

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



OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE MALLA
APLICANDO LA TEORÍA DE DAÑO POR
VIBRACIONES Y EL MÉTODO DE HOLMBERG

Tesis presentada por el Bachiller:

Bustamante Cárdenas, Fabricio Alonso

Para optar el Título Profesional de:

Ingeniero de Minas

Asesor:

Ing. Reátegui Ordoñez, Fulton Carlos

Arequipa - Perú
2019

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERIAS FISICAS Y FORMALES
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**INFORME DICTAMINATORIO
DE BORRADOR DE TESIS**



VISTO

EL BORRADOR DE TESIS TITULADO:

"OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE MALLA
APLICANDO LA TEORIA DE DAÑO POR
VIBRACIONES Y EL METODO DE HOLMÉR".

PRESENTADO POR (EL) (LOS) BACHILLER (ES):

BUSTAMANTE CARDENAS FABRICIO

NUESTRO DICTAMEN ES:

Favorable

OBSERVACIONES:

Arequipa, 05 de Julio del 2019

JURADO DICTAMINADOR

Nombre: Fulton Carlos

Reátegui ORDOÑEZ

Código: 3119

JURADO DICTAMINADOR

Nombre: Patricia López Casapera H.

Código: 2872

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERIAS FISICAS Y FORMALES
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**FORMATO DE OBSERVACIONES
DE EJEMPLAR FINAL**



VISTO

EL EJEMPLAR FINAL DE TESIS/TRABAJO INFORME, TITULADO:

"Optimización del Diseño de Malla Aplicando la Teoría de Daño por Vibraciones y el Método de Holmberg"

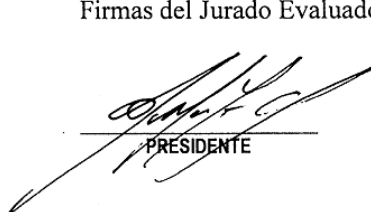
PRESENTADO POR EL TITULADO:

Bustamante Cárdenas Fabricio Alonso

TIENE LAS SIGUIENTES OBSERVACIONES:

CAP. y pág.	*Capítulo I pag.1. Complementar la información con las normas legal o internacional que los niveles de vibración, ruido, etc. Son los adecuados
	* Adecuar un Capítulo (Incluir un capítulo) donde se analicen y demuestren los costos por cada dominio geomecánico.
	* En las conclusiones especificar las cargas operantes de acuerdo al número de taladros

Firmas del Jurado Evaluador:


PRESIDENTE


VOCAL

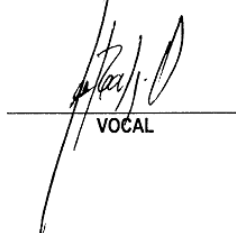

SECRETARIO

Levantadas las observaciones formuladas anteriormente, se autoriza la impresión y empastado del ejemplar final.

Arequipa, 18 de julio del 2019

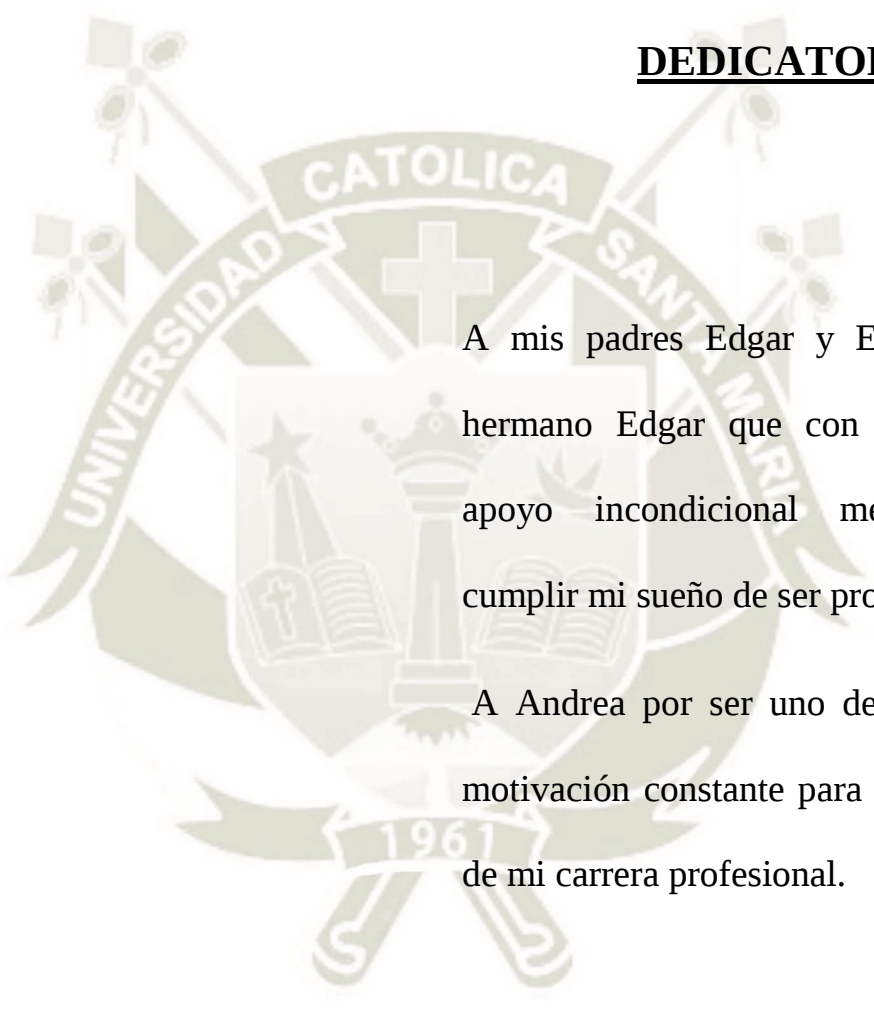
Conformidad al levantamiento de observaciones:


PRESIDENTE


VOCAL


SECRETARIO

DEDICATORIA



A mis padres Edgar y Eliana; y a mi hermano Edgar que con su ejemplo y apoyo incondicional me permitieron cumplir mi sueño de ser profesional.

A Andrea por ser uno de mis pilares y motivación constante para la culminación de mi carrera profesional.

AGRADECIMIENTOS

Quisiera expresar mi más sincero agradecimiento a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Católica de Santa María, y de manera muy especial a mí asesor Ing. Fulton Reátegui Ordoñez; por apoyarme y ser guía en la elaboración de la presente Tesis.

A la Empresa Minera Bateas por haberme brindado la oportunidad de desarrollarme en el área de Planeamiento.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se realizó con el fin de optimizar las mallas de perforación y voladura en frentes para la Empresa Minera Bateas SAC, mina polimetálica ubicada en la Provincia de Caylloma, Región Arequipa; que opera como filial de Fortuna Silver Mines Inc.

Para diseñar las mallas de perforación y voladura con sección de 4.0m x 4.0m, se hizo empleando el método Holmberg aplicado a los dominios de la mina, clasificados en Roca Buena RMR 75, Roca Buena RMR 65, Roca Regular RMR 55, Roca Regular RMR 45 y Roca Mala RMR 35, teniendo un diámetro de alivio de 102 mm y de producción de 45 mm.

Por otro lado se consideró una densidad de 2,70 ton/m³ en roca andesita, el explosivo utilizado es Emulnor 3000 ¼ x 12 teniendo una VOD de 4400 mm/s y una densidad de 1.14 g/cm³.

Mediante la Velocidad Pico Partícula máxima monitoreada se halló el factor de velocidad de la onda (K), que unido al factor de atenuación (Alfa) determinó la carga operante para destrucción y control.

Después de obtener estos valores se simuló en el Software Jksimblast 2d Face para encontrar las líneas de isotiempos, la distribución de energía dentro del taladro y el modelamiento según Holmberg & Persson.

El objetivo del proyecto en cuestión es realizar un diseño utilizando el algoritmo de Holmberg y la teoría de vibraciones para el modelamiento, logrando una optimización en cuanto a la cantidad de explosivo y reducción de sobrerotura mediante las vibraciones.

Palabras Claves: Malla, Taladro, Explosivos, Vibración, Diseño

ABSTRACT

The present research work was carried out in order to optimize the drilling and blasting meshes in fronts for the Bateas SAC Mining Company, a polymetallic mine located in the Province of Caylloma, Arequipa Region that operates as a subsidiary of Fortuna Silver Mines Inc.

To design the drilling and blasting meshes with 4.0mx 4.0m section, it was made using the Holmberg method applied to the domains of the mine, classified in Rock Good RMR 75, Rock Good RMR 65, Rock Half RMR 55, Rock Half RMR 45 and Rock Bad RMR 35, having a relief diameter of 102 mm and production of 45 mm.

On the other hand, a density of 2.70 tons / m³ was considered in andesite rock, the explosive used is emulnor 3000 ¼ x 12 having a VOD of 4400 mm / s and a density of 1.14 g / cm³.

The wave velocity factor (K), which together with the attenuation factor (Alpha) determined the operant load for destruction and control, was found by the maximum Peak Peak Rate monitored.

After obtaining these values, it was simulated in the Jksimblast 2d face Software to find the isotiempos lines, the energy distribution inside the drill and the modeling according to Holmberg & Persson.

The objective of the project in question is to carry out a design using the Holmberg algorithm and the theory of vibrations for modeling, achieving an optimization in terms of the amount of explosive and reduction of overbreak by vibrations.

Keywords: Mesh, Drill, Explosive, Vibration, Design

INTRODUCCIÓN

La presente tesis tiene como objetivo diseñar tipos de mallas utilizando el algoritmo de Holmberg para cada dominio, que servirán como plantilla para futuras excavaciones de túneles, determinando la cantidad máxima de explosivo a utilizar mediante el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones.

Mediante el monitoreo de vibraciones se obtuvo la Velocidad Pico Partícula Máxima para poder calcular y evaluar el daño que una voladura podría ocasionar.

Al simularlo en el software 2d Face nos permitió crear un diseño completo de la malla de perforación para labores subterráneas, involucrando la creación de taladros de producción y alivio, insertar cargas explosivas y no-explosivas, retardos tanto en el fondo como en superficie y realizar amarres para luego correr análisis específicos, tales como simulaciones de la detonación y cálculos de Velocidad Pico Partícula (PPV).

Considerando que en el ciclo de minado de labores subterráneas, la generación de vibraciones producidas por la voladura de rocas representa un campo clave e importante, es que se elabora el presente trabajo de investigación aportando técnicas de voladura que permitan controlar la generación de vibraciones, minimizar el daño al macizo rocoso y así permitir una operación estable y segura.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
INTRODUCCIÓN	vi
CAPITULO I:	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Enunciado del problema.....	1
1.2. Descripción del problema.....	1
1.3. Justificación del problema.....	2
1.3.1. Justificación Teórica.....	2
1.3.2. Justificación Metodológica.....	2
1.3.3. Justificación Práctica.....	2
1.4. Objetivos:.....	2
1.4.1. Objetivo General.....	2
1.4.2. Objetivos Específicos	3
1.5. Alcances y limitaciones	3
1.6. Hipótesis.....	3
1.7. Variables	3
1.7.1. Variable Independiente (x).....	3
1.7.2. Variable Dependiente (y).....	3
1.8. Desarrollo metodológico	4
1.9. Metodología de la Investigación.....	5
1.10. Nivel de Investigación	5
1.11. Tipo de Investigación	5
1.12. Diseño de la Investigación.....	6
1.13. Población y muestra	6
CAPITULO II:	7
MARCO TEÓRICO	7
2. DISEÑO DE MALLA Y CÁLCULO DE VOLADURA EN TÚNELES (MÉTODO DE HOLMBERG)	7
2.1. SISTEMA DE AVANCE	7
2.2. ESQUEMAS DE VOLADURA.....	8
2.2.1. CÁLCULO DE VOLADURA	9

a.	Avance por disparo	9
b.	Cálculo de Burden	10
2.3.	FACTOR DE SEGURIDAD EN EL DISEÑO DE MALLA	11
2.4.	TRANSMISIÓN DE LA ONDA DE CHOQUE	11
2.5.	VIBRACIONES PRODUCTO DE LA VOLADURA	12
2.5.1.	Generación de ondas sísmicas por voladuras	13
2.5.2.	Características del movimiento ondulatorio	14
2.5.3.	Tipos de ondas	15
a.	Ondas internas	15
b.	Ondas de superficie	17
2.5.4.	Atenuación de ondas en el macizo rocoso	19
a.	Atenuación geométrica	20
b.	Atenuación inelástica	20
2.5.5.	Variables que determinan las vibraciones en voladura	20
a.	Variables controlables	21
b.	Variables no controlables por el operador	21
2.6.	MONITOREO DE VIBRACIONES	21
2.6.1.	Instrumentación del monitoreo	22
2.6.2.	Instrumentación del monitoreo	23
2.6.3.	Instalación de los sensores	25
2.6.4.	Sismógrafo	26
2.6.5.	Análisis de la onda vibracional producto de la voladura	26
a.	Confinamiento elevado	27
b.	Superposición de ondas	27
c.	Iniciación anticipada	28
d.	Detonación con baja eficiencia	28
2.7.	DAÑO INDUCIDO POR VOLADURAS	29
2.8.	ANÁLISIS DE MODELOS PREDICTIVOS EN VOLADURAS	32
2.8.1.	Modelamiento de cargas explosivas	32
2.8.2.	Modelo EED (Energy Explosive distribution)	33
2.8.3.	Modelo de vibraciones	35
2.8.3.1.	Variables que afectan a las vibraciones	35
2.8.3.2.	Predicción del nivel de vibraciones en el terreno	40
2.8.3.3.	Daño al macizo rocoso por voladura	45
2.9.	NORMATIVAS INTERNACIONALES	49
2.9.1.	United States Bureau of Mines (USBM)	50

CAPITULO III:	52
MATERIAL DE ESTUDIO	52
3. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	52
3.1. GEOLOGÍA	53
3.1.1. Geología Regional	53
3.1.2. Geología local de Caylloma	54
3.1.3. Modelamiento geológico estructural	56
3.1.4. Geología estratigráfica	57
3.1.5. Descripción geológica	58
3.1.6. Sistema de vetas	58
3.2. GEOMECAÁNICA	59
3.2.1. Calidad del Macizo Rocoso	59
3.2.2. Características estructurales	61
3.2.3. Clasificación Geomecánica	66
CAPITULO IV:	70
ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	70
4.1. Técnicas e Instrumentos	70
4.2. Recolección de datos	70
4.2.1. Plantilla de Malla Actual	71
4.3. Diseño De Los Parámetros De Perforación Y Voladura	72
4.4. DISEÑO DE MALLA 7 ROCA BUENA RMR 75	80
4.4.1. Simulación En 2d Face De Malla	82
4.4.2. Línea De Isotiempos	83
4.4.3. Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)	84
4.4.4. Según Holmberg & Persson	85
4.5. DISEÑO DE MALLA 6 ROCA BUENA RMR 65	86
4.5.1. Simulación En 2d Face De Malla	88
4.5.2. Línea De Isotiempos	89
4.5.3. Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)	90
4.5.4. Según Holmberg & Persson	91
4.6. DISEÑO DE MALLA 5 ROCA REGULAR RMR 55	92
4.6.1. Simulación En 2d Face De Malla	94
4.6.2. Línea De Isotiempos	95
4.6.3. Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)	96
4.6.4. Según Holmberg & Persson	97
4.7. DISEÑO DE MALLA 4 ROCA REGULAR RMR 45	98

4.7.1.	Simulación En 2d Face De Malla	100
4.7.2.	Línea De Isotiempos	101
4.7.3.	Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)	102
4.7.4.	Según Holmberg & Persson	103
4.8.	DISEÑO DE MALLA 3 ROCA MALA RMR 35.....	104
4.8.1.	Simulación En 2d Face De Malla	106
4.8.2.	Línea De Isotiempos	107
4.8.3.	Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)	108
4.8.4.	Según Holmberg & Persson	109
CAPITULO V:		110
ANÁLISIS DE COSTOS		110
CONCLUSIONES.....		112
RECOMENDACIONES.....		113
BIBLIOGRAFÍA.....		114
ANEXOS		119
ANEXO 01: REGISTRO DE SISMOGRAFÍA N°1		120
ANEXO 02: REGISTRO DE SISMOGRAFÍA N°2		121
ANEXO 03: REGISTRO DE SISMOGRAFÍA N°3		122
ANEXO 04: FICHA TECNICA EMULNOR 3000		121
ANEXO 05: FICHA TECNICA SUPERFAM 2.....		122
ANEXO 06: FICHA TECNICA FANEL PC		123

LISTA DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Diseño de investigación-Mapa mental	4
Ilustración 2: Sistemas de avances en galerías y túneles	7
Ilustración 3: Zonas de voladura en un frente	8
Ilustración 4: Profundidad vs Avance por disparo %	10
Ilustración 5: Factor de Seguridad.....	11
Ilustración 6: Movimiento de las partículas dentro de la onda P.....	16
Ilustración 7: Movimiento de las partículas dentro de la onda S.....	17
Ilustración 8: Movimiento de las partículas dentro de diferentes tipos de ondas	18
Ilustración 9: Registro de llegada de las ondas P, S y R para la detonación de un único barreno .	19
Ilustración 10: Aspecto geófono real y esquema de un geófono	23
Ilustración 11: Esquema Acelerómetro	24
Ilustración 12: Posicionamiento de geófonos en terreno.....	25
Ilustración 13: Esquema modelo EED	33
Ilustración 14: Espectros de velocidades de partículas por vibraciones de voladuras registradas a partir de cargas de diferente peso y diámetro constante.....	36
Ilustración 15: Típica dispersión de datos, velocidad Pico-partícula vs distancia escada cuadrada (Dowding C H, 2000).....	42
Ilustración 16: Criterio de daño	48
Ilustración 17: Resumen de Normas Internacionales de Vibraciones	49
Ilustración 18: Resumen de velocidades máximas de las diferentes normas	50
Ilustración 19: Criterio USBM	51
Ilustración 20: Localización del proyecto minero	52
Ilustración 21: Imagen satelital de Caylloma, lineamientos regionales principales.....	53
Ilustración 22: Mapa geológico simplificado de Caylloma	55
Ilustración 23: Imagen satelital estructural de Caylloma	56
Ilustración 24: Columna estratigráfica de Caylloma	57
Ilustración 25: Plano del Sistema de Vetas	59
Ilustración 26: Unidades litoestratigráficas	62
Ilustración 27: Dominios Geomecánicos.....	71
Ilustración 28: Malla de Perforación 4.0 x 4.0	71

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Análisis de regresión de vibraciones en Excel	73
Figura 2: Cálculo de K y Alfa para roca mala en Excel	74
Figura 3: Cálculo de K y Alfa para roca regular en Excel	75
Figura 4: Cálculo de K y Alfa para roca buena	76
Figura 5: Diseño de Malla para Roca Buena RMR 75 en AutoCAD	81
Figura 6: Simulación de Malla Roca Buena RMR 75 en 2d Face	82
Figura 7: Línea de Isotiempos Buena RMR 75	83
Figura 8: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)	84
Figura 9: Holmberg & Persson a 3.00 m	85
Figura 10: Diseño de Malla para Roca Buena RMR 65 en AutoCAD	87
Figura 11: Simulación de Malla Roca Buena RMR 65 en 2d Face	88
Figura 12: Línea de Isotiempos Buena RMR 65	89
Figura 13: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)	90
Figura 14: Holmberg & Persson a 3.00 m	91
Figura 15: Diseño de Malla para Roca Regular RMR 55 en AutoCAD	93
Figura 16: Simulación de Malla Roca Regular RMR 55 en 2d Face	94
Figura 17: Línea de Isotiempos Regular RMR 55	95
Figura 18: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)	96
Figura 19: Holmberg & Persson a 3.00 m	97
Figura 20: Diseño de Malla para Roca Regular RMR 45 en AutoCAD	99
Figura 21: Simulación de Malla Roca Regular RMR 45 en 2d Face	100
Figura 22: Línea de Isotiempos Regular RMR 45	101
Figura 23: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)	102
Figura 24: Holmberg & Persson a 3.00 m	103
Figura 25: Diseño de Malla para Roca Mala RMR 35 en AutoCAD	105
Figura 26: Simulación de Malla Roca Mala RMR 35 en 2d Face	106
Figura 27: Línea de Isotiempos Mala RMR 35	107
Figura 28: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)	108
Figura 29: Holmberg & Persson a 3.00 m	109

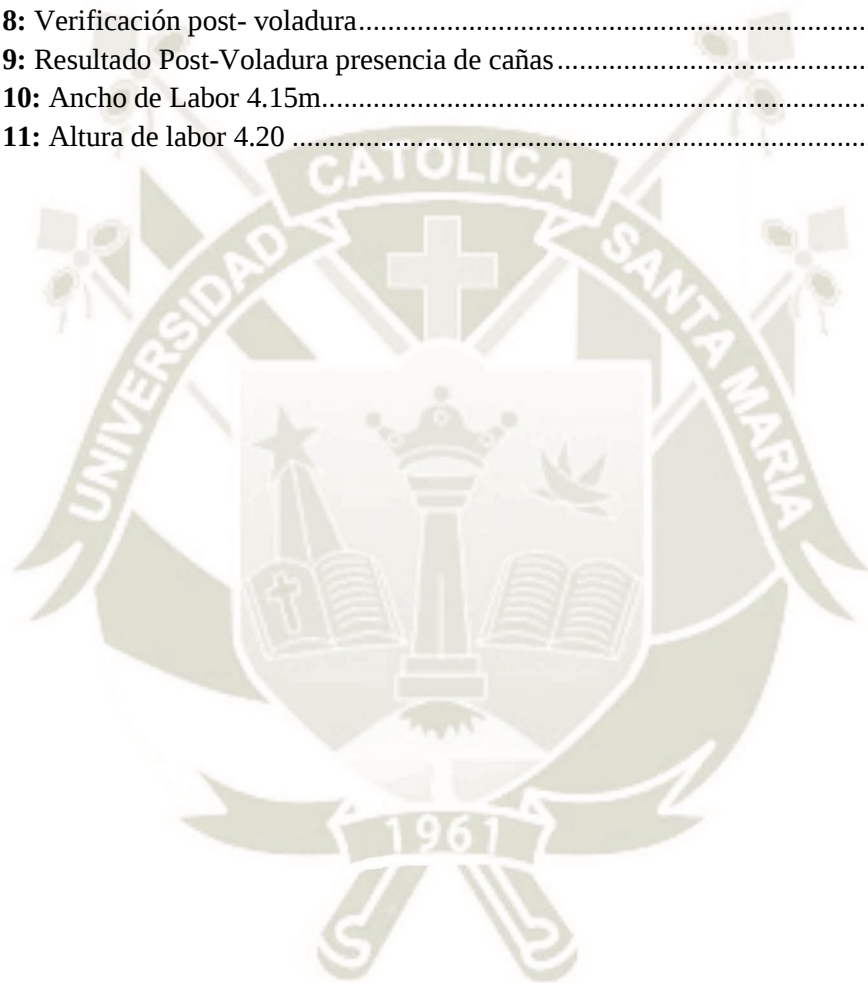
ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Variables, Dimensiones e Indicadores	4
Tabla 2: Criterios de modelos de vibraciones en campo lejano	42
Tabla 3: Variabilidad en los parámetros del modelo de vibración.....	44
Tabla 4: Estimación de velocidad de partícula crítica teórica en distintos tipos de roca	46
Tabla 5: Análisis estereográfico de discontinuidades estructurales	64
Tabla 6: Clasificación RMR 89	67
Tabla 7: Determinación de parámetros geomecánicos para cada dominio	77
Tabla 8: Determinación de la carga operante y VPP para cada dominio.....	78
Tabla 9: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Buena RMR 75	80
Tabla 10: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Buena RMR 65	86
Tabla 11: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Regular RMR 55.....	92
Tabla 12: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Regular RMR 45.....	98
Tabla 13: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Mala RMR 35	104



LISTA DE FOTOS

Foto 1: Jumbo perforando frente	124
Foto 2: Preparación de cañas para coronas.....	124
Foto 3: Pentacord atravesando Emulsión	125
Foto 4: Ayudante de perforación colocando tubos de PVC	125
Foto 5: Monitoreo de Vibraciones.....	126
Foto 6: Sismógrafo utilizado	126
Foto 7: Perforación de taladros de en corona	127
Foto 8: Verificación post- voladura.....	127
Foto 9: Resultado Post-Voladura presencia de cañas.....	128
Foto 10: Ancho de Labor 4.15m.....	128
Foto 11: Altura de labor 4.20	128



CAPITULO I:

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Enunciado del problema

¿Es posible reducir el nivel de vibraciones optimizando la malla de perforación para frentes con sección de 4.0 x 4.0 en la veta Animas?

1.2. Descripción del problema

La Minería polimetálica en el Perú representa una actividad productiva económica importante, la cual se ha venido incrementando en los últimos años, debido al alza constante del precio de los minerales a nivel internacional. (MINEN, 2018)

“En el diseño de la voladura, es importante considerar las características mecánicas, físicas y químicas, así como la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo rocoso, el principio de una buena voladura se fundamenta en un buen diseño de la malla y supervisión al proceso de perforación”. (Calderón, 2015)

Las voladuras son un ejemplo común de generación de vibraciones. El correcto conocimiento de su origen, la medición de ciertas magnitudes fundamentales, los fenómenos existentes relacionados a su transmisión, la actual legislación que las regula, entre otros, serán pautas importantes para identificarlas, controlarlas, reducirlas e incluso lograr hacerlas imperceptibles, tanto para las personas como para las estructuras cercanas que eventualmente podrían verse afectadas por ellas. (Díaz, Lucano, 2018)

Con el presente trabajo se pretende realizar un diseño adecuado que permita ayudarnos a optimizar la actividad de voladura en función a un nivel adecuado de vibraciones, para poder delimitarlas y garantizar que no superen los límites permisibles de la legislación actual en esta

materia. Este modelo de trabajo permitirá también evitar el mayor daño posible que pueda causársele al macizo rocoso en función al trabajo planteado.

Además, optimizar el Diseño del Minado que presenta actualmente la Empresa Minera Bateas, asegurando el avance de los frentes y cumplir con el planeamiento de producción.

1.3. Justificación del problema

1.3.1. Justificación Teórica

La investigación propone una alternativa importante para el control de las vibraciones según los distintos diseños de malla y los datos que proporciona el software 2Dface en la Empresa Minera Bateas

1.3.2. Justificación Metodológica.

Se busca optimizar los diseños de malla para las distintas calidades de roca de la mina que permitan una adecuada explotación en avances lineales

1.3.3. Justificación Práctica.

La elaboración y ejecución del Diseño de Malla permitirá que la empresa logre cumplir con el planeamiento de frentes sin que tenga ningún problema por motivos de vibraciones el cual le permitirá cumplir con metas y objetivos económicos para el 2019.

1.4. Objetivos:

1.4.1. Objetivo General

Elaborar diseños de Malla utilizando el algoritmo de Holmberg para Avances y con el uso del software 2D Face comprobar los resultados de la PPV, perturbaciones al macizo rocoso en la Minera Bateas SAC

1.4.2. Objetivos Específicos

- Optimizar las mallas de perforación en los dominios de la Veta Animas aplicando la carga necesaria.
- Definir los niveles de ruido para cada dominio.
- Calcular la Velocidad Pico Partícula de los diferentes dominios.
- Proteger el macizo rocoso en la parte de la corona y hastiales utilizando distintas mallas (distintas cantidades de explosivos y de taladros).

1.5. Alcances y limitaciones

Se cuenta con la información necesaria y equipos requeridos para el cumplimiento de los objetivos trazados en la investigación propuesta.

1.6. Hipótesis

La generación de vibraciones por voladura debilita las excavaciones de túneles, por lo tanto, un adecuado diseño de malla de perforación reducirá el nivel de vibración manteniendo la estabilidad del macizo rocoso.

1.7. Variables

1.7.1. Variable Independiente (x).

- Diseño de Malla

1.7.2. Variable Dependiente (y).

- Caracterización del macizo rocoso
- Geometría de la perforación
- Tipo de explosivo a utilizar

Tabla 1: Variables, Dimensiones e Indicadores

VARIABLES		DIMENSIONES		INDICADORES	
Independiente					
Diseño de malla		- Burden y espaciamiento - Nº de taladros		- Metros - Unidades	
Dependientes					
- Caracterización del macizo rocoso - Geometría de la perforación - Tipo de explosivo a utilizar		- Densidad de la roca - Calidad del macizo rocoso - Avance/disparo - Volumen roto - Densidad de carga - Presión de detonación - VOD		- Kg/m3 - RQD, RMR, GSI - Metros - Metros - Metros cúbicos - Kg/m lineal - Mpa - m/s	

Fuente: Elaboración propia.

1.8. Desarrollo metodológico

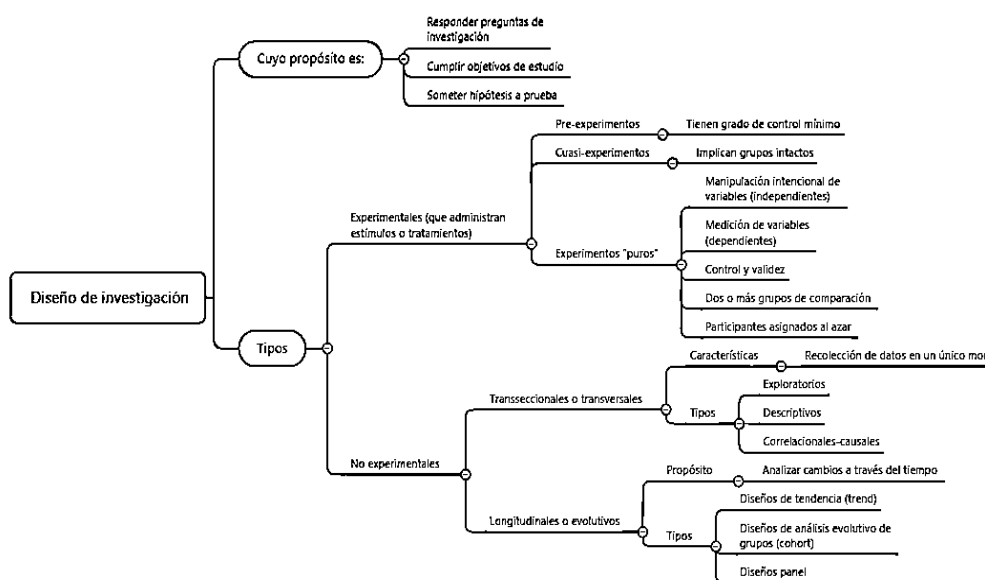


Ilustración 1: Diseño de investigación-Mapa mental

De acuerdo con la ilustración anterior la presente investigación se diseñó como una investigación experimental pura haciendo la manipulación intencional de la variable independiente.

