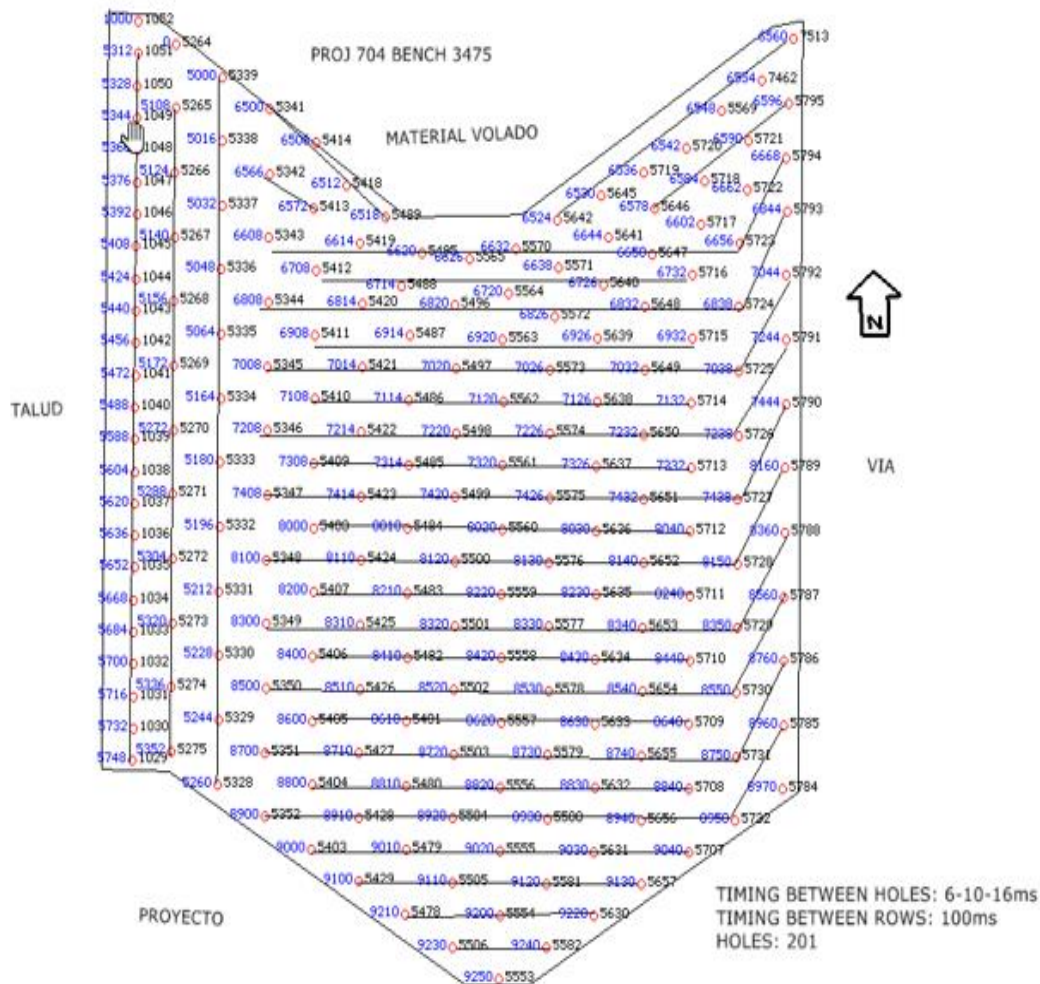
Proyectos 3475-704 y 705



Fuente: Empresa minera Southern Perú Copper Corporation (SPCC), (2018)

La secuencia de salida del proyecto 704 banco 3475, ha sido diseñada con tiempos de retardo de 6, 10 y 16 ms, se inicia en la parte norte del proyecto en la tercera fila aledaña al talud, en un tiempo de fondo de 5000 ms, generando un filtro entre estas tres filas y la de producción.

Figura 19:
Secuencia de Salida 3475-704

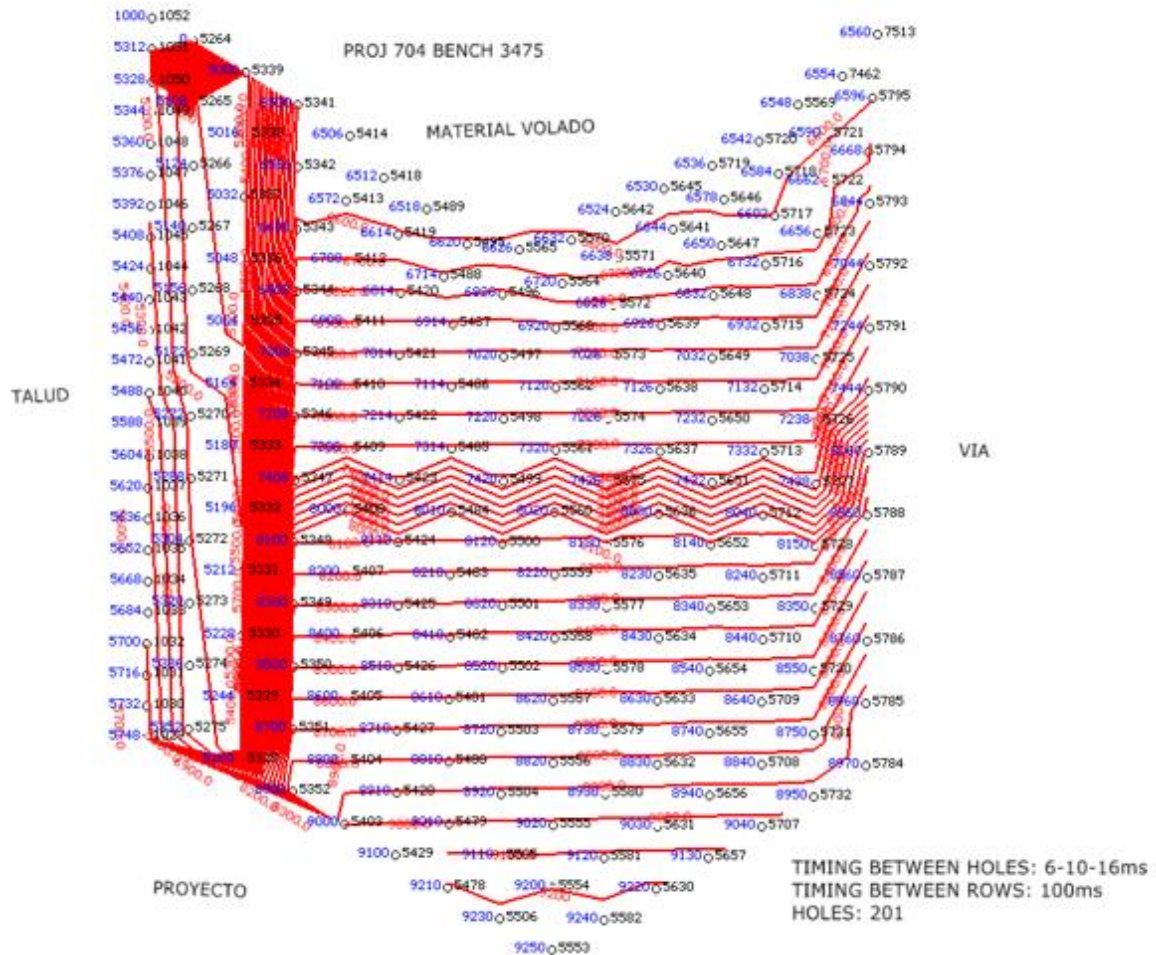


Fuente: Elaboración Propia

Las líneas de iso tiempo que se generan según los tiempos de retardo del diseño nos muestran una separación del filtro de iniciación en tres filas, esto debería asegurar la menor vibración en la pared paralela a la ubicación de los tanques, el objetivo fundamental de los tiempos es que sean largos y que atenúen el choque de la onda en la pared, de acuerdo al gráfico este objetivo se cumple.

Figura 20:

Línea de Iso tiempos 3475-704

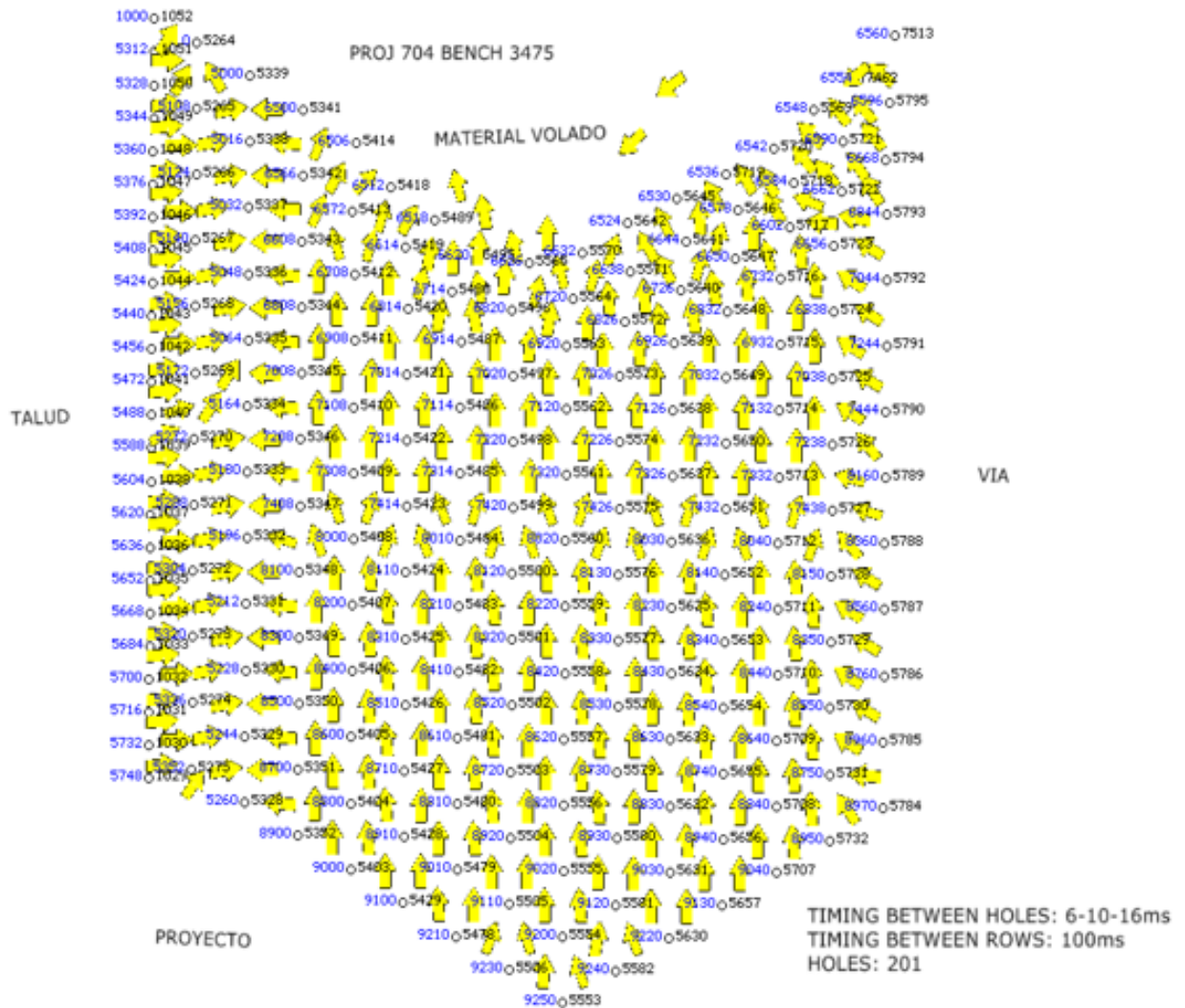


Fuente: Elaboración Propia

En la siguiente figura se simula el desplazamiento de material según diseño realizado, este se dirige hacia el norte de acuerdo a lo diseñado, es importante notar que en la tercera línea de filtro la dirección del disparo es hacia la estructura, esto es compensado con la primera y segunda línea donde se muestra que la dirección es contraria a la de la línea 3.

Figura 21:

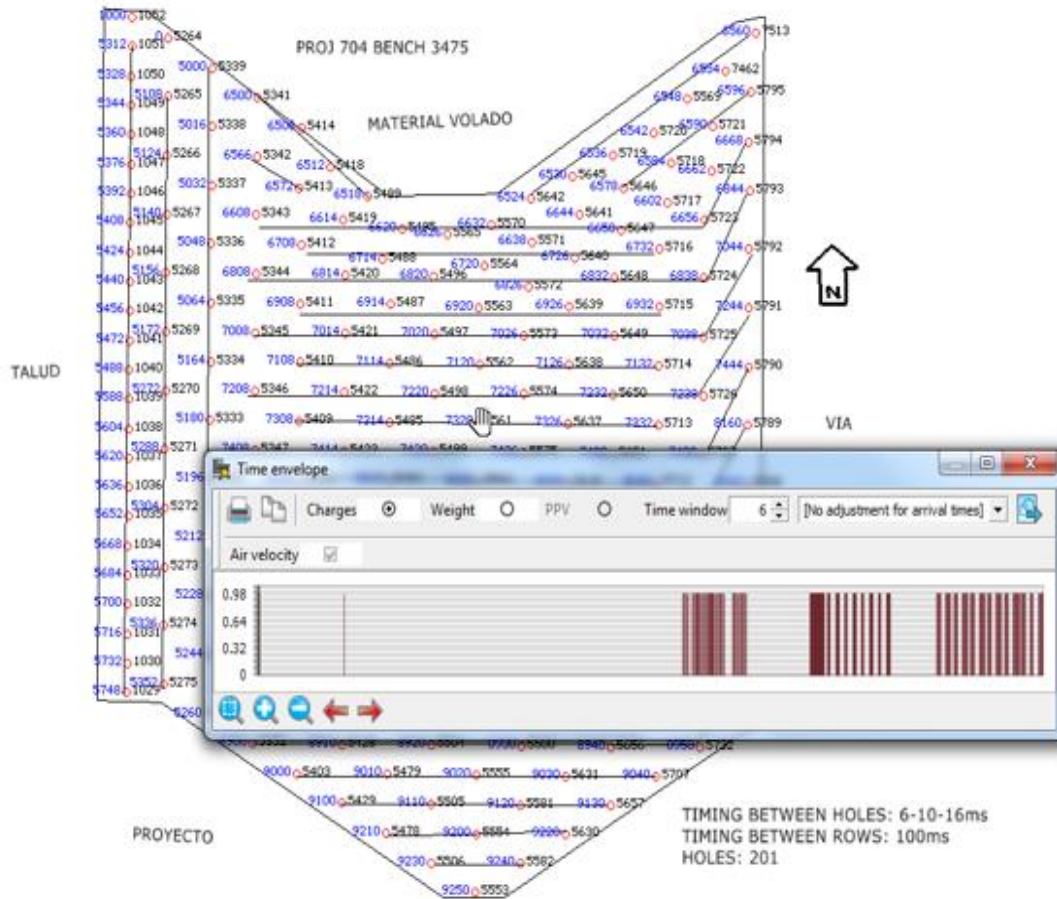
Desplazamiento de Material 3475-704



Fuente: Elaboración Propia

A continuación, apreciamos los posibles tiempos de acople, como se ve en la imagen a 6 ms no se generan acoples en el diseño, éste se realiza para verificar el no acoplamiento de tiempo entre taladros. Como se aprecia se acoplan has 12 taladros, esto es un problema para el alivio y la vibración se incrementa por esta detonación en el mismo tiempo.

Figura 22:
Tiempos de Acople 3475-704



Fuente: Elaboración Propia

4.2. Ajuste del diseño con los modelos matemáticos planteados

La modificación en la configuración de carguío en taladros buffer y taladros de producción 1 y 2, se realizará en el proyecto 3475-705, colindante con el proyecto anterior 3475-704.

Para el diseño usaremos el modelo de Kuz Ram y las fórmulas 4,5,6,7,8 y 9 explicadas en el marco teórico y procesadas en una hoja de cálculo Excel® , los resultados se muestran en las siguientes tablas

Tabla 8:
Cálculo del Factor de roca A

RMD		Espaciamiento de Fracturas (m)	0.1
Pulverulenta/Frágil (P)			
Diaclasado Vertical (V)			
Masiva (M)			

Manteo diaclasas	40	UCS	80.00
Manteo fuera cara banco (20)		Muy blanda (25)	
Rumbo perpend. a la cara (30)		Blanda (50)	
Manteo hacia la cara (40)		Mediana (100)	
		Dura (150)	
		Muy Dura (200)	

Densidad Roca (gr/cc)	2.6
------------------------------	------------

	SEGÚN MCKENZIE	SEGÚN CUNNINGHAM
FACTOR DE ROCA	5.6	8.4

Fuente: Captura de Excel. Elaboración Propia

Como se aprecia la Toba Cristal es una roca media, es decir la dificultad para volarla es media por tanto el explosivo y la malla deben ser diseñados para esta condición.

El siguiente paso es diseñar la malla utilizando el modelo de Kuz Ram, descrito en el marco teórico. Con los parámetros establecidos que se ven descritos en la tabla

Tabla 9:

Diseño de la malla modificado usando el modelo de Kuz Ram

Banco		3475
Proyecto		705
Altura banco (m)	H	15.00
factor de roca	A	8.31
X50 (cm)		24.00
SBR		1.15
Potencia en peso (%)	E	97.83
Densidad exp (gr/cc)	De	1.22
Diam. Hoyo (pulg)	Dh	12.25
Taco	T	6.90
Densidad roca (gr/cc)	Dr	2.26
Error perforación (m)	W	0.05
Burden (m)	B	6
Espaciamiento (m)	S	7
Pasadura (m)	J	1

Fuente: Elaboración Propia

Para obtener un fragmento promedio requerido (X50) de 24 cm, deberá perforar la malla con Burden de 6m y Espaciamiento de 7 m. además se carga con 841 kg de explosivo cuya densidad final es de 1.22, los demás parámetros también se muestran en la tabla 8.