1.9. Metodología de la Investigación

Método General: Método es un procedimiento regular, explícito y repetible para lograr algo, sea material o conceptual.

Es el conjunto de procedimientos por los cuales se plantea los problemas científicos y se pone a prueba las hipótesis (Bunge, 1982).

Método Específico: Método experimental que es un proceso sistemático donde se controla las variables en estudio (Fernández & Extremera Pacheco, 2007).

1.10. Nivel de Investigación

Es una investigación de nivel básico porque analiza la realidad describiendo, relacionando, explicando y prediciéndola; cuya finalidad radica en incrementar los conocimientos científicos. (Fernández & Extremera Pacheco, 2007).

1.11. Tipo de Investigación

Aplicado-Descriptivo porque requiere e interpreta lo que es, según Núñez Flores (2008) señala que esta investigación está dirigida a descubrir y conocer que técnicas son más eficaces o apropiadas para operar, es decir, producir cambios o conservar los progresos alcanzados, así como perfeccionar las actividades productivas o manipular cualquier fragmento de la realidad.

1.12. Diseño de la Investigación

Experimental: Porque según Landeu Rebeca (2007), nos dice que la investigación experimental tiene la finalidad de controlar fenómenos. Se evaluará los diferentes diseños de malla, antes (pre-prueba), y después (post-prueba) de la aplicación de los parámetros determinados. Teniendo el siguiente esquema



Dónde:

O1: Pre-test

X: Variable

O2: Post-test

1.13. Población y muestra

La Población:

Según Moya (2005) “La población es la colección de todos los individuos, objetos, u observaciones que poseen al menos una característica común”. En el caso de nuestra investigación la población será los frentes de avance.

Muestra:

Según Jiménez (2012) menciona que “la muestra es una parte pequeña o subconjunto de una población normalmente seleccionada de tal modo que ponga de manifiesto las propiedades de la población. Su característica más importante es la representatividad, es decir, que sea una parte típica de la población en la o las características que son relevantes para la investigación”. En el caso de nuestra investigación la muestra es la veta Ánimas. (Jiménez González, 2012)

CAPITULO II:

MARCO TEÓRICO

2. DISEÑO DE MALLA Y CÁLCULO DE VOLADURA EN TÚNELES (MÉTODO DE HOLMBERG)

2.1. SISTEMA DE AVANCE

La forma o la manera en el que se diseña una malla y se procede a la voladura dependen de muchos factores:

- ✓ Calidad de Roca
- ✓ Tipo de sostenimiento
- ✓ Equipos utilizados en la perforación
- ✓ Disponibilidad de equipos
- ✓ Sistema de ventilación.

En rocas de buena calidad (competentes) que tienen sección menor a 100m² pueden tener un avance con sección completa en un solo paso, el avance por fases es utilizado en la apertura de grandes túneles donde la sección es demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permite la excavación a plena sección (ver ilustración siguiente). (López, 2003).

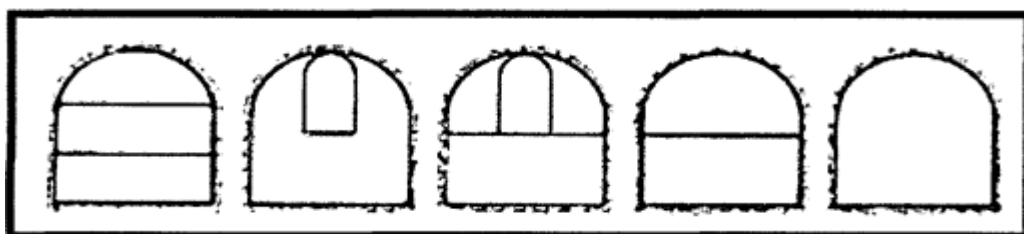


Ilustración 2: Sistemas de avances en galerías y túneles

Fuente: Manual de P&V – López Jimeno.

2.2. ESQUEMAS DE VOLADURA

Según Carlos López Jimeno/Emilio López Jimeno (2003), en frentes de labores subterráneos la voladura está caracterizada por no tener ninguna superficie libre de salida solo el propio frente de ataque. El principio de ejecución en una voladura se basa en crear un taladro de alivio con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Por lo general este taladro tiene, un espacio de 1 a 2m², aunque con taladros de gran diámetro alcanzan hasta los 4 m². En los taladros de arranques se cubren la mayor parte de la sección. En los taladros del núcleo no obstante siendo comparado geométricamente con voladuras en bancos, requieren explosivos específicos entre 4 a 10 veces superiores, ya que se presentan errores en la perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como es en los taladros de arrastre (Ilustración 3).

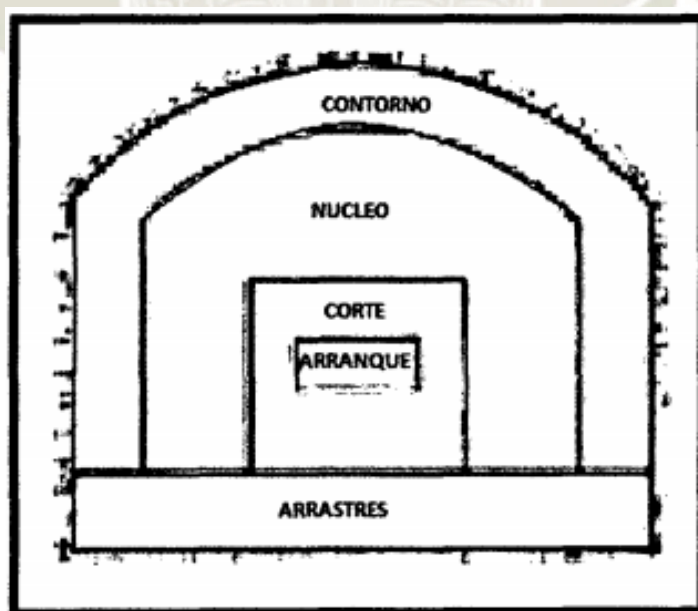


Ilustración 3: Zonas de voladura en un frente

Fuente: Manual de P&V – López Jimeno

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, tienen un menor espaciamiento y están orientados hacia el interior del macizo para emboquillar y ver el avance de las perforadoras. (López Jimeno, 2003)

En cuanto a la ubicación del taladro del arranque, es influyente en la proyección del material, en la cantidad de taladros total y la fragmentación de la roca. (López Jimeno, 2003)

De las tres posiciones: en esquinas, centro inferior y centro superior, se escoge normalmente esta última, puesto que se elude la caída libre del material; el material volado se encuentra más tendido, mejor fragmentado y menos compacto (Piñas, 2007).

2.2.1. CÁLCULO DE VOLADURA

a. Avance por disparo

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios "I" pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros "H".

$$I = H \times 0.95 \quad (\text{Ecu. 1})$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$H = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2 \quad (\text{Ecu. 2})$$

Donde ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío

Cuando se utilizan arranques de "NB" taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo:

$$\phi_2^* = \phi_2 \times \sqrt{NT} \quad (\text{Ecu. 3})$$

Donde ϕ_2^* = Diámetro del taladro vacíos de menor diámetro

Se tiene el siguiente ábaco:

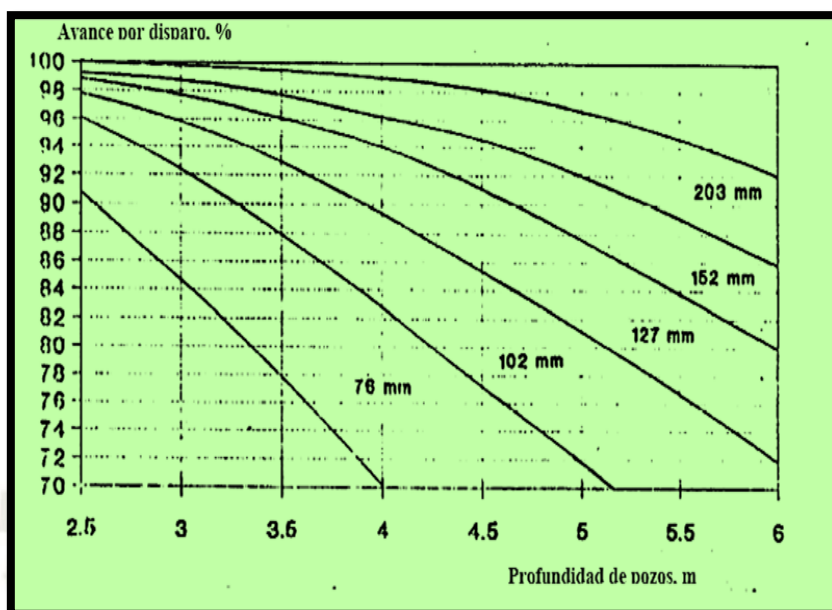


Ilustración 4: Profundidad vs Avance por disparo %

b. Cálculo de Burden

Para calcular el Burden se toma el factor de seguridad según la aplicación del taladro a realizar, mediante la siguiente ecuación. (López Jimeno, 2003)

$$B = \phi \times \left(\frac{P_o D \times F_c \times A}{F_s \times \sigma_R \times RQD} + 1 \right) \quad (\text{Ecu. 4})$$

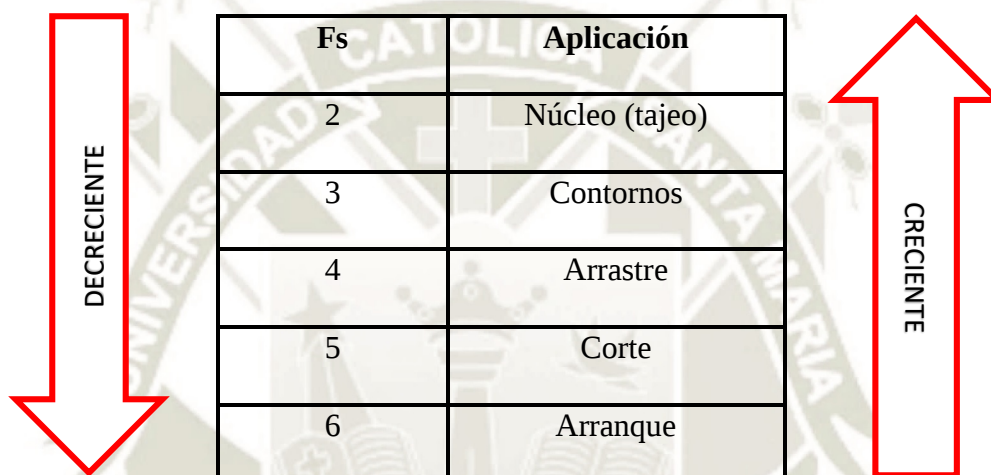
Donde podemos definir a los parámetros:

- B = Burden
- PoD = Presión de detonación
- Fc = Factor de carga
- A = Área
- Fs = Factor de seguridad
- σ_R = Resistencia a la compresión

2.3. FACTOR DE SEGURIDAD EN EL DISEÑO DE MALLA

De acuerdo a lo señalado por Calderón (2015); en el diseño de mallas de perforación en labores subterráneas el más crítico es el burden de arranque, puesto que es el punto central de inicio de la voladura. El burden de corte, arrastre, contorno y núcleo son correlativamente crecientes al burden de arranque, por lo tanto, el factor de seguridad de cada uno de estos burden es correlativamente decreciente al factor de seguridad del arranque.

Cuadro de Factor de Seguridad



Fs	Aplicación
2	Núcleo (tajeo)
3	Contornos
4	Arrastre
5	Corte
6	Arranque

Ilustración 5: Factor de Seguridad

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET”

2.4. TRANSMISIÓN DE LA ONDA DE CHOQUE

Las velocidades de las moléculas gasificadas en los explosivos, son muy grandes no otorgando su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, por lo que se transmite por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. (Huarocco, Ronal ,2018)

De acuerdo al estudio de Huarocco, Ronal (2018), el proceso es repetido con movimientos ondulatorios afectando toda la masa explosiva denominándola “Onda de Choque”, la cual se

desplaza a velocidades entre 1 500 y 7 000 m/s dependiendo de la composición y condiciones de iniciación del explosivo.

Un punto que determina la onda de choque en la detonación es que cuando alcanza el nivel de equilibrio (temperatura, velocidad y presión) se mantiene en todo el proceso, denominándola como auto sostenida, en tanto la onda deflagrante tiende a amortiguarse hasta prácticamente extinguirse, de acuerdo al factor tiempo 1 distancia a recorrer. (Manual EXSA ,2013).

En este nivel de equilibrio, se forma un área de reacción, que en su tramo final queda limitada por un plano ideal, que se denomina plano de Chapman - Jouguet, conocido también como condiciones del estado de detonación. En este plano los gases se encuentran en estado de hipercompresión. (Manual EXSA, 2013).

2.5. VIBRACIONES PRODUCTO DE LA VOLADURA

Sanchidrián y Muñiz (2000) indicaron que los principales factores que se deberán ser estudiados y evaluados, son el impacto vibracional en el contorno y la reacción de la roca a dicha vibración. Para elaborar el modelo de vibraciones primero se precisa del conocer el comportamiento del macizo rocoso y los diferentes tipos de ondas. Cuando detona una carga explosiva, el frente de la onda de choque generado se propaga en forma esférica al comienzo y cónica después, transfiriéndole una energía vibracional al macizo rocoso. En un buen diseño de voladura la mayoría de la energía liberada se consume en fragmentar la roca y sólo una pequeña parte se convierte en vibraciones, produciendo movimiento en el terreno o sobre-presión de aire (airblast). (Sanchidrián & Muñiz, 2000)

La principal alteración producida por la voladura es la vibración del terreno, aunque el airblast toma una notoriedad mayor ya que está acompañado de un efecto sonoro mucho más perceptible. El macizo es considerado como un medio elástico, a través del cual viajan las ondas, así mismo está constituido por innumerables partículas individuales. Las vibraciones en

operaciones mineras son provocadas por el repentino aumento de presión en el barreno induciendo a la generación de tensiones en la onda vibratoria disminuyendo con la distancia, ya que la energía transmitida a la roca se debe distribuir en una superficie cada vez mayor (Sanchidrián & Muñiz, 2000).

2.5.1. Generación de ondas sísmicas por voladuras

De acuerdo a lo señalado por Sanchidrián & Muñiz, 2000; la detonación de una cierta cantidad de explosivo confinada en el interior de un barreno genera una onda de choque, caracterizada por una elevación súbita de la presión, que actúa sobre las paredes del barreno y se transmite a la roca circundante, inicialmente como onda de choque, y a una cierta distancia del barreno como onda de compresión. Esta onda de deformación es cilíndrica, en el caso de carga cilíndrica distribuida en el barreno, o esférica, en caso de carga puntual o esférica, aunque a considerable distancia del barreno con relación a su longitud puede considerarse la explosión reducida a un punto y en consecuencia la onda de propagación como esférica. La compresión soportada por el elemento material será, en función inversa del cuadrado de la distancia. En el contorno del barreno se puede considerar tres zonas, en función de la magnitud de la presión de la onda de choque:

- a. **La zona más inmediata al barreno**, donde la presión de la onda de choque es superior a la resistencia de la compresión de la roca, originando su pulverización, lo que produce el consiguiente amortiguamiento de la onda de choque por el elevado consumo de energía. La extensión de esta zona es muy limitada, en el orden de algunos diámetros alrededor del barreno y en ella se produce un fuerte amortiguamiento de la onda de choque. (Sanchidrián & Muñiz, 2000).
- b. **La zona de deformación plástica**, aquí la presión de la onda de choque no excede la resistencia a la compresión de la roca, pero sí el límite elástico, produciéndose básicamente deformaciones permanentes (plásticas). En esta zona se producen además grietas radiales,

muy intensas en las inmediaciones del barreno, por efecto de las tensiones tangenciales de tracción. Esta zona se extiende varios diámetros a partir de la zona anterior. (Sanchidrián & Muñiz, 2000).

- c. **La zona elástica**, se extiende indefinidamente a partir de la anterior. En esta zona los esfuerzos no superan el límite elástico de la compresión del material, lo que hace que éste tenga un comportamiento elástico, aunque también en ella se producen algunas fracturas radiales como consecuencia de esfuerzos de tracción. El consumo de energía es prácticamente nulo y la amortiguación de la onda sólo se debe, al aumento de superficie sobre la que actúa. (Sanchidrián & Muñiz, 2000).

2.5.2. Características del movimiento ondulatorio

De acuerdo a lo expuesto por Sanchidrián & Muñiz (2000) el movimiento ondulatorio se caracteriza por la propagación de vibraciones, no existe movimiento efectivo de masas ni de volúmenes, tampoco se realiza transporte de materia, sino tan sólo consta de una transferencia de energía desde un punto a otro. El movimiento vibratorio se asemeja a un movimiento sinusoidal armónico, definido por la siguiente ecuación:

$$x(t) = A \times \text{sen}(\omega t + \phi) = A \times \text{sen}(2\pi f + \phi) \quad (\text{Ecu. 5})$$

Dónde:

x = desplazamiento [m]

t = Tiempo [seg.]

A= Amplitud, máximo valor que alcanza la oscilación.

f = Frecuencia natural del movimiento [Hertz].

ω = Frecuencia angular del movimiento ($\omega = 2\pi f$), [radianes/s].

ϕ = Fase inicial e indica el estado de oscilación o vibración (fase) en un instante

t = O de la partícula que oscila.

La velocidad instantánea (v) y la aceleración (a) son respectivamente la primera y segunda derivada de la ecuación 05

$$v = \frac{dx}{dt} = 2\pi f \times A \cos \omega t = w \times A \operatorname{sen}(\omega t + \frac{\pi}{2}) \quad (\text{Ecu. 6})$$

$$a = \frac{dv}{dt} = -(2\pi f)^2 \times A \operatorname{sen}(\omega t) = \omega^2 \times A \operatorname{sen}(\omega t + \pi) \quad (\text{Ecu. 7})$$

Se puede apreciar que el desplazamiento, la velocidad y la aceleración están desfasados en $\pi/2$ sucesivamente.

2.5.3. Tipos de ondas

Aunque las ecuaciones clásicas de ondas elásticas como por ejemplo la (05) son inadecuadas para describir el fenómeno de las vibraciones por efecto de una voladura, tal y como se manifiesta con sus problemas de atenuación, dispersión, cambio de longitud de onda y superposición de ondas, ha de considerarse que hasta la fecha es el mejor modelo simplificado de que se dispone para el análisis de este fenómeno (Vásquez Ned, 2013).

Se puede considerar, a efecto de las vibraciones en voladuras, la propagación de ondas en la zona exterior o elástica en torno al barreno, y dentro de ellas las únicas ondas significativas que se transmiten resultan ser ondas elásticas de baja energía (Pascual de Blas, 2000).

Esencialmente se puede clasificar los tipos de ondas elásticas en dos grupos:

a. Ondas internas

Denominadas así porque se propagan por el interior de la masa rocosa. Dentro de las cuales se encuentran:

➤ **Ondas longitudinales, de compresión o principales (Ondas P).**

Vásquez (2013), indica que esta onda viaja a mayor velocidad, deformando volumétricamente la roca en la dirección de su propagación. A manera de ilustrar el movimiento que experimentan las partículas dentro de la onda P, consideramos una varilla de acero la cual es golpeada en un extremo, dando lugar al movimiento de las partículas de la barra hacia adelante y atrás mientras que el pulso de compresión viaja a lo largo de la barra; es decir, las partículas de la onda se mueven en la misma dirección que la propagación de la onda. El movimiento de la onda P se observa en la ilustración 6.

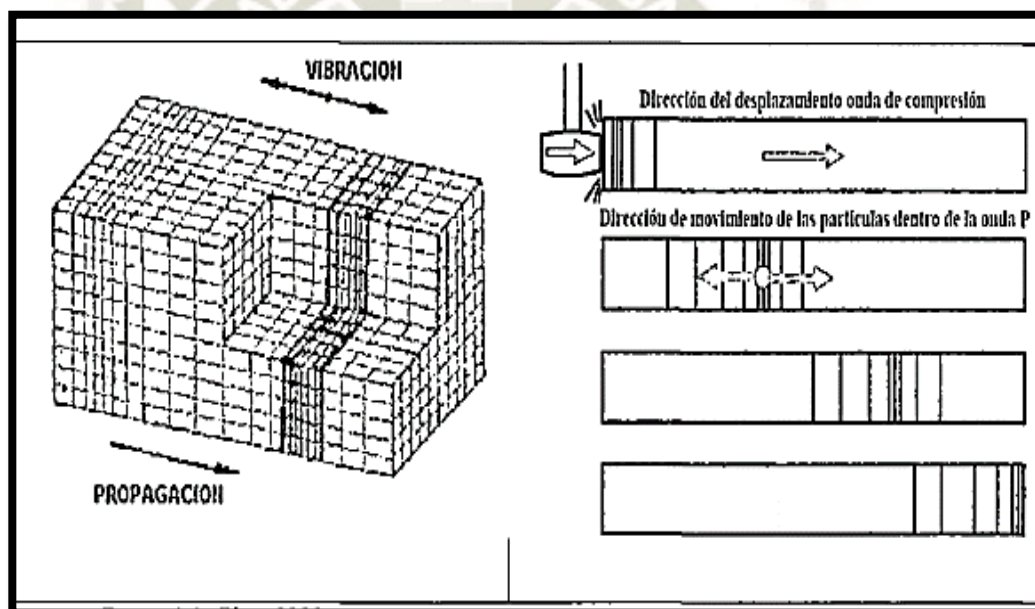


Ilustración 6: Movimiento de las partículas dentro de la onda P

Fuente: Pascual de Blas, 2000

➤ **Ondas transversales, de cizalladura o secundarias (Ondas S).**

Tras la onda P, se propaga la onda S. Esta onda provoca una deformación en la masa rocosa perpendicular (transversal) a la dirección de su propagación, sin modificar el volumen de los materiales a su paso (Vásquez, 2013).

El movimiento de las partículas dentro de la onda S puede ser ilustrado mediante la agitación de una cuerda por un extremo, dando lugar al desplazamiento de la onda a lo largo de la cuerda, sin embargo las partículas dentro de la onda se mueven perpendicularmente a la dirección de movimiento de la onda (Vásquez, 2013). El movimiento de la onda S se observa en la ilustración 7.

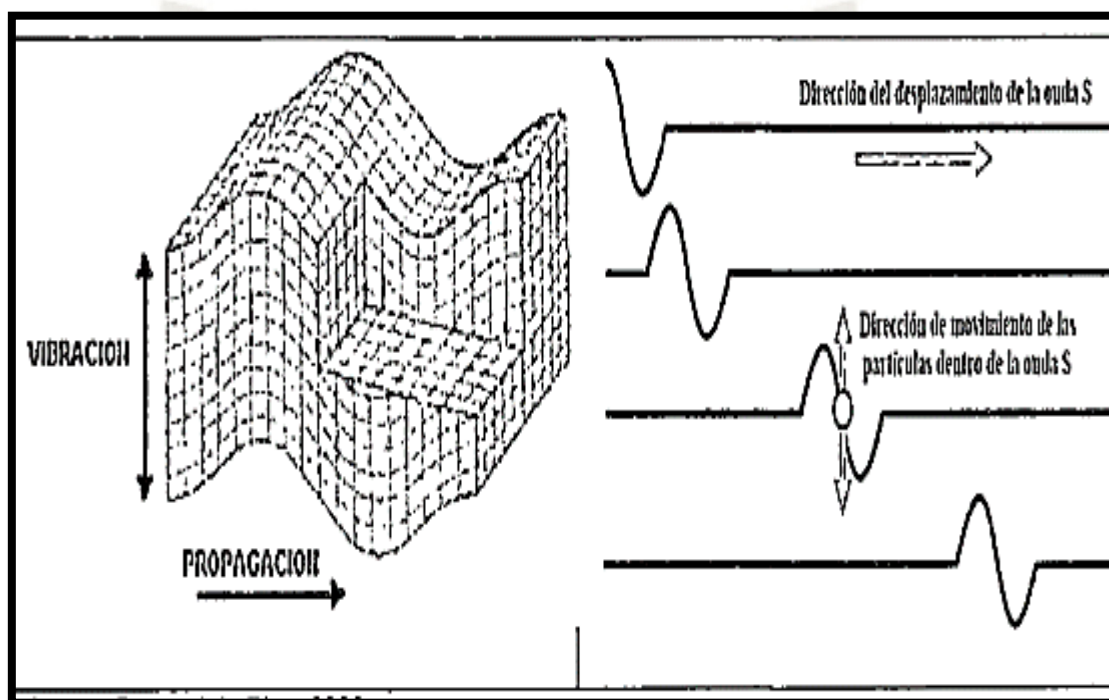


Ilustración 7: Movimiento de las partículas dentro de la onda S

Fuente: Pascual de Blas, 2000

b. Ondas de superficie

Denominadas así porque viajan por la interface de dos medios (por ejemplo, la superficie del terreno, que separa la roca del aire). De éstas, las más importantes son:

➤ Ondas Rayleigh (Ondas R)

Fueron llamadas así en honor a Rayleigh, que fue el primero en estudiarlas. Su velocidad de propagación es aproximadamente 90% de las ondas S, además cuenta con mayores amplitudes y longitudes que las ondas P y S. (Vásquez, 2013)

El movimiento de las partículas dentro de la onda es tipo elíptico retrógrado en un plano vertical en el mismo sentido que la dirección de propagación.

➤ Onda Love (ondas L)

Otro tipo de ondas superficiales son las ondas Love, cuyo tipo de oscilación es semejante al de las Rayleigh, elíptica, pero en un plano horizontal. Su velocidad es similar a la de las ondas Rayleigh. (Vásquez, 2013).

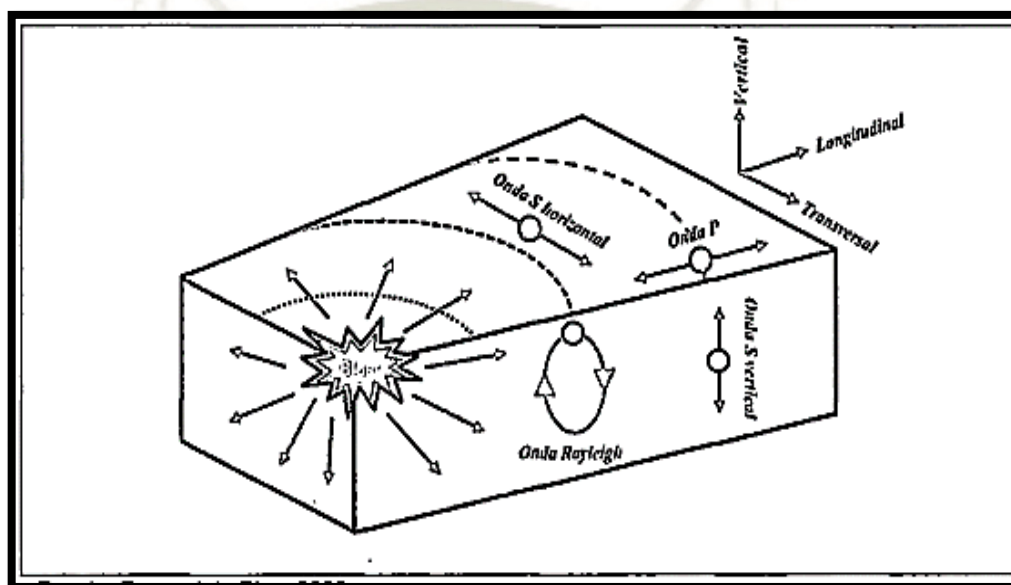


Ilustración 8: Movimiento de las partículas dentro de diferentes tipos de ondas

Fuente: Pascual de Blas, 2000

La onda P es la de mayor velocidad, considerablemente superior a la velocidad de la onda S (50 a 60 % de la velocidad de la onda P); ésta a su vez, es ligeramente más rápida que la onda R (aproximadamente 90% de la velocidad de la onda S). (Vásquez, 2013).

La velocidad de las ondas P varía desde unos 1500 hasta algo más de 6000 m/s para la mayoría de rocas; si la roca está meteorizada o muy fisurada, ésta puede ser menor; en suelos, la velocidad está entre 150 y unos 1300 m/s (Sanchidrián & Muñiz, 2000).

Diversos estudios realizados han demostrado que la energía sísmica de alta frecuencia es absorbida más rápidamente que la de baja frecuencia, de modo que la energía contenida en las ondas sísmicas estará más concentrada en intervalos correspondientes a bajas frecuencias a medida que nos alejamos del foco generador. A pesar de todo lo dicho, hay que tener presente que en los análisis de vibraciones no suele llegarse a distinguir entre sí los diferentes tipos de ondas que llegan al geófono (Pascual de Blas, 2000).

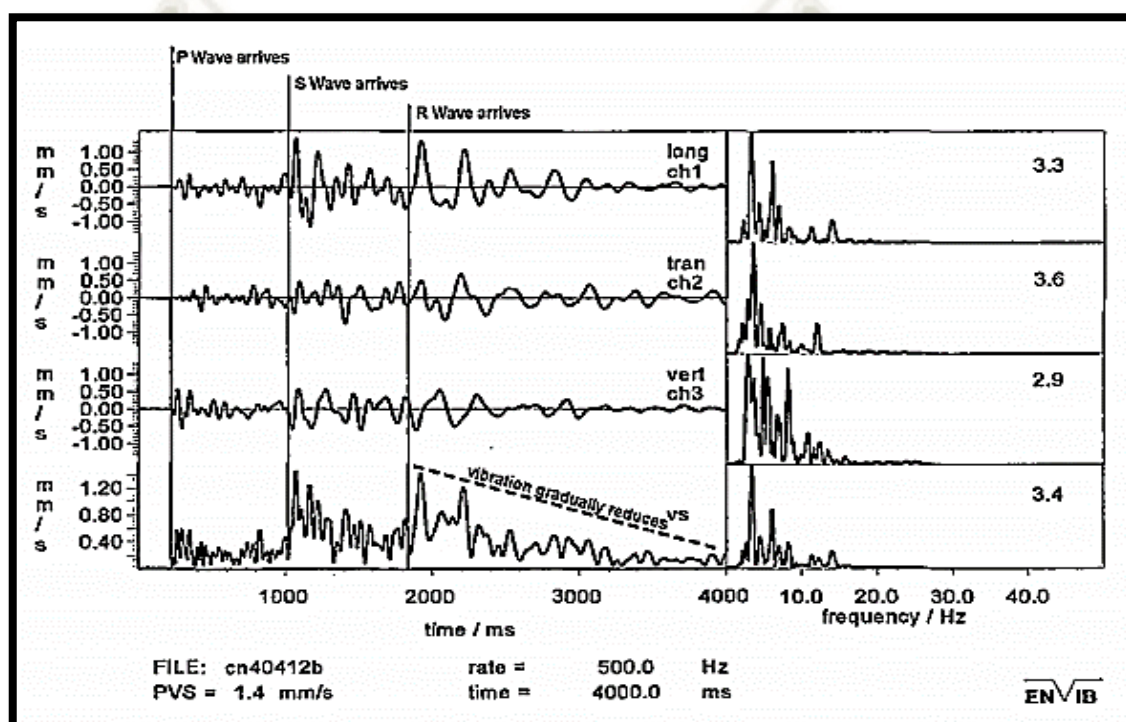


Ilustración 9: Registro de llegada de las ondas P, S y R para la detonación de un único barreno

Fuente: Richards & Moore, 2005

2.5.4. Atenuación de ondas en el macizo rocoso

La amplitud de una onda se ve atenuada a medida que ésta se propaga a través del macizo rocoso. Se pueden distinguir dos tipos de atenuaciones:

a. Atenuación geométrica

En medios homogéneos, elásticos e isótropos, la amplitud de una onda vibracional disminuye a medida que avanza a través del macizo rocoso. La fórmula para calcular el factor de atenuación geométrico es la siguiente:

$$FAG = 1/R^n \quad (\text{Ecu. 8})$$

Donde:

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el de recepción [m].

n = Constante que depende del medio en que se propaga la onda.

b. Atenuación inelástica

Según Barkan (1962) debido a que el macizo rocoso no se comporta como un medio homogéneo, elástico e isotrópico, las ondas al encontrarse con estructuras inelásticas, pierden parte de la energía mecánica transferida por la onda a la roca. El factor de atenuación inelástica, está definido por:

$$FAI = e - IR \quad (\text{Ecu. 9})$$

Donde:

1 = Coeficiente de atenuación.

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el de recepción [m].

2.5.5. Variables que determinan las vibraciones en voladura

Las variables que influyen en las características de las vibraciones producidas en el macizo rocoso, son las mismas que determinan la eficiencia de la voladura y se pueden dividir en dos grupos:

a. Variables controlables

Las variables que presentan mayor significancia son: la cantidad de carga explosiva por retardo, tipo y distribución del explosivo, tiempos de cada retardo y el confinamiento de la carga explosiva. (Barkan, 1962).

b. Variables no controlables por el operador

Se pueden diferenciar: la superficie del terreno, el viento y las condiciones climáticas, pero la de mayor importancia es la ubicación de la voladura. El nivel medio de vibraciones depende de la masa de la carga explosiva que detona en un instante determinado, por lo que uno de los parámetros críticos, al hablar de velocidad pico de partículas, es el intervalo de tiempo o retardo que transcurre entre detonaciones sucesivas. (Pampacata, 2015). Al ajustar los tiempos de detonación de las cargas se puede regular la liberación de energía mecánica trasferida al macizo rocoso en forma de vibraciones. La dispersión que presentan los elementos de retardo hace que algunos sectores de la voladura generen mayores niveles vibracionales, mientras que otros producen niveles de vibraciones menores. (Pampacata, 2015).

2.6. MONITOREO DE VIBRACIONES

Si se aplica adecuadamente el monitoreo de vibraciones por producto de voladura será considerada entonces como una técnica que provee múltiples ventajas. El medio a través del cual es posible conocer la eficiencia relativa, es la medición de los niveles de la velocidad de las partículas (las cuales son producidas por la detonación de cada carga explosiva), su interacción con las cargas adyacentes y en definitiva el rendimiento general del diseño. Esta tecnología también aporta en cuanto a la obtención de niveles de velocidad de partícula absolutos para cada una de las carga. (Pampacata, 2015). Si se estudia la eficiencia de un grupo de carga, los valores mencionados serán de gran importancia puesto que al ser similares deben producir en el punto de medición un nivel equivalente. Asimismo, brinda una gran información para evaluar el daño

potencial que esa vibración puede producir. Para poder aplicar correctamente la técnica se precisa especial atención en aspectos tales como: ubicación, orientación y acoplamiento de los geófonos utilizados como sensores, así como también en arreglos biaxiales o triaxiales, según el instrumento empleado como capturador y analizador de la onda ha sido configurado para la medición, particularmente en relación a la resolución del tiempo de muestreo, rangos de velocidad y procedimientos de análisis. (Contreras, 2009). La señal detectada por estos geófonos es transmitida por cable hasta un equipo que la recibe (Monitor de Vibraciones Blastronics BMX). (Pampacata, 2015). La información recolectada es grabada en archivos digitales, los que posteriormente son analizados para identificar los aspectos de la señal que dan cuenta de las características de la voladura. (Contreras, 2009)

2.6.1. Instrumentación del monitoreo

La instrumentación que se utiliza para medir las vibraciones inducidas por la voladura en el macizo rocoso consta de los siguientes componentes:

- ❖ Sensores o transductores (geófonos o acelerómetros) que se instalan dentro del macizo rocoso.
- ❖ Un sistema de cables que lleven la señal captada por los sensores al equipo de monitoreo.
- ❖ Un equipo que reciba la señal, la amplifique para hacerla visible y la guarde (sismógrafo).
- ❖ Un computador que tenga incorporado el software requerido para el traspaso y análisis de la información.

La instalación de los sensores puede interferir con los eventos que se desean monitorear, por lo cual, cada uno de los sensores anteriormente mencionados es susceptible de incurrir en error por una mala lectura. (Contreras, 2009)

2.6.2. Instrumentación del monitoreo

Por el monitoreo de vibraciones se obtienen las características de los datos los cuáles tienen directa relación con el tipo de sensor utilizado (pueden ser el geófono y el acelerómetro) y la técnica empleada para su instalación y orientación. (Pampacata, 2015).

En la práctica, la selección de los sensores está determinada por su precisión, costo, relación señal/ruido y la calidad de señal requerida según el análisis al cual será sometida esta última.

Existen dos tipos de sensores:

- a. **Geófonos:** son transductores electromagnéticos que emiten una tensión eléctrica proporcional a la velocidad de partícula de la onda, la tensión es producida por una bobina móvil ubicada dentro del campo de un imán fijo. (Cano, 2019).

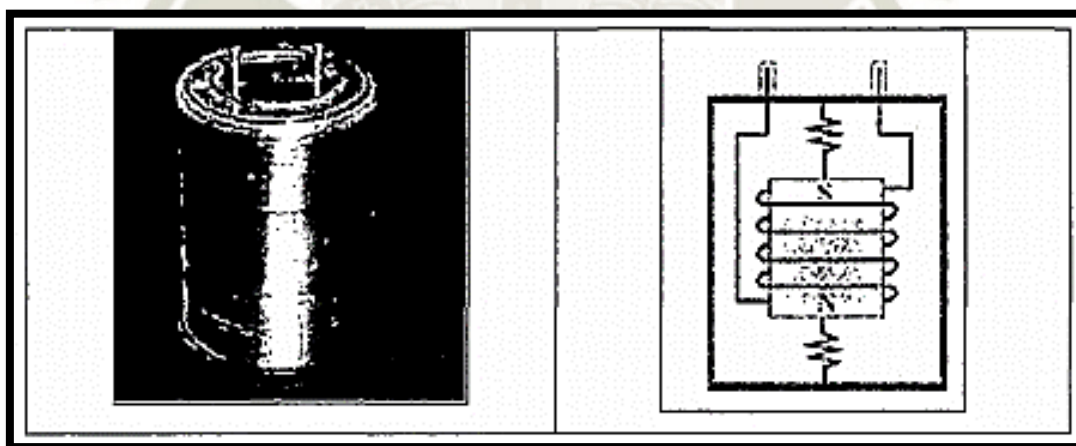


Ilustración 10: Aspecto geófono real y esquema de un geófono

Fuente: Blastronic

A continuación se presentan las características generales de un geófono:

- Su unidad de medida es [mm/s].
- Entregan una medición directa de velocidad.
- Miden bien el rango de 1 a 1 200 [mm/s].

- El rango de sensibilidad varía entre 0,003 a 0,041 [volt / (mm/s)].
- Su respuesta a la frecuencia varía entre 1 a 1 000 Hz.
- Su desplazamiento límite fluctúa entre 1 y 4 mm.
- Bajo costo (US \$ 100 aproximadamente).

b. Acelerómetros: Su funcionamiento está basado en la diferencia de potencial generado por un cristal piezoeléctrico cuando es sometido a una fuerza, la cual es proporcional a la masa del cristal por la aceleración de la onda vibracional. (Cano, 2019).

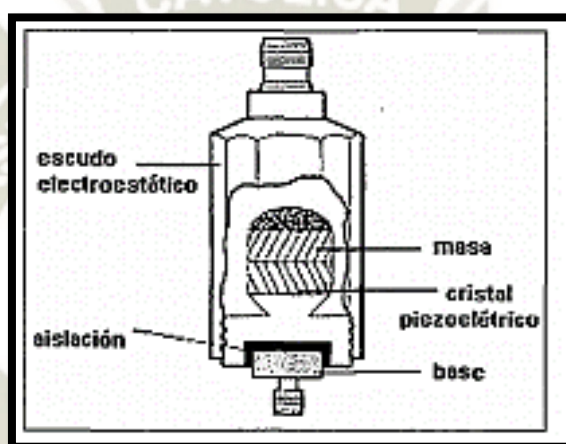


Ilustración 11: Esquema Acelerómetro
Fuente: Blastronic

A continuación se presentan algunas características generales del acelerómetro.

- Mejor respuesta a un amplio rango de frecuencias {0,001-25 000 Hertz}.
- Su unidad de medida es el g ($g = 9,8 \text{ m/s}^2$), con rangos de 0 a 250g.
- Su sensibilidad varía entre 1 mV/g y 1 000 mV/g.
- Necesita de una fuente de corriente continua para funcionar.
- No poseen partes móviles, lo que desemboca en una mayor fiabilidad.
- La deformación del cristal piezoeléctrico genera voltajes muy pequeños que deben amplificarse con elementos externos.

2.6.3. Instalación de los sensores

La cantidad de información utilizable de cada registro de vibraciones va a depender de la ubicación y orientación de los transductores. (Cano, 2019). La forma de la onda recibida esta en función de:

- Propiedades del explosivo y cantidad del mismo.
 - Configuración geométrica de la fuente y sensor.
 - Orientación del sensor.
 - Propiedades del sensor.
 - Propiedades de la roca.
- a. **Instalación en superficie:** Adecuada para medición en las cercanías de la carga (Campo Cercano) y de uso frecuente en mediciones lejanas de la carga (Campo Lejano). (Cano, 2019).
- b. **Instalación al interior del macizo rocoso:** Adecuada para medición de valores absolutos en el Campo Cercano. Se utiliza principalmente en estudios de modelamiento. (Cano, 2019).

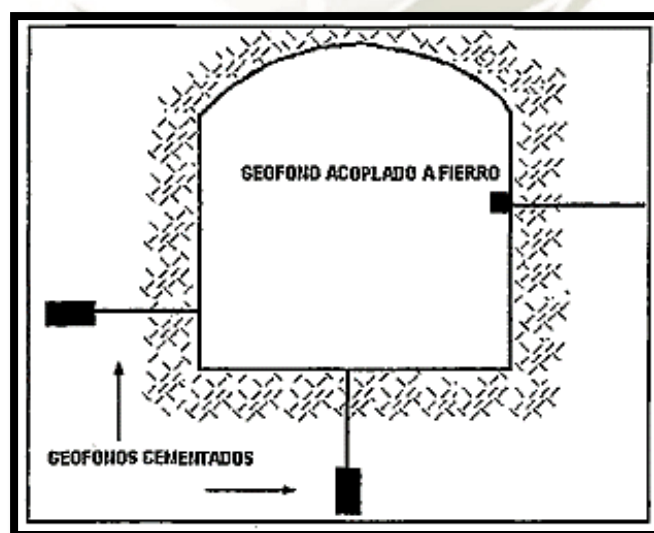


Ilustración 12: Posicionamiento de geófonos en terreno

Fuente: Blastronic

- c. **Orientación:** Para realizar una adecuada interpretación de los datos de vibración y poder analizar la secuencia real de iniciación de un determinado número de cargas, se precisa de tener absoluta certeza de la orientación real del transductor. En el caso de geófonos uniaxiales, se deberá tener en cuenta que éstos tienen un ángulo de barrido de unos 32° aproximadamente. (Cano, 2019).

2.6.4. Sismógrafo

El sismógrafo tiene la función de visualizar y amplificar las señales procedentes de los sensores. Destacando los que imprimen únicamente los valores máximos sobre el papel, los continuos de papel fotográfico, los de aguja y papel térmico, los que graban señales análogas y que tienen la ventaja de permitir reproducir la señal tantas veces como sea necesario, etc. (Music, 2007).

La instrumentación, consiste en la disposición de sensores en la zona a cautelar, está muy ligada a las características de las ondas sísmicas generadas por la voladura, así como a su comportamiento en puntos específicos y entre ésta la fuente generadora de vibración a objeto de registrar el comportamiento intermedio. El propósito que se persigue con localizaciones estratégicas de sensores es la obtención de una base de información consistente y representativa. (Music, 2007).

En el caso que el punto de interés sea un edificio o instalación industrial, se requerirá además instrumentar en pisos, paredes y/o techos de éstas.

2.6.5. Análisis de la onda vibracional producto de la voladura

La señal vibracional producida por la voladura consiste en un número discreto de paquetes de ondas, éstas a su vez corresponden a cargas o grupos de cargas detonando en un determinado tiempo.

La primera etapa en el análisis de la señal es determinar qué carga representa cada paquete de vibración. De ello depende la capacidad de determinar la diferencia entre la detonación real y la secuencia diseñada. (Contreras, 2009).

La forma y amplitud de un paquete de vibración no brinda la posibilidad de conocer la efectividad relativa de la detonación de las cargas en una voladura. La amplitud de vibración es una medición de la energía transferida por el explosivo al macizo rocoso; si se llegara a analizar un registro de vibraciones, se podrá identificar anomalías en la voladura, esta información podrá ser utilizada para dar respuesta a alguno de los resultados de ésta o para optimizarla posteriormente. Cuando se analice el registro, se deberá tener en cuenta, que una onda puede presentar niveles vibracionales altos o bajos los cuales van a depender de variables que son características de cada voladura, algunas de ellas son: el tiempo de detonación, cantidad de explosivo asociado a cada retardo, geometría del diseño, distancia entre la voladura y los sensores, etc. (Contreras, 2009).

Las situaciones anómalas que podrían encontrarse dentro de un sismograma son:

a. Confinamiento elevado

En este caso uno o más taladros están trabajando contra un volumen de roca muy grande, lo que genera altas velocidades de partícula debido a que gran parte de la energía liberada en la detonación se transfiere al macizo rocoso en forma de vibraciones. (Pampacata, 2015).

b. Superposición de ondas

Cuando la vibración generada por la detonación de un taladro no se atenúa completamente antes de que salga el taladro siguiente, se generará una superposición aditiva de vibraciones la cual se ve reflejada en una velocidad de partícula mayor a lo esperado, esto se observa por un pico alto en un determinado retardo debido al acoplamiento de dos o más cargas; a este fenómeno

se le conoce como acoplamiento. El tiempo que toma una onda vibracional en atenuarse es llamado tiempo crítico de acoplamiento. (Chura, 2018).

c. **Iniciación anticipada**

Se da cuanto la detonación de un taladro está asociada a un retardo determinado, lo cual induce la iniciación anticipada de cargas que se encuentran en taladros cercanos y que tenían retardos diferentes. Esta situación se puede identificar por medio de la presencia de un solo paquete de ondas en el lugar en que se debería encontrar dos o más pulsos separados, según los respectivos tiempos de retardo. (Chura, 2018).

d. **Detonación con baja eficiencia**

Para que se produzca esta situación, hay muchas causas, algunas de las cuales son: taladros con burden y/o espaciamentos muy pequeños, cargas con algún grado de insensibilización, proyección del material del taco, etc. Para estos eventos se registran niveles de velocidad de partícula bastante más bajos de lo esperado. El caso extremo de este fenómeno es la ausencia de detonación, que en el registro se identifica por la falta del pulso correspondiente al retardo. (Chura, 2018).

Además, con la ayuda del software de análisis respectivo, es posible determinar y calcular las siguientes propiedades de las vibraciones:

- Tiempo real de detonación de una o más cargas.
- Velocidad de partículas de cada paquete de ondas.
- Detonación de cargas con baja eficiencia o no detonadas.
- Detonación instantánea de cargas, detonación de cargas por simpatía.
- Análisis de frecuencia.
- Cálculo del registro de aceleración de partículas.
- Cálculo del desplazamiento de las partículas de roca. (Chura, 2018).

2.7. DAÑO INDUCIDO POR VOLADURAS

Edwards y Northwood en 1960 enuncian de manera más puntual las definiciones a cerca del daño inducido por voladuras, ellos lograron especificar lo siguiente:

- ✓ **Límite de daño:** "Es la apertura de viejas fisuras y formación de nuevas fisuras en el revoque y desplazamiento de objetos sueltos".
- ✓ **Daño menor:** "Es superficial, no afectando la resistencia de la estructura, por ejemplo: quebradura de ventanas, caída de revoque, formación de fisuras en la mampostería".
- ✓ **Daño mayor:** "Sería debilitación de la estructura, como grandes fisuras, movimiento de cimientos".

Actualmente al "límite de daño" se le conoce como la ocurrencia de fisuras de dimensión capilar en el revestimiento de las paredes. Este tipo de ocurrencia no compromete ni la resistencia ni la estabilidad de la estructura. (Music, 2007).

Stagg (1984) estudió el origen y el proceso de fisuración en residencias, concluyendo que "la actividad humana y las variaciones de temperatura y humedad provocan deformaciones en paredes equivalentes a movimientos de terreno de hasta 30 [mm/s]. El golpe de una puerta puede causar deformaciones de hasta 140 [micropulgadas-pulg], equivalente a la deformación causada por una vibración de 12,5 [mm/s]". (Stagg, 1984).

El daño asociado a la voladura es definido como: "toda fragmentación de la roca, activación y/o generación de fracturas que degrade la calidad geotécnica del macizo rocoso y que afecta el rendimiento de las operaciones, puede ser generado por un mal diseño de la voladura o una mala implementación del mismo." (Stagg, 1984).

El daño a la roca vecina producido por la voladura es a causa de una mala distribución de la energía explosiva y un inadecuado control en la secuencia de iniciación de la voladura. (Music, 2007).

Asimismo, se conoce que el daño es producido por tres mecanismos principales: la generación de nuevas grietas en la roca una vez que se supera la velocidad crítica de partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases, y la desestabilización de bloques o cuñas debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. (Music, 2007).

De los mecanismos mencionados anteriormente es importante recalcar que los dos primeros afectan al campo cercano (< 50 [m] del límite de la voladura), mientras que el último fenómeno puede ocurrir en el campo lejano (> 50 [m]). (Music, 2007).

La velocidad vibracional de las partículas está relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento en la roca, por medio de la relación entre velocidad de partícula y la deformación dinámica, la cual es válida para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, donde el impacto de la voladura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca. (Contreras, 2009).

Dada esta relación, el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un adecuado método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. De acuerdo a lo indicado se tiene:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p} \quad (\text{Ecu. 10})$$

La ecuación anterior, representa la relación entre la Velocidad de Partícula PPV y la deformación inducida ε , para una roca con una Velocidad de la Onda de Compresión V_p . Así mismo supone una elasticidad lineal del material a través del cual la vibración se está propagando y permite una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida. De acuerdo a la Ley de Hooke y asumiendo un comportamiento elástico, la Velocidad de Partícula Máxima (PPVc) que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra la falla por

tracción, puede ser estimada en función de la resistencia a la tracción (σ_t), el Modulo de Young Dinámico (E) y la Velocidad de propagación de la Onda P. (V_p), usando la siguiente ecuación:

$$PPV_c = \frac{\sigma_t \times V_p}{E} \quad (\text{Ecu. 11})$$

Donde:

PPV_c Velocidad de partícula crítica [mm/s].

σ_t = Resistencia a la tracción [Mpa].

V_p = Velocidad de propagación de la onda [$\frac{m}{s}$].

E = Módulo de Young dinámico [Gpa].

Esta expresión es válida sólo suponiendo que la Ley de Hooke se cumple en el macizo rocoso en cuestión y que las ondas son de tipo armónicas planas.

El criterio daño esperado supone lo siguiente:

- 1) INTENSO FRACTURAMIENTO Si $VP > 4 \text{ VPC}$.
- 2) CREACIÓN DE NUEVAS FRACTURAS Si $VP > 1 \text{ VPC}$.
- 3) EXTENSIÓN DE FRACTURAS EXISTENTES Si $VP > 1/2 \text{ VPC}$.

Se considera a la velocidad pico partícula como uno de los mejores indicadores del potencial daño a la roca, también se han determinado nuevas variables relevantes tales como la frecuencia dominante, aceleración de partícula, desplazamiento máximo y duración del evento. (Contreras, 2007).

Hay una gran variedad de criterios de daño los cuales se basan principalmente en el estudio vibracional de estructuras civiles en superficie y, en menor medida, en ensayos realizados en minería subterránea. (Contreras, 2007).

Según Contreras (2007) para poder seleccionar un criterio de daño se debe considerar el objetivo del estudio y las condiciones del sector en que se realizarán las mediciones vibracionales. Además, es importante validar el criterio escogido a través de un reconocimiento visual del entorno, antes y después de la voladura; este criterio, así como otros que son aplicables en minería subterránea, se configuran como aproximaciones al daño inducido y son una herramienta de ingeniería de voladura.

2.8. ANÁLISIS DE MODELOS PREDICTIVOS EN VOLADURAS

2.8.1. Modelamiento de cargas explosivas

La forma en que trabajan las cargas explosivas es un tópico importante en la formulación y aplicación del modelo predictivo en voladura, esto determina la posterior predicción de vibraciones, energía, fragmentación y otros efectos desarrollados por la voladura. (Music, 2007).

Desde este punto de vista existen dos formas básicas de modelar una carga explosiva en base a la geometría de ésta y su disposición con respecto al punto de monitoreo: cargas concentradas o esféricas y cargas de geometría cilíndrica. Contreras (2007)

a.) Modelamiento de cargas concentradas:

Se usa cuando el largo de la columna explosiva es menor o igual a 6 veces el diámetro de la carga y/o cuando el punto de monitoreo se encuentra relativamente lejos del punto de detonación, así mismo para este modelamiento es conveniente utilizar un ajuste cúbico de los datos obtenidos en terreno. Contreras (2007)

b.) Modelamiento de cargas cilíndricas:

Se usa correctamente si el largo de la columna de explosivo es al menos 6 veces mayor que el diámetro de ésta y/o cuando el lugar de monitoreo se encuentra relativamente cercano al punto en donde se lleva a cabo la detonación. . (Music, 2007).

El ajuste recomendado para este tipo de modelamiento es el cuadrático, según estudios realizados por Devine (1962), Devine y Duvall (1963) y otros autores que han desarrollado análisis de vibraciones en campo lejano.

2.8.2. Modelo EED (Energy Explosive distribution)

Busca la concentración de manera estática y dinámica en un punto definido dentro del efecto de la voladura, como se muestra en la ilustración 13.

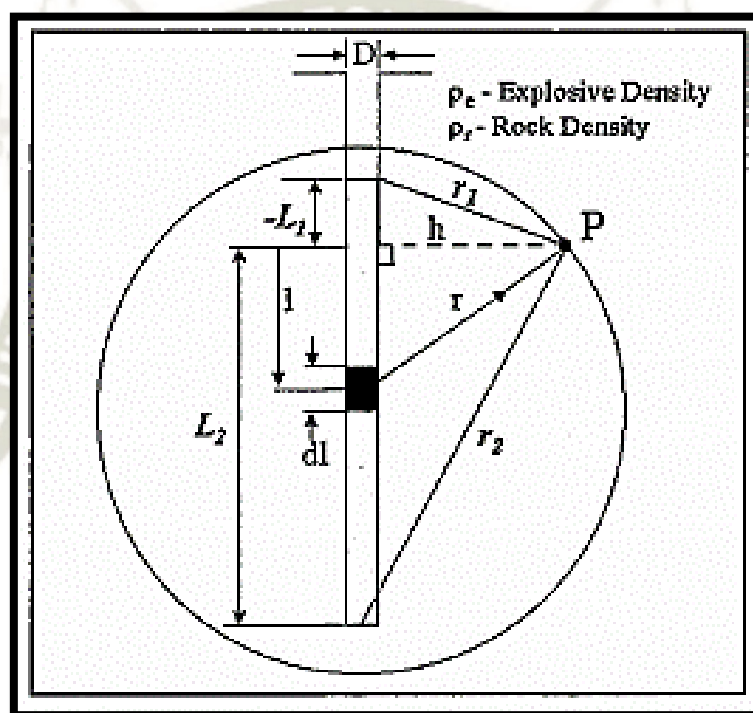


Ilustración 13: Esquema modelo EED

Fuente: Exsa

$$P = 187.5 \frac{P_e}{P_r} D^2 \frac{1}{h^2} \left(\frac{L_2}{r_2} - \frac{L_1}{r_1} \right) \quad (\text{Ecu. 12})$$

a. Condiciones de borde:

De acuerdo a lo expuesto en el trabajo de Music (2007), en el caso que se requiera calcular la energía estática en un punto, los datos necesarios son los siguientes:

- Diámetro y longitud de la columna explosiva [m].
- Densidad del explosivo [kg/m³].
- Densidad de la roca [kg/m³].
- Distancia entre el punto de interés y la carga [m].
- Potencia relativa en peso del explosivo con respecto al ANFO.

Para el caso de la energía dinámica, interactúan las mismas variables, pero se le suma el factor tiempo que está representado por:

- Secuencia de salida.
- Tiempo de acoplamiento [ms].

b. Supuestos:

- Un macizo rocoso homogéneo e isótropo.
- Se asume una detonación instantánea de las cargas.
- Todas las cargas afectan al mismo volumen de roca, que corresponde al volumen inicial.
- Detonación ideal de las cargas, lo que significa que la energía teórica es igual a la energía útil del explosivo.

c. Restricciones:

- No se consideran las características geoestructurales del macizo rocoso, lo que sesga el análisis en base a los datos obtenidos del modelo.
- El modelo estático no es aplicable a la hora de comparar disparos con tiempos de duración muy distintos, debido a que se asume una detonación instantánea de las cargas.
- Se debe hacer un estudio de tiempo de acoplamiento de cargas para cada roca y explosivo.

d. Análisis:

Los contornos energéticos que se generan alrededor de cada uno de los taladros permiten analizar presuntas detonaciones por simpatía, acoplamiento u otra anomalía de interacción de cargas dentro de la voladura. (Contreras, 2009)

La concentración energética calculada generalmente es mayor a la que se obtiene en terreno, lo que se debe primordialmente a que el modelo trabaja con una detonación ideal del explosivo, lo cual es casi imposible de lograr en terreno. (Contreras, 2009)

2.8.3. Modelo de vibraciones

2.8.3.1. Variables que afectan a las vibraciones

a. Peso de Carga

De acuerdo al estudio de Thomas (2015) se señala que el peso de carga es una de las variables más utilizados en cálculos de vibración por voladura; así mismo se señala que es un factor de la geometría de carga, características explosivas, condiciones de carga y prácticas de carga. Crenwelge (1988) por su parte indica que la máxima amplitud de una vibración producida por la detonación de un típico taladro de voladura cilíndrico aumenta linealmente con el peso de carga. (Contreras, 2009).

A medida que la carga se hace más grande y / o relativamente menos confinada, la relación cambia, donde se evidencia que la amplitud es proporcional al peso de la carga a la mitad de la potencia. La relación del peso de carga - amplitud de velocidad de la partícula también cambia a medida que la geometría de carga se vuelve esférica (o se puede considerar que es esférico) donde la amplitud se amplía como la raíz cúbica del peso de carga. Además, para pesos de carga más grandes, el pulso de choque es más grueso (Yang, Young-Soo, Chang y Li-Hyung, 2009). Los choques más gruesos requieren una mayor distancia para atenuarse en ondas elásticas porque

los mayores pesos de carga también producen una mayor cantidad de energía durante el proceso de detonación completo.