Los indicadores más importantes para la verificación y validación del modelo usado se muestran en la tabla

Tabla 10:
Indicadores del diseño de la malla

		3475
		705
Area m ²		41
Ton/m		88
Razón de esbeltez (H/B)		3
Kg/m		93
Kg/hoyo		842
factor de carga (gr/ton)	Fc	599
Razón carga (%) ((H+J)-T)/H)		61
Coef. Uniformidad	N	1.20

Fuente: Elaboración Propia

Como se aprecia, el área de influencia de la malla es 41 m, la razón de esbeltez indica que estará en un rango bueno para la fragmentación el “airblast” o golpe de aire, los “fly rock” y las vibraciones, debemos recordar que este valor es excelente cuando es mayor a 4, sin embargo, es muy aceptable se encuentre entre 3 y 4. Si el valor fuera menor a 3 entonces existirían problemas de fragmentación, golpe de aire, fly rock y vibraciones.

El siguiente valor importante es el coeficiente de uniformidad n, este índice nos permite predecir la uniformidad en los fragmentos de la pila volada, según la teoría de Rosim Rambler citada en el marco teórico, el valor deber ser estar en el rango de 1 a 2, en este rango los fragmentos deseados (X50), se obtienen fácilmente, en este caso el valor es 1.2, que nos indica que se van obtener en promedio, fragmentos de 24 cm que se consideraron en el diseño

Con los resultados y con el fin de reducir las vibraciones en el Tanque B3 se elaboró tres tipos de diseños de carga, calculando la carga lineal de 8.1 metros se opta por desacoplar la carga con un detrito intermedio quedando el diseño de la siguiente manera:

Figura 23:

Diseño de carga con tacos intermedios

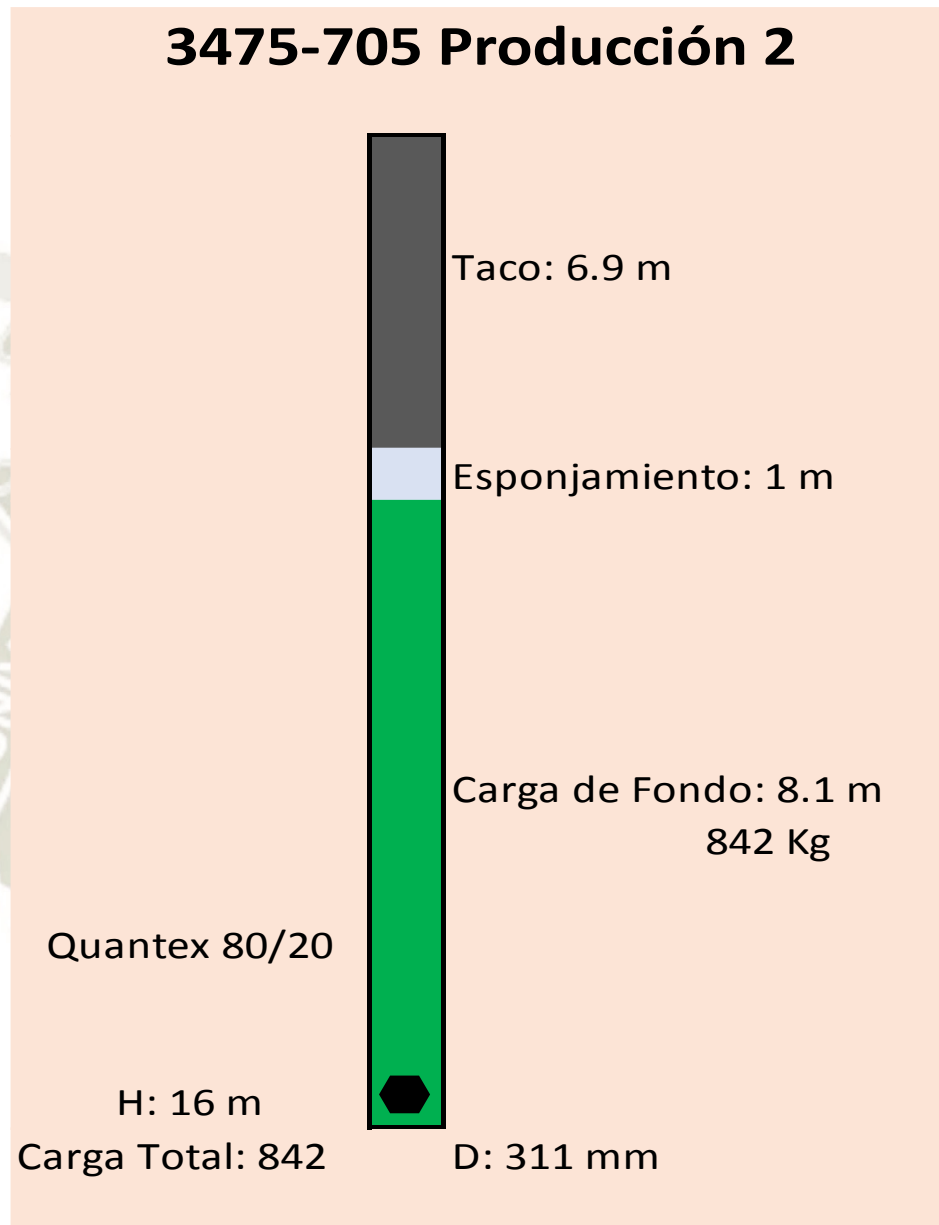


Fuente: Elaboración Propia

Para el diseño de carguío de los taladros de producción 2 no se realiza desacoplamiento de carga, esta es lineal, pero se mantiene la altura de la misma en 8.1 metros, el esponjamiento de 1 metro corresponde al explosivo gasificado Quantex luego de 20 minutos, a continuación, mostramos el gráfico correspondiente:

Figura 24:

Diseño de carga sin taco intermedio

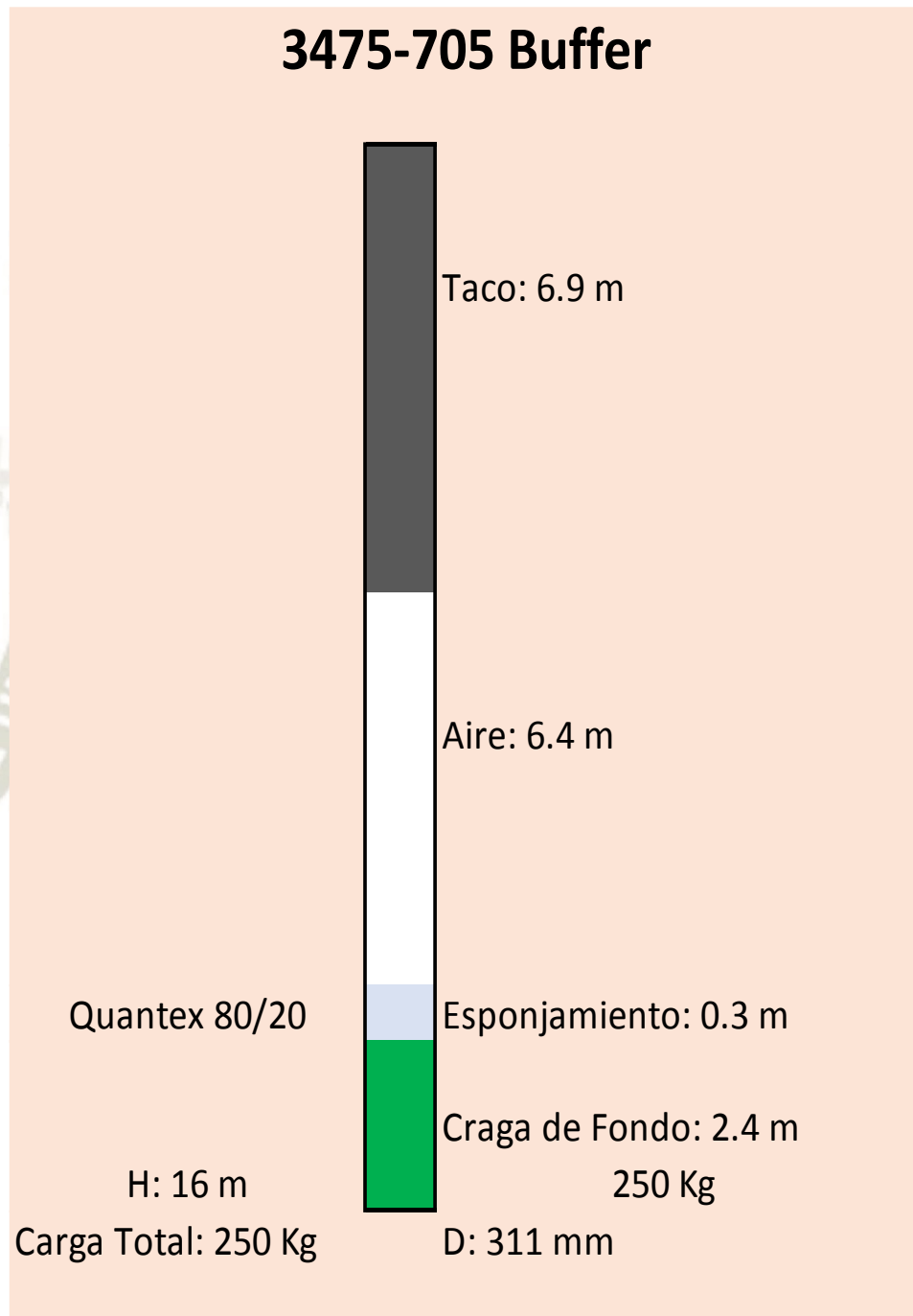


Fuente: Elaboración Propia

Para el diseño de carguío de la buffer reducimos el 30% de la carga lineal, según teoría quedándonos el siguiente diseño:

Figura 25:

Diseño de carga para los taladros buffer



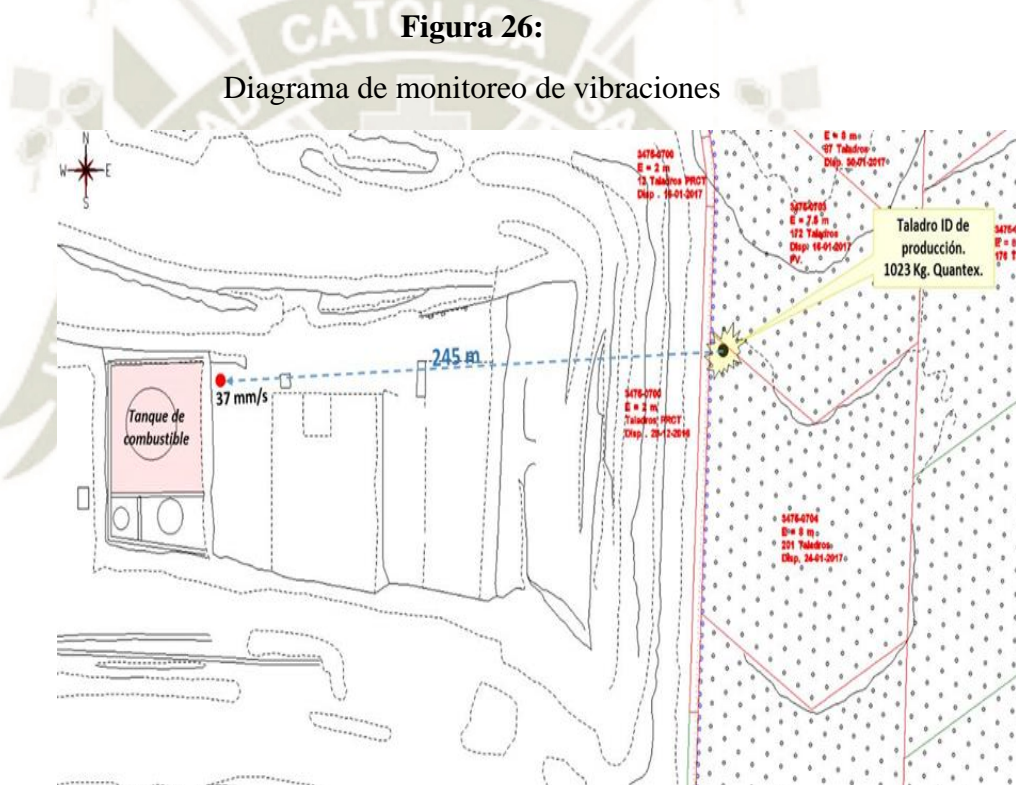
Fuente: Elaboración Propia

4.3. Diseño de carga de acuerdo a la teoría de vibraciones.

Para aplicar el modelo de Devine (3), citado en el marco teórico, se debe determinar el valor K_v y B_r , que son las variables de explosivos y atenuación propias en cada dominio geo mecánico.

La forma de calcula estas variables es tomando la PPV en campo a partir de las vibraciones generadas en una serie de disparos cerca la zona a cuidar, el tanque B3.

La figura 26 muestra el diagrama de pruebas para determinar las vibraciones en la infraestructura a cuidar.



Fuente: Elaboración propia

La campaña de toma de datos consideró la distancia al geófono y la carga detonada por tiempo/ taladro, los resultados se muestran en la tabla.

Tabla 11:
Control de vibraciones tanque B3

Id. Voladura	Fecha	Distancia al Monitor (m)	Carga (kg)	PPV (mm/s)
705	4/Sep/16	254	705	61.70
705	12/Sep/16	191	600	46.50
705	15/Sep/16	402	351	11.83
705	17/Sep/16	233	200	52.00
705	19/Sep/16	455	300	12.00
705	22/Sep/16	242	560	29.30
705	29/Oct/16	269	200	65.00
705	7/Nov/16	431	806	31.46
705	9/Nov/16	500	806	84.00
705	15/Nov/16	187	790	67.50
705	15/Nov/16	324	790	50.18
705	2/Dec/16	500	796	63.29
705	7/Dec/16	500	796	87.02
705	11/Dec/16	500	796	34.00
705	17/Dec/16	600	826	54.55
705	12/Jan/17	500	1126	21.45
705	16/Jan/17	284	1023	113.50
705	24/Jan/17	283	1023	119.70
705	30/Jan/17	294	1074	51.90
705	3/Feb/17	251	300	11.00
705	5/Feb/17	324	765	12.73
705	6/Feb/17	374	765	18.00
705	10/Feb/17	319	971	44.20
705	13/Feb/17	388	1167	27.70

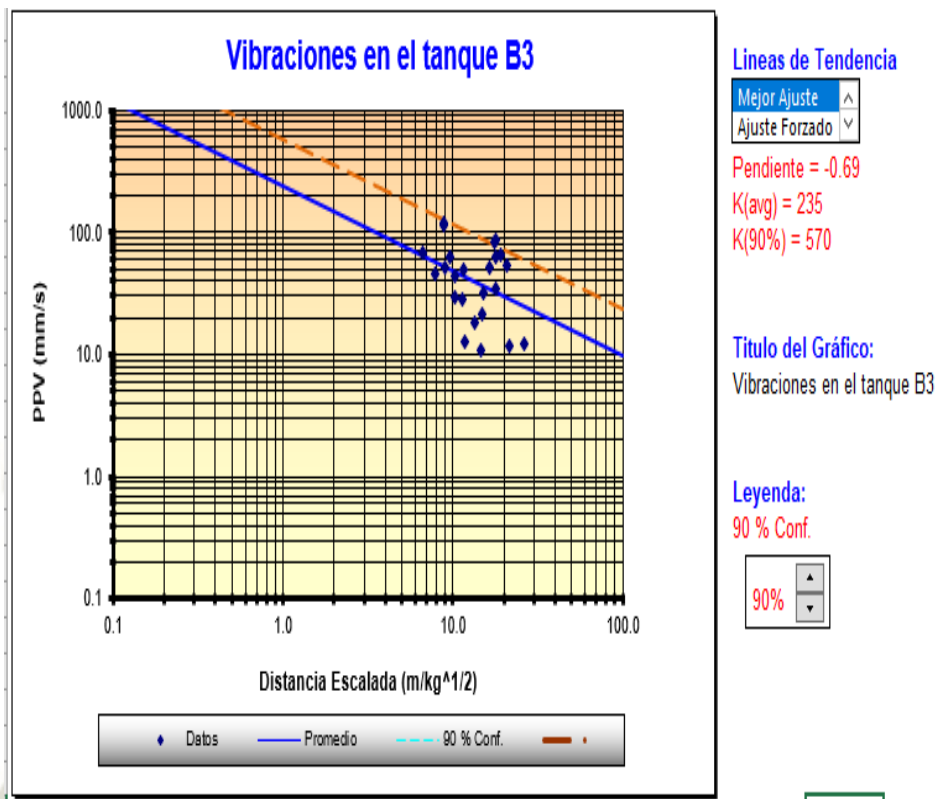
Fuente: Captura de Excel. Elaboración Propia

Los PPV obtenidos se procesan y se grafican en una escala logarítmica, estos se correlacionan y se determina la recta.

El valor K_v es el intercepto con el eje y el Valor Br es la pendiente de la recta. Los valores mostrados de la captura del Excel® muestran un $K_v = 235$ (promedio) y $Br = -0.69$,

Figura 27:

Determinación de los valores Kv y Br



Fuente: Captura de Excel. Elaboración Propia

Con estos valores y la fórmula 3, se puede determinar la carga a detonar por cada tiempo para no dañar el tanque en ninguna voladura, además como se explicó en el capítulo 1 usaremos la norma DIN 4150 que recomienda un rango de PPV de 40 mm/s a 50 mm/s

La elaboración del siguiente cuadro se logró despejando la carga Q en la fórmula 3 y de acuerdo a la distancia desde los disparos hasta la infraestructura, tanque B3, se evaluó las propuestas de diseño de carga para los taladros, figuras 27 y 28, obteniendo los siguientes resultados:

Figura 28:

PPV esperado en función a la carga y la distancia.

Usando Mejor Ajuste			Distancia al Monitor (m)	PPV1 (mm/s)	PPV2 (mm/s)	PPV3 (mm/s)	PPV4 (mm/s)
			200.0	61.74	48.59	38.83	30.49
			210.0	59.68	46.98	37.54	29.48
			220.0	57.79	45.48	36.35	28.54
Ingreso de cargas para Abaco (máx 4)			230.0	56.04	44.10	35.25	27.67
Carga1 :	842	Q(842)	245.0	53.64	42.21	33.73	26.49
Carga2 :	422	Q(422)	250.0	52.89	41.63	33.27	26.12
Carga3 :	221	Q(221)	260.0	51.47	40.51	32.37	25.42
Carga4 :	110	Q(110)	270.0	50.14	39.46	31.54	24.76
			280.0	48.89	38.48	30.75	24.15
		Selección del "K"	290.0	47.72	37.56	30.01	23.57
		K(prom)	300.0	46.61	36.68	29.32	23.02
		K (90%)	310.0	45.56	35.86	28.66	22.50
			320.0	44.57	35.08	28.03	22.01
			330.0	43.63	34.34	27.44	21.55

Fuente: Captura de Excel. Elaboración Propia

4.4. Tiempo de retardo entre taladros de producción

Una vez determinado el diseño de carguío para el proyecto 3475 – 705 procedemos a calcular los tiempos de retardo para el diseño de salida.

El tiempo de retardo para los taladros de producción son los mismos en ambos proyectos y se utiliza la ecuación 14

Para la carga desacoplada utilizaremos onda elemental para hallar el tiempo óptimo entre taladros

$$T_{Retardo} = 6 \times \left[\frac{15.6}{2.9} \right]$$

$$T_{Retardo} = 32.27ms$$

4.5. Determinación de tiempos entre filas.

Los tiempos entre filas se determinan a través de un rango experimental, de acuerdo a la ventana de 3.2 ms/m sugerida por entonces se puede calcular el tiempo entre filas multiplicando el tiempo entre taladros por 3 es el que alivio en los taladros en secuencia,

$$T_{Filas} = 32.27 \text{ ms} \times 3$$

$$T_{Filas} = 96.81 \text{ ms}$$

4.6. Diseño de filtros de contorno

Los filtros de contorno que se realizan en proyectos talud final, consiste en detonar las tres o dos últimas filas adyacentes al talud al comienzo de la voladura, con la finalidad de generar material volado que filtre y minimice el impacto generado por los taladros de producción en dirección al talud, como se puede observar en el sismograma obtenido al monitorear el proyecto 3475-704.

Figura 29:

Diseño de los filtros de contorno

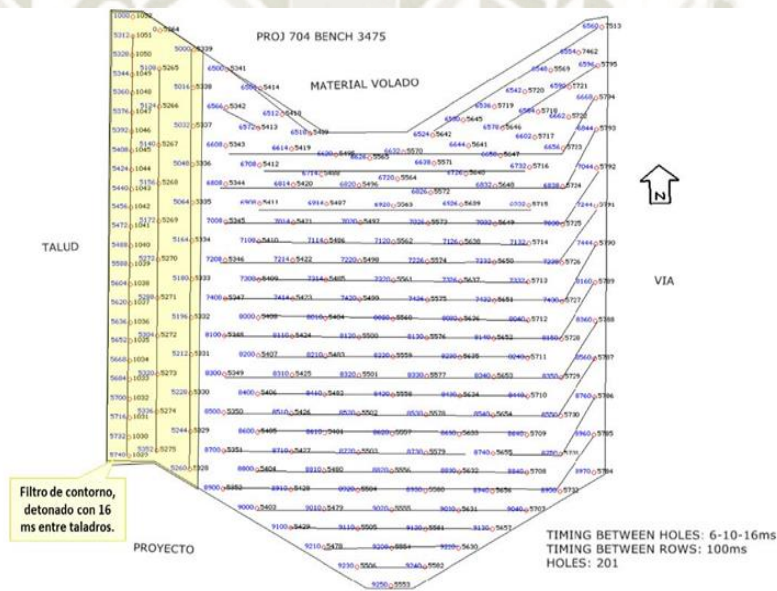
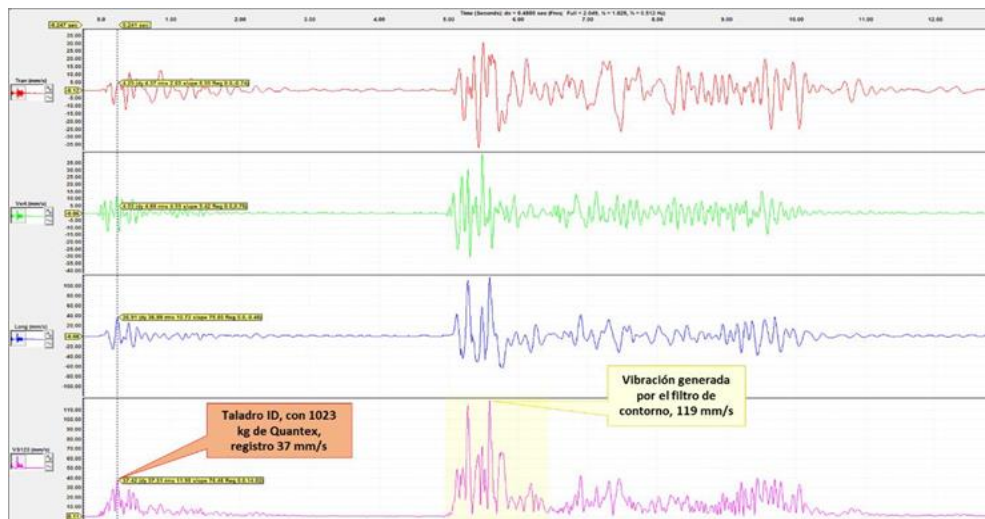


Figura 30:
Sismograma del filtro de contorno



Fuente: Elaboración Propia

Del sismograma se concluye que el pico de vibración fue generado por la detonación del filtro de contorno, cuando este es diseñado sin la corrección, es decir cuando se detona 1023 kg-explosivo/taladro.

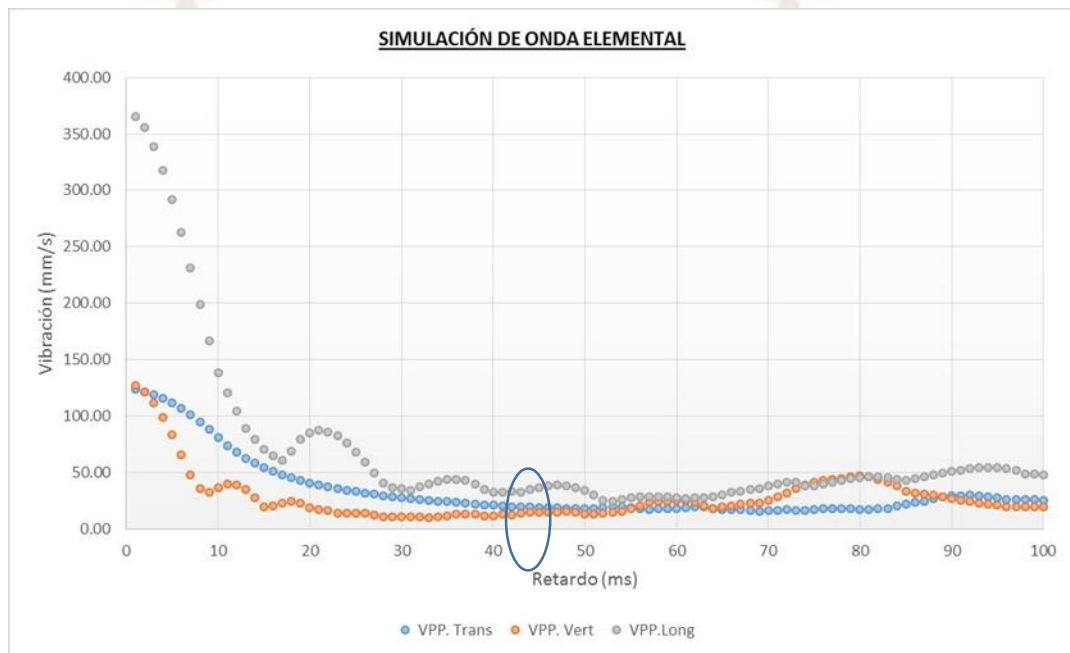
La vibración generada por la carga operante de 1023 kg -explosivo/taladro y el pico generado por la detonación del filtro de contorno, fueron las razones para pensar en generar un filtro de contorno, en el cual se detone taladros con taco intermedio, bajando la carga operante a 420 kg- explosivo/tal con doble iniciación de acuerdo al diseño mostrado en la figura 27.

4.7. Simulación de onda elemental

El cálculo de retardo óptimo se realizó mediante la simulación de onda elemental para diferentes tiempos de retardo, en esta prueba se utilizó la onda elemental del taladro ID del proyecto 3475-704, taladro con 1023 Kg de explosivo Quantex, capturado en el tanque de combustible.

Figura 31

Simulación de onda elemental para determinar el valor de retardo



Fuente: Elaboración Propia

La simulación, para PPV de 50 mm/s sugerida por la norma DIN 4150, determina tiempos óptimos entre 27 ms y 33 ms, esto concuerda con el valor determinado teóricamente de 32.27 en el acápite 4.1.5, entonces se tomará un tiempo de 29 ms por taladro, debido a que no se puede programar fracciones de ms en los detonadores usados, como retardo a utilizarse en la detonación del filtro de contorno con doble iniciación, figura 27

4.8. Prueba de contorno con doble iniciación

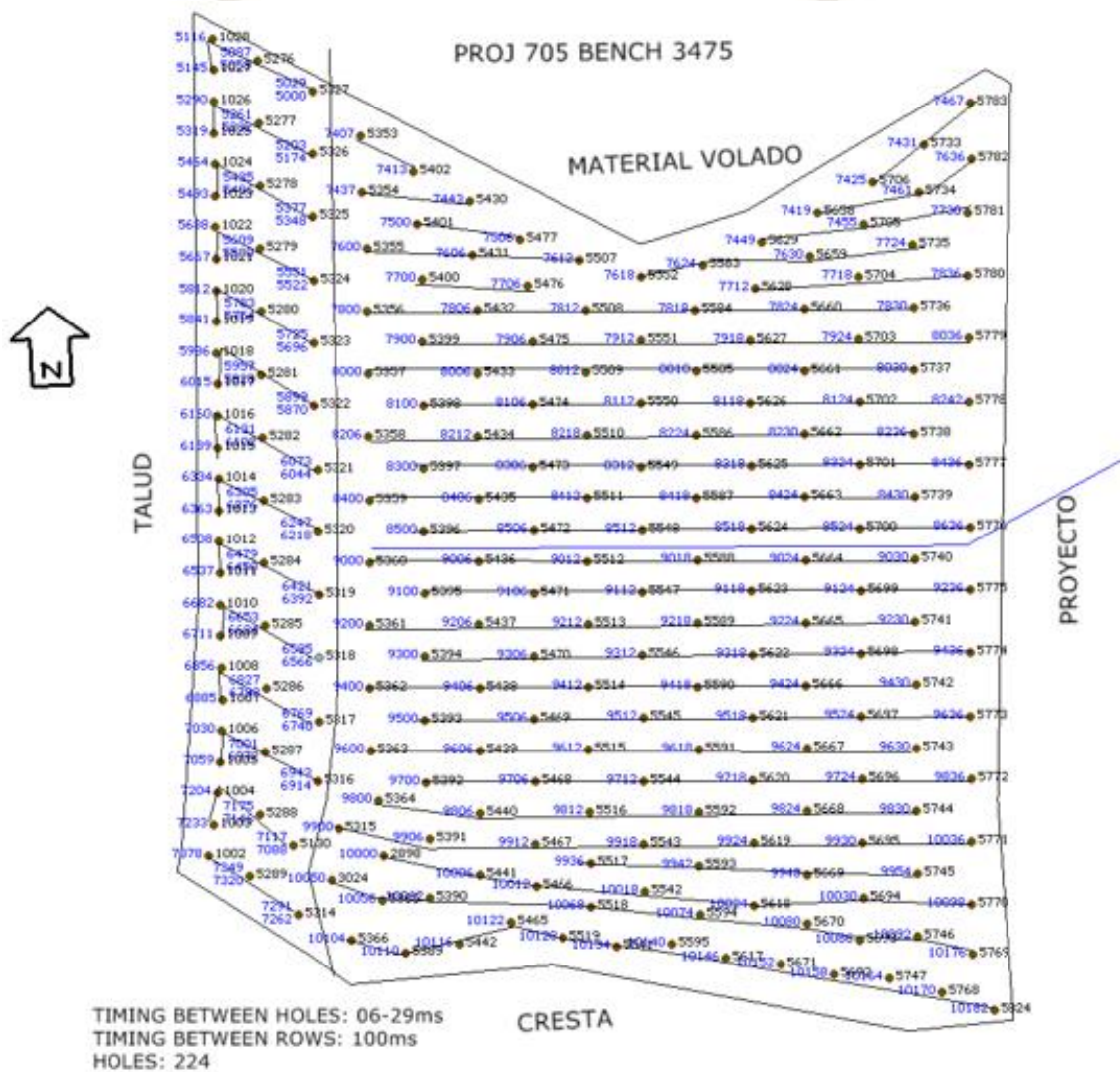
Se disparó el proyecto prueba 3475-705 generando filtro de contorno mediante la detonación de taladros con doble iniciación, esto permitió bajar la carga operante por retardo a 422 Kg de Quantex y la vibración a campo cercano y lejano, bajando la vibración de 119 mm/s del proyecto anterior a una vibración de 44 mm/s, este dato

es muy cercano al predicho de acuerdo al modelo de Devine mostrado en la figura 32, que indica que la vibración debería ser de 42.21 mm/s

La secuencia de detonación consistió en detonar cada carga con retardo de 29 ms y 100 ms entre filas, aunque teóricamente salió 96.81 en el acápite 4.1.6 como se muestra en la figura.

Figura 32

Disparo de validación cercano a la infraestructura

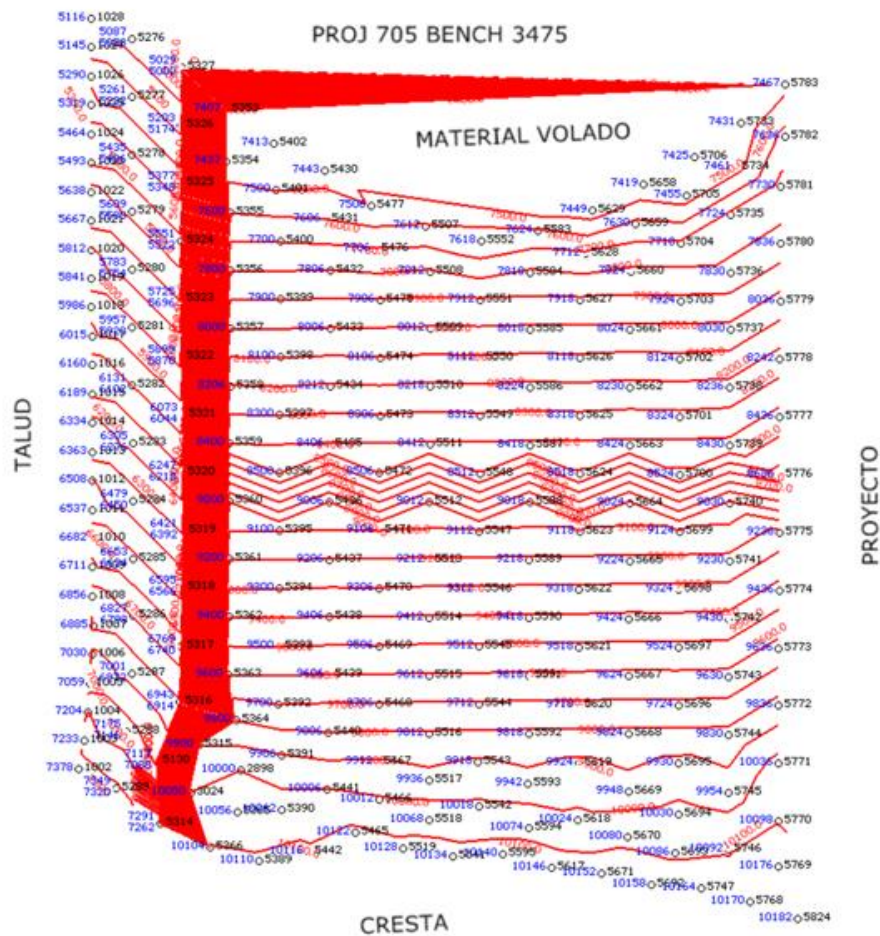


Fuente: Elaboración Propia

En las líneas de iso tiempo, de acuerdo a los tiempos de retardos diseñados para el proyecto, se puede observar la separación del filtro de iniciación de tres filas.