El espectro de velocidad de la partícula producido por cargas con un diámetro constante muestra que hay poco cambio de frecuencia ya que el peso de carga varía de 113 kg a 907 kg (250 lbs a 2000 lbs) (ver ilustración 14). De acuerdo a la imagen antes descrita, se podrá valorar los datos producidos por cuatro cargas de 270 mm (10-5 / 8 pulgadas) de diámetro, con longitudes de 2.3 m, 4.7 m, 9.3 m y 18.6 m (7.5, 15.3, 30.5 y 61 pies). Los espectros apilados demuestran que el mayor peso de carga produce mayores velocidades de partículas a lo largo del espectro a pesar de que las frecuencias dominantes son constantes. (Dueñas, 2018)

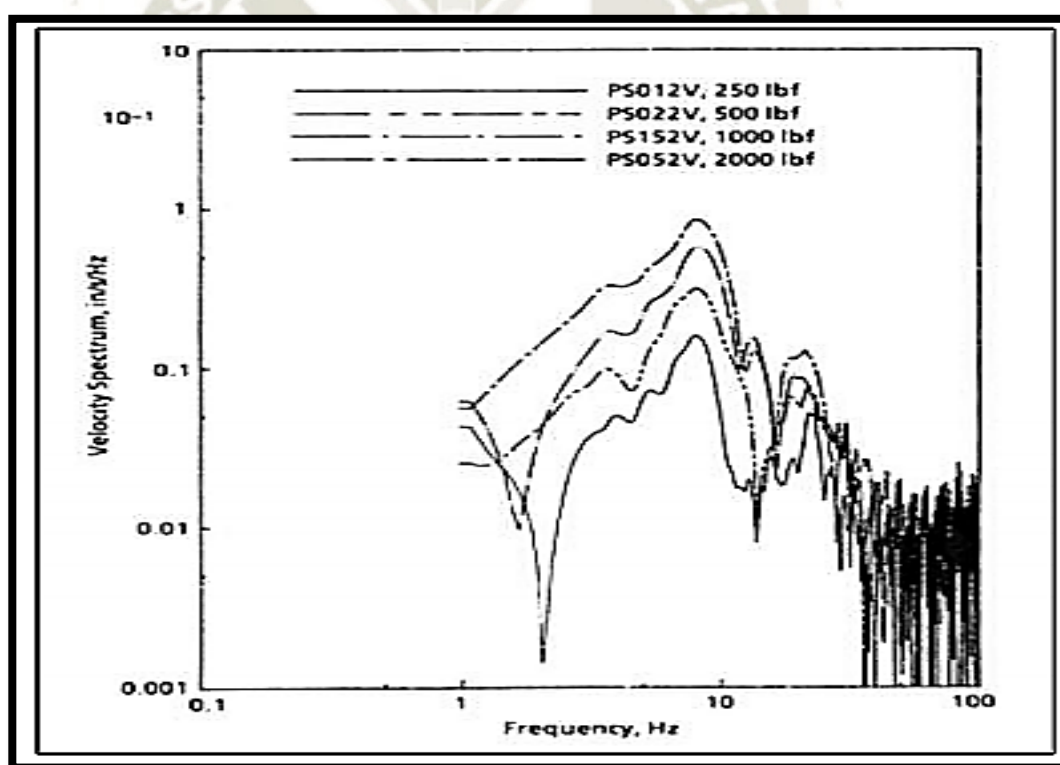


Ilustración 14: Espectros de velocidades de partículas por vibraciones de voladuras registradas a partir de cargas de diferente peso y diámetro constante.

Fuente: Crenwelge, 1988 como se citó en Thomas, R. N., 2015.

b. Tipo de Carga

De acuerdo al concepto dado por Thomas (2015), señala que la composición química de la carga explosiva afectará la energía, presión, velocidad de detonación y gases creados durante la detonación proceso (Cooper, 1996).

Las propiedades de detonación también se ven afectadas por otras variaciones en el entorno de voladura. A consecuencia de lo antes descrito el proceso de detonación nunca es ideal y las propiedades de detonación también pueden variar (Chiappetta, 1994; Mullay, McGinley y Stancavage, 1995). El proceso de detonación se evalúa generalmente usando la velocidad de detonación (VOD) del explosivo (Chiappetta, 1994; Mohanty y Yang, 1997). Para la mayoría de explosivos, el VOD aumenta asintóticamente a un valor máximo con carga aumentada diámetro para explosivos comerciales a granel (Fleetwood et al., 2012; Kirby et al., 2014), Torrance, (2013) señalo que la densidad es un ejemplo de una característica explosiva que se puede usar para estimar el rendimiento desde la velocidad de detonación y la presión que se desarrollan durante el proceso de detonación, así mismo se evidenció que este se ve afectado por la densidad (Cooper, 1996). En la práctica se puede observar que la densidad de copa (método de campo para medir la densidad explosiva y la densidad enumerada en la hoja de datos técnicos de un explosivo) es significativamente más baja que el promedio en el agujero densidad en un factor de 7% a 13% (Torrance, 2013). Manzano y Jaramillo (2005), evidencian en su estudio que el parámetro n en la ecuación de Devine está controlado por la geometría del frente de onda en expansión, y el coeficiente de atenuación de la roca. Sin embargo, el valor de K está controlado principalmente por el explosivo y la eficiencia con la cual la presión de detonación es transmitida a la roca como un esfuerzo. Los factores que controlan la transferencia de la energía del explosivo desde el pozo a la roca son la densidad y la VOD del explosivo, producto que representa la Característica de Impedancia, Z . Para el macizo rocoso, $Z_{rock} = \rho_{rock} * V_p$ y para el explosivo, $Z_{exp} = \rho_{exp} * VOD$. Si la Razón de Impedancia se considera como n (es decir $n = Z_{exp}/Z_{rock}$),

entonces la razón entre el esfuerzo transmitido al macizo rocoso, σ_{rock} , y la presión en el pozo debido a la detonación del explosivo, σ_{exp} , puede ser calculada a partir de:

$$\frac{\sigma_{rock}}{\sigma_{exp.}} = \frac{2}{1+n} \quad (\text{Ecu. 13})$$

La razón entre el esfuerzo reflejado y la presión de detonación puede ser calculada a partir de la siguiente ecuación:

$$\frac{\sigma_{reflected}}{\sigma_{exp.}} = \frac{1-n}{1+n} \quad (\text{Ecu. 14})$$

La presión de detonación, P_d , se estima generalmente usando la siguiente relación:

$$P_d = 0.25\rho_{exp}VOD^2 \quad (\text{Ecu. 15})$$

- Cuando la característica de Impedancia de la roca es igual a la característica de impedancia del explosivo, entonces el 100% de la energía de choque en el taladro se transmite a la roca, (es decir no hay energía reflejada devuelta al taladro). (Manzano & Jaramillo, 2005)
- Cuando la característica de Impedancia de la roca es mayor que la del explosivo ($z < 1$) el esfuerzo reflejado a las paredes del taladro es compresivo, y el esfuerzo inducido en la masa rocosa es mayor que la presión en el taladro, con un máximo esfuerzo del doble de la presión de taladro cuando $z = 0$. - Cuando la característica de Impedancia de la roca es menor que la del explosivo ($z > 1$), el esfuerzo reflejado a las paredes del taladro es de tensión ($\sigma_{reflected}$ es negativo), y el esfuerzo inducido en la masa rocosa es menor que la presión en el taladro.). (Manzano & Jaramillo, 2005)
- La onda transmitida es siempre compresiva (el termino σ_{rock} es siempre positivo). Las implicaciones prácticas de estas relaciones, con respecto a las vibraciones son:

- El aumento de la densidad del explosivo y/o VOD incrementará el esfuerzo inducido en la roca. - El aumento del esfuerzo inducido en la roca incrementará el valor de K usado en la ecuación de Devine.). (Manzano & Jaramillo, 2005)
- Si una voladura contiene diferentes cargas y diferentes taladros, entonces se deberían usar valores diferentes de K para estimar los niveles de vibración producidos por taladros individuales.). (Manzano & Jaramillo, 2005)

Si la onda de vibración pasa a través de diferentes tipos de roca con diferentes características de Impedancia, sus frecuencias no cambian, pero sí su longitud de onda. Por lo tanto, cambios en el tipo de roca, no causarán cambios en la frecuencia de la vibración. (Manzano & Jaramillo, 2005)

c. **Confinamiento de la carga**

El confinamiento de las cargas afecta la intensidad de la vibración. Cuando una carga se encuentra profundamente sin una superficie libre cercana, la roca no se desplazará (aunque se dañara alrededor del explosivo) y la mayor parte de la energía se irá en las ondas sísmicas. (Dueñas, 2018).

De acuerdo a lo mencionado por Dueñas (2018) en su estudio se evidencia que el pre corte genera niveles de vibración que están más altos por esto aunque algunas veces el desacoplamiento (se produce cuando se colocan cargas de pequeño diámetro dentro del taladro) las cargas contrarresta este efecto. El efecto contrario se da por el confinamiento, en el cual se observa si sobre la carga o frente a ella existe solo un recubriendo superficial, la carga tendrá menos trabajo que realizar, se ventilará con mayor facilidad, y parte de su energía se perderá en la atmosfera; además, se gastará menos energía en la generación de ondas sísmicas, así mismo también es importante conocer que algunas veces por intentar disminuir las vibraciones, no se consigue ninguna ventaja al reducir el factor de carga, el burden y el confinamiento aumentan en

relación a la cantidad de explosivos, por lo cual se obtendrá tanta vibración como antes y se logrará poca fragmentación de la roca; a estos sucesos se le añadirá trabajos de corrección y voladuras. Para lograr la fragmentación necesaria en un diseño de voladura que este bien equilibrado y que controle la vibración por el peso de carga por retardo, se empleará el método de un factor de carga adecuado (Manzano, 2015).

d. Acoplamiento de la carga

El acoplamiento de carga de explosivos a la roca afecta la cantidad de energía que se transmitirá a ésta; por lo cual se deberá considerar la intensidad de las vibraciones, así como como la efectividad de la voladura para fracturar la roca. Si se colocan cargas de diámetro pequeño dentro de los taladros de diámetro grande, se producirá el desacoplamiento y se transmitirán menos energía. Es por esto que de acuerdo a la evidencia se considera que los productos a granel resultan ser más eficientes al transmitir su energía a la roca, puesto que llenan toda la sección transversal del taladro y logran encontrarse acopladas a las paredes del mismo. (Manzano, 2015).

Entonces si un taladro se perfora más allá de un nivel friático, los vacíos en el cascajo se llenarán con agua, y así se logrará una gran mejora en el acoplamiento entre las partículas lo cual resultará en una transmisión más eficiente de las ondas sísmicas. (Dueñas, 2018)

En roca firme, la presencia de un nivel friático no cambia la roca de manera considerable, es por esto que las características de vibración de la roca no cambiarán de manera apreciable. En cambio cuando la roca está muy expuesta o se encuentran muy juntas y presentan fracturas es menos eficiente al transmitir las ondas sísmicas. (Dueñas, 2018)

2.8.3.2. Predicción del nivel de vibraciones en el terreno

Scherpenisse, Adamson y Diaz (2000) indican que varios son los modelos experimentales que representan la velocidad de partícula en función del explosivo detonado y la distancia a la

que se registra dicha detonación, entre los más conocidos se encuentran el modelo general y el de regresión múltiple.

- **Modelo General:**

$$VPP = K \times SD^{\alpha} \quad (\text{Ecu. 16})$$

Donde:

VPP : Velocidad Pico de Partícula (mm/s)

SD : Distancia Escalar

K : Factor de Amplitud

α : Factor de Atenuación

El término "SD" o distancia escalar, da cuenta de la influencia de la distancia de la voladura al punto de monitoreo [m], y la carga operante en [Kg]

Vásquez (2013) indica que se conoce que la magnitud de la vibración generada está relacionada de manera proporcional con la cantidad máxima de explosivo que detona al mismo tiempo. (Carga operante)

Vásquez (2013), señalo que la formulación clásica de la distancia escalada (raíz cuadrada) está basada en el análisis estadístico de un gran número de datos, tal como se muestra en la ilustración 15.

En relación a ésta formulación matemática existen varios criterios derivados de los cuales se emplea comúnmente el Regresión Múltiple.

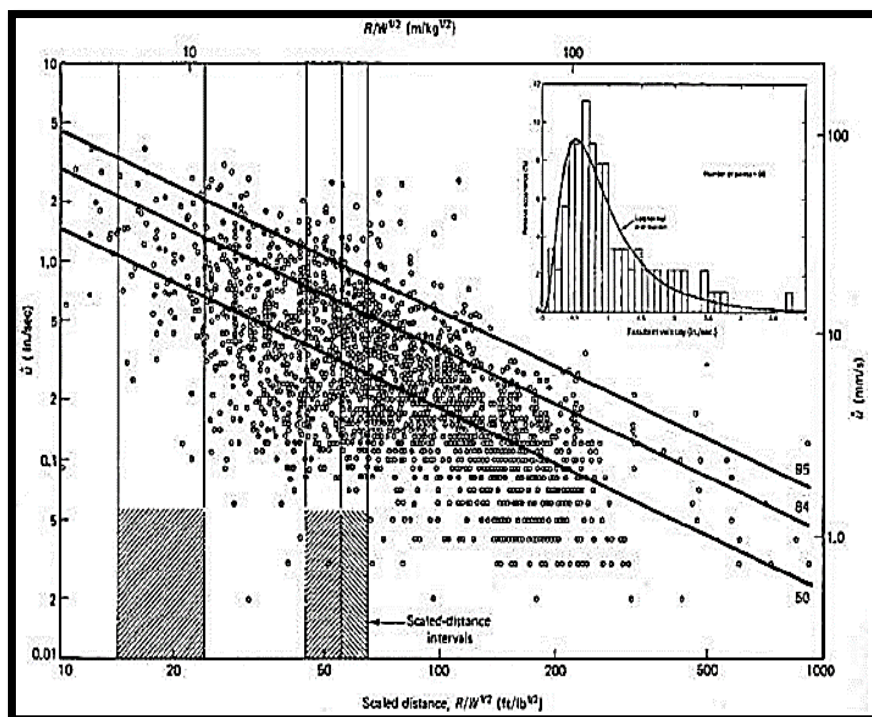


Ilustración 15: Típica dispersión de datos, velocidad Pico-partícula vs distancia escada cuadrada (Dowding C H, 2000)

Fuente: Vásquez S.N.Y., 2013.

a. Modelo general o campo lejano

Vásquez (2013) en su estudio señala que la velocidad máxima de vibración en el terreno (VPP) es proporcional a la masa de explosivo, Q , e inversamente proporcional a la distancia, D . Con relación a esta formulación matemática existen varios criterios de los cuales se pueden señalar los siguientes:

Tabla 2: Criterios de modelos de vibraciones en campo lejano

Criterio	Coficiente Escalar
Criterio General Exponencial	$D = \left(\frac{d}{W^{1/2}} \right) \times e^{\left(\frac{d \times \beta}{\alpha} \right)}$
Criterio General	$D = \left(\frac{d}{W^{\beta/\alpha}} \right)$
Langefors (1963)	$D = \left(\frac{d}{W^{3/2}} \right)$
Hendron (Bulletin 656)	$D = \left(\frac{d}{W^{1/3}} \right)$
Devine (1962)	$D = \left(\frac{d}{W^{1/2}} \right)$

Fuente: Elaborado en base a la aplicación del Modelamiento de Vibraciones – ASIEX 2008

Contreras (2009), por su parte, indica que el modelo más utilizado en minería superficial y subterráneo es el de Devine y Duvall, donde la distancia escalada es la relación de la distancia de voladura al punto de monitoreo (D) entre la raíz cuadrada de la carga operante (W). Se aplica raíz cuadrada porque este criterio es el que mejor representa la vibración en campo lejano (aproximadamente $d > 5$ largo de la carga) para las cargas cilíndricas y raíz cubica para las cargas esféricas.

- **Regresión múltiple del Modelo de Devine**

$$PPV = K \times \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha} \quad (\text{Ecu. 17})$$

Donde:

PPV : Velocidad de Partícula (mm/s)

d : Distancia de monito

W : Carga operante

K : Factor de Amplitud

A : Factor de Atenuación

Scherpenisse, Adamson y Diaz (2000), señalan que en la tabla N° 3, se presentan diferentes valores para los parámetros del modelo Devine (K y Alfa), obtenidos en diferentes tipos de roca y distintas faenas mineras del país. Esta gran variabilidad para el factor K desde un mínimo de 99 hasta un máximo de 703 (7 veces mayor) y para el Factor de Atenuación Alfa desde -1.54 hasta -2.49, determinan que el uso indiscriminado de estos modelos y la transferencia de estos desde una mina a otra o desde un sector a otro en la misma mina puede significar estimar un gran margen de error las vibraciones y como consecuencia de ello las restricciones a las voladuras y los criterios de daño.

Tabla 3: Variabilidad en los parámetros del modelo de vibración

Factor de Amplitud	Factor de Atenuación	Factor de Amplitud	Factor de atenuación
K	ALFA	K	ALFA
597	-2.34	99	-2.33
500	-2.11	227	-1.60
321	-2.39	499	-2.01
495	-2.12	175	-1.63
262	-2.28	112	-1.94
284	-1.72	428	-2.49
481	-1.74	168	-1.54
299	-2.48	703	-2.21
597	-2.32	177	-2.04
K máximo	703	Alfa máximo	-2.49
K mínimo	99	Alfa mínimo	-1.54
K promedio	357	Alfa promedio	-2.07

Fuente: Elaborado por Scherpenisse, Adamson y Díaz (2000)

Esta variabilidad en los parámetros del modelo Devine, establece que para cada tipo de macizo rocoso en particular, la ecuación de comportamiento de las vibraciones, la que está directamente relacionada con las propiedades geomecánicas, tipos de explosivos, aspectos geométricos, etc., y por tanto, deberán ser estimados como consecuencia de una campaña de monitoreo y modelamiento, en forma independiente no sólo en cada mina si no en cada dominio geomecánico de la misma. Contreras (2009)

Contreras (2009) refiere que el parámetro α en la ecuación de Devine está controlado por la geometría del frente de onda en expansión, y el coeficiente de atenuación de la roca. En contraste el valor de K está controlado por el explosivo y la eficiencia con la cual la presión de detonación es transmitida a la roca como un esfuerzo. La densidad y la VOD del explosivo son considerados como factores que controlan la transferencia de la energía del explosivo desde el taladro a la roca, así mismo son producto que representa la característica de Impedancia, Z.

- **Modelamiento de vibraciones en campo lejano**

Los estudios realizados por la mayoría de investigadores determinaron que el comportamiento de las vibraciones es el de una ecuación potencial, la ecuación de Devine es de la forma:

$$Y = aX^b \quad (\text{Ecu. 18})$$

Donde:

Y : Es la VPP, variable dependiente.

X : Es la $(\frac{D}{W})$, variable independiente.

A : Es la constante K, a determinar.

b : Es la constante α , a determinar.

b. Modelo Holmberg & Persson o Campo cercano

Scherpenisse, Adamson y Diaz (2000) nos dicen que otros autores en la ecuación de campo lejano, no consideran una simetría de carga particular y utilizan la siguiente expresión.

$$PPV = K \times d^{-\beta} \times W^{\alpha} \quad (\text{Ecu. 19})$$

$$V = K(W^{\alpha}/R^{\beta}) \quad (\text{Ecu. 20})$$

2.8.3.3. Daño al macizo rocoso por voladura

a. Vibración y esfuerzo

Manzano & Jaramillo (2005) precisan que el fundamento para usar el peak de velocidad de partículas, PPV, es debido a que la mayoría de los análisis consideran que el daño, o potencial daño, está relacionado con la velocidad de la onda P, V_p , y la deformación inducida, ϵ , es decir,

la velocidad de vibración tiene una correlación directa con el esfuerzo cuando la onda está viajando como una onda plana y la deformación es elástica.

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p} = \frac{\sigma}{E} \quad (\text{Ecu. 21})$$

Si el macizo rocoso es duro y quebradizo, y además presenta un comportamiento elástico hasta el momento de su ruptura, la velocidad máxima de partícula que la roca puede tolerar antes de su ruptura puede ser calculada a partir de:

$$PPV_{max} = \varepsilon_{max} V_p = \frac{\sigma_{max} V_p}{E} \quad (\text{Ecu. 22})$$

b. Velocidad pico partícula crítica

Scherpenisse, Adamson y Diaz (2000) señalan que de la ley de Hooke y previniendo un comportamiento elástico de la roca, la Velocidad de Partícula Máxima (Crítica), PPV_c, que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra el fallamiento por tensión, es estimada conociendo la Resistencia a la Tracción (σ_t), el Modulo de Young, E, y la velocidad de propagación de la Onda P, V_p, usando la ecuación:

$$PPV_c = \frac{\sigma_t V_p}{E} \quad (\text{Ecu. 23})$$

En la siguiente tabla, se resumen los datos y el valor calculado para los tipos de roca analizados. En la última columna, se muestra el cálculo del PPV_c, definido como el nivel sobre el cual se generará un daño produciendo nuevas fracturas a la roca

Tabla 4: Estimación de velocidad de partícula crítica teórica en distintos tipos de roca

Tipo de Roca	Resistencia a la tracción	Velocidad de Onda P (m/s)	Módulo de Young (Gpa)	Velocidad de Partícula Crítica (mm/s)
Cuarzo-1	14	5102	55.5	1286
Brecha-1	7.3	4298	30.2	1037
Cuarzo-2	8.4	4207	42.7	823
Brecha-2	3.9	4041	39.3	401
Andesita-1	14.9	4975	67.3	1100
Diorita	13.2	4650	48.6	1260

Fuente: Scherpenisse, Adamson y Diaz (2000)

El daño es causado principalmente por 3 mecanismos que son; La generación de nuevas grietas en la roca al superar un nivel crítico de velocidad partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases, y finalmente, la desestabilización de bloques, cuñas, etc. debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. De estos mecanismos, es importante reconocer que los dos primeros afectan al campo cercano (50 metros). Scherpenisse, Adamson y Diaz (2000)

c. Estimación de carga

Para conocer la cantidad de carga necesaria en kg disparada por taladro se determina de acuerdo al modelo general de vibraciones seguidamente de Devine y la ecuación 17 teniendo la siguiente relación denominada ecuación 24:

$$Q (kg) = \left(\left(\frac{VPP}{K} \right)^{1/\alpha} \times d \right)^2 \quad (\text{Ecu. 24})$$

d. Criterio de daño

Scherpenisse, Adamson y Diaz (2000) señalan que los altos niveles de vibración podrían dañar al macizo rocoso, esto puede producir fracturas nuevas o extenderá y dilatará fracturas existentes. La vibración podrá ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

Tal es así que Ojeda (2015) señala que a un bajo nivel de vibración el nivel de deformación también es muy pequeño para producir el fracturamiento del macizo rocoso. El umbral del valor máximo de la velocidad de partícula para los distintos niveles de daño según Cameron Mckenzie.

- 4 VPPcrítica: Fracturamiento intenso
- 1 VPPcrítica: Creación de nueva fracturas
- $\frac{1}{4}$ VPPcrítica: Extensión de fracturas pre existentes
-

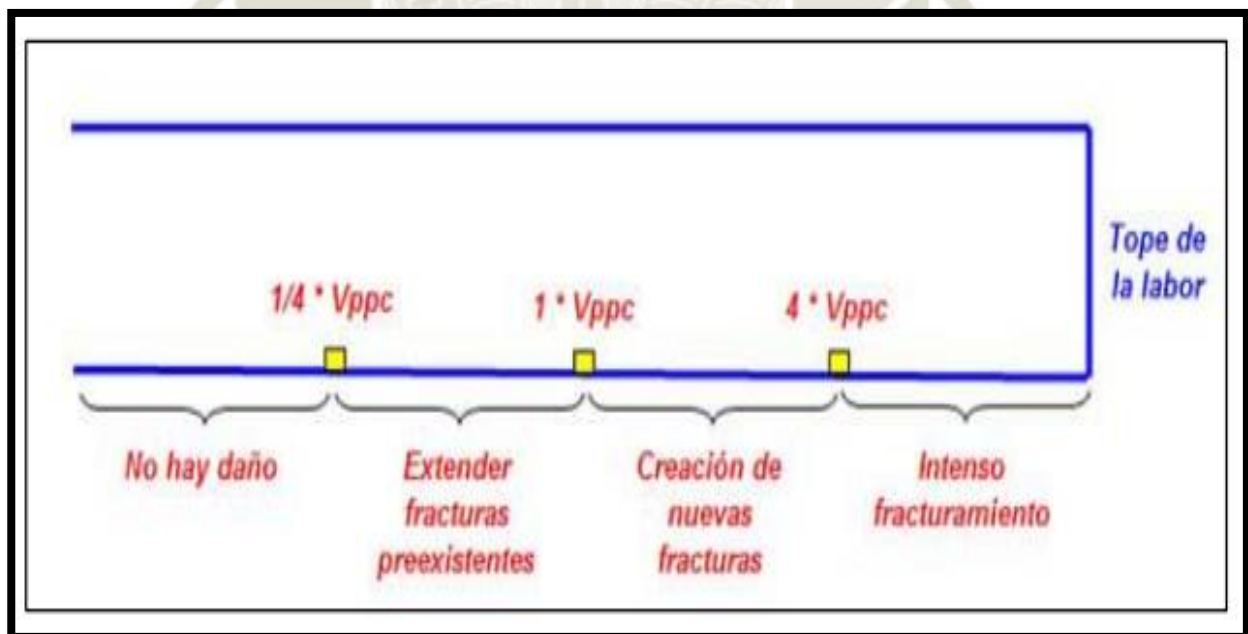


Ilustración 16: Criterio de daño

Fuente: Ojeda (2015).

2.9. NORMATIVAS INTERNACIONALES

Los países considerados desarrollados siempre han tenido un mayor interés para el control de las operación llevadas a cabo en sus territorios, parte importante de ese control son los límite que tienen para sus problemáticas ambientales. De esta forma han creado instituciones que mediante estudios técnicos y aplicados a la realidad de esos países han constituidos normas y leyes para la protección de su entorno. El ámbito de las vibraciones producidas por la voladuras tampoco ha estado ajeno a este interés por lo que se ha creado en estos países diferentes normas con diferentes valores de velocidad máxima de la partícula, para evitar daño a las construcciones o edificaciones aledañas. Los valores propuestos ha estado mayormente entre dos factores los muy conservadores como la Normativas DIN 4150 alemana que da valores hasta de 4 mm/s para zonas de edificación antigua o las normas americanas que brinda valores de hasta 50 mm/s para sus estructuras. De esta forma estas normas nos brindan valores que van desde los 4 mm/s a los 50 mm/s mayormente. Las normas internacionales de los países del entorno Europeo más destacadas son las siguientes:

Pais de procedencia	Nombre de reglamentación	Fecha de expedición
Alemania ^a	DIN 4150	1975
Brasil	CETESB D7.013	1998
Escocia	PAN50	2000
EEUU - Federal	USBM RI8507	1980
EEUU - Federal	OSM 817.67	1983
España	UNE 22-381-93	1993
Francia	Recomendaciones GFEE	2001
Internacional	ISO 4866	1990
Italia	UNI 9916	1991
Nueva Zelanda	NZS 4403	1976
Portugal	NP2074	1983
Reino Unido	BSI 6472	1992
Reino Unido	BSI 7385	1993
Sueca	SS 460 48 46	1991
Suiza	SN 640 312a	1992

^a La norma alemana tiene además tres actualizaciones en los años 1999 y 2001.

Ilustración 17: Resumen de Normas Internacionales de Vibraciones

Fuente: VIBRACIONES CAUSADAS POR ACTIVIDAD HUMANA: caracterización, efectos y manejo en la Ingeniería Civil - Universidad del Valle, Santiago de Cali.

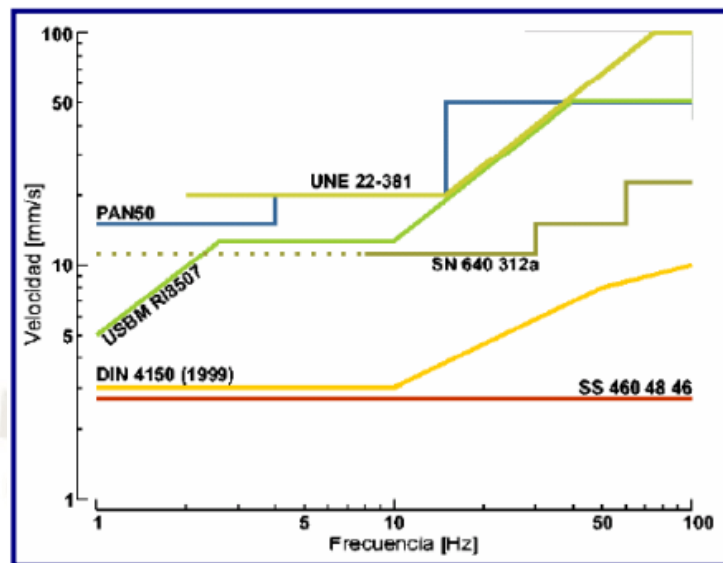


Ilustración 18: Resumen de velocidades máximas de las diferentes normas

Fuente: VIBRACIONES CAUSADAS POR ACTIVIDAD HUMANA: caracterización, efectos y manejo en la Ingeniería Civil - Universidad del Valle, Santiago de Cali.