Figura 33:

Líneas iso tiempo del proyecto 3475 705



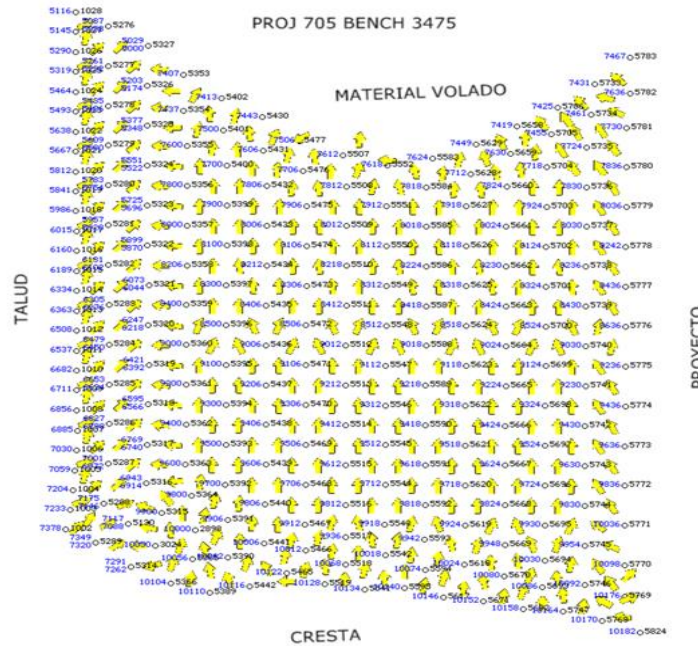
Fuente: Elaboración Propia

La siguiente imagen podemos observar el desplazamiento de material según diseño realizado, dirigiéndose éste hasta el material disparado. Se observa un alivio adecuado del material, en la línea de filtro el desplazamiento es correcto no existe un problema de alivio.

Esto es corroborado en la figura 39 donde simulamos los posibles tiempo de acople, como se ve a 6 ms no se generan acoples en el diseño, éste se realiza para verificar el no acoplamiento de tiempo entre taladros.

Figura 34

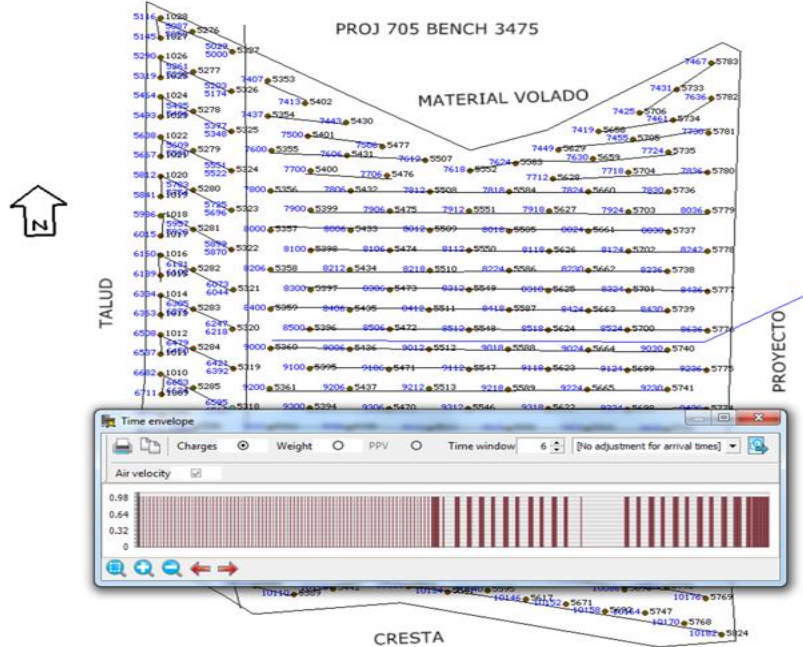
Simulación de la salida y alivio



Fuente: Elaboración Propia

Figura 35

Simulación de taladros acoplados a 6 ms

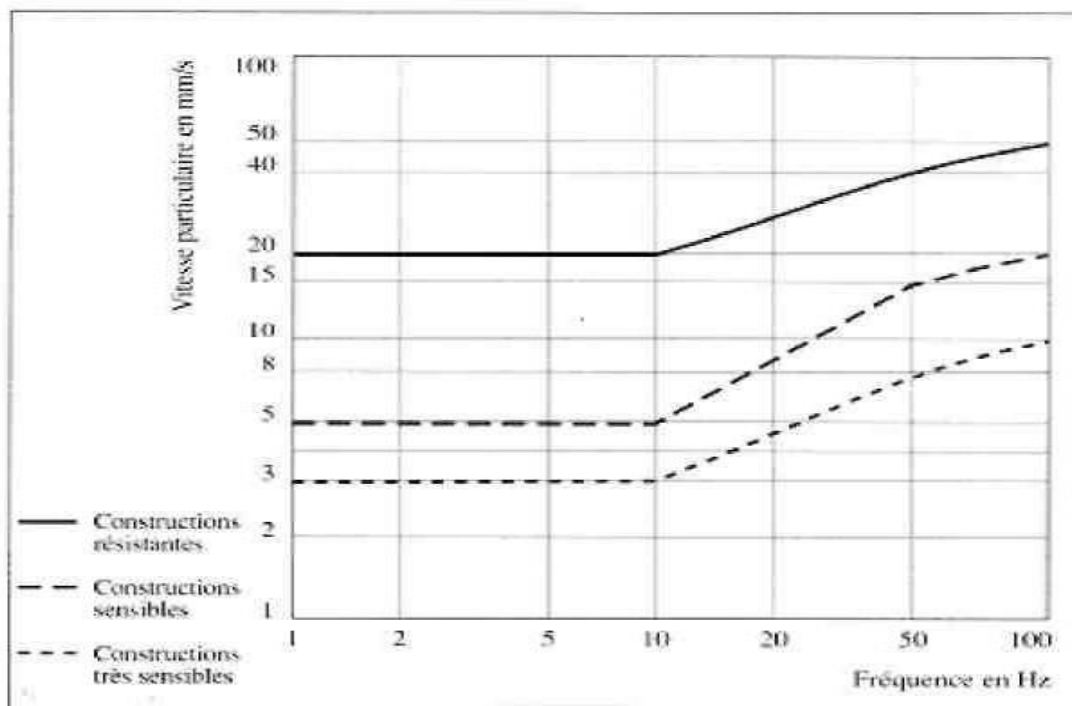


Fuente: Elaboración Propia

4.9. Verificación del diseño ajustado con la norma DIN 4150

Para evaluar las vibraciones generadas utilizaremos 03 sismógrafos ubicados a una distancia de 50, 150 y 250 metros, este último sismógrafo se ubicó a 2 metros de la infraestructura a cuidar. Para determinar el límite máximo de vibración utilizaremos el criterio de la norma DIN 4150, que para este tipo de estructuras considera una vibración de 40 a 50 mm/s como adecuada.

Figura 36;
Norma DIN 4150



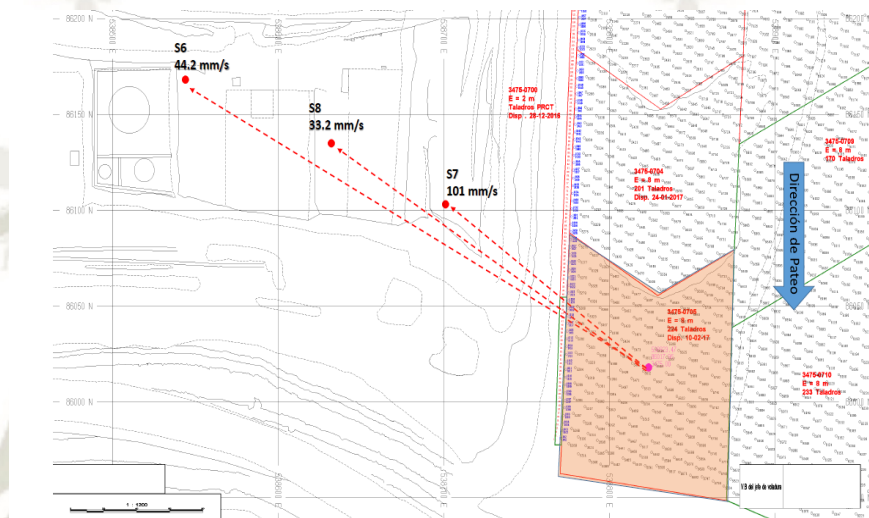
Fuente: Pierina, (1996)

4.10. Análisis vibracional del proyecto 3475-705

A continuación, se mostrará los resultados obtenidos en los sismógrafos ubicados a 50, 150 y 250 metros del proyecto de voladura 3475-705, donde se realizó la modificación en el diseño de carguío de taladros y variación de tiempos de retardo en el filtro de contorno.

Figura 37:

Vibraciones en tres sismógrafos

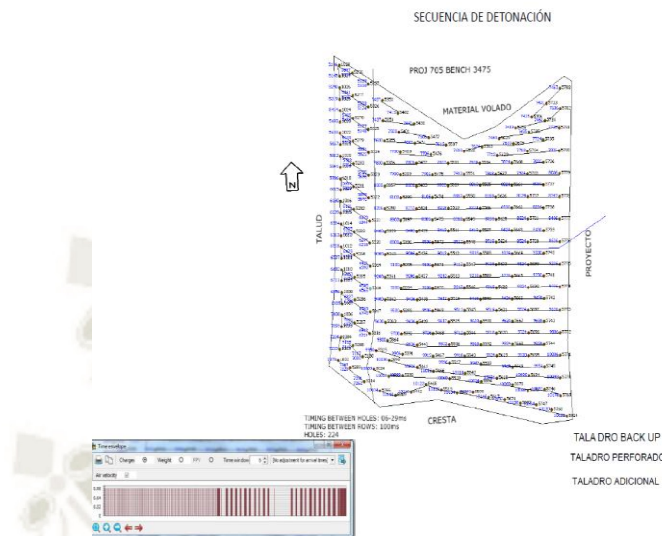


Fuente: Elaboración Propia

Secuencia de salida del proyecto modificado 3475-705, con tiempos de 29 ms entre taladros con doble prima, así como los taladros correspondientes a la buffer, generando un filtro y 6 ms en taladros de producción.

Figura 38:

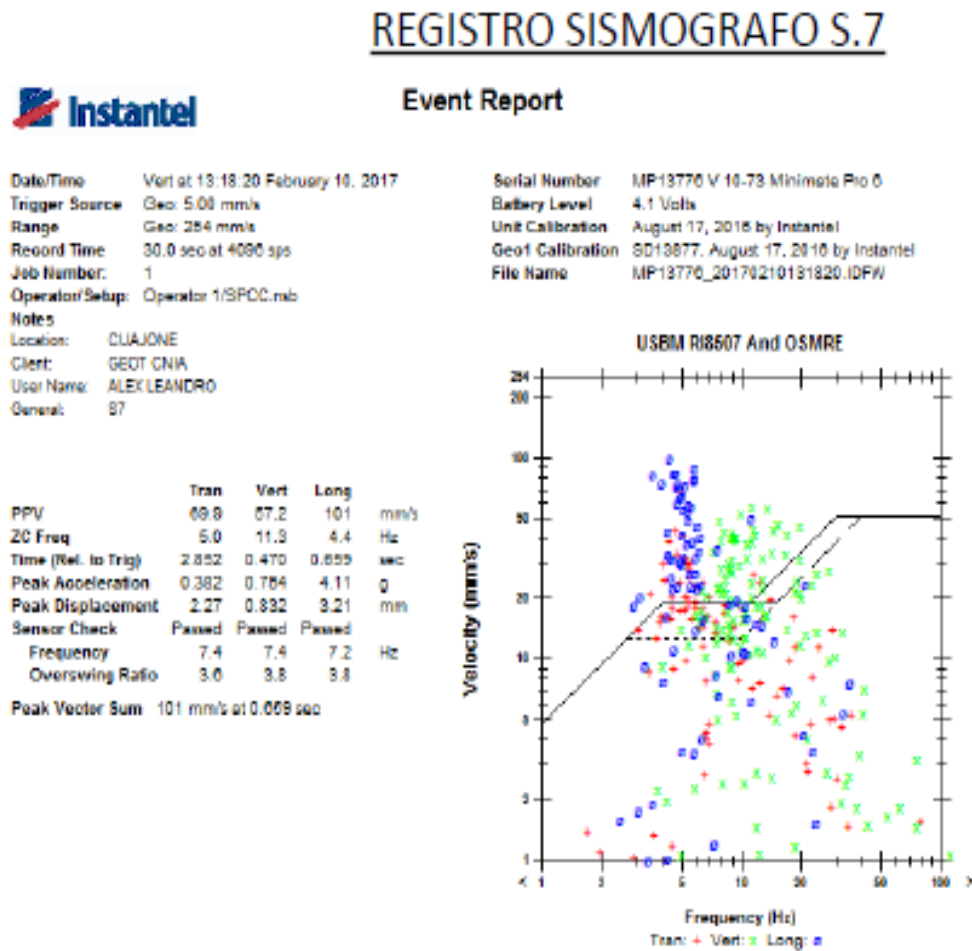
Secuencia de salida y acoplamiento de taladros



Fuente: Elaboración Propia

El sismógrafo S7 ubicado a 50 metros del proyecto 3475-704 se puede observar que tanto las ondas longitudinales transversales y verticales sobrepasan el criterio límite de la USBM, dando como resultado un vector pico suma de 101 mm/s. Pico de vibración de 101 mm/s en un tiempo de 5672 ms, correspondiente a la buffer, tercera fila en detonar en la secuencia de salida.

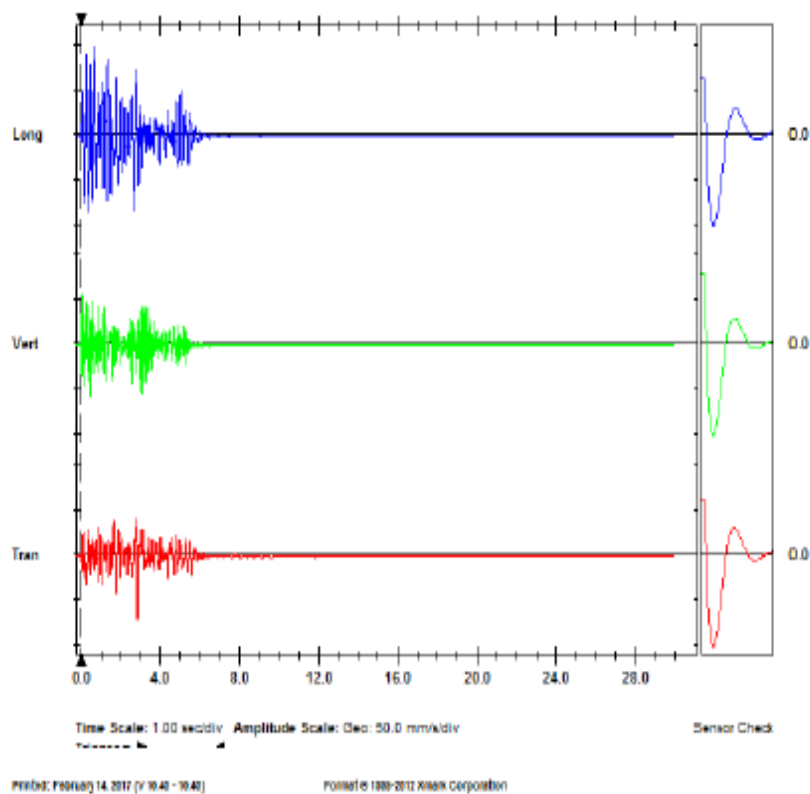
Figura 39:
Registro de Sismógrafo S7



Fuente: Elaboración Propia

Figura 40:

Ondas longitudinal, vertical y transversal sismógrafo S7

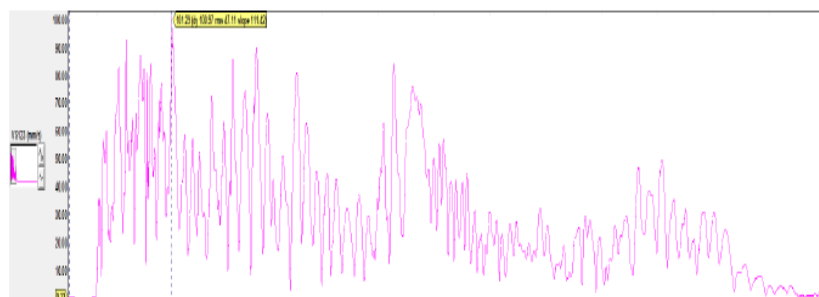


Fuente: Elaboración Propia

Figura 41:

Registro de Vector Suma S7

REGISTRO VECTOR SUMA:

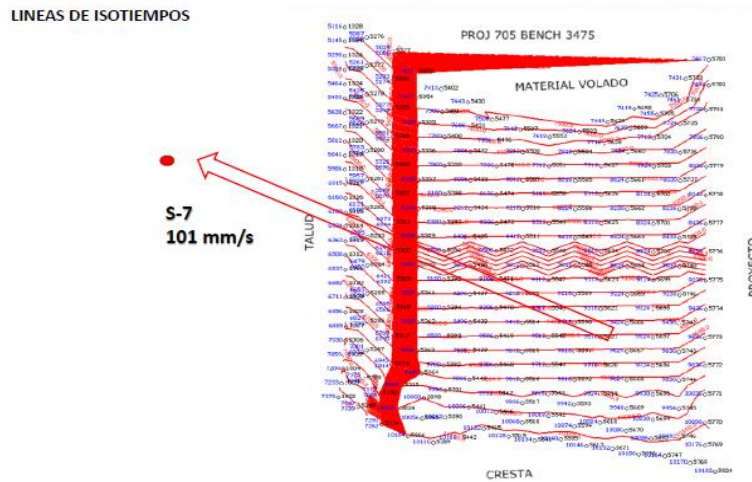


*El sismograma muestra el pico en vibración en un tiempo de 5672 ms del registro.

Fuente: Elaboración Propia

Figura 42

Resultados del Sismógrafo S7



**El pico se genero por el acople de ondas de los taladros.*

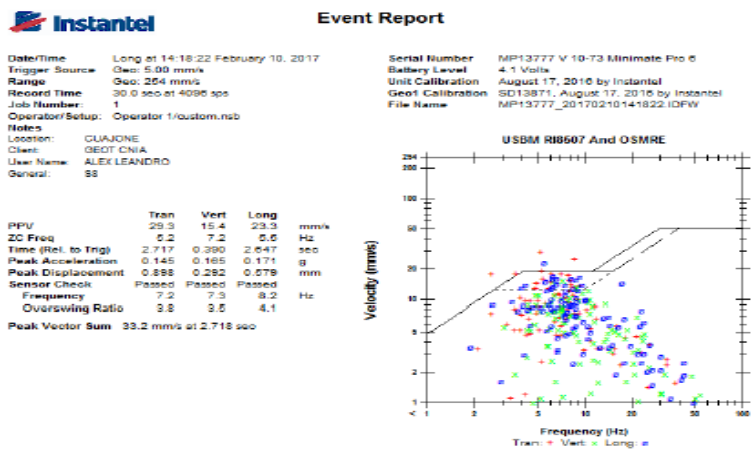
Fuente: Elaboración Propia

El sismógrafo S8 ubicado a 150 metros del proyecto 3475-705 se puede observar que tanto las ondas longitudinales, transversales, dando como resultado un vector pico suma de 33.2 mm/s; cumpliendo el parámetro de control de vibraciones en infraestructuras

Figura 43:

Registro de Sismógrafo S8

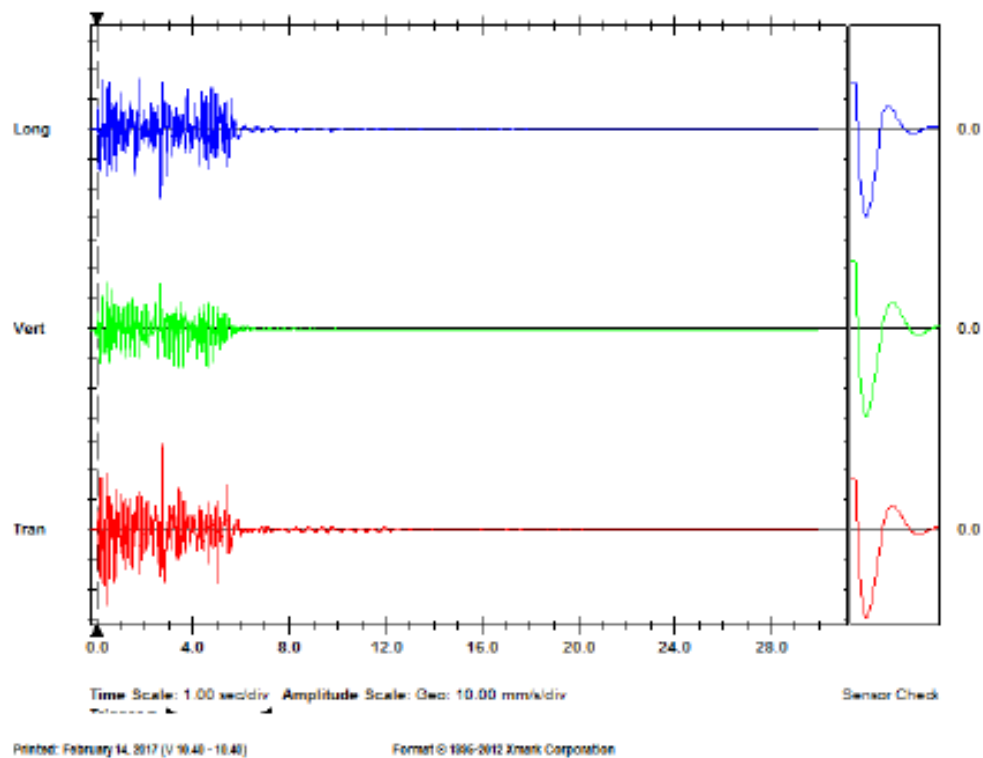
REGISTRO SISMOGRAFO S.8



Fuente: Elaboración Propia

Figura 44:

Ondas longitudinal, vertical y transversal sismógrafo S8

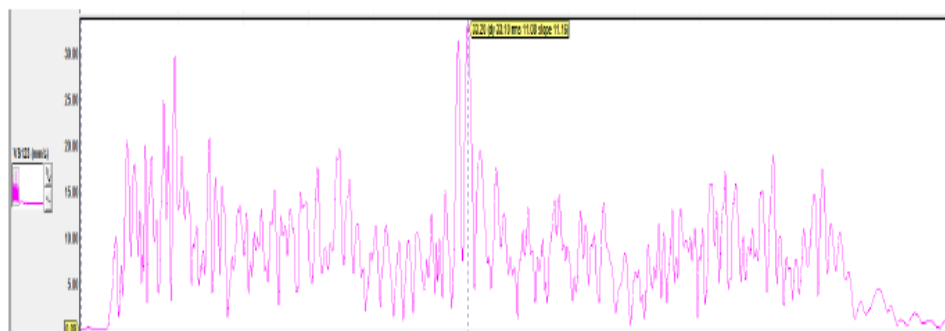


Fuente: Elaboración Propia

Figura 45:

Registro de Vector Suma S8

REGISTRO VECTOR SUMA:

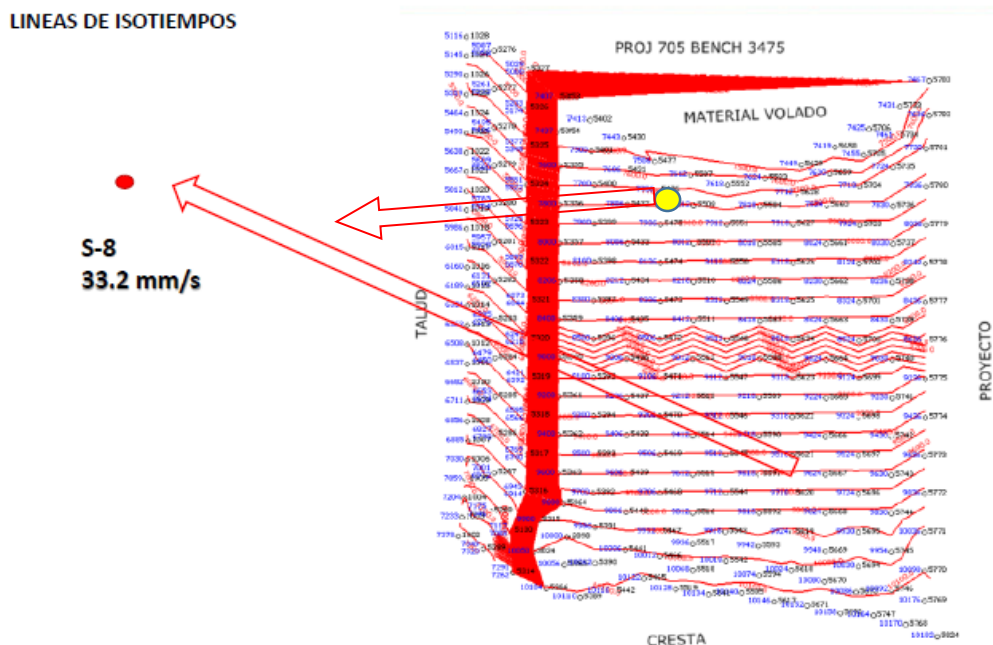


*El sismograma muestra el pico en vibración en un tiempo de 5562 ms del registro.

Fuente: Elaboración Propia

Figura 46.

Resultados del sismógrafo S8



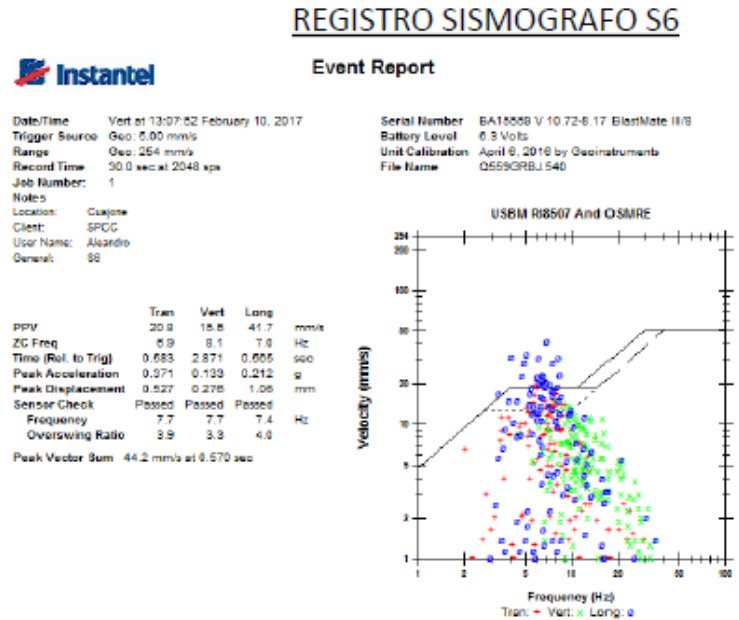
**El pico se genero por el acople de ondas de los taladros.*

Fuente: Elaboración Propia

El sismógrafo S6 ubicado a 205 metros del proyecto 3475-705 y a dos metros de la infraestructura a cuidar, se puede observar que las ondas longitudinales están dentro criterio límite de la norma DIN 4150, sin embargo, las ondas transversales y verticales por debajo de 44.2 mm/s, cumpliendo en general el límite permisible.

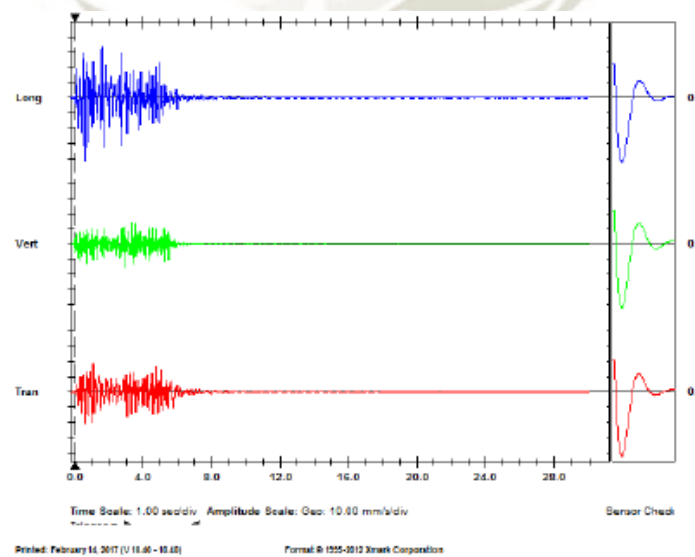
El pico de vibración PPV de 44.2 mm/s en un tiempo de 5672 ms, correspondiente al buffer, tercera fila en detonar en la secuencia de salida.

Figura 47:
Registro de Sismógrafo S6



Fuente: Elaboración Propia

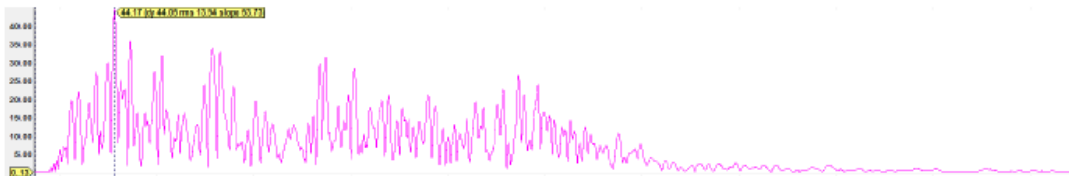
Figura 48:
Ondas longitudinal, vertical y transversal sismógrafo S6



Fuente: Elaboración Propia

Figura 49:
Registro de Vector Suma S6

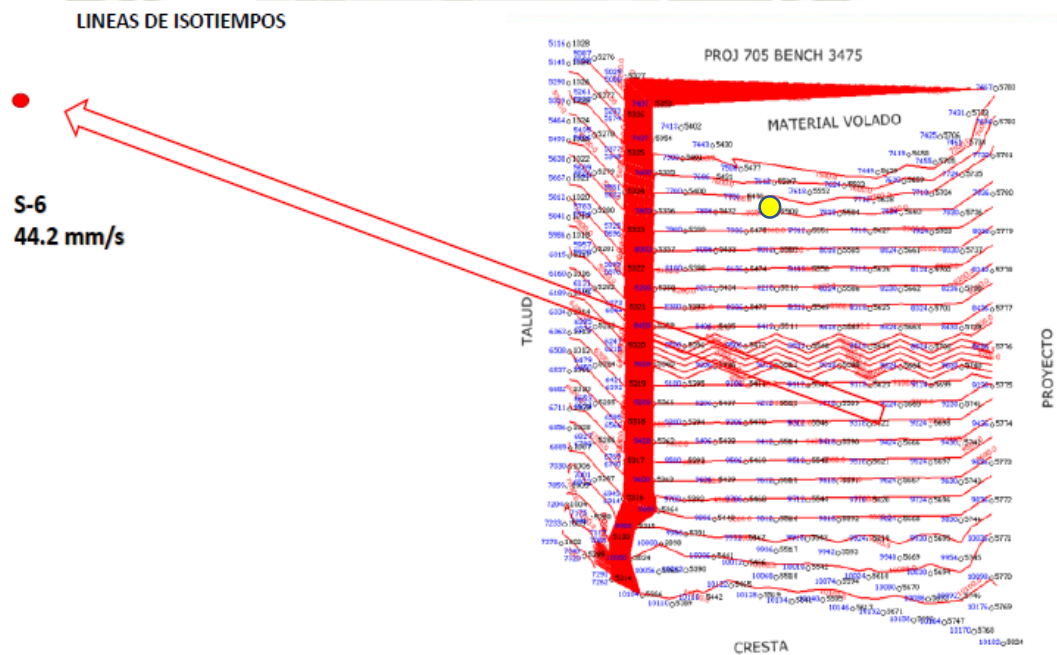
REGISTRO VECTOR SUMA:



*El sismograma muestra el pico en vibración en un tiempo de 5672 ms del registro.

Fuente: Elaboración Propia

Figura 50:
Resultados del sismógrafo S6



**El pico se genero por el acople de ondas de los taladros.*

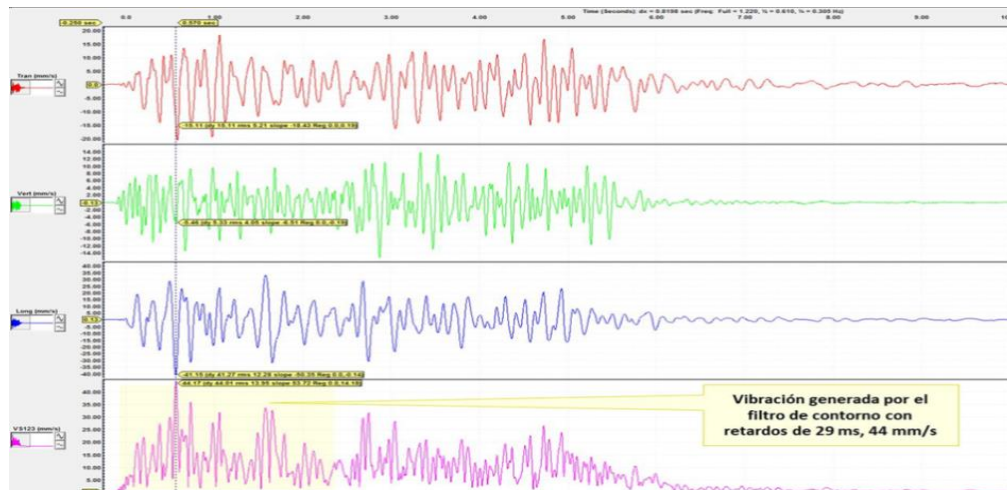
Fuente: Elaboración Propia

El sismograma S6 muestra correspondiente al proyecto prueba, 3475-705, que el pico en vibración se sigue dando en la detonación del filtro de contorno, 44 mm/s, pero

es mucho menor al generado con 1023 Kg de Quantex. El resto del proyecto, lado derecho del tramo sombreado, bajó por efecto del filtro.

Figura 51

Sismograma proyecto 3475-705



Fuente: Elaboración Propia

4.11. Análisis de costo beneficio

De no haberse realizado la presente investigación para el cuidado de la infraestructura cercana al proyecto de voladura 3475-705, que es un tanque de combustible de 94,724 galones denominado Tanque B3, mediante la modificación de tiempos entre taladros y diseño de configuración de carga, la otra opción para no dañar dicha infraestructura hubiera sido su desmantelamiento, retiro y reinstalación.