Caber precisar que los máximos niveles de vibración que son admitidos no dependen solo de la amplitud, sino también de la frecuencia. Efectivamente la gran mayoría de normas internacionales como son la USBM - RI 8507 (1981, USA), DIN 4150 (1984, Alemania), Norma UNE 22-381 (1993, España), implantan criterios de daño producidas por las vibraciones hacia estructuras cercanas, a partir de una serie de amplitudes (normalmente velocidades de vibración) que son directamente proporcionales a la frecuencia de la vibración.

2.9.1. United States Bureau of Mines (USBM)

El USBM es una organización líder en el campo de la investigación de los efectos de una voladura, analizando desde hace varias décadas la generación de vibraciones, su propagación y el impacto que tienen en las diferentes estructuras que existen. Una de las primeras investigaciones relacionadas a las vibraciones producto de voladuras consistió en hacer detonar cierta cantidad de explosivo en un desmonte de rocas, para posteriormente, medir los daños causados en las estructuras cercanas. Este fue el inicio de un programa de investigaciones por el USBM en 1930.

El primer trabajo que realizó este equipo fue el de desarrollar un tipo de sismógrafo que se pudiera adaptar a la tarea de captar vibraciones producidas durante las operaciones normales de explotación de minas.

Luego de estudiar los aparatos utilizados en la captación de vibraciones originadas por movimientos telúricos, y a varios proyectos, se fabricaron algunos modelos, los cuales fueron los precursores de los modernos sismógrafos de ingeniería.

Una nueva síntesis del USBM fue hecha por Fogelson en 1971, en el cual incluía el análisis de nuevos datos pero se mantenía como límite los 50 mm/s (VPP), bajo el cual, la probabilidad de daños era muy pequeña. Sin embargo, fue en el año 1980 donde el USBM dio este valor, el cual era visto bastante alto en otras partes del mundo e incluso para algunos estados norteamericanos; y decide introducirle la frecuencia, considerándolo como un parámetro tan importante.

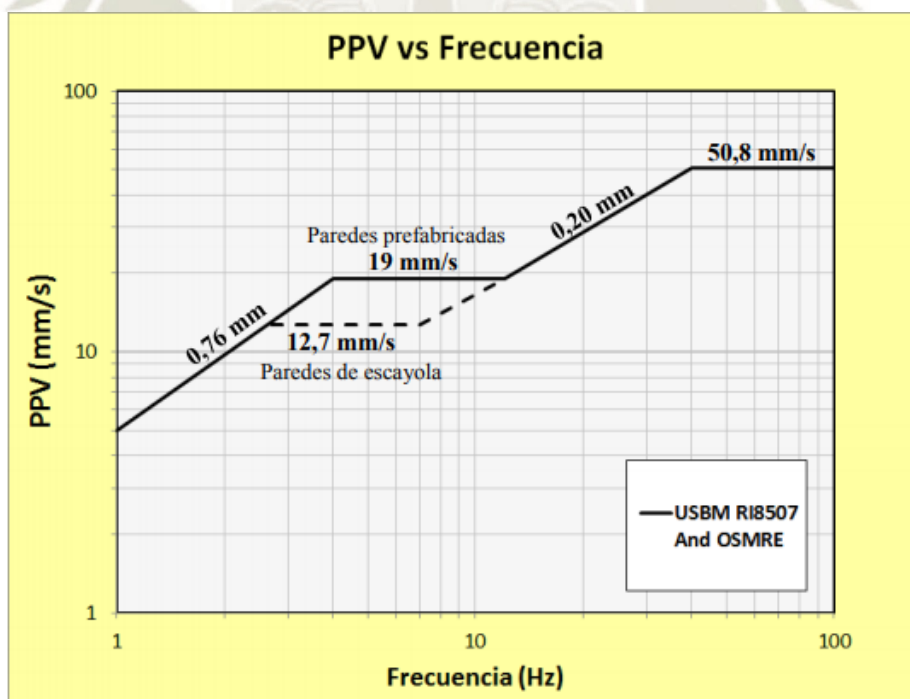


Ilustración 19: Criterio USBM

Fuente: USBM

CAPITULO III:

MATERIAL DE ESTUDIO

3. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La Unidad Económica Administrativa San Cristóbal se localiza en la zona de Huayllacho perteneciente al distrito y provincia de Caylloma, ubicado dentro del departamento de Arequipa con coordenadas Universal Transverse Mercator (UTM):

- NORTE : 8' 317 650
- ESTE : 192 584
- COTA : 4 500 – 5 000 m. s. n. m.

Las rutas que dan acceso al Proyecto desde el departamento de Lima, vía terrestre, son a través de la carretera Panamericana Sur:

- Lima – Arequipa : 1005 Km. Carretera Asfaltada
- Arequipa – Caylloma : Un tramo Asfaltado y Afirmado de 225 Km.
- Caylloma – Mina : 14.5 Km.

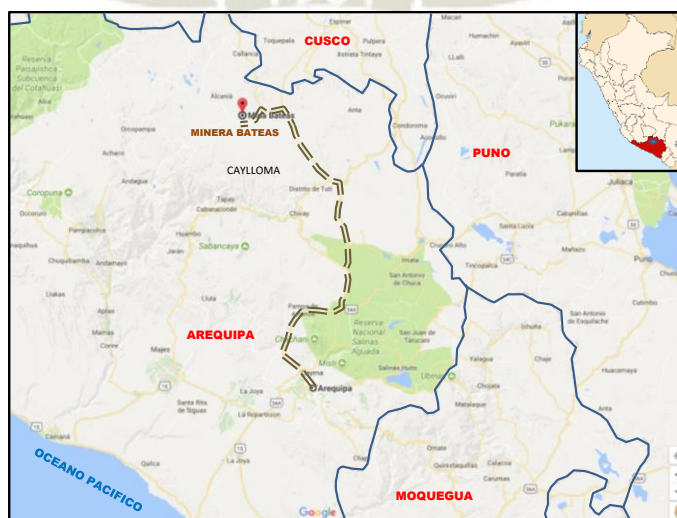


Ilustración 20: Localización del proyecto minero

3.1. GEOLOGÍA

3.1.1. Geología Regional

De acuerdo a lo descrito por Capacuti (2018), se evidenció que el Distrito de Caylloma está localizado en un arco volcánico Mioceno, con edificios volcánicos de colapso, calderas, que han evolucionado por varios millones de años. Aquí se desarrollan dos calderas superpuestas, una de las más antiguas es la de Chonta que es una caldera de forma circular de 18 km de diámetro, en la parte interna se encuentra ignimbritas, intercaladas con lavas y a los márgenes megabrechas relacionadas al colapso del margen de la misma.

La otra caldera es la de Caylloma; esta tiene 25 km de diámetro, se localiza hacia el sur y así mismo esta superpuesta a la caldera Chonta y al este de la mina de Caylloma, tiene forma subcircular y presenta varios flujos piroclásticos silíceos que están dispuestos dentro como fuera de la caldera, la caldera es centrada por un flujo lávico andesítico (Cerro Cosona).

Geológicamente se observa sobre rocas de edad Jurásica – cretácica (Grupo Yura), de origen marino, en discordancia a una potente secuencia volcánica de lavas calco-alcalinas, ignimbritas, tobas, rocas volcanoclásticas, que alberga la mineralización de Ag en el distrito de Caylloma. Capacuti (2018). En la Ilustración 21, se observa una imagen satelital que representa los lineamientos regionales principales.

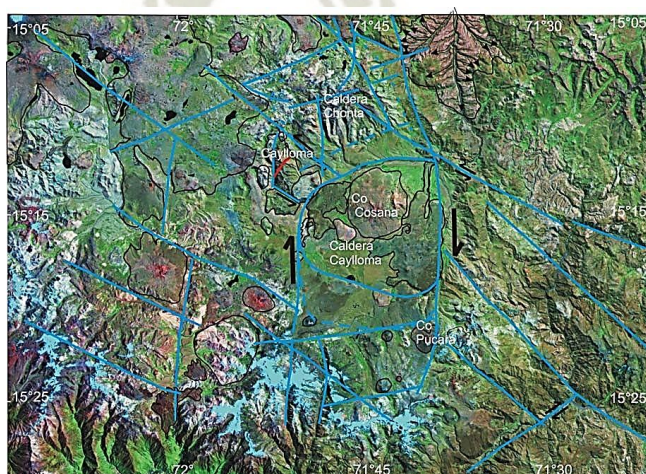


Ilustración 21: Imagen satelital de Caylloma, lineamientos regionales principales

3.1.2. Geología local de Caylloma

Por medio de evidencia científica se conoce que las rocas más antiguas que están aflorando en el área son sedimentos de edad jurásica, así mismo estas son formadas por intercalaciones de lutitas negras y areniscas grauváquicas, en estratos tabulares de alrededor de 40 a 60 centímetros de espesor. En la superficie estas rocas se encuentran fuertemente plegadas, desarrollando pliegues tipo kink, con flancos rectos y charnelas agudas, en general se encuentran volcados y con planos axiales subhorizontales. En subsuelo se hallan deformadas de manera mucho más suave constituyendo pliegues amplios y abiertos como se observa en el nivel 9 de Apóstoles 2. (Capacuti, 2018).

Sobre los sedimentos se apoya una gran secuencia volcánica terciaria de lavas, principalmente andesítica y volcaniclásticas de composición dacítica, fracturas paralelas. Las rocas volcaniclásticas se encuentran conformadas por brechas que constan de litoclastos angulosos, principalmente de rocas volcánicas porfíricas. Las rocas pómez son pequeños, verdosos debido a alteración propilítica y débilmente estirados. La brecha volcánica podría clasificarse como depósito piroclásticos primario formado por flujo (ignimbrita). Las ignimbritas se encuentran intercaladas con delgados bancos de rocas volcaniclásticas más finas, estratificadas en bancos de pocos centímetros de potencia, formadas por areniscas y pelitas volcánicas de posible origen secundario producto de depósitos en ambiente fluvial y/o lacustre. (Capacuti, 2018).

Al norte de la veta San Cristóbal la roca de caja (aflorante) de la mineralización es andesita de textura porfírica y presenta alteración hidrotermal de tipo propilitización y piritización por la presencia de cubos de pirita pequeños de forma diseminada. (Capacuti, 2018).

Las rocas volcánicas suelen presentar en la extensión del distrito una alteración hidrotermal suave caracterizada por una leve propilitización y una piritización dada por la presencia de cubos de pirita pequeños de forma diseminada. (Capacuti, 2018).

La secuencia volcánica se encuentra intruida por cuerpos dómicos y sus flujos lávicos asociados de composición ácida (riolitas). Estos cuerpos dómicos como el domo San Antonio y Trinidad no se encuentran alterados hidrotermalmente, y su emplazamiento está relacionado a fallas de carácter regional. (Huamani, 2014).

Completan la secuencia derrames lávicos más modernos, posteriores a la mineralización, posiblemente de edad plio-pleistocena que forman delgadas coladas de composición intermedia a básica. (Huamani, 2014).

En la Ilustración 22, se visualiza un mapa geológico simplificado del Distrito de Caylloma.

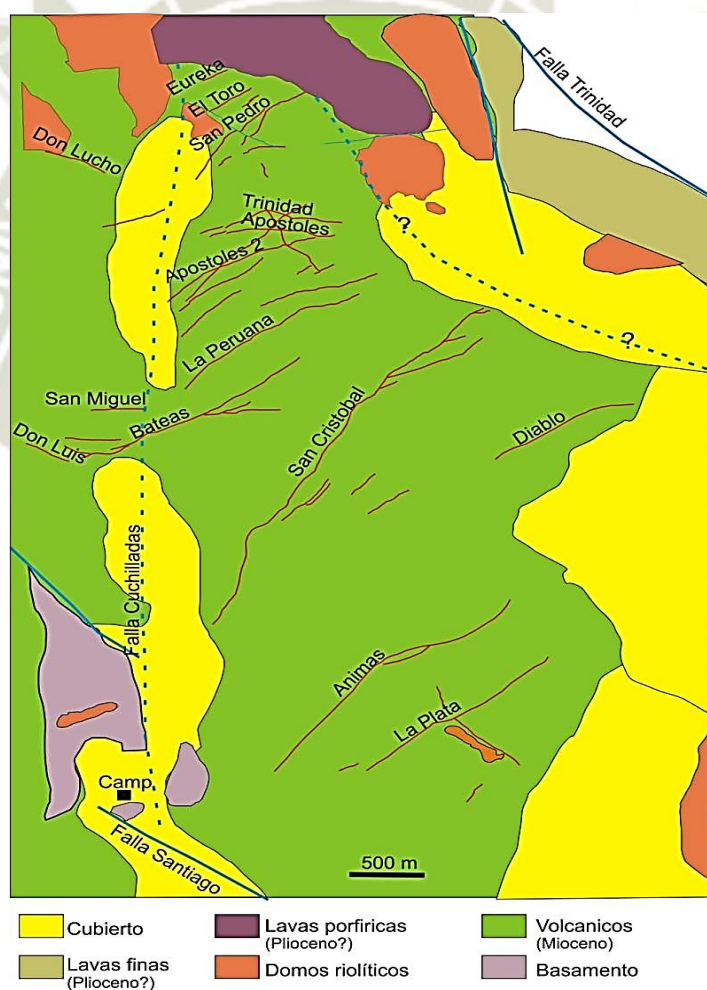


Ilustración 22: Mapa geológico simplificado de Caylloma

3.1.3. Modelamiento geológico estructural

Arce (2017), señala que en el marco regional se reconocen dos sistemas de lineamientos principales, los que presentan rumbos noreste y noroeste, en esta última se encuentra el sistema de fracturas más desarrollado e incluye al corredor estructural que hospeda la mineralización de Caylloma. Sobreimpuesto a dicho sistema conjugado de fracturas se observa un juego de lineamientos de gran longitud y continuidad de rumbo norte-sur. Estas fracturas están aparentemente limitando por su borde este y oeste a la caldera de Caylloma. (Minera Bateas, 2018). Así mismo es importante destacar que las fracturas de rumbo noroeste y noreste controlan la intrusión de cuerpos volcánicos riolíticos y andesítico más recientes hasta plio-pleistocenos. En la actualidad no existen fallas activas en el área del yacimiento de Caylloma por tanto no se realizaron en el pasado ni en la actualidad monitoreos estructurales. (Minera Bateas, 2018). En la Ilustración 23, se visualiza una Imagen satélite e interpretación estructural del Distrito de Caylloma.

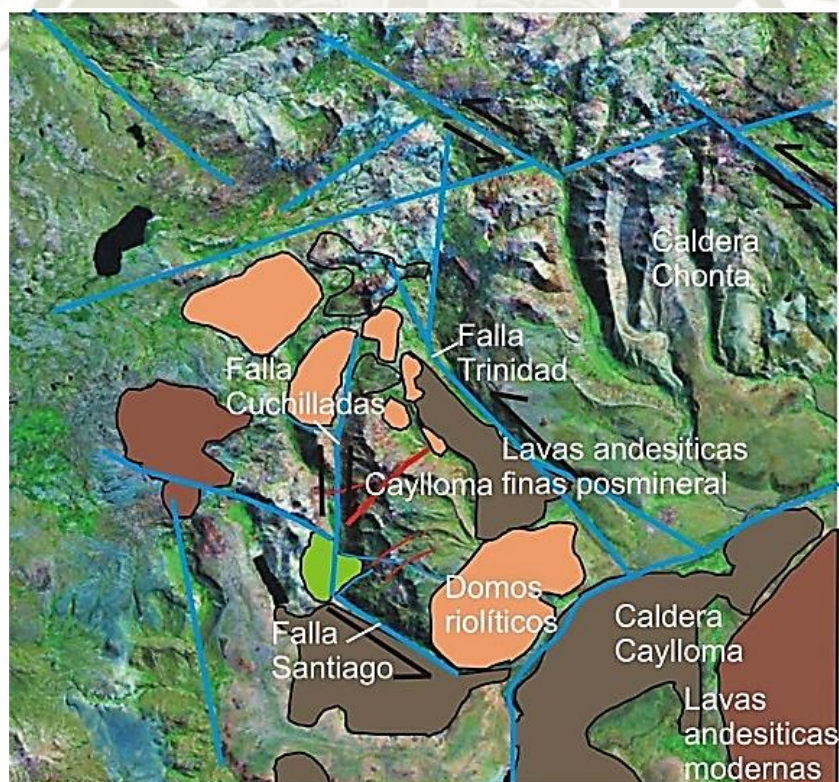


Ilustración 23: Imagen satelital estructural de Caylloma

3.1.4. Geología estratigráfica

La secuencia estratigráfica predominante en el distrito minero de Caylloma es de flujos andesíticos recientes desde el Mioceno Inferior al Pleistoceno que sobreyacen a una secuencia sedimentaria del jurásico (Grupo Yura) que son las rocas más antiguas aflorando en el área y forman parte del basamento. (Minera Bateas, 2018).

- ✓ **Jurásico;** Grupo Yura, secuencia de intercalación de paquetes de arenisca, calizas y pelitas de plataforma marinas.
- ✓ **Mioceno Inferior;** Flujos de andesitas y rocas volcánicas.
- ✓ **Mioceno Medio;** Ignimbritas soldadas riolíticas con superposición de domos dacíticos post-colapso.
- ✓ **Plioceno;** Secuencia de ignimbritas con superposición de flujos de andesita resurgente.
- ✓ **Plioceno;** Flujos volcánicos andesíticos.
- ✓ **Depósitos Clásticos Recientes;** materiales aluviales, coluviales, morrénicos, fluvioglaciares, etc. de edad Cuaternaria.

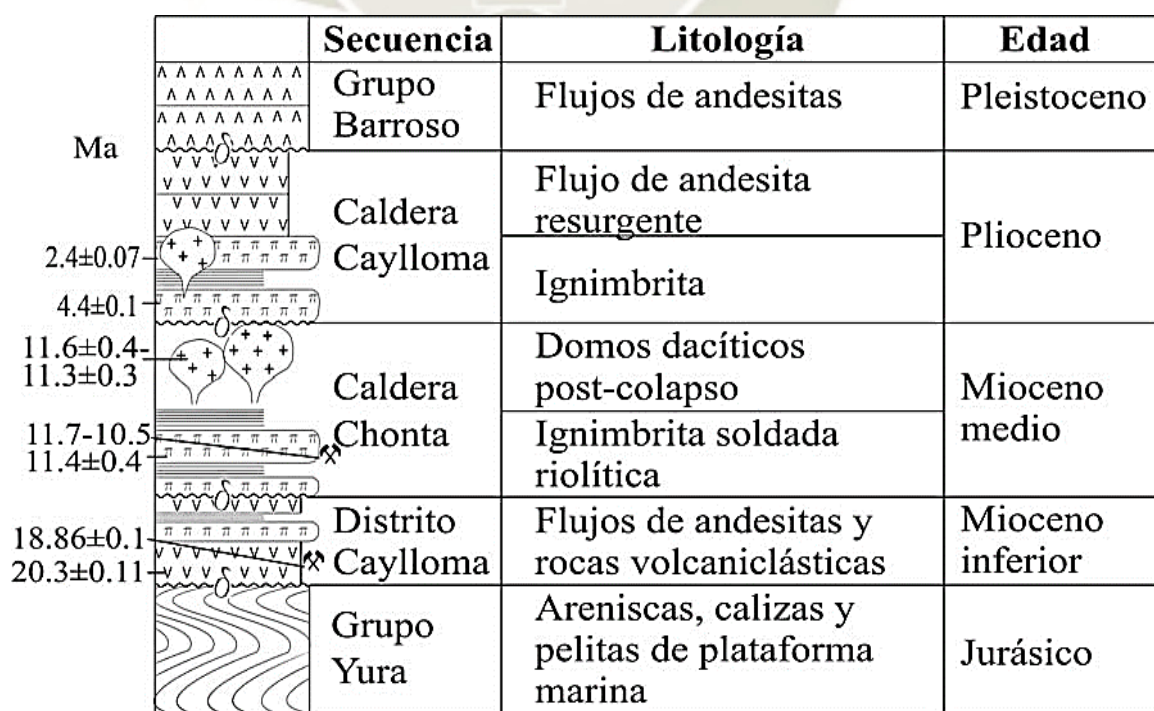


Ilustración 24: Columna estratigráfica de Caylloma

3.1.5. Descripción geológica

Petrografía: los flujos de lavas y rocas volcánicas presentan distinto grado de alteración hidrotermal, esta alteración se encuentra distribuida dentro de los flujos de lava, y solo muestra halos de alteración débiles dentro de las rocas volcánicas. Con mayor frecuencia se encuentran los minerales en los halos de alteración, estos son cuarzo, pirita adularia e illita que, de acuerdo a su abundancia y distribución forman 3 tipos diferentes de alteración hidrotermal: cuarzo-adularia (+pirita $\pm$ illita), cuarzo-illita (+pirita) y propilítica (clorita +calcita $\pm$ illita). (Minera Bateas, 2018).

Mineralogía: La mineralización en Caylloma es epitermal. Es así que se pueden ubicar los Minerales mena: pirita, esfalerita, galena, calcopirita y tetraedrita (freibergita), polibasita, stefanita, argentita, plata nativa, pirargirita, calcosina, oro nativo, boulangerita, estibina, alabandita. Minerales secundarios: Psilomelano, pirolusita, geothita, hematita. (Minera Bateas, 2018)

3.1.6. Sistema de vetas

El sistema de Vetas del Yacimiento de Caylloma es predominantemente NE –SW, con un sistema secundario de E-W, con buzamiento a SE.

- **Veta Ánimas –Animas NE:** Tiene un rumbo N 57° E con buzamiento de 46° al SE, encajonado en rocas andesíticas del grupo Tacaza, hacia el extremo NE se encuentran rocas del Grupo Yura (Sedimentario).
- **Veta Cimoide ASNE:** Tiene un rumbo N 53° E con Buzamiento de 45° al SE, encajonado en Andesitas del Grupo Tacaza con intercalaciones de tufos e ignimbritas.
- **Veta Ramal Techo ASNE:** Se desprende de La Veta Cimoide ASNE, con un rumbo de N 78° E con un Buzamiento de 65° al SE, encajonada en andesitas del Grupo Tacaza.
- **Veta Nancy:** Tiene un comportamiento transversal a las Vetas Animas NE, Cimoide ASNE y Ramal Techo ASNE con un Rumbo de N 21° con Buzamiento 45° al S,

encajonada en Andesitas del grupo Tacaza y en profundidad (Nv.13) en sedimentario del Grupo Yura.

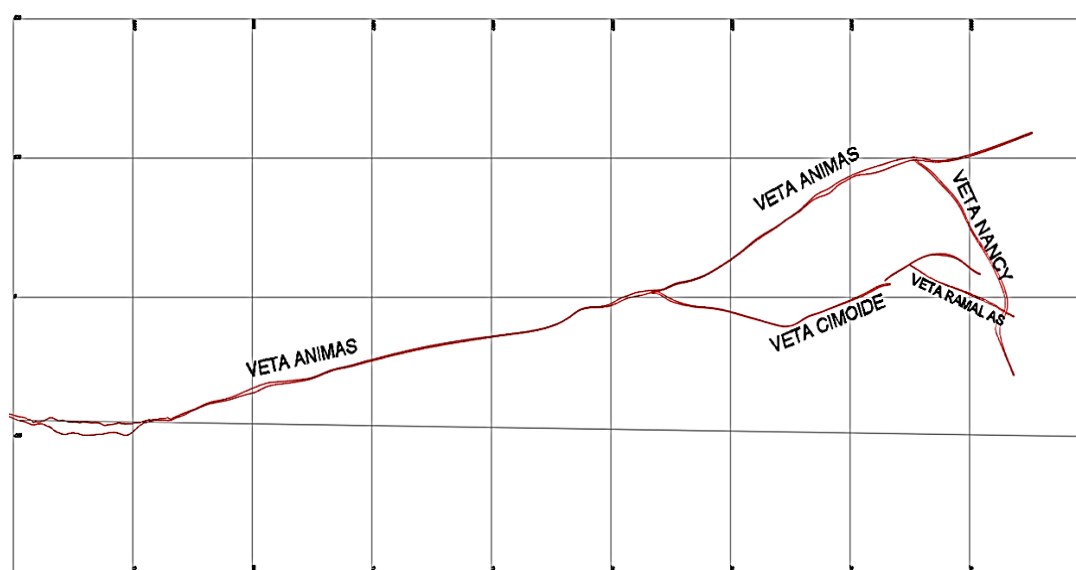


Ilustración 25: Plano del Sistema de Vetas

3.2. GEOMECAÁNICA

3.2.1. Calidad del Macizo Rocos

Minera Bateas (2018), señala que para tener conocimiento de la calidad del macizo rocoso se deben realizar estudios en el aspecto geomecánico, es así que en base a investigaciones geomecánicas de campo y su entorno físico (registro Geomecánico de afloramientos rocosos, ensayos de mecánica de rocas en campo, registro Geomecánico de sondajes diamantinos, evaluación petrográfica macro-microscópica) realizadas en la Veta Ánimas estructuralmente se han reconocido doscientas principales fallas, presentando rumbos de Noreste y Noroeste, asociadas a sistemas de distensión y compresión, además se ha sectorizado la Mina en tres zonas (NE, CENTRAL, SW), que analizados en secciones transversales al rumbo exponen las siguientes litologías:

SECTOR NE (SECCIÓN NW-SE)

- **Caja piso;** Toba andesítica, roca volcánica de textura porfídica y amigdalar conformada por plagioclasas tabulares y máficos prismáticos alterados a arcillas y cloritas respectivamente, en una matriz cripto-microcristalina de feldespatos y máficos alterados a sericitas y cloritas. (Minera Bateas, 2018)
- **Estructura ramal piso;** brecha silisificada y carbonatizada (rodocrosita, calcita) con diseminación de sulfuros (piritas y minerales opacos) e inclusiones de fragmentos angulosos de andesitas micro-porfídicas y afaníticas a modo de clastos soportados. (Minera Bateas, 2018)
- **Caja techo;** Toba andesítica cristalolítica, roca piroclástica de textura fragmental conformada por líticos subangulosos de andesitas micro-porfídicas y microcristalinas, en una matriz cripto-microcristalina de feldespatos y máficos alterados a arcillas, carbonatos, sericitas en menor grado y cloritas, con venillas irregulares de cuarzo-carbonatos y diseminaciones de pirita. (Minera Bateas, 2018)
- **Caja techo distal;** Toba andesítica porfídica-amigdalar, roca volcánica de textura porfídica y amigdalar conformada por plagioclasas tabulares y máficos prismáticos alterados a arcillas y cloritas respectivamente, en una matriz criptomicrocristalina de feldespatos y máficos alterados a sericitas y cloritas. (Minera Bateas, 2018)
- **Veta Cimoide;** Brecha silisificada y carbonatizada (rodocrosita, calcita) con diseminación de sulfuros (piritas y minerales opacos) e inclusiones de fragmentos angulosos de andesitas micro-porfídicas y afaníticas a modo de clastos soportados. (Minera Bateas, 2018)
- **Caja techo;** Toba andesítica cristalolítica, roca piroclástica de textura fragmental conformada por líticos subangulosos de andesitas micro-porfídicas y microcristalinas, en una matriz cripto-microcristalina de feldespatos y máficos alterados a arcillas, carbonatos,

sericita en menor grado y cloritas, con venillas irregulares de cuarzo y carbonatos y disseminaciones de pirita.(Minera Bateas, 2018).

- **Caja piso;** Toba andesítica cristalolítica, roca piroclástica de textura fragmental conformada por líticos subangulosos de andesitas micro-porfídicas y microcristalinas, en una matriz cripto-microcristalina de feldespatos y máficos alterados a arcillas, carbonatos, sericita en menor grado y cloritas, con venillas irregulares de cuarzo y carbonatos y disseminaciones de pirita.(Minera Bateas, 2018).
- **Veta Ramal techo;** Brecha silisificada y carbonatizada (rodocrosita y calcita), rodonita con disseminación de sulfuros (piritas y minerales opacos), textura bandeada e inclusiones de fragmentos angulosos de andesitas micro-porfídicas y afaníticas fragmentados de las cajas y englobados en su matriz silisificada a modo de clastos soportados. El cuarzo se expone a modo de agregados en mosaico de grano grueso con hábitos prismáticos, los carbonatos de grano fino y rodonitas frecuentemente se exponen con impregnaciones de minerales oxidados de manganeso. (Minera Bateas, 2018).
- **Caja techo;** Andesita, roca volcánica de textura micro-porfídica, silisificada y carbonatizada con fuertes disseminaciones de pirita, apreciaciones realizadas en un ambiente muy próximo a la Veta Ramal techo +- 2 metros hacia el techo en un frente ciego límite de excavación, es muy probable que a mayor distancia se presenten cambios a esta fecha. (Minera Bateas, 2018).

3.2.2. Características estructurales

Veta Ánimas: La estructura principal tiene un buzamiento promedio de 45° y rumbo S40°E. La estructura mineralizada está compuesta por una matriz de grano fino de Cuarzo - Rodonita y zonas de brechas con matriz de carbonatos y parches de sulfuros. En los niveles superiores presenta minerales de óxidos mangano-argentíferos y en niveles inferiores minerales

La estructura principal está afectada por diversas familias de discontinuidades correspondientes a diversos eventos geológicos; las cuales determinan el comportamiento estructural del macizo rocoso representado en la ilustración 26



Para establecer las características de la distribución espacial de las discontinuidades estructurales (diaclasas, fallas) que involucran las masas rocosas asociadas a la Veta Animas y su entorno, se ha considerado la información estructural (fallas y diaclasas) contenida en los mapeos geomecánicos. (Minera Bateas, 2018).

Estos datos orientacionales se han procesado estadísticamente empleando la técnica de proyección estereográfica equiangular, utilizando como herramienta de cómputo el software “DIPS, versión 6.103 de Rocscience”. (Minera Bateas, 2018).