La operación de desmantelamiento, retiro y reinstalación del tanque de abastecimiento de combustible denominado Tanque B3, hubiera sido realizada por la empresa Mota Engil S.A., generado un costo total de 85,226.00 dólares americanos, el cual detallamos a continuación:

Tabla 12:
Costos Total de Equipos

EQUIPOS	CANTIDAD	COSTO POR UNIDAD (\$/día)	DIAS A UTILIZAR	SUBTOTAL (\$) (Sin I.G.V.)	COSTO TOTAL (\$) (Incluido I.G.V.)
Grúa Telescópica	01	4,200.00	05	21,000.00	24,780.00
Manlift	02	1,200.00	05	12,000.00	14,160.00
Camión Camabaja	03	840.00	05	12,600.00	14,868.00
Camión Grúa	02	1,920.00	05	19,200.00	22,656.00
Camioneta	02	90.00	05	900.00	1,062.00
TOTAL COSTO EQUIPOS					77,526.00

Fuente: Mota Engil S.A.

Tabla 13:
Costos Total de Recurso Humano

RECURSO HUMANO	CANTIDAD	COSTO POR PERSONA (\$) día)	DIAS A LABORAR	COSTO TOTAL (\$)
Ingeniero Residente	01	150.00	05	750.00
Supervisor de Seguridad	01	130.00	05	650.00
Supervisor de Campo	02	120.00	05	1,200.00
Soldadores	03	65.00	05	975.00
Personal de campo	05	40.00	05	1,000.00
Operador Grúa Telescópica	01	100.00	05	500.00
Operador Manlift	02	75.00	05	750.00
Operador Camión Camabaja	03	55.00	05	825.00
Operador Camión Grúa	02	65.00	05	650.00
Operador Camioneta	02	40.00	05	400.00
TOTAL COSTO RECURSO HUMANO				7,700.00

Fuente: Mota Engil S.A.

Tabla 14:
Costos Totales del Servicio

COSTO TOTAL EQUIPOS (\$)	77,526.00
COSTO TOTAL RECURSO HUMANO (\$)	7,700.00
COSTO TOTAL DEL SERVICIO (\$)	85,226.00

Fuente: Mota Engil S.A.

El costo total del desmantelamiento, retiro y reinstalación del tanque de abastecimiento de combustible denominado Tanque B3 de no haberse realizado la

investigación hubiera sido la sumatoria del costo total de equipos y el costo total de recursos humanos, el cual hubiera ascendido a 85,226.00 dólares americanos.

En contraparte la realización de la investigación para realizar un diseño óptimo que permita cuidar el Tanque abastecimiento de combustible denominado Tanque B3, mediante la modificación de tiempos entre taladros y diseño de configuración de carga generó un costo adicional a las voladuras acostumbradas en dicha zona (Toba Cristal en fase 7, zona desmonte) de 1,290.00 dólares americanos, cabe resaltar que el costo de recurso humano es un costo hundido, ya que le personal involucrado recibe un sueldo mensual se haya realizado o no el proyecto de voladura, a continuación detallamos el costo adicional:

Tabla 15:
Costo Total Insumos adicionales en voladura experimental

INSUMOS	CANTIDAD	COSTO POR UNIDAD (\$)	SUBTOTAL (Sin I.G.V.)	COSTO TOTAL (Incluido I.G.V.)
Ikon III Extreme	28	22.00	616.00	727.00
Fanel 20 mts. (600 ms)	28	9.00	252.00	298.00
Booster Famesa 2 libras	28	8.00	224.00	265.00
TOTAL COSTO INSUMOS				1,290.00

Fuente: Elaboración Propia

Por ende, gracias a la investigación realizada y a la modificación de tiempo entre taladros y diseño de configuración de carga se obtuvo un ahorro de 83,936.00 dólares americanos, ya que con dicho diseño se pudo realizar una voladura que no genere daño a la infraestructura cercana denominada Tanque B3 y de esta manera cumplir la normativa DIN 4150.

CONCLUSIONES

- Primera.-** Se logró realizar un diseño de voladura que no generó daño a la infraestructura denominada tanque B3, con los siguientes parámetros $B=6\text{m}$ $E=7\text{m}$, $J=1\text{m}$. Se carga el buffer, con un explosivo de Quantex 80/20, de 250 kg, taco de aire de 6.4 m y taco detrítico de 6.9 m. Tres líneas de taladros como filtro de contorno con cargas desacopladas de 420 kg de explosivo, un metro de taco intermedio y carga de fondo de 422 kg de explosivo, el taco detrítico de 6.3 m, los taladros de producción tienen una carga lineal de 842 kg con taco de 6.9 m. La secuencia de tiempos diseñados son 6ms entre taladros de producción, 29 ms entre carga de columna / fondo y 100 ms entre filas.
- Segunda.-** Para relacionar las características geomecánicas del macizo con el diseño de malla y carga se usó el modelo de DEVINE; del análisis de una serie de velocidades pico partículas (PPV) tomadas en el sector, se calculó el $K= 265$ y $Br= -0.69$, esto nos permitió encontrar la carga operante $Q= 422$, y predecir un PPV de 42.21 mm/s a una distancia $R= 250$ m. El PPV obtenido fue de 44.2 mm/s a $R= 245$ m, que nos indica la capacidad buena capacidad de predicción del modelo.
- Tercera.-** El sismógrafo S6, cuyo geófono estuvo colocado a 02 metros de la infraestructura a cuidar (Tanque B3) y disparando un proyecto a 245 m con el diseño de malla, carga y de tiempo de retardo entre taladros modificados (proyecto 3475-705), midió un PPV de 44.2 mm/s, este valor se encuentra dentro de los límites permitidos por la norma DIN 4150
- Cuarta.-** Las cargas determinadas a partir del modelo de DEVINE se separaron por medio de un taco intermedio, la carga superior fue de 422 kg y la carga inferior 420 kg, estas con una diferencia de 29 ms., esto aseguró que el $PPV= 44.2$ mm/s que se encuentra en el rango de la norma DIN 4150, que establece que el máximo PPV para este tipo de estructuras debe estar entre 40 mm/s a 50mm/s
- Quinta.-** El diseño y modelamiento de los tiempos de salida por filas y columnas, con un tiempo de fondo fijo de 5000 ms, fue de 32.22 ms entre taladros y 96.82 ms entre fila, sin embargo, por razones de programación de los detonadores electrónicos se usó, 6 ms entre taladros de producción, 29 ms entre cargas (fondo-columna)

y 100 ms entre filas, asegurando que no se acoplen taladros y que la vibración este en el rango requerido.



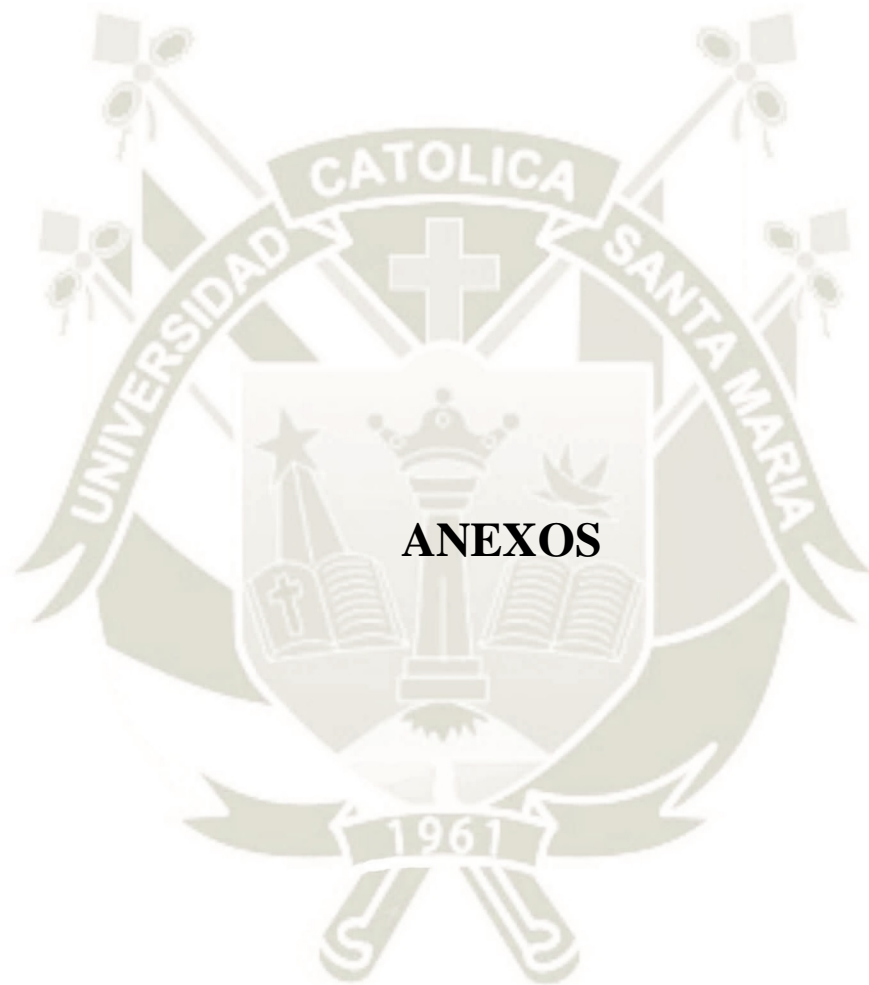
RECOMENDACIONES

- Aplicar la propuesta en el estudio de investigación modificando diseños de carguío de taladros y tiempo de retardo entre taladros en proyectos de voladura donde es indispensable cuidar infraestructuras cercanas.
- Tener una constante supervisión en campo y capacitación al personal de piso en lo que respecta a medición de densidades, colocación de taponex y tapado de taladros, para cumplir con los objetivos esperados en la voladura.
- Continuar con el monitoreo constante a fallas e infraestructuras que puedan haberse visto afectadas por voladuras cercanas a las mismas.
- Que en la formación académica recibida en la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Católica de Santa María se continúe desarrollando las bases teóricas, científicas, fórmulas y buenas prácticas por parte de los docentes hacia los estudiantes, ya que gracias a éstas se pudo desarrollar con éxito la presente investigación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. . (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Manual de voladura: KONYA.
- Bernaola, J., Castilla, J., y Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*.
- Bieniawski, Z. (1978). *Determining Rock Mass Deformability: Experience from Case Histories*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.
- Blasters, I. (2011). *International Society of Explosives Engineers*. Cleveland, Ohio: Society of Explosives Engineers.
- Condori Castro, S. (2015). *Estandarizacion del explosivo me-quantex, reduccion de costos operativos y eliminacion de gases contaminantes mediante el analisis de parametros de voladura en mina cuajone*. Arequipa: [Para optar el titulo profesional de ingeniero de minas].
- Cunningham, C. (1983). *The Kuz-Ram Model for production of fragmentation from blasting*. In *Proc. 1st Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea*.
- Cunningham, C. (2005). *Defining non-ideal performance for commercial explosives*. In *Proc. 36th conference & exhibition, Institute of South Africa & ASPA*.
- Dávila. (2019). *Evaluación de vibraciones en voladura con plasma para reducir la proyección de rocas (Fly Rock) en el tajo abierto de Sociedad Minera El Brocal S.A.A*. Universidad Daniel Alcides Carrión.
- Delgado, M. (2014). *Estrategias en el diseño de perforación y voladura para estructuras aledañas controlando vibraciones y rocas al aire en minas a tajo abierto*. Universidad Nacional de San Agustín.
- Devine, J., Beck, H., Meyer, V., y Duvall, I. . (1966). *Effect of charge weight on vibration levels from quarry blasting*. Cell.
- Empresa minera Southern Perú Copper Corporation (SPCC). (2018). *Memoria Descriptiva Elemento 5 SPCC*.
- Exsa, S. A. (2000). *Manual de voladura*. Lima-Perú.
- ISO 14001. (2004). Norma ISO 14001. Geneva, Suiza.

- ISO 9000. (2015). *norma ISO 9000*. Geneva, Suiza.
- Jimeno, C. L. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*.
- Lang, L.C. y Favreu, R.F. (1972). *Modern Approach to Open Pit Blast Design and Analysis*
CIM Bulletin.
- Lara, V. & Leon, O. (2000). *Teoría de Voladura de Rocas*.
- Ley de Seguridad y Salud en el Trabajo, Ley 29783. (2011). Congreso de la República del Perú. Lima: Diario Oficial el Peruano.
- Miller, O. E. (1955). *On the partition of energy between elastic waves in a semi-infinite solid*. Proc. Roy. Soc.
- OHSAS 18001. (2007). *Norma OHSAS 18001*.
- Orihuela, S., Vizcarra, D., y Raúl, J. . (1996). *Diseño de un modelo predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo*.
- Peralta, G y Mojica, R. (2015). *Características y control de las vibraciones producidas por acción de las voladuras en minas a cielo abierto*.
- Pierina, L. (1996). *Manual de perforación y voladura de rocas*.
- Plazolles y Manrique . (1983). *Geología de Cuajone*. Lima-Perú: Trabajo presentado al Tercer Congreso Peruano de Geología.
- Ramirez, P. & Alejano, M. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos de Ingeniería de Taludes*.
- Reglamento de la Ley N° 29783, Ley de Seguridad y Salud en el Trabajo. D.S. 005-2012-TR. (2012). Congreso de la República del Perú. Lima: Diario Oficial El Peruano.
- Serafim J.L. & Pereira J.P. . (1983). *Considerations on the Geomechanical Classification of Bieniawski*.
- Valdivia, A. (2017). *Diseño de modelo predictivo de vibración PPV en la voladura del tajo Isabelita – Mina El Toro para evitar riesgos en la población cercana*. Universidad Nacional de Trujillo.



ANEXO 1

DESARROLLO EXPERIMENTAL PREVIO A LA VOLADURA.

Medición de densidades

Antes y durante la realización del carguío de taladros se realiza la medición de densidades para garantizar el comportamiento esperado del explosivo, tomando muestras desde la manga del camión fabrica que vacía el explosivo en los taladros, este proceso se repite cada 20 minutos hasta esperar la densidad deseada y se empieza a cargar, igualmente ya empezando a cargar los taladros se tiene que volver a medir la densidad para realizar el seguimiento correspondiente cada 20 minutos.

Las densidades a utilizar serán de 1 g/cm³ en taladros buffer y 1.15 g/cm³ taladros de producción.

Materiales a utilizar:

- Recipiente de acero inoxidable calibrado en el laboratorio.
- Balanza calibrada en laboratorio con capacidad de pesaje de por lo menos 2 kg.
- Espátula y trapos para limpieza de residuos.

Procedimiento:

- Colocar la balanza en un lugar seguro.
- Pesar la balanza con el recipiente vacío.
- Llenar el recipiente mientras se carga el primer taladro, seguidamente dar golpes al recipiente para poder eliminar las burbujas creadas en el interior del mismo.
- Enrasar el recipiente de residuos del explosivo con la ayuda de la espátula.
- Limpiar la pared exterior del recipiente de cualquier adhesión del producto.
- Determinar el peso total con la balanza.
- Determinar la densidad, mediante la fórmula:

$$\rho = \frac{m}{V}$$

Donde:

ρ = densidad

m = masa

V =volumen

- Realizar la misma operación cada 20 minutos para realizar seguimiento de la densidad requerida.

Foto A1. Extracción de la Muestra



Fuente: EXSA, 2000



Foto A2. Limpieza del Recipiente

Fuente: EXSA, 2000



Foto A3. Pesaje de la Muestra

Fuente: EXSA, 2000

ANEXO 2

DISEÑO DE SECUENCIA DE SALIDA

Se realiza con el software ShotPlus5, perteneciente a la empresa Orica Mining Services Perú S.A.

Se coordinó con el área de geotecnia y el Jefe de Perforación y Disparos de SPCC la secuencia del mismo.