- **Fallas;** en la zona de interés, se exponen dos sistemas importantes de fallas entorno a la Veta Ánimas, con orientaciones F1 (54/153, sistema Veta Ánimas) y F2 (80/350, fallas tensionales que cortan a F1); existen otras fallas cartografiadas (60/225) en el área pero de menor interés desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada. (Minera Bateas, 2018).
- **Diaclasas;** Para establecer las características de distribución espacial de diaclasas, que involucran las masas rocosas en el área de interés (tajeos en la Veta Ánimas y su entorno físico) se ha considerado información estructural obtenida en registros geomecánicos de excavaciones subterráneas.

Estos datos orientacionales obtenidos en el formato (Buzamiento/Dirección de buzamiento) han sido procesados estadísticamente empleando la técnica de proyección estereográfica equiangular, utilizando como herramienta para proceso de datos el software “DIPS, versión 6.103 de Rocscience Inc.2004”; la interpretación del proceso de datos estadísticos definen la presencia de 3 sistemas de diaclasas S1 (54/153), S2 (70/350), S3 (72/335) y discontinuidades aleatorias en la estructura mineralizada, estos sistemas de diaclasas constituyen el arreglo estructural de datos compositados en tajeos de la Veta Ánimas y han sido categorizados por su importancia (S1 mayor importancia y 3 menor grado) en el análisis de estabilidad estructuralmente controlada. (Minera Bateas, 2018).

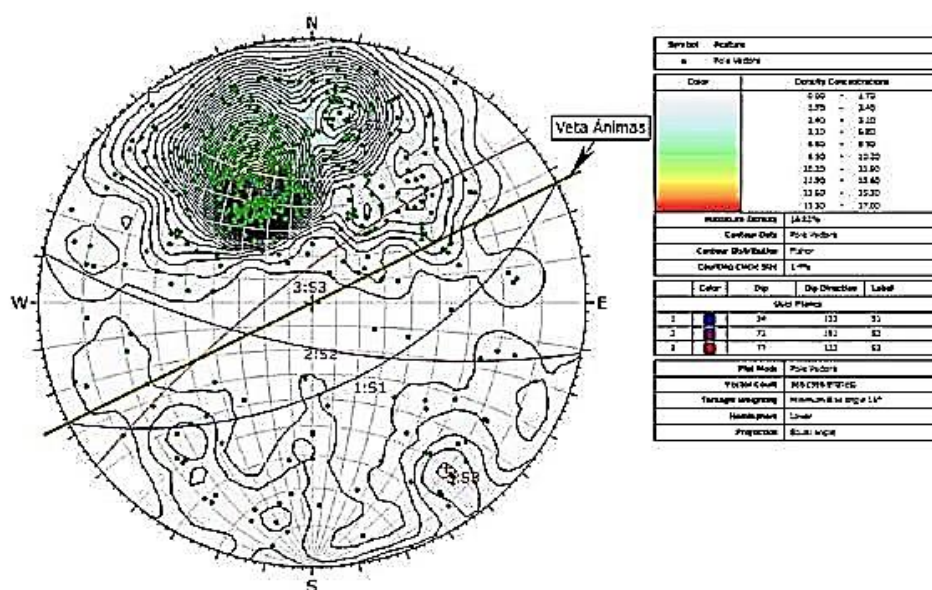
Los resultados del análisis estereográfico de discontinuidades estructurales se muestran en la Tabla 5.

Tabla 5: Análisis estereográfico de discontinuidades estructurales

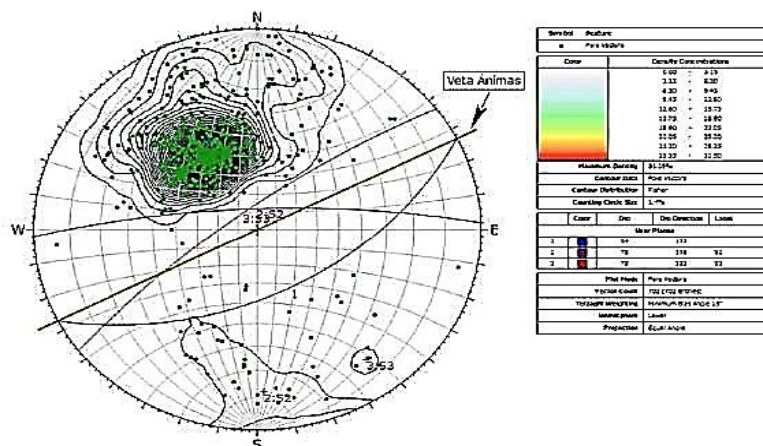
Tipo de estructura	Ubicación	Sistema de discontinuidad estructural		
		S1	S2	S3
Diaclasas	Caja techo	47/146	64/023	67/253
	Mineral	54/153	78/358	78/323
	Caja piso	54/153	71/191	77/322
Fallas	Caja techo	49/158	83/347	68/230
	Mineral	54/153	80/360	-
	Caja piso	61/163	75/354	54/227

NOTA: Resultados del análisis estereográfico de datos estructurales (fallas y diaclasas) a nivel compósito, distribuidos según su ubicación respecto a la Veta Ánimas. El sistema de discontinuidad estructural está definida en el formato “Buzamiento // Dirección de buzamiento”

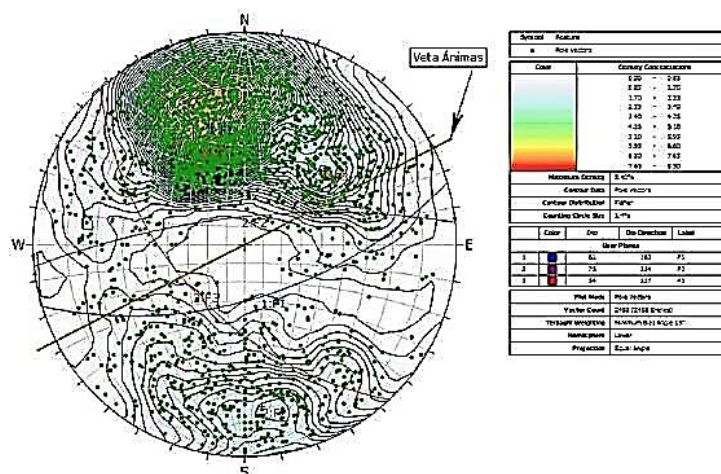
DIACLASAS CAJA PISO.



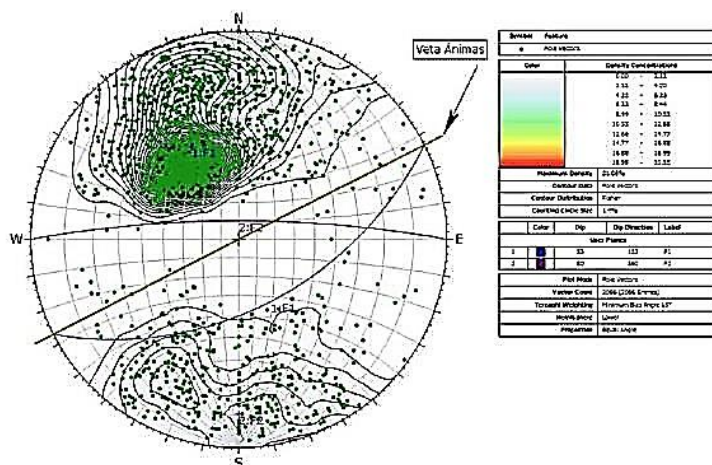
DIACLASAS ESTRUCTURA MINERALIZA.



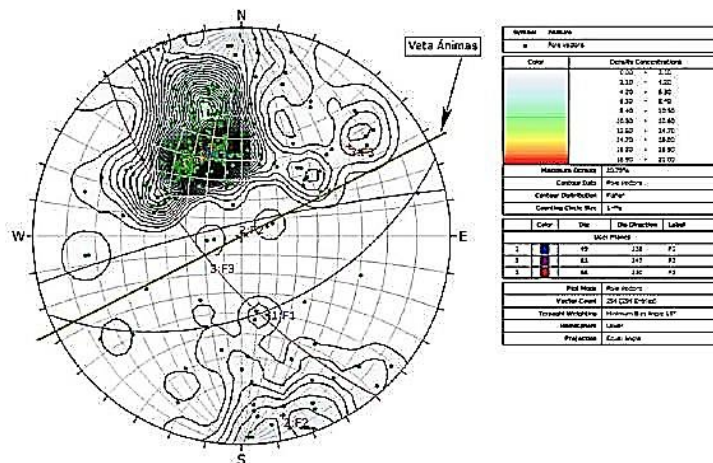
FALLAS CAJA PISO.



FALLAS ESTRUCTURA MINERALIZADA.



FALLAS CAJA TECHO.



Las orientaciones de las estructuras mostradas en la tabla constituyen información válida para estimar la “dirección de los esfuerzos principales, orientación de los ejes preferenciales de minado, el análisis de estabilidad estructuralmente controlada, la definición y dimensionamiento del sostenimiento” en función a las dimensiones de excavación y el arreglo estructural que expone la masa rocosa. (Minera Bateas, 2018).

3.2.3. Clasificación Geomecánica

El proceso de clasificación geomecánica de la masa rocosa para propósitos de este estudio implica “analizar e interpretar” la información desarrollada en las etapas previas “investigaciones de campo e información geológica” usando el sistema de “Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski, Modificado por Romana, 2000”. Los valores de resistencia a la compresión uniaxial de la roca fueron estimados usando “el martillo de rebote y la picota de geólogo”, los valores del índice de calidad de roca “RQD” fueron determinados mediante el registro volumétrico de diaclasas utilizando la relación propuesta por “Palmstrom”. Para la caracterización del macizo se ha determinado realizar bajo dominios lito- estructurales conceptuado. (Minera Bateas, 2018). En el “Modelo geológico” de los diferentes niveles de explotación en la veta Animas”.

Según información obtenida de las investigaciones geológicas-geomecánicas en el área de interés (Veta y Cajas/paredes de tajeos), la calidad de masa rocosa ha sido determinada usando el sistema de “Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski, modificada por Romana 2000, definiendo los dominios geomecánicos en rangos de calidad según el criterio mostrado en la Tabla 6.

Tabla 6: Clasificación RMR 89

TIPO DE ROCA	RANGO “RMR”	CLASIFICACIÓN “RMR”
I	81-100	Muy buena
II-A	71-80	Buena
II-B	61-70	Buena
III-A	51-60	Regular
III-B	41-50	Regular
IV-A	31-40	Mala
IV-B	21-30	Mala
V	0-20	Muy mala

Nota: Clasificación RMR 89; según Romana 2000.

Rocas de caja piso-techo (ver descripción litológica y alteración)

- Buena (RMR: 61-80):**

Estructuralmente se tipifica como un material levemente fracturado (RQD: 75%-90%, menor a 6 fracturas por metro lineal) con un intemperismo bajo, sin alteraciones ni zonas oxidadas predominantes. Afloramientos visibles.; presentan una resistencia a compresión simple variable entre “101-200 Mpa”. Las características geomecánicas de las discontinuidades presentan espaciamientos variables entre “1-0.2 metros”; las persistencias varían entre los rangos “>20, 10-20 y 3-10 metros”; las aperturas entre paredes opuestas de las discontinuidades varían

entre “1-2 mm”; las superficies de discontinuidades se muestran rugosas y onduladas, presenta superficie con oxidación ligeramente abierta; no presentan rellenos; la meteorización en las paredes expuestas de discontinuidades es ligera, presentan agua subterránea en estado húmedo. Este dominio se observa en las cajas techo-piso de los tajeos donde no ha influenciado considerablemente el alcance de las alteraciones hidrotermales y sectores puntuales asociados a zonas silicificadas con predominancia de ensambles mineralógicos Cuarzo-Rodonita de texturas bandeada. Este dominio en cajas (piso y techo) de las estructuras mineralizadas tiene una distribución porcentual en áreas equivalente aproximado al 35% en la caja piso y 45% en la caja techo. (Minera Bateas, 2018).

- **Regular (RMR: 41-60):**

Estructuralmente se tipifica como un material moderadamente fracturado (RQD: 50%-75%, 6 a 10 fracturas por metro lineal) presentan una resistencia a compresión simple variable entre “51-100 Mpa”. Las características geomecánicas de las discontinuidades presentan espaciamientos variables entre “0.6-0.2 y 0.2-0.06 metros”; las persistencias varían entre los rangos “10-20, 3-10 y 1-3 metros”; las aperturas entre paredes opuestas de las discontinuidades varían entre “2-5 mm”; las superficies de discontinuidades se muestran ligeramente lisas, onduladas con rellenos suaves (óxidos, arcillas, carbonatos, algo de sericitas y cloritas productos de la alteración hidrotermal); la meteorización en las paredes de discontinuidades es “ligera a moderada”, presentan agua subterránea en estado húmedo a mojado. Este dominio en cajas (piso y techo) de las estructuras mineralizadas tiene una distribución porcentual en áreas equivalente aproximado al 40% en la caja piso y 35% en la caja techo. (Minera Bateas, 2018).

- **Mala (RMR: 21-40):**

Estructuralmente se tipifica como un material muy fracturado (RQD: 35%-50%) a intensamente fracturado (RQD: 25%-35%), lo que significa de 11 a 20 fracturas por metro lineal; presentan una resistencia a compresión simple variable entre “25-50 Mpa”. Las características geomecánicas de las discontinuidades presentan espaciamientos variables entre “0.2-0.06 y <0.06 metros”; las persistencias varían entre los rangos “3-10, 1-3 y <1 metros”; las aperturas entre paredes opuestas de las discontinuidades varían entre “5mm a 1cm”; las superficies de discontinuidades se muestran lisas, planas con estrías abiertas; muestran rellenos suaves (óxidos, arcillas, carbonatos, caolín, sericitas y cloritas productos de la alteración hidrotermal); la meteorización en las paredes de discontinuidades es “moderada a alta”, agua subterránea en estado húmedo, mojado a goteo. Este dominio en cajas (piso y techo) de las estructuras mineralizadas tiene una distribución porcentual en áreas equivalente aproximado al 20% en la caja piso y 15% en la caja techo. (Minera Bateas, 2018).

- **Muy Mala (RMR: <21):**

Estructuralmente se tipifica como un material triturado (RQD: 0%) masa rocosa extremadamente rota con mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados en matriz arcillosa; presentan una resistencia a compresión simple variable entre “1-24 Mpa”. Las características geomecánicas de las discontinuidades presentan espaciamientos variables “<0.06 metros”; las persistencias varían entre los rangos “1-3 y < 1 metro”; las aperturas entre paredes opuestas de las discontinuidades son muy abiertas (> 1 cm); las superficies de discontinuidades son pulidas y estriadas, intensamente alterada, relleno de fragmentos en matriz blanda o panizo; la meteorización en las paredes de discontinuidades es “muy alta a descompuesta”. (Minera Bateas, 2018).

CAPITULO IV:

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

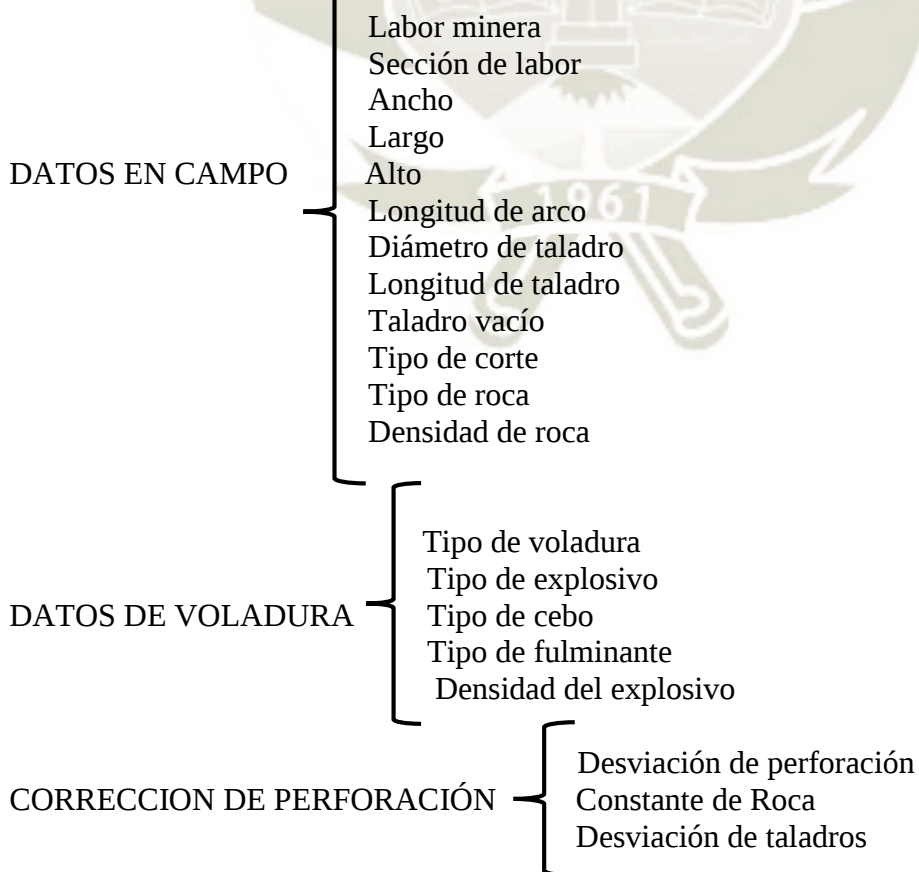
4.1. Técnicas e Instrumentos

Se utilizó los programas para calcular los siguientes cálculos:

1. Procesadores de Texto
2. Hojas de Cálculo
3. AutoCAD
4. JkSimblast (2d Face)

4.2. Recolección de datos

Los datos en campo necesarios para diseñar la malla se efectúa de acuerdo a las siguientes variables:



El macizo rocoso está compuesto por la matriz de andesita masiva, con estructuras paralelas de Rumbo N 60° W con Buzamiento 75° a 80°, se realizará la simulación con los diferentes dominios geomecánicos utilizados en la Mina.

DOMINIO	DOMINIOS GEOMECAÑICOS			PROPIEDADES DE RESISTENCIA A NIVEL DE MASA ROCOSA								
	DESCRIPCION	RMR	GSI	Peso Especifico (MN/m ³)	σci (Mpa)	mi	mb	σM (Mpa)	E (Gpa) Young	Poisson (γ)	Angulo de friccion ϕ (°)	C (Mpa)
5	CAJA PISO	75	70	0.0273	179	25	4.19	63.84	25.98	0.22	44	13.134
6		65	60	0.0272	128	23	2.13	36.4	15.41	0.23	38	29.22
7		55	50	0.0270	85	23	1.17	20.33	8.13	0.25	33	3.694
8		45	40	0.0270	60	22	0.62	11.25	4.24	0.28	29	2.276
9		35	30	0.0260	43	21	0.33	5.77	2.23	0.30	25	1.298
10		25	20	0.0250	30	20	0.17	2.53	1.18	0.33	22	0.641
11		10	5	0.0210	15	19	0.07	0.36	0.45	0.38	18	0.119
Nota: Las propiedades de resistencia a nivel de dominios geomecánicos han sido obtenidos mediante el tratamiento estadístico a resultados de cálculos aplicando los criterios de "Hoek & Brow: 2002-2006; Serafin & Pereyra:1983; Karzulovic: 1999, Kalamaras-Bieniawski; Aydan-Ulusay-Kawamoto, Sen-Sadagh", ensayos de Mecánica de Suelos y Mecánica de Rocas en Campo y Laboratorio según procedimiento sugerido por "ISRM"												

Ilustración 27: Dominios Geomecánicos
Fuente: Bateas

4.2.1. Plantilla de Malla Actual

- La malla de perforación que se utiliza en labores de avance es:

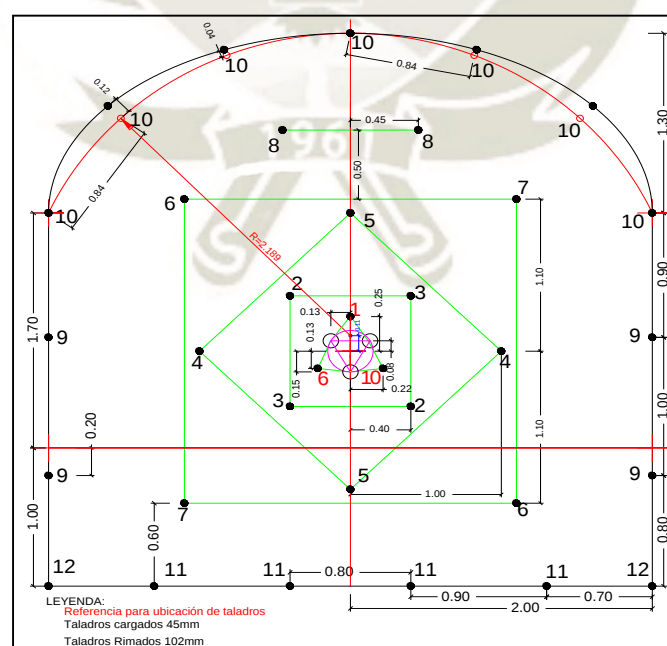


Ilustración 28: Malla de Perforación 4.0 x 4.0
Fuente: MB

EXPLOSIVOS	
Anfo(Kg)	104
Emulnor 3000 1 1/4"x12" Cart)	0
Emulnor 5000 1x8" (Cart)	35
Emulnor 5000 1 1/4"x12" Cart)	34
Cordon detonante(m)	50
Carmex	2
Mecha rápida	0.5
Fanel PC 4m	44
Total Explosivos (Kg)	117.4

PERFORACION	
Longitud de Taladro (m)	3.3
N° Tal Producción	34
N° Tal Alivio	4
Diámetro Tal Producción (mm)	45
Diámetro Tal Alivio (mm)	102

4.3. Diseño De Los Parámetros De Perforación Y Voladura

Para determinar las constantes K y Alfa, mostrados en las siguiente figuras se hace evaluando los resultados de una serie de mediciones de la velocidad pico partícula (VPP), con un sismógrafo en campo, estos resultados son graficados en una escala logarítmica y se correlaciona determinando la pendiente de la recta (valor de α) y halla el intercepto de la recta (valor de K). Para el cálculo de K y alfa se realizó una tabla de Excel para poder calcular el PPV con la ecuación 31.



En la siguiente figura se observa el modelo de vibraciones para una roca de mala calidad

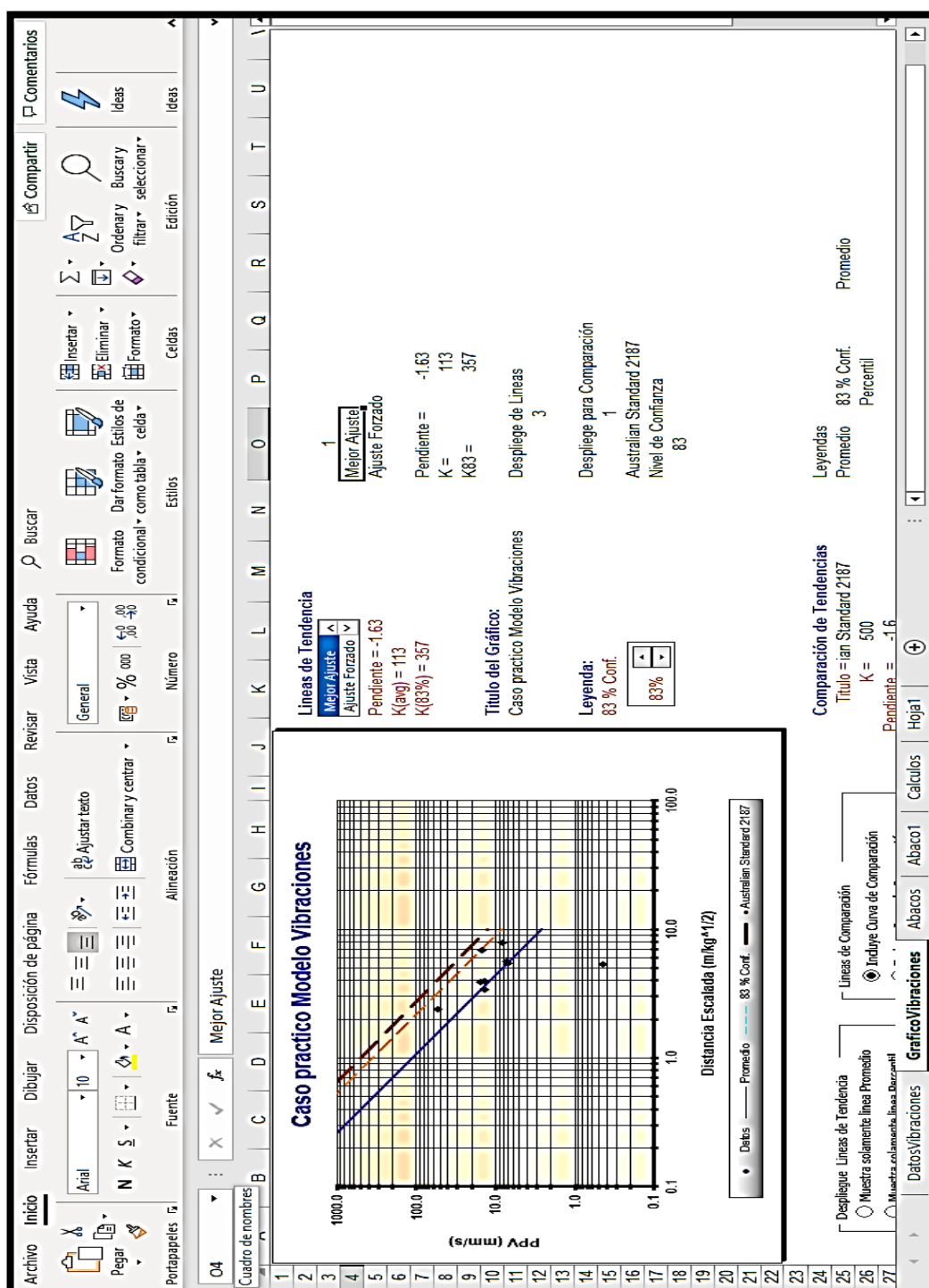


Figura 2: Cálculo de K y Alfa para roca mala en Excel

En la siguiente figura se observa el modelo de vibraciones para una roca de regular calidad

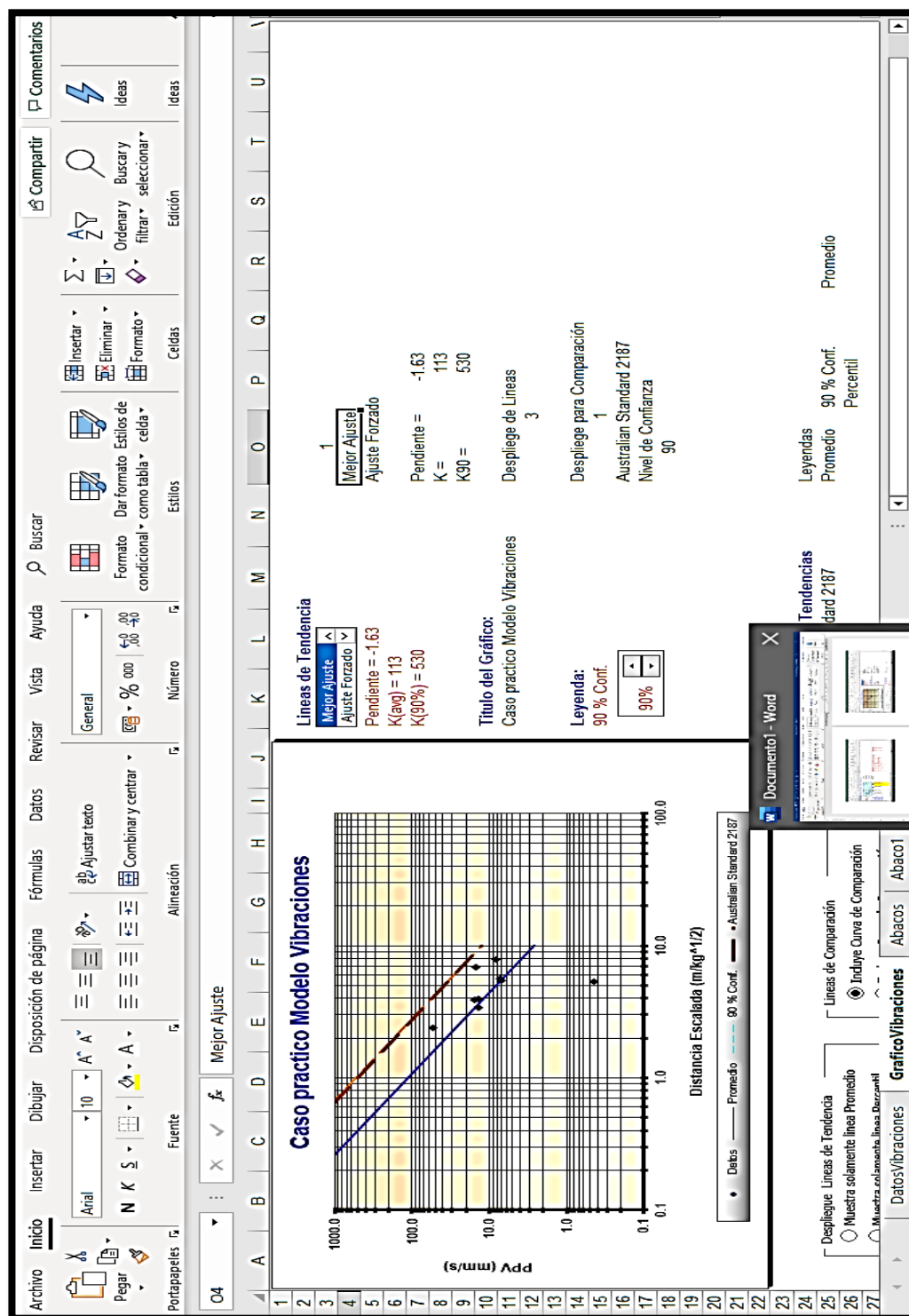


Figura 3: Cálculo de K y Alfa para roca regular en Excel

En la siguiente figura se observa el modelo de vibraciones para una roca de buena calidad

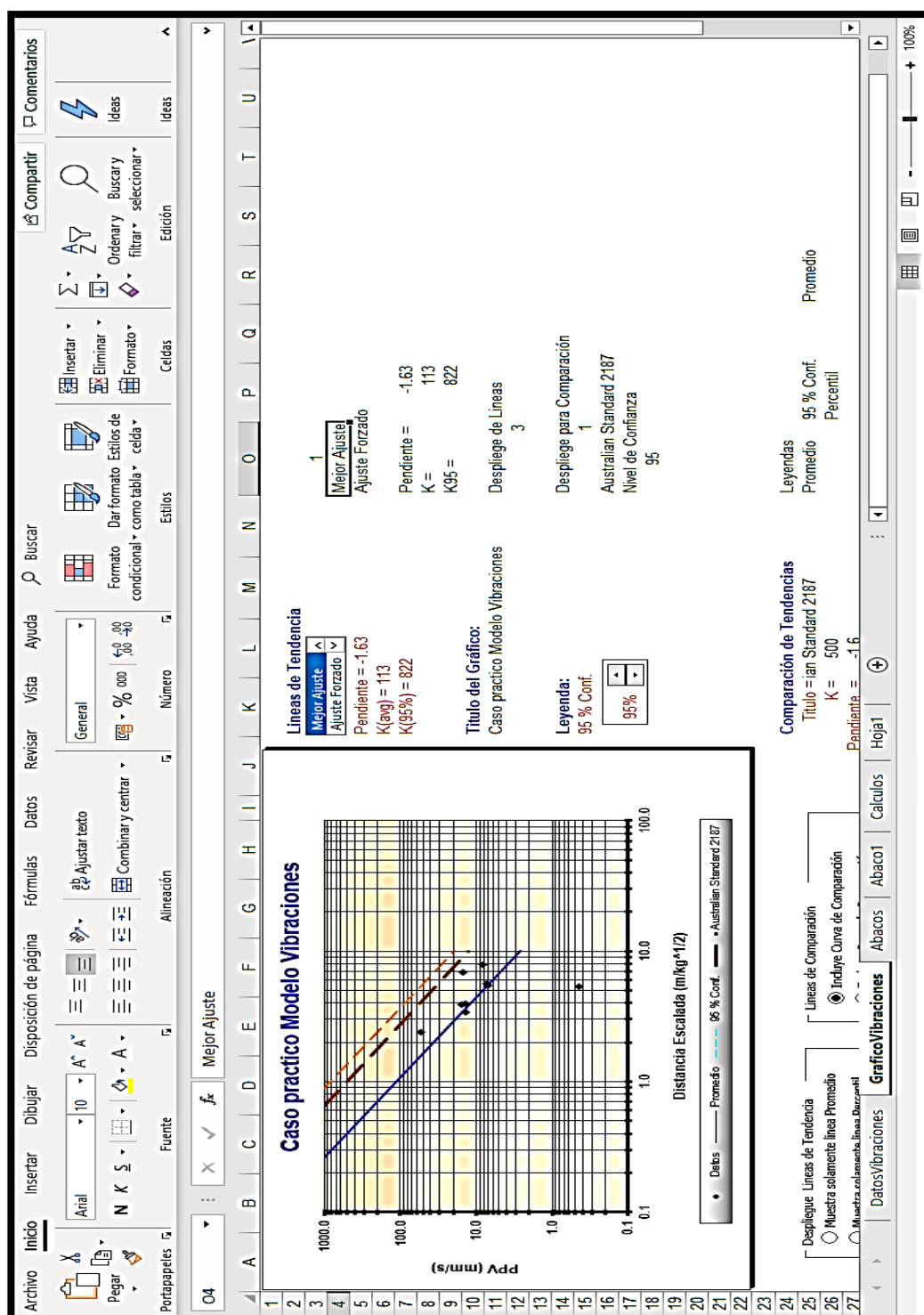


Figura 4: Cálculo de K y Alfa para roca buena

CALCULO DE VPP MAXIMA Y CARGA OPERANTE

Se tiene las características geomecánicas indicando el Geolical Strenght Index (GSI), la resistencia a la compresión, el módulo de Young y los valores de k y Alfa necesarios para poder calcular la velocidad pico partícula máxima para destrucción y control como también para la carga operante como se observa en la Tabla 7.