El tiempo entre taladros es de 06 ms en producción y el tiempo es de 29 ms entre taladros buffer y tiempo mínimo entre filas de 100 ms, con un total de 201 taladros, el inicio es en el taladro con ID 5339 con un tiempo de 7000ms, la secuencia de salida es de norte a sur, empezando en la tercera fila norte colindante al material volado del proyecto anterior para facilitar la cara libre de la voladura y desplazamiento del material, cabe resaltar que para estudio de onda elemental sale un detonador sólo confinado con el ID 7513 con tiempo 0 ms, a continuación apreciamos como queda la secuencia de salida:



Figura A1. Secuencia de Salida Proyecto 3475-705

Fuente: Elaboración Propia

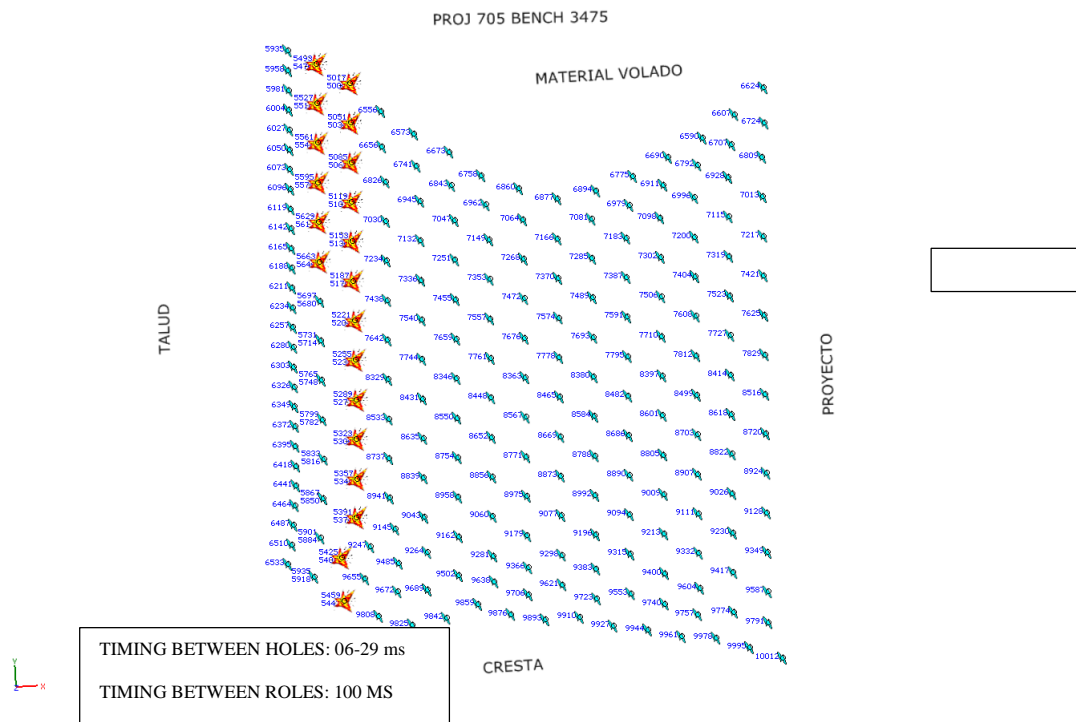


Figura A2. Simulación de Secuencia de Salida

Fuente: Elaboración Propia

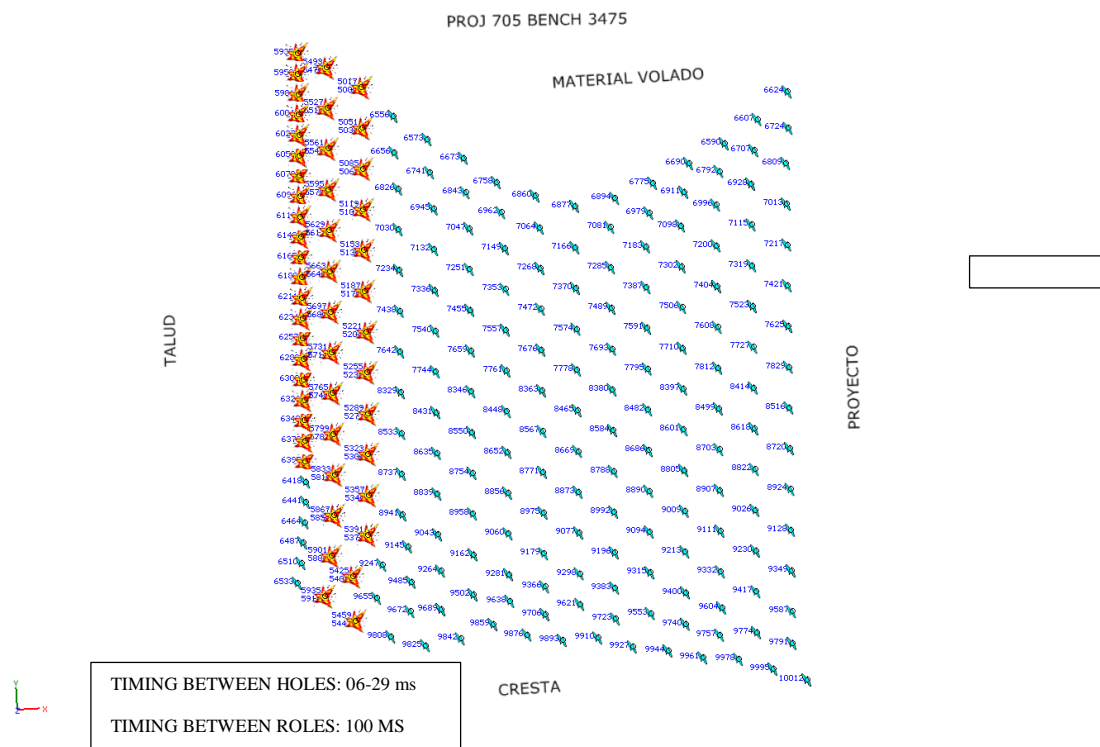


Figura A3. Simulación de Secuencia de Salida

Fuente: Elaboración Propia

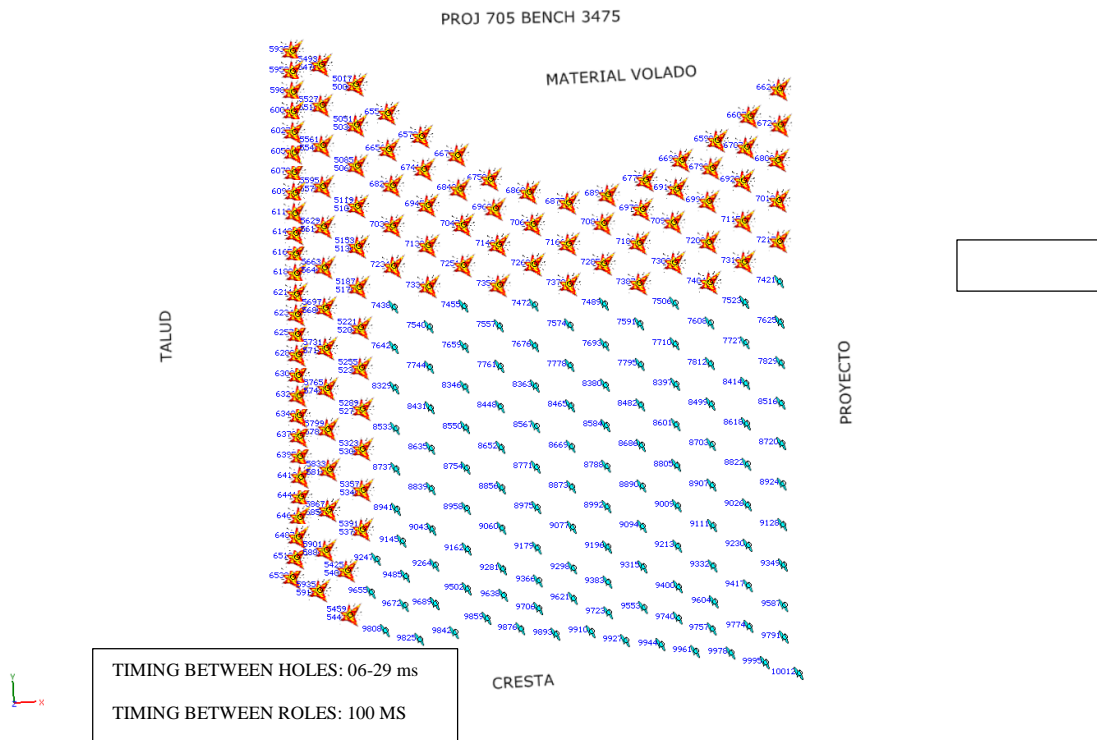


Figura A4. Simulación de Secuencia de Salida

Fuente: Elaboración Propia

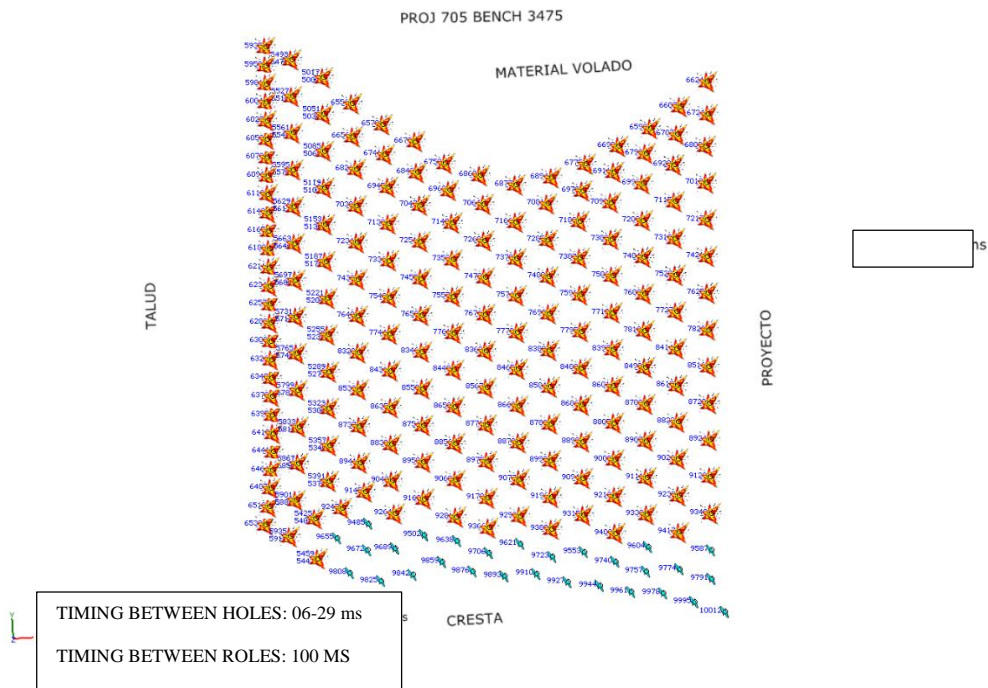


Figura A5. Simulación de Secuencia de Salida

Fuente: Elaboración Propia

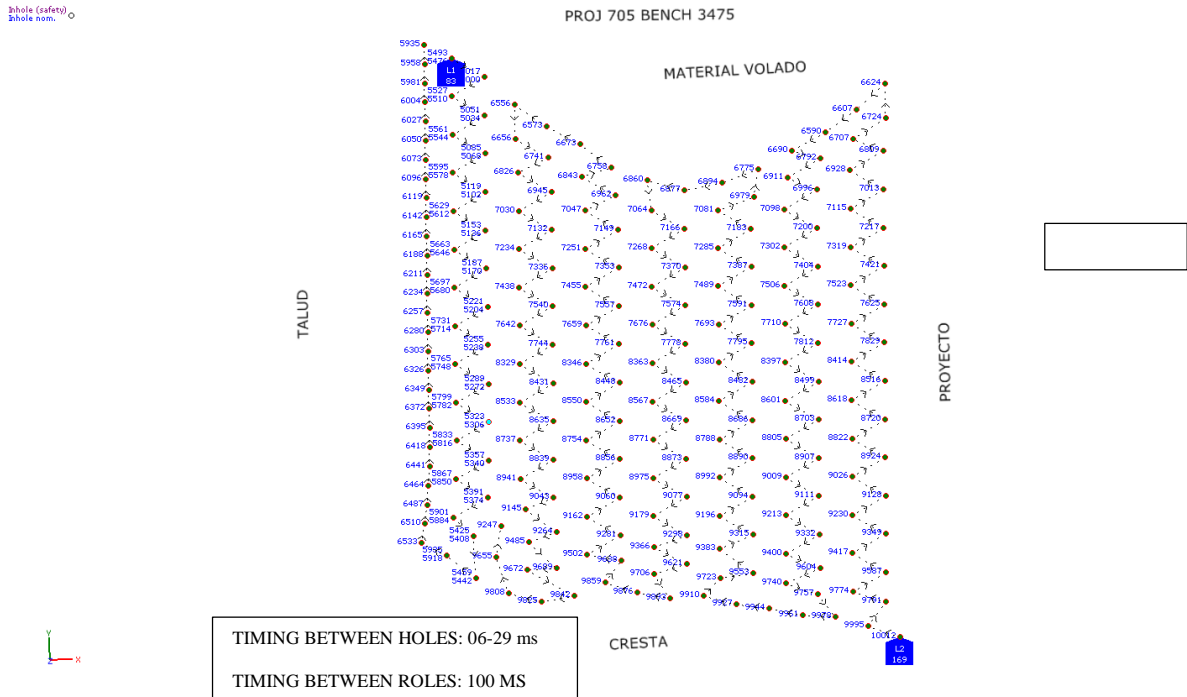


Figura A6. Diseño de Amarre Electrónico

Fuente: Elaboración Propia

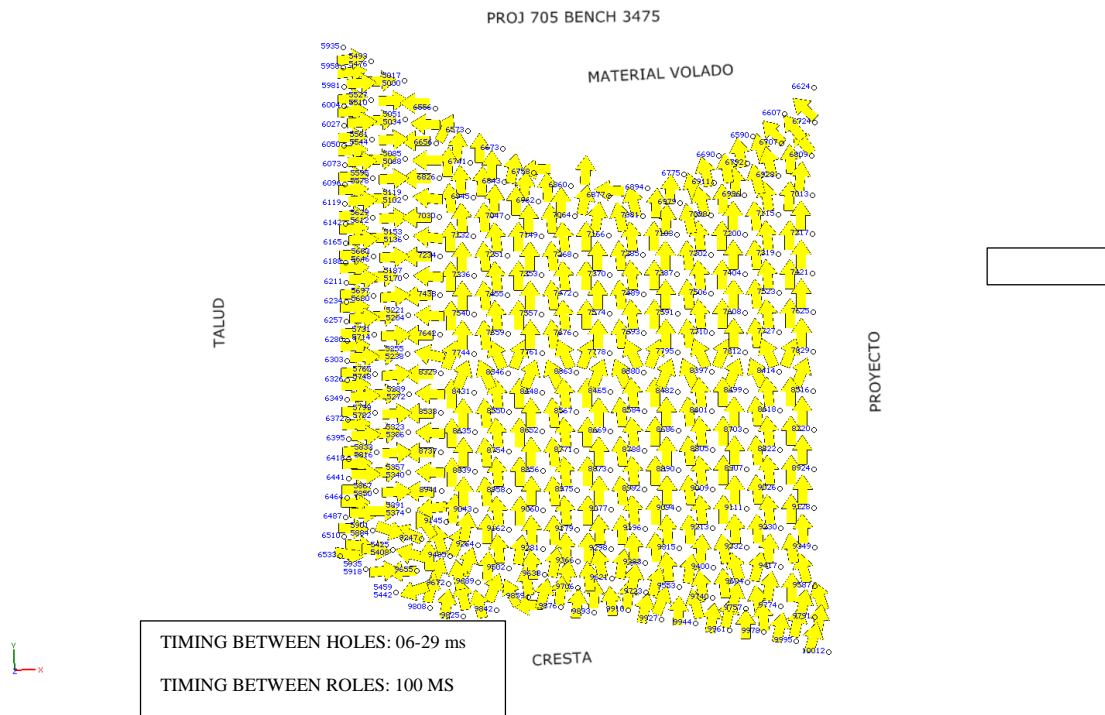


Figura A7. Desplazamiento de Material

Fuente: Elaboración Propia

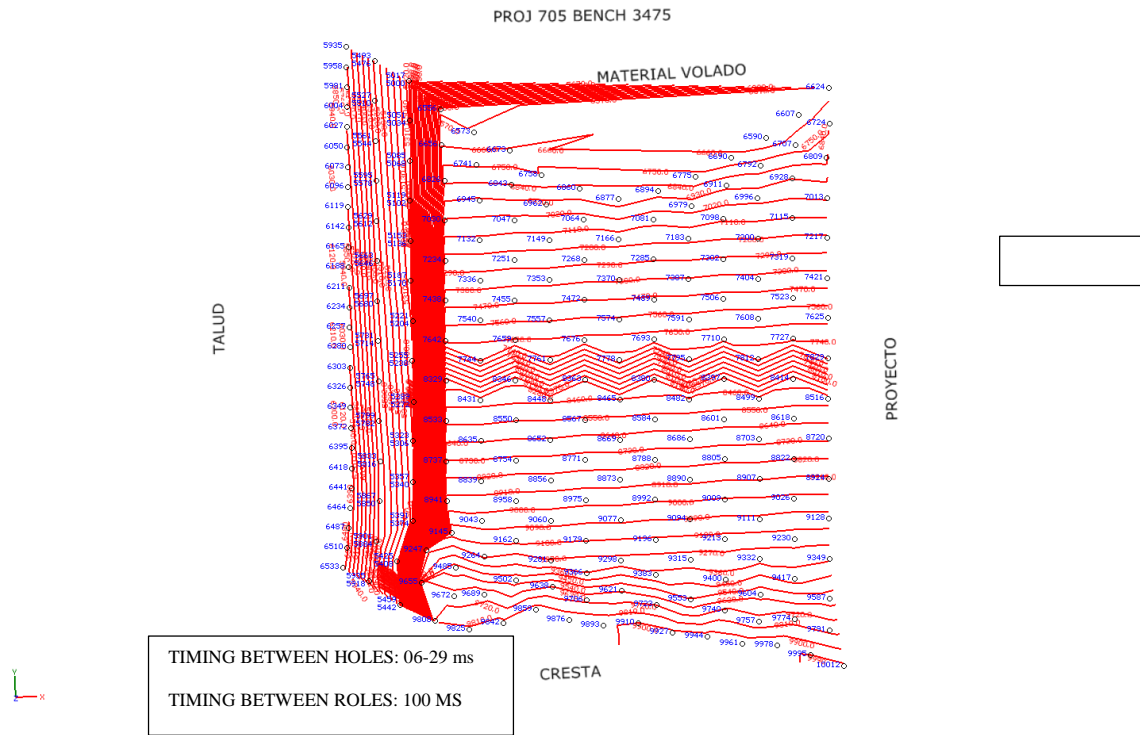


Figura A8. Línea de Isotiempos

Fuente: Elaboración Propia

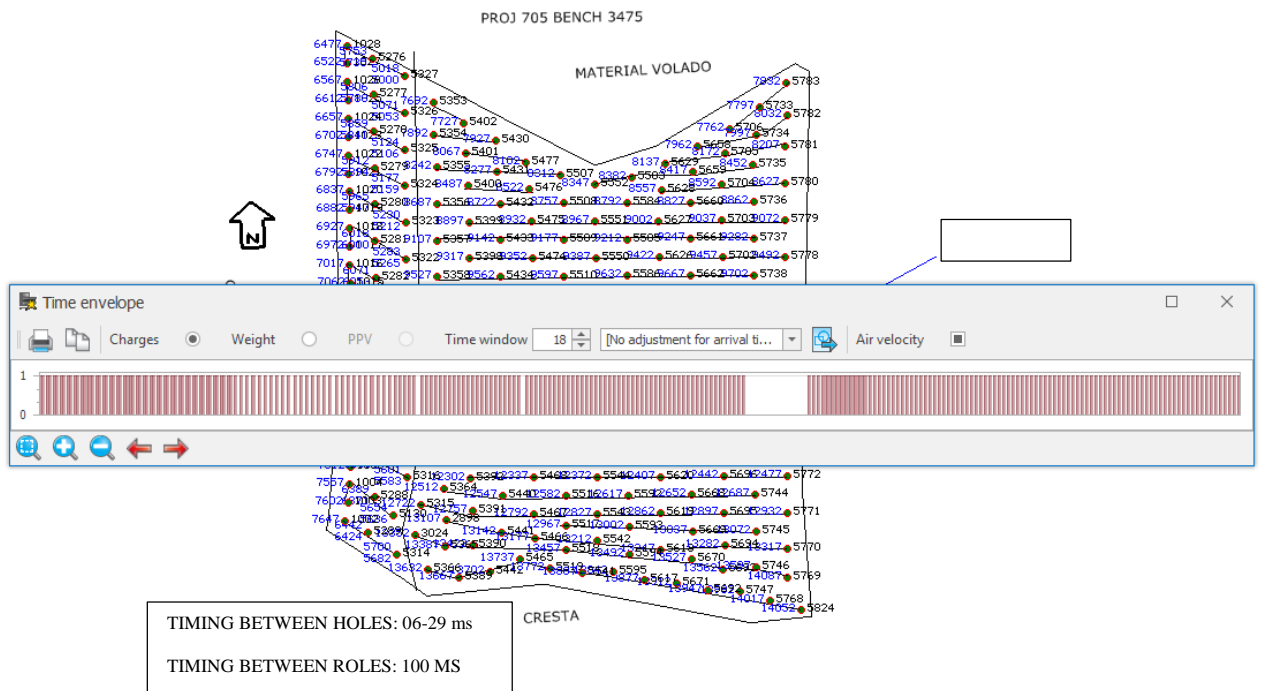


Figura A9. Tiempo de Acople

Fuente: Elaboración Propia

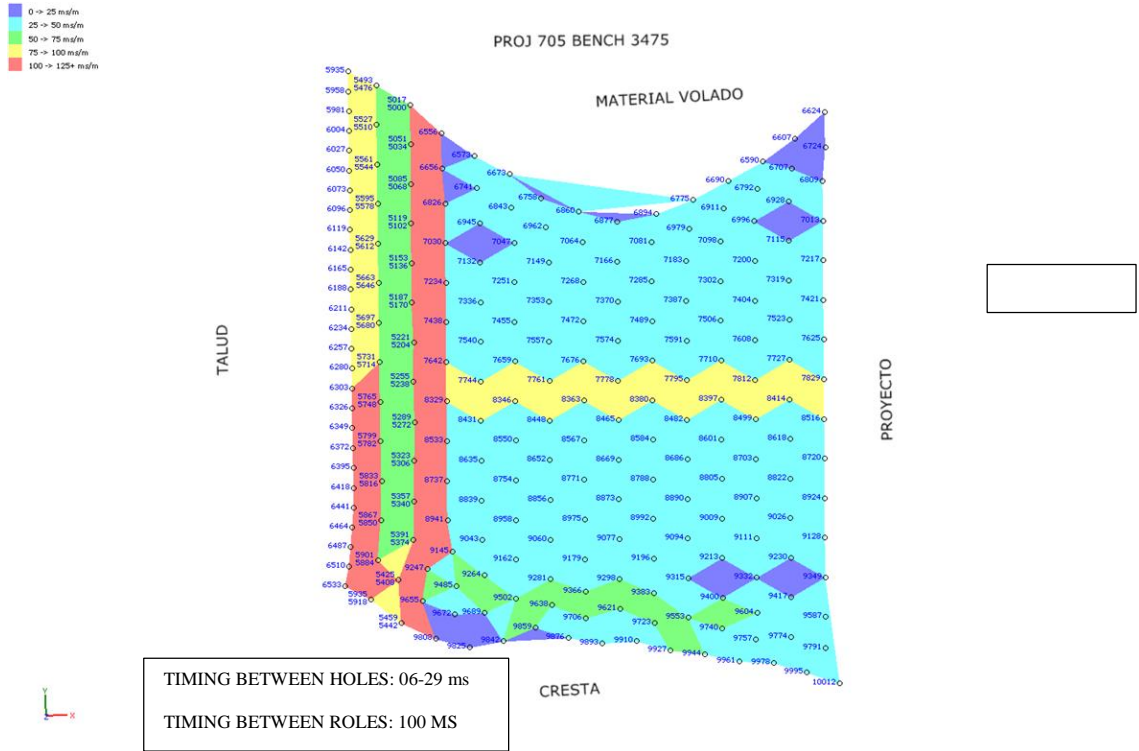


Figura A10. Burden de Alivio (Relief)

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 3 FICHA TECNICA QUANTEX

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 15% 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



Transporte
CLASE: 1.5 D
UN: 0332



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

www.BXBA.net

Características técnicas

Especificaciones técnicas	Unidades	QUANTEX 73
Densidad	g/cm ³	1.13 +/- 5%
Diámetro orificio	pulg	4.5
Profundidad máxima de carga	m	18
Velocidad de detonación (VOD) [*]	ms	4,000 – 6,000
Iniciador recomendado	—	Booster de perfolita 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	3,098
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 confinamiento en diámetro de 8”.

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

^{***} Características de potencia relativa efectiva calculada con Software TERMODET a condiciones ideales de 100 MPa, con una densidad del Arto de 0.8 g/cm³ y una energía efectiva del Arto de 2362 KJ/kg



Exclusión de responsabilidad

La información contenida en esta ficha técnica se basa en el conocimiento y la experiencia de ECOM. Esta no será responsable bajo ninguna circunstancia del mal uso que pueda dar el usuario al producto, sea que manipule directo o indirectamente el producto, sin la estricta supervisión de ECOM, 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 consecuencia a de cualquier otro tipo, incluyendo la responsabilidad de su uso exclusivamente en los congresos.

ANEXO 4

FICHA TECNICA FANEL



SISTEMAS DE INICIACIÓN

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: período corto y período 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.



Características técnicas

DEL FULMINANTE DE RETARDO		FANEL®
Diámetro (mm)		7,3
Longitud (mm)		60 / 68 / 88 / 92
Prueba de esopo,		Min. 11
Diámetro de perforación (mm)		
Volumen trauzi (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		FANEL®
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 / Milisegundo)

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				

Embalaje tipo 1.1B:

	Material de caja	Capacidad de caja (pza)	Periodo	Neto (kg)	Bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
FANEL® 4,0 m	Cartón	150	Corto Largo	5,9 6,6	6,7 7,4	56,0 x 30,5 x 18,0
FANEL® 4,2 m	Cartón	150	Corto Largo	6,2 6,8	7,0 7,6	56,0 x 30,5 x 18,0
FANEL® 4,8 m	Cartón	150	Corto Largo	6,7 7,5	7,5 8,3	56,0 x 30,5 x 18,0

Embalaje tipo 1.4B:

	Material de caja	Capacidad de caja (pza)	Periodo	Neto (kg)	Bruto (kg)	Dimensiones 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: 0381



ANEXO IV
FICHA TECNICA IKON III EXTREME

FICHA DE DATOS TÉCNICOS

Detonador Electrónico Extreme de i-kon™ III
Cable de Detonador Robusto



Descripción

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

Los detonadores electrónicos i-kon™ III integran múltiples características de seguridad intrínsecas al diseño del producto, incluyendo explosores, resistores de entrada y de derivación y al chip mismo. El sistema Extreme i-kon™ III está compuesto de:

- Detonador electrónico Extreme i-kon™ III
- Logger i-kon™
- Logger II i-kon™ II
- Blasters 400 o 2400S i-kon™ (Solo compatible con Logger I)
- Blaster 30000 i-kon™ 3000
- Sistema de Voladura Remota en Superficie SURBS i-kon™ (hardware SURBS)
- Sistema Centralizado de Voladura Electrónica i-kon™ incluyendo Caja de Cierre y Caja de Voladura Remota (hardware CEBS compatible con Blasters 400, 2400S y Logger I)
- Software de diseño de voladuras SHOTPlus™ 5.

Aplicación

El sistema i-kon™ III es el Sistema de Voladura Electrónica más avanzado del mercado, diseñado para uso en voladuras de alto valor y complejas en minas de superficie extensas y en operaciones subterráneas. La aislación superior del cable de detonador de los detonadores Extreme i-kon™ III resiste condiciones de minería desfavorables, es específicamente apto para la minería de metales.

Propiedades Técnicas

Color del cable	Morado
Resistencia a la tracción (kg)	50
Peso de carga explosiva (mg)	900
Color del conector	Green
Largo y diámetro del revestimiento	89 x 7.6 mm
Material del revestimiento	Bimetálico (aleación de aluminio y cobre)
Programabilidad (milisegundos)	
+ Estándar	1ms to 30s
+ Sub-milisegundos	0.1ms to 6s
Tiempo máximo de retardo (segundos)	30
Precisión como variación de coeficiente	0.005%

Beneficios Claves

La extremadamente resistente aislación del cable detonador de Extreme, que se encuentra solo en i-kon™ III, tiene un desempeño fiable en minas de metal en que prevalecen las rocas duras, filosas y abrasivas.

Los cables de los detonadores Extreme i-kon™ III mantienen su flexibilidad aun a temperaturas muy bajas.

Comunicación robusta entre el hardware y el detonador i-kon™ III.

Diseño de voltaje dual intrínsecamente seguro.

Detonador más preciso del mundo, combinado con la ventana de tiempo de retardo más larga (30 segundos), permite diseñar una gran variedad de resultados de voladura.