Tabla 7: Determinación de parámetros geomecánicos para cada dominio

DOMINIO	DOMINIOS GEOMECHANICOS				CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS				
	DESC.	RMR	CALIDAD	GSI	σ_M (Mpa)	E (Gpa)	σ_{ci} (Mpa)	mi	mb
7	CAJA PISO	75	Buena	70	63.84	25.98	179	25	4.19
6		65	Buena	60	36.4	15.41	128	24	2.13
5		55	Regular	50	20.33	8.13	85	23	1.17
4		45	Regular	40	11.25	4.24	60	22	0.62
3		35	Mala	30	5.77	2.23	43	21	0.33
2		25	Mala	20	2.53	1.18	30	20	0.17
1		10	Muy mala	5	0.36	0.45	15	19	0.07

Teniendo los parámetros geomecánicos de cada dominio se obtuvo los resultados de velocidad pico partícula máxima y carga operante mediante la ec. 24 el cual da como resultados detallados en la tabla 8.

Tabla 8: Determinación de la carga operante y VPP para cada dominio

DOMINIO	DOMINIOS GEOMECAÑICOS		CALCULOS							
	DESC.	RMR	Distancia	k	alfa	VPP LIMITE	VPP DEST.	VPP CONTROL	W (kg.) Dest.	w (kg.) Control
7	CAJA PISO	75	33	822	1.63	12.225	48.9	3.056	5.843	1.350
6		65	33	671	1.60	11.754	47.006	2.938	6.265	1.150
5		55	33	570	1.57	12.441	49.762	3.11	6.982	0.988
4		45	33	496	1.55	13.2	52.801	3.3	7.778	0.970
3		35	33	440	1.53	12.872	51.49	3.218	8.120	0.805
2		25	33	395	1.52	10.667	42.667	2.667	7.632	0.530
1		10	33	357	1.50	3.98	15.92	0.995	4.150	0.105

Teniendo estos valores podemos calcular los parámetros para los diferentes tipos de dominios que se detallan en las siguientes tablas mediante la ecuación 4.

Se diseñó las diferentes mallas se hizo el carguío con emulnor 3000 y superfam 2 utilizando los parámetros de Holmberg hallados anteriormente y ajustando operativamente, en el cual se detalla la simulación en el software 2d Face teniendo el amarre, las líneas de isotiempos que nos detalla los decibeles que se generan en el mayor pico, la distribución de energía a mitad del taladro con la siguiente leyenda:

☐		<	0,000	kg/t
☒			0,100 to 1,733	kg/t
☒			1,733 to 3,367	kg/t
☒			3,367 to 5,000	kg/t
☒			> 5,000	kg/t

Y lo correspondiente a Holmberg & Persson:

☐		<	0,0	mm/s
☒			500,0 to 2000,0	mm/s
☒			2000,0 to 3500,0	mm/s
☒			3500,0 to 5000,0	mm/s
☒			> 5000,0	mm/s

4.4.DISEÑO DE MALLA 7 ROCA BUENA RMR 75

CÁLCULO MALLA 7 ROCA BUENA RMR 75

Tabla 9: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Buena RMR 75

DATOS				
Mi	25	tal arranque		3.0
σ3 (Mpa)	64.082	diámetro del taladro (mm)		58.89
Distancia (m)	33	D (m)		0.059
Vel. de detonación	4400	Densidad (1.14)		56224.34
Vp (m/s)	4975	Fc (kg/m)		2.5
E(Gpa)	15.41	A (m2)		16.0
GSI	70			
UCS (Mpa)	179	σ		3804.85
RMR	75	RQD		85.0
Mb	8.240	s		0.0357
K	530	PVVlim (mm/s)		12.2
Alfa	1.6	Q		55.3
Avance (m)	0.9	#tal		40
RESULTADOS				
BURDEN		FS		
B	0.26	m	núcleo	2
B	0.20	m	contorno	3
B	0.16	m	arrastre	4
B	0.14	m	corte	5
B	0.13	m	arranque	6
D	102.000	m	diámetro equivalente	
H	3.00	m	profundidad del taladro	
A	2.70	m	avance real	

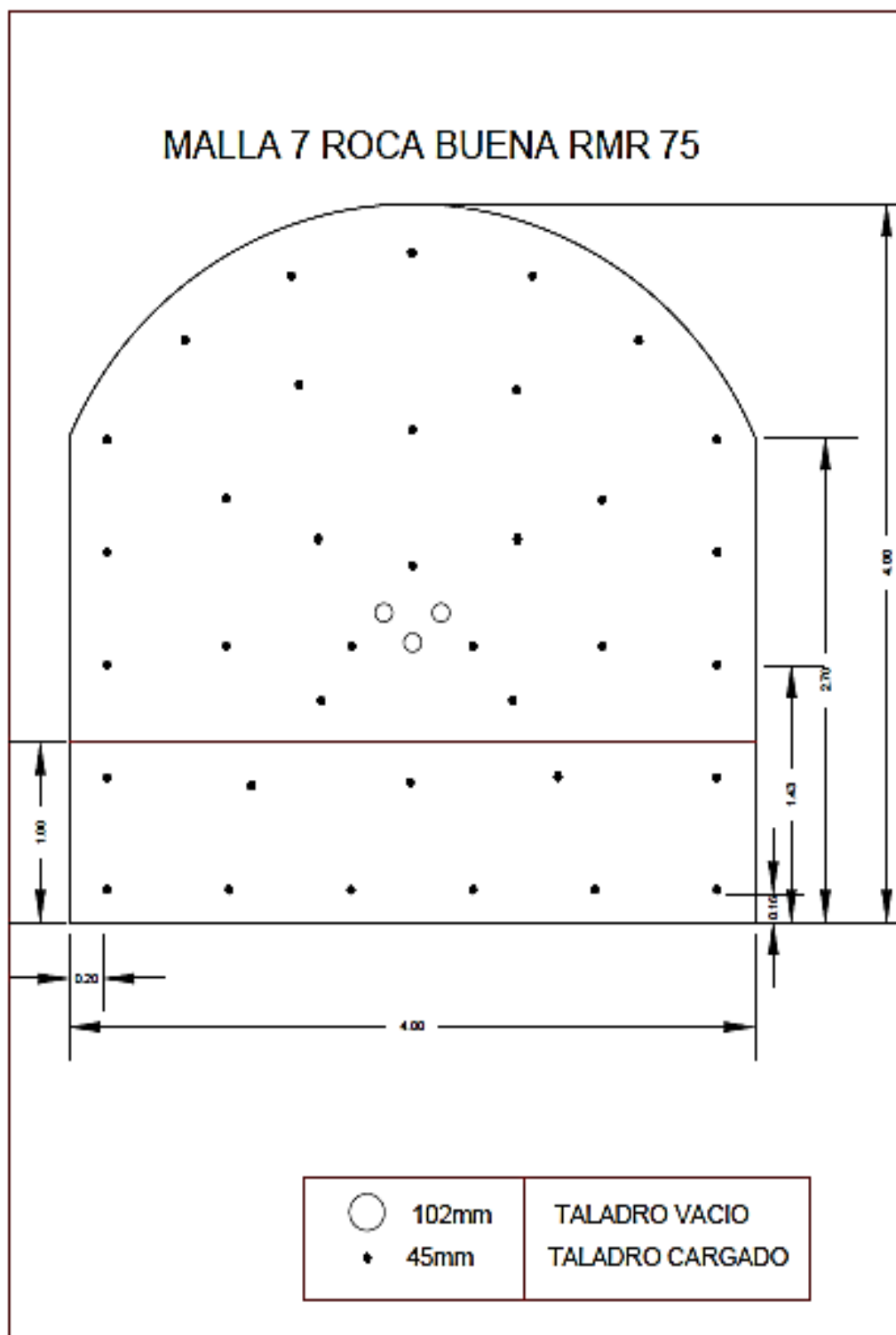


Figura 5: Diseño de Malla para Roca Buena RMR 75 en AutoCAD

En la malla propuesta se realizarán 36 taladros de producción y 3 taladros de alivio un total de 39 taladros por frente

4.4.1. Simulación En 2d Face De Malla

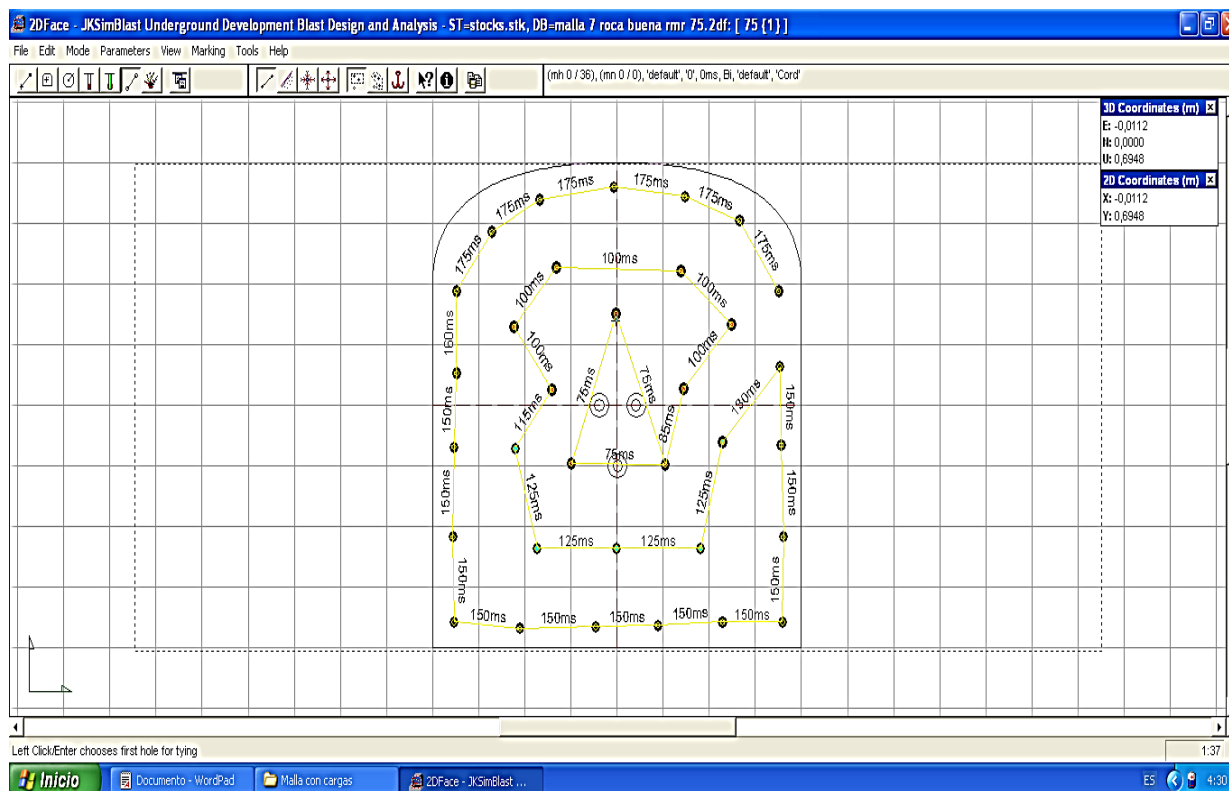


Figura 6: Simulación de Malla Roca Buena RMR 75 en 2d Face

Se diseña la malla en el software 2dFace con una distribución total de 39 taladros, se procedió al amarre, iniciando desde el núcleo para terminar en la corona con la siguiente distribución de faneles PC:

Núcleo	75 ms
Ayuda	85-100 ms
Hastiales	130-150 ms
Arrastre	150-160 ms
Corona	175 ms

4.4.2. Línea De Isotiempos

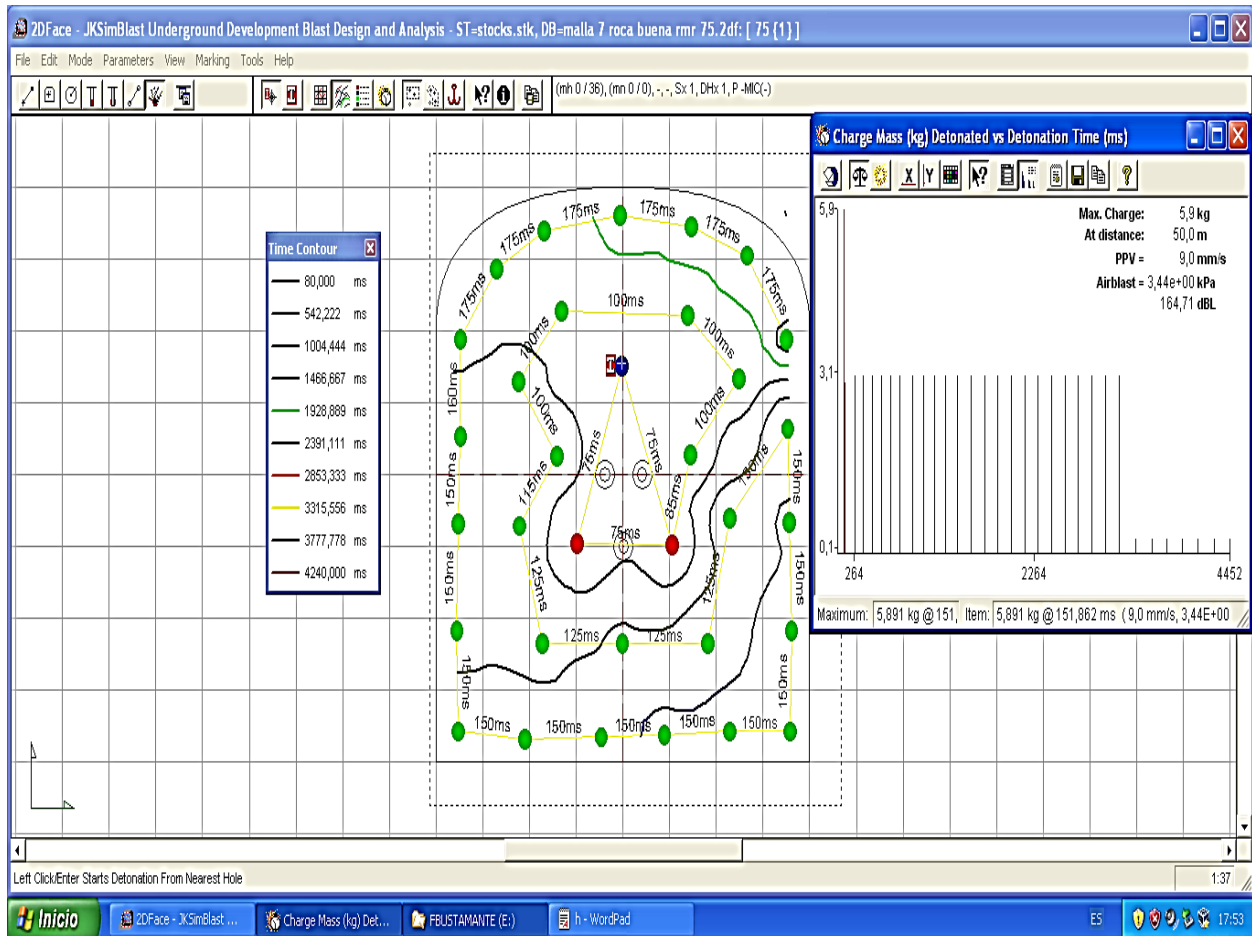


Figura 7: Línea de Isotiempos Buena RMR 75

Se observa las líneas centrales y superiores con una línea de tiempo de 1566.667 ms, en la parte inferior se observa a un tiempo de 1004.444 ms.

Esto nos indica que a una distancia de 50 m con carga máxima de 5.9 kg de explosivo nos generará una velocidad pico partícula de 9.0 mm/s y un nivel de ruido de 164.71 dB en su pico más alto.

4.4.3. Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)

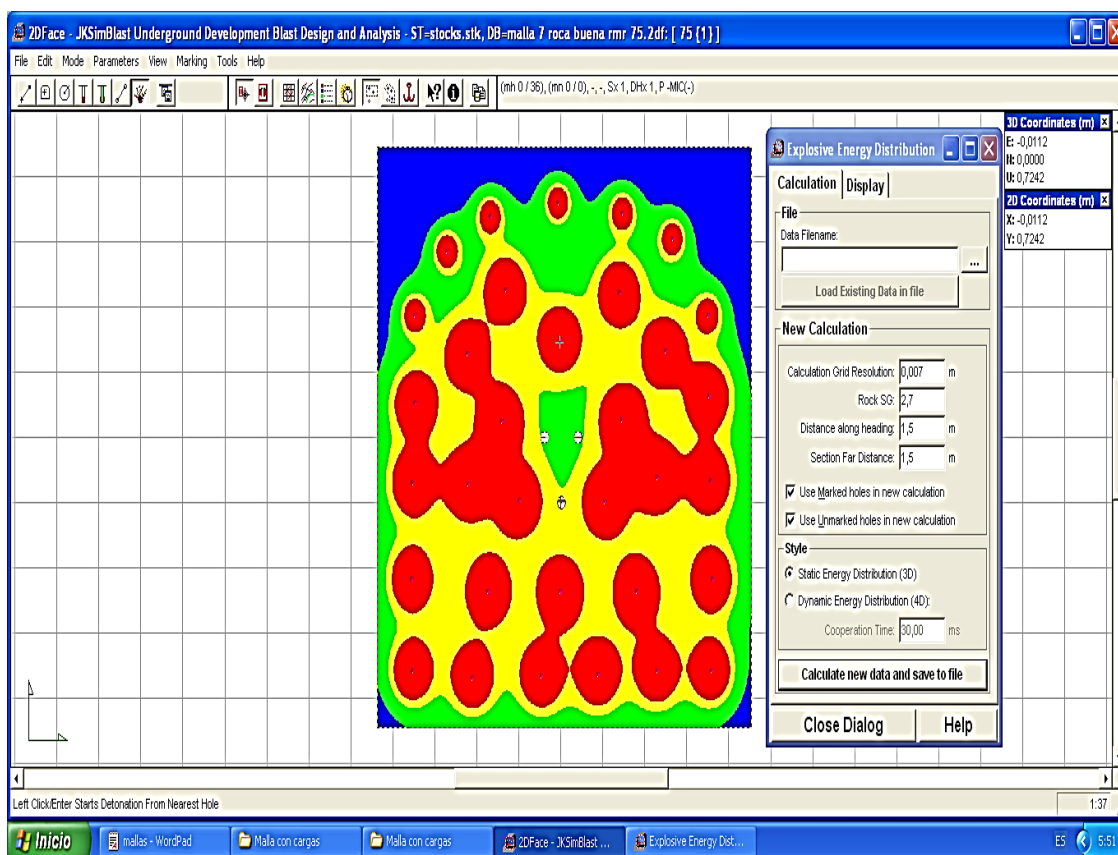
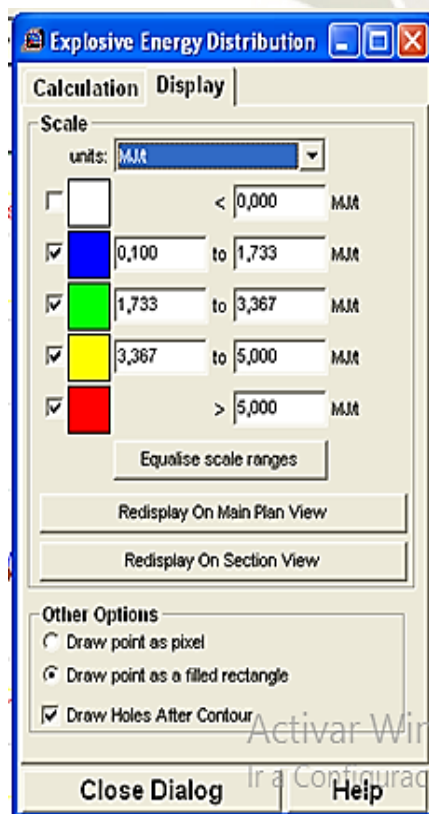


Figura 8: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)



Se observa una buena distribución de explosivo que oscila entre 5000 kg/t en la parte central de los taladros y alrededor de ellos entre 3367 kg/t y 5000 kg/t para garantizar la fragmentación. En los hastiales y corona se controla estando entre 2000 kg/t y 3500 kg/t para reducir los daños por sobrerotura. Adicionalmente podemos observar que la cantidad de energía producida en los hastiales y corona no supera los 3,36 Mega-Joule asegurando que no afecte su sostenibilidad, en cambio la parte del núcleo hay valores entre 3,36 y 5,00 MJ garantizando su adecuada fragmentación.

4.4.4. Según Holmberg & Persson

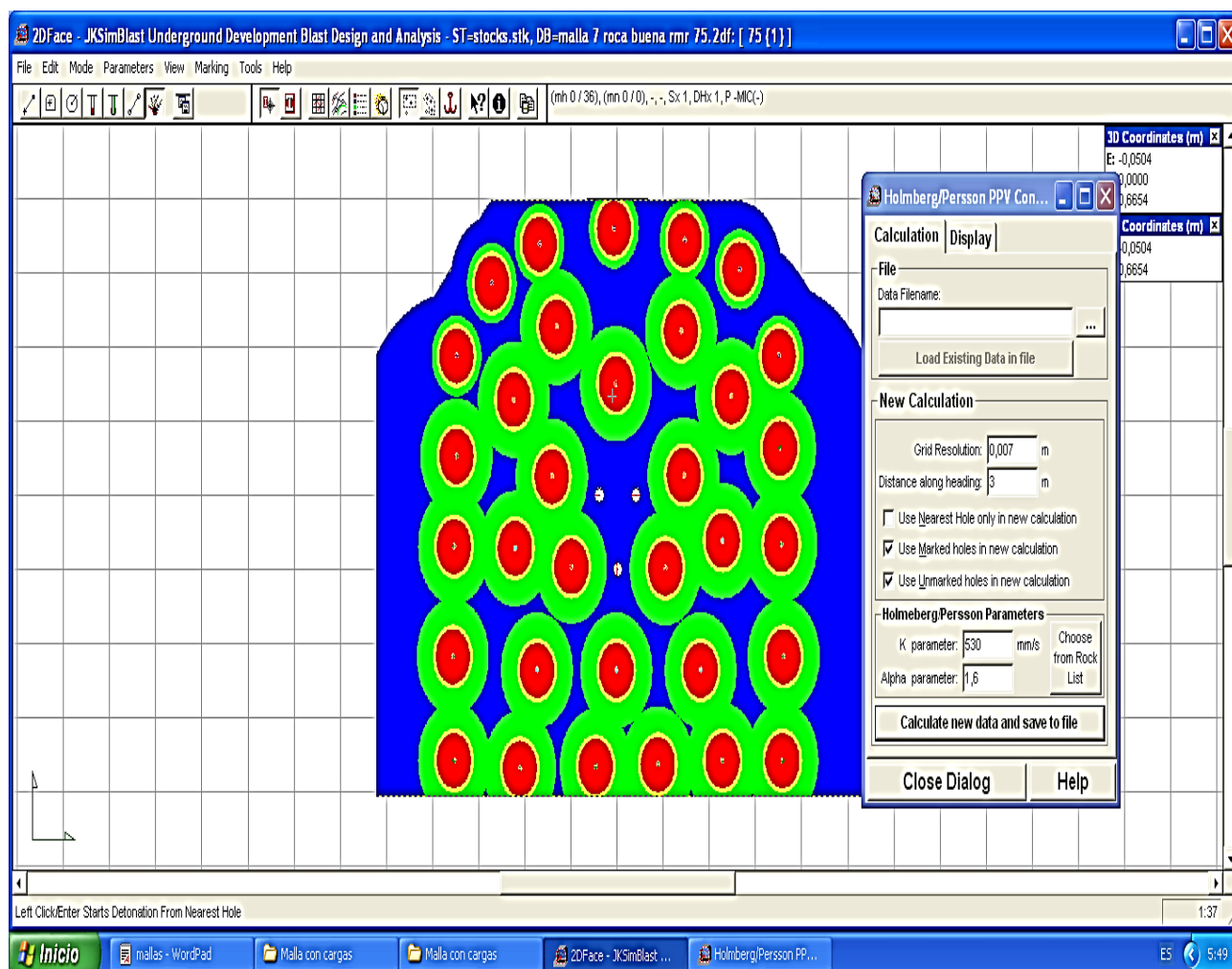


Figura 9: Holmberg & Persson a 3.00 m

A un corte de 3.00 metros (fondo del taladro), se observa que, en los taladros de arranque, ayudas y de producción la PPV oscila entre los 2000 a 2500 mm/s, y en los taladros de contorno y hastiales está por debajo de los 2000 mm/s.