Desempeño fiable en las condiciones ambientales más desfavorables, con revestimiento bimetálico resistente a la corrosión.

i-kon™ III es ideal para voladuras extensas ya que los tiempos de retardo se pueden pre-programar en ShotPlus 5, permitiendo registrar con mayor rapidez.

FICHA DE DATOS TÉCNICOS

Detonador Electrónico Extreme de i-kon™ III

Cable de Detonador Robusto

Los detonadores programables i-kon™ III simplifican la gestión del inventario en el sitio.

Recomendaciones de Uso

- Los retardos del Extreme de i-kon™ III son definidos por los Loggers i-kon™ y son programados e iniciados mediante los Blasters i-kon™.
- Los detonadores Extreme i-kon™ III solo pueden ser testados, programados y detonados con los Loggers y Blasters i-kon™. No se deben usar con otros equipos de programación o detonación.
- Los daños de la aislación de los cables de detonación son la causa más común de problemas de los sistemas de voladura electrónica. Se debe operar con cuidado y proteger los cables al cargar y taconar barrenos.
- Los detonadores Extreme i-kon™ III son dispositivos explosivos y se deben manipular con precaución.
- Los Loggers y Blasters i-kon™ son dispositivos electrónicos diseñados para resistir condiciones normales de minas, canteras y construcciones; sin embargo, no se deben sumergir en agua y se deben evitar los impactos excesivos.
- Nunca se debe abrir un equipo de voladura i-kon™. Solo Orica o sus representantes autorizados pueden realizar mantenimiento o reparación de ellos.
- El Cable Armá de i-kon™, de gran calidad, se usa para conectar al Sistema i-kon™ III en terreno. Otros cables podrían parecer similares pero no ofrecerán las mismas características críticas de desempeño y no se recomiendan.

Empaque

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

Largos	Extreme i-kon™ III 1.1B		Extreme i-kon™ III 1.4S	
	Unidades / Caja	Peso Bruto (kg)	Unidades / Caja	Peso Bruto (kg)
10	54	11.5	32	9.5
15	36	11.5	27	10.75
20	30	12.5	23	11.5

30	24	14.25	14	9.75
----	----	-------	----	------

Tiempo de Latencia en Barrenos

El tiempo máximo de latencia recomendado es 60 días. El tiempo de latencia depende de las condiciones ambientales. Se debe consultar un Representante de Servicios Técnicos de Orica para evaluar el tiempo de latencia máximo adecuado a sus condiciones.

Almacenamiento y Manipulación

Clasificación del Producto

Nombre Autorizado:	i-kon™ III Extreme		
Nombre Propio:	Detonador, Eléctrico		
de embarque			
No NU:	1.1B	1.4S	
Clasificación:	0030	0458	

Son aplicables todas las regulaciones relacionadas con la manipulación de tales explosivos.

Almacenamiento

Los detonadores Extreme i-kon™ III se deben almacenar en un polvorín debidamente autorizado para almacenar explosivos Clase 1.1B. Las cajas se deben apilar de la manera indicada en las cajas.

Los detonadores Extreme i-kon™ III tienen una vida útil de hasta 5 años en polvorines autorizados.

Límites de Temperatura

Actividad		Temperatura
Operación	min.	-40°F / -40°C
	máx.	130°F / 70°C
Almacenamiento	min.	-40°F / -40°C
	máx.	120°F / 50°C
Transporte	min.	-40°F / -40°C
	máx.	120°F / 50°C

Eliminación

Los sistemas de iniciación de i-kon™ III brindan un alto nivel de protección contra la iniciación debido a corriente estática, corrientes eléctricas extrañas y transmisiones de radio frecuencia. Sin embargo, los detonadores Extreme i-kon™ III contiene explosivos piróclóricos y moleculares, que pueden

FICHA DE DATOS TÉCNICOS

Detonador Electrónico Extreme de i-kon™ III

Cable de Detonador Robusto

Los detonadores programables i-kon™ III simplifican la gestión del inventario en el sitio

Recomendaciones de Uso

- Los retardos del Extreme de i-kon™ III son definidos por los Loggers i-kon™ y son programados e iniciados mediante los Blasters i-kon™.
- Los detonadores Extreme i-kon™ III solo pueden ser testados, programados y detonados con los Loggers y Blasters i-kon™. No se deben usar con otros equipos de programación o detonación.
- Los daños de la aislación de los cables de detonación son la causa más común de problemas de los sistemas de voladura electrónica. Se debe operar con cuidado y proteger los cables al cargar y taconar barrenos.
- Los detonadores Extreme i-kon™ III son dispositivos explosivos y se deben manipular con precaución.
- Los Loggers y Blasters i-kon™ son dispositivos electrónicos diseñados para resistir condiciones normales de minas, canteras y construcciones; sin embargo, no se deben sumergir en agua y se deben evitar los impactos excesivos.
- Nunca se debe abrir un equipo de voladura i-kon™. Solo Orica o sus representantes autorizados pueden realizar mantención o reparación de ellos.
- El Cable Amia de i-kon™, de gran calidad, se usa para conectar el Sistema i-kon™ III en terreno. Otros cables podrían parecer similares pero no ofrecerán las mismas características críticas de desempeño y no se recomiendan.

Empaque

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

Largos	Extreme i-kon™ III 1.1B		Extreme i-kon™ III 1.4B	
	Unidades / Caja	Peso Bruto (kg)	Unidades / Caja	Peso Bruto (kg)
10	54	11.5	32	9.5
15	36	11.5	27	10.75
20	30	12.5	23	11.5

30	24	14.25	14	9.75
----	----	-------	----	------

Tiempo de Latencia en Barrenos

El tiempo máximo de latencia recomendado es 60 días. El tiempo de latencia depende de las condiciones ambientales. Se debe consultar un Representante de Servicios Técnicos de Orica para evaluar el tiempo de latencia máximo adecuado a sus condiciones.

Almacenamiento y Manipulación

Clasificación del Producto

Nombre Autorizado:	i-kon™ III Extreme	
Nombre Propio:	Detonador, Eléctrico	
de embarque		
No NU:	1.1B	1.4B
Clasificación:	0030	0456

Son aplicables todas las regulaciones relacionadas con la manipulación de tales explosivos.

Almacenamiento

Los detonadores Extreme i-kon™ III se deben almacenar en un polvorín debidamente autorizado para almacenar explosivos Clase 1.1B. Las cajas se deben apilar de la manera indicada en las cajas.

Los detonadores Extreme i-kon™ III tienen una vida útil de hasta 5 años en polvorines autorizados.

Límites de Temperatura

Actividad		Temperatura
Operación	mín	-40°F / -40°C
	máx.	158°F / 70°C
Almacenamiento	mín	-40°F / -40°C
	máx.	120°F / 50°C
Transporte	mín	-40°F / -40°C
	máx.	120°F / 50°C

Eliminación

Los sistemas de iniciación de i-kon™ III brindan un alto nivel de protección contra la iniciación debido a corriente estática, corrientes eléctricas extrañas y transmisiones de radio frecuencia. Sin embargo, los detonadores Extreme i-kon™ III contiene explosivos pirotécnicos y moleculares, que pueden