4.5. DISEÑO DE MALLA 6 ROCA BUENA RMR 65

CÁLCULO MALLA 6 ROCA BUENA RMR 65

Tabla 10: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Buena RMR 65

DATOS				
Mi	24	tal arranque		3.0
σ3 (Mpa)	32.768	diámetro del taladro (mm)		58.89
Distancia (m)	33	D (m)		0.059
Vel. de detonación	4400	Densidad (1.14)		56224.34
Vp (m/s)	4975	Fc (kg/m)		2.0
E(Gpa)	15.41	A (m2)		16.0
GSI	60			
UCS (Mpa)	128	σ		1883.13
RMR	65	RQD		80.0
Mb	5.465	s		0.0117
K	671	PVVlim (mm/s)		11.8
Alfa	1.6	Q		39.2
Avance (m)	0.9	#tal		40
RESULTADOS				
BURDEN				FS
B	0.41	m	núcleo	2
B	0.29	m	contorno	3
B	0.23	m	arrastre	4
B	0.20	m	corte	5
B	0.18	m	arranque	6
D	102.000	m	diámetro equivalente	
H	3.00	m	profundidad del taladro	
A	2.70	m	avance real	

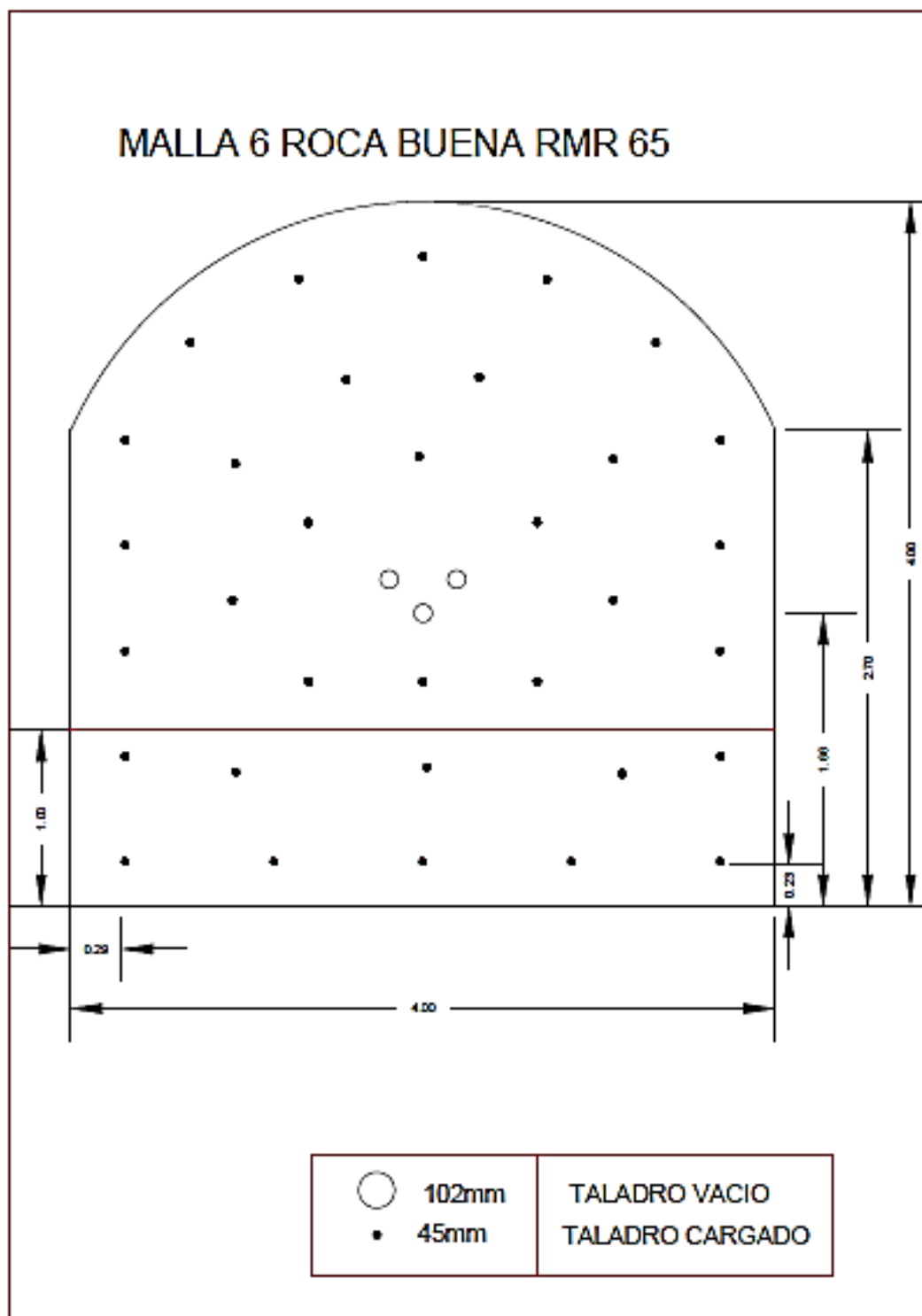


Figura 10: Diseño de Malla para Roca Buena RMR 65 en AutoCAD

En la malla propuesta se realizarán 33 taladros de producción y 3 taladros de alivio un total de 36 taladros por frente

4.5.1. Simulación En 2d Face De Malla

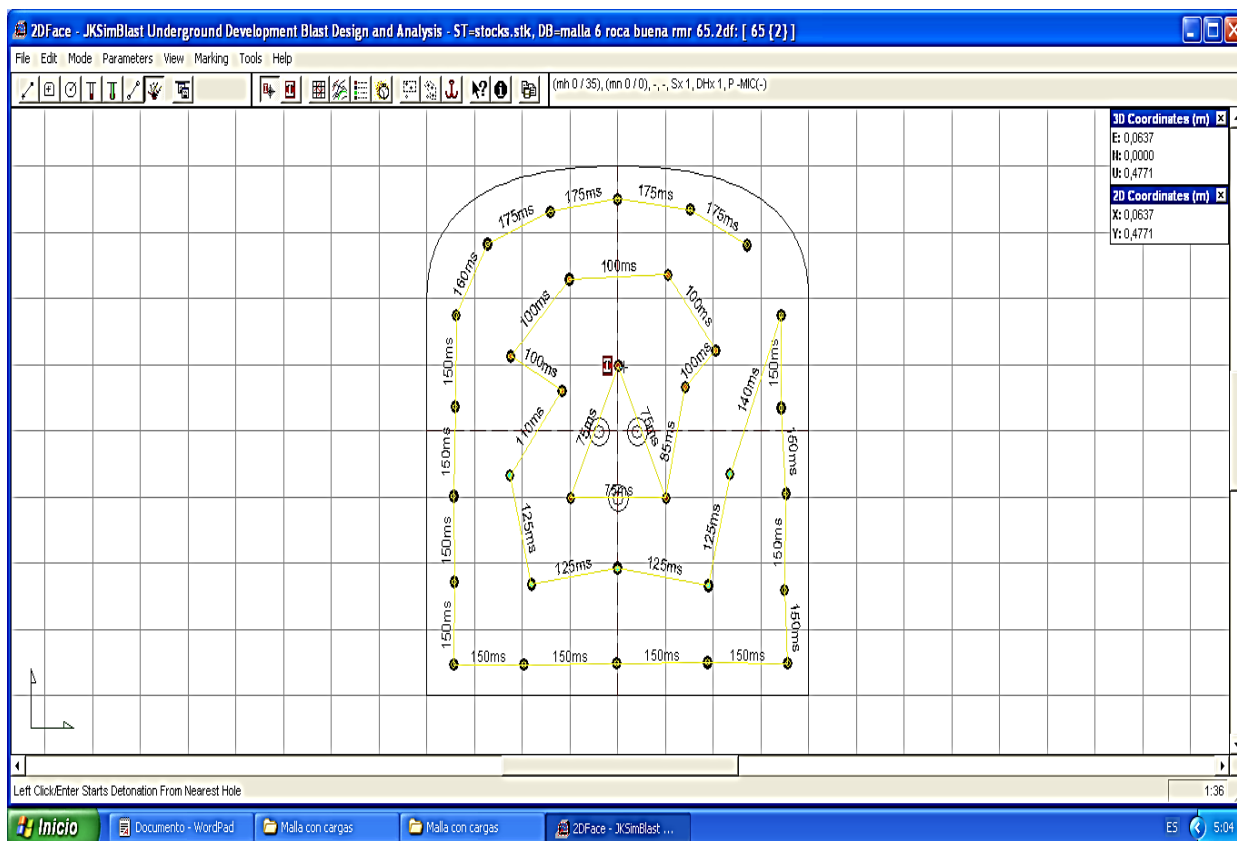


Figura 11: Simulación de Malla Roca Buena RMR 65 en 2d Face

Se diseña la malla en el software 2dFace con una distribución total de 39 taladros, se procedió al amarre, iniciando desde el núcleo para terminar en la corona con la siguiente distribución de faneles PC:

Núcleo	75-85 ms
Ayuda	100-125 ms
Hastiales	130-150 ms
Arrastre	150-160 ms
Corona	175 ms

4.5.2. Línea De Isotiempos

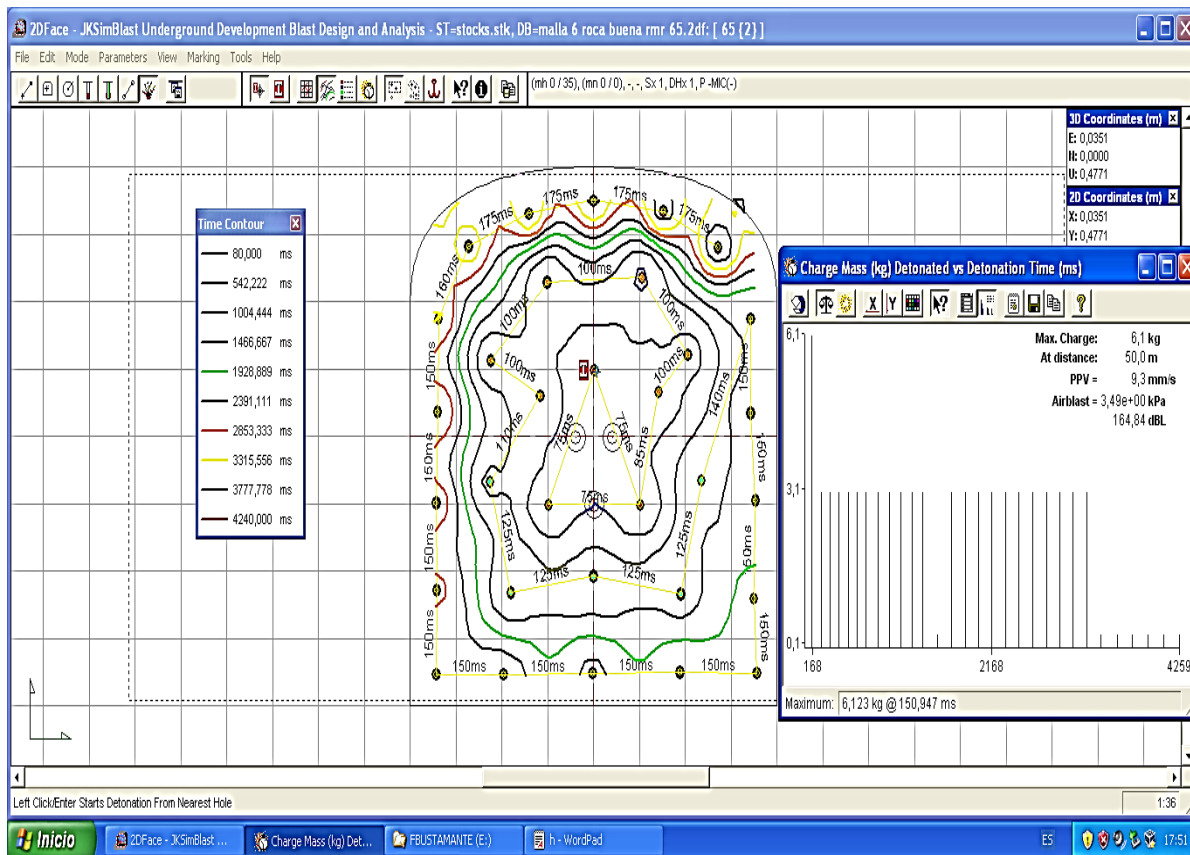


Figura 12: Línea de Isotiempos Buena RMR 65

Se observa las líneas centrales con un tiempo de 542.222ms, en el núcleo con un tiempo que varía entre 1004.444 ms a 1928.889 ms, en el arrastre se mantiene en 1928.889 ms y la corona en 2853.333 ms.

Esto nos indica que a una distancia de 50 m con carga máxima de 6.1 kg de explosivo nos generará una velocidad pico partícula de 9.3 mm/s y un nivel de ruido de 164.84 dB en su pico más alto.

4.5.3. Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)

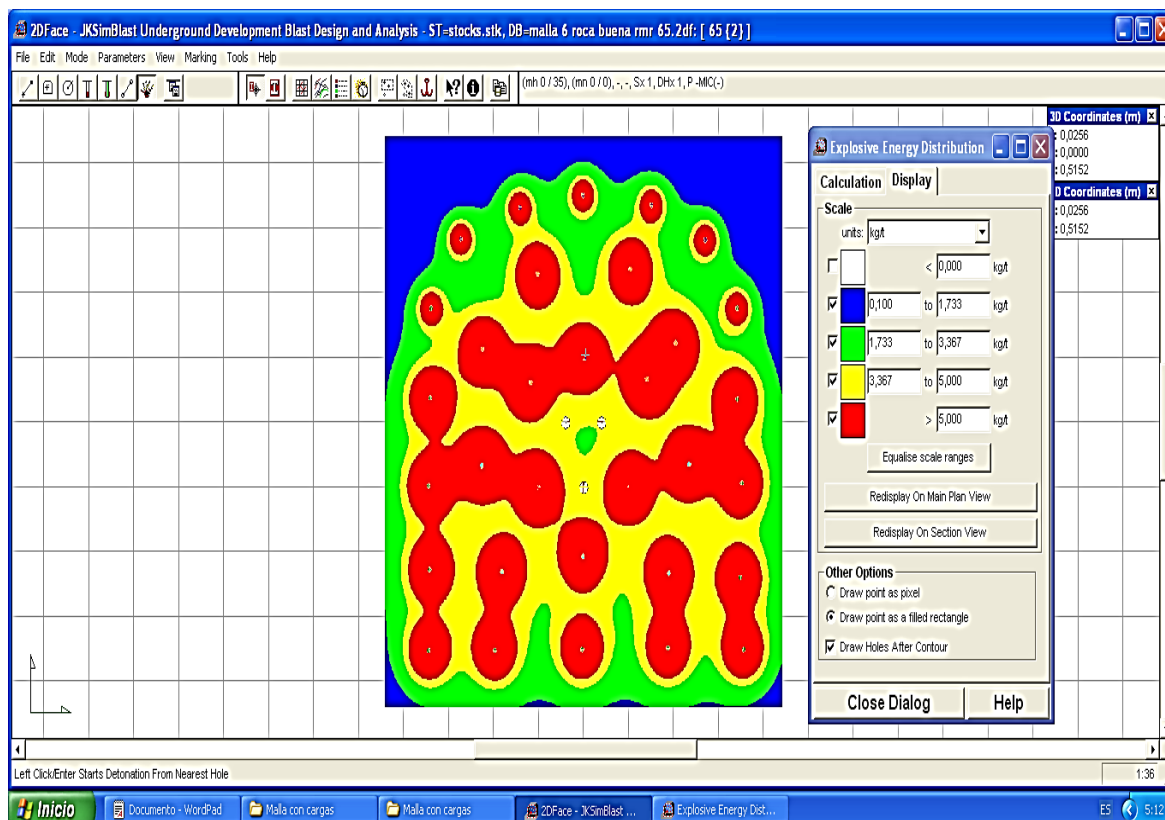
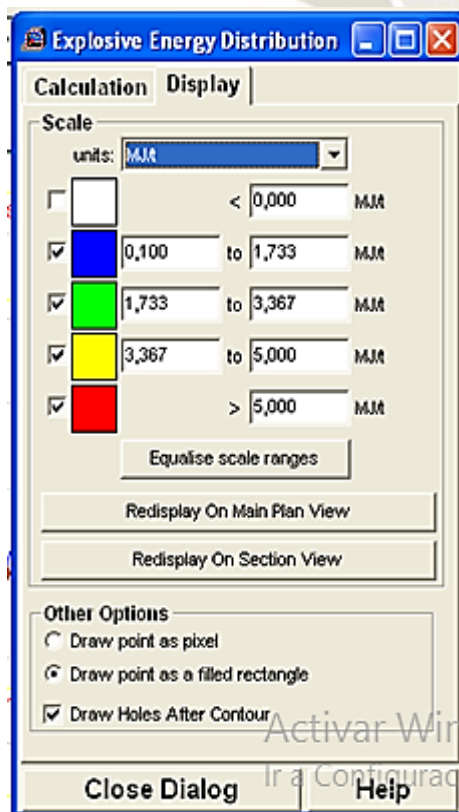


Figura 13: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)



Se observa una buena distribución de explosivo que oscila entre 5000 kg/t en la parte central de los taladros y alrededor de ellos entre 3367 kg/t y 5000 kg/t para garantizar la fragmentación. En los hastiales y corona se controla estando entre 2000 kg/t y 3500 kg/t para reducir los daños por sobrerotura. Adicionalmente podemos observar que la cantidad de energía producida en los hastiales y corona no supera los 3,36 Mega-Joule asegurando que no afecte su sostenibilidad, en cambio la parte del núcleo hay valores entre 3,36 y 5,00 MJ garantizando su adecuada fragmentación.

4.5.4. Según Holmberg & Persson

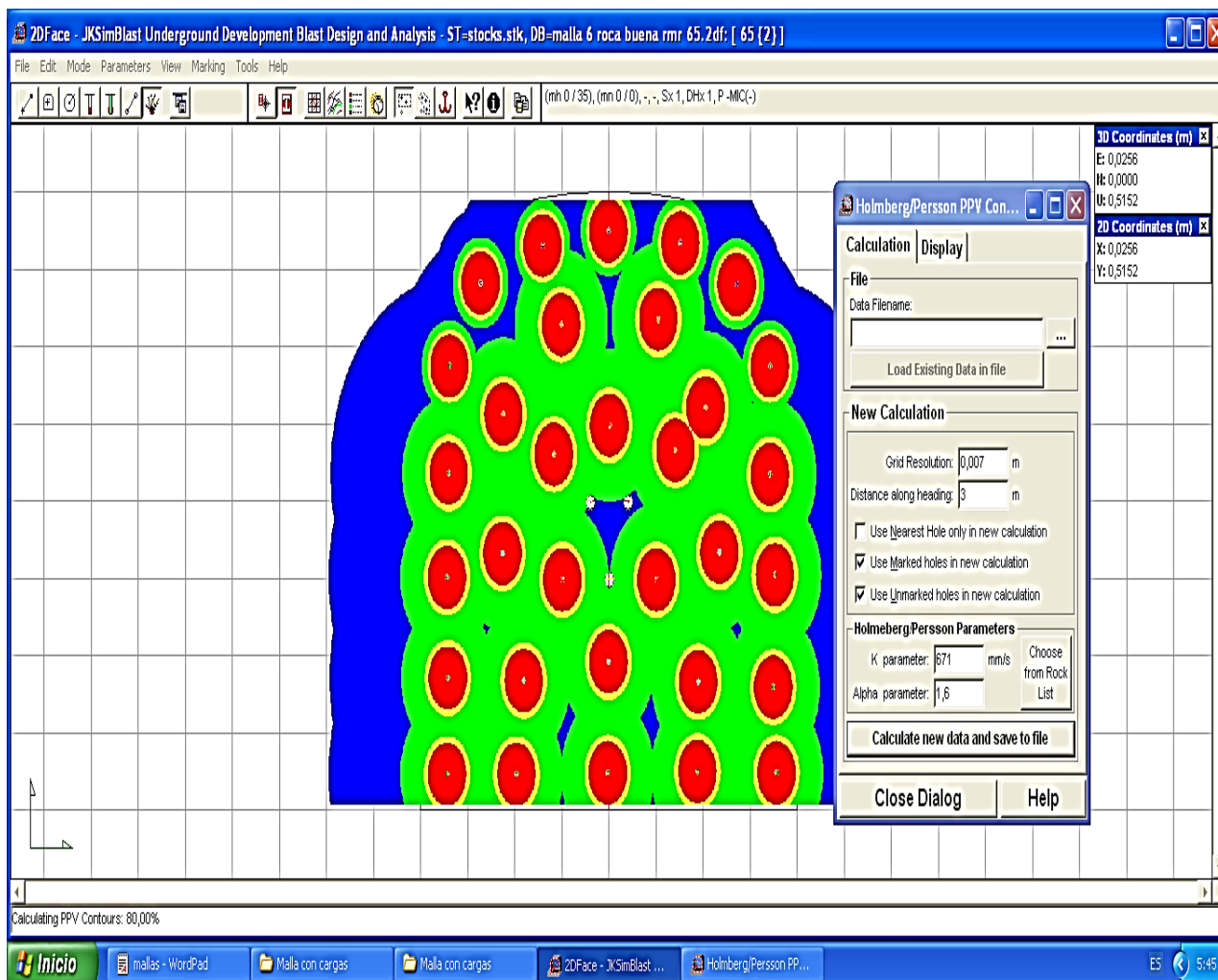


Figura 14: Holmberg & Persson a 3.00 m

A un corte de 3.00 metros (fondo del taladro), se observa que, en los taladros de arranque, ayudas y de producción la PPV oscila entre los 2000 a 3500 mm/s, y en los taladros de contorno y hastiales es menor a los 2000 mm/s.

4.6. DISEÑO DE MALLA 5 ROCA REGULAR RMR 55

CÁLCULO MALLA 5 ROCA REGULAR RMR 55

Tabla 11: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Regular RMR 55

DATOS				
Mi	23	tal arranque		3.0
σ3 (Mpa)	14.45	diámetro del taladro (mm)		58.89
Distancia (m)	33	D (m)		0.059
Vel. de detonación	4400	Densidad (1.14)		56224.34
Vp (m/s)	4975	Fc (kg/m)		1.5
E(Gpa)	8.13	A (m2)		16.0
GSI	50			
UCS (Mpa)	85	σ		828.65
RMR	55	RQD		70.0
Mb	3.617	s		0.0039
K	570	PVVlim (mm/s)		12.4
Alfa	1.6	Q		51.7
Avance (m)	0.9	#tal		40
RESULTADOS				
BURDEN		FS		
B	0.74	m	núcleo	2
B	0.52	m	contorno	3
B	0.40	m	arrastre	4
B	0.33	m	corte	5
B	0.29	m	arranque	6
D	102.000	m	diámetro equivalente	
H	3.00	m	profundidad del taladro	
A	2.70	m	avance real	

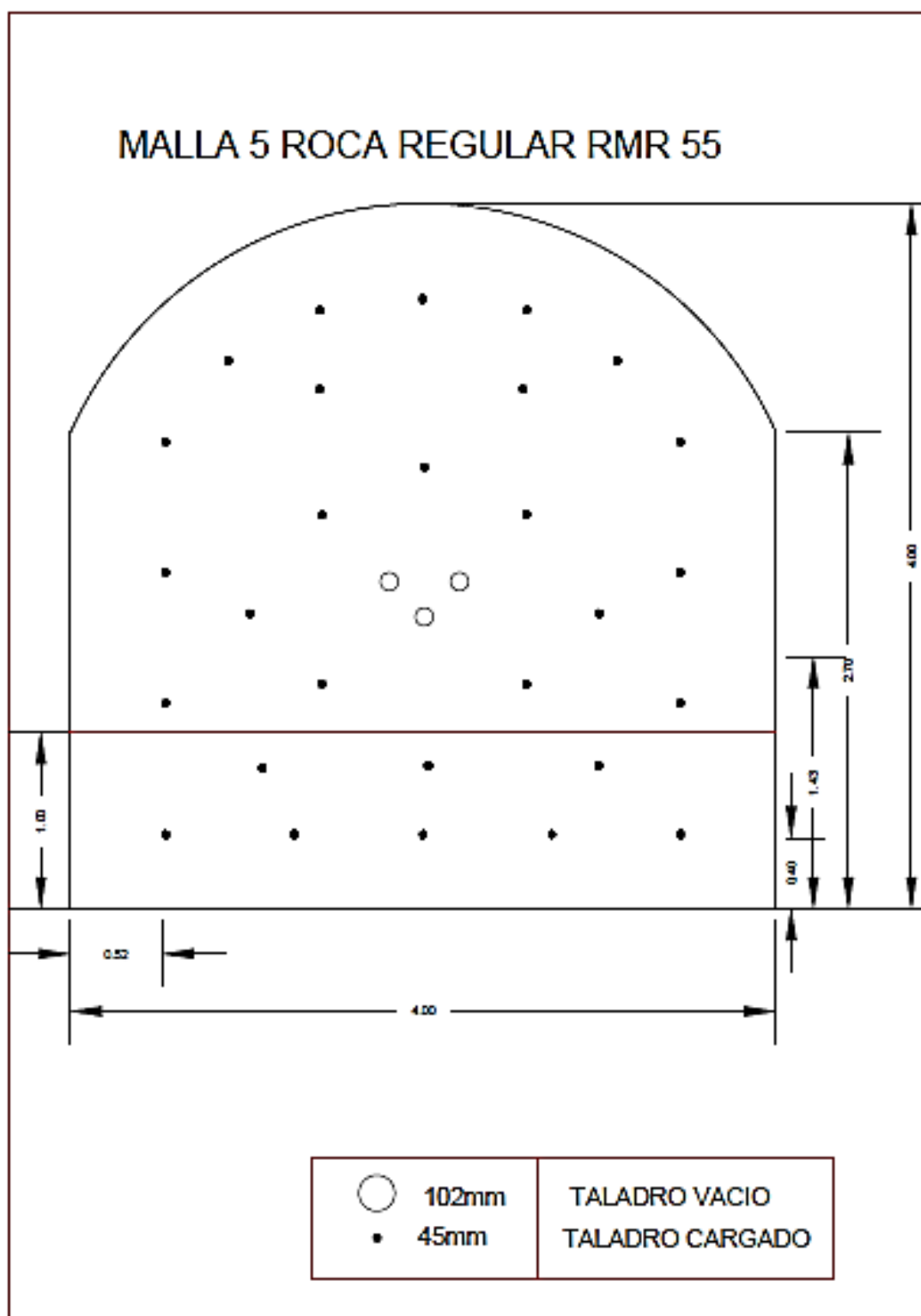


Figura 15: Diseño de Malla para Roca Regular RMR 55 en AutoCAD

En la malla propuesta se realizaran 28 taladros de producción y 3 taladros de alivio un total de 31 taladros por frente

4.6.1. Simulación En 2d Face De Malla

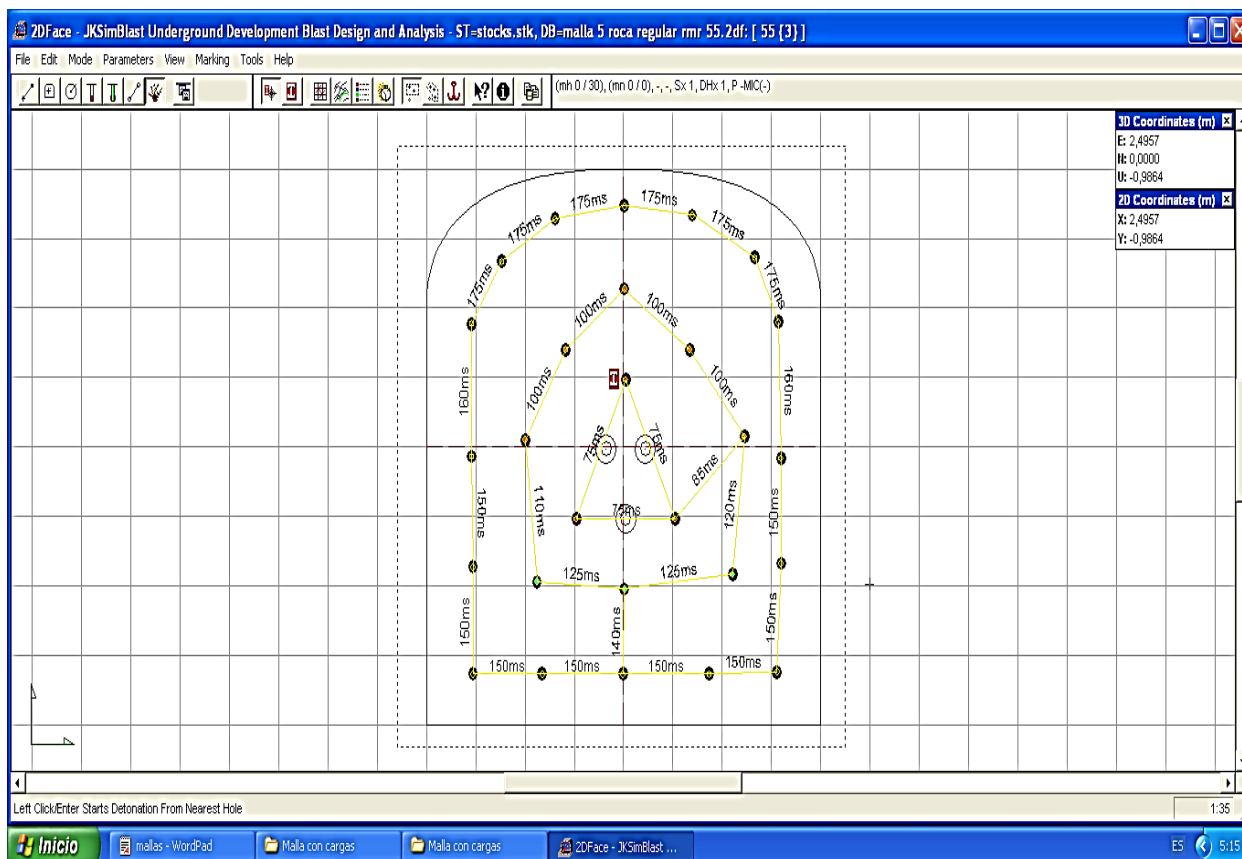


Figura 16: Simulación de Malla Roca Regular RMR 55 en 2d Face

Se diseña la malla en el software 2dFace con una distribución total de 39 taladros, se procedió al amarre, iniciando desde el núcleo para terminar en la corona con la siguiente distribución de faneles PC:

Núcleo	75 ms
Ayuda	85-125 ms
Hastiales	130-150 ms
Arrastre	150-160 ms
Corona	175 ms

4.6.2. Línea De Isotiempos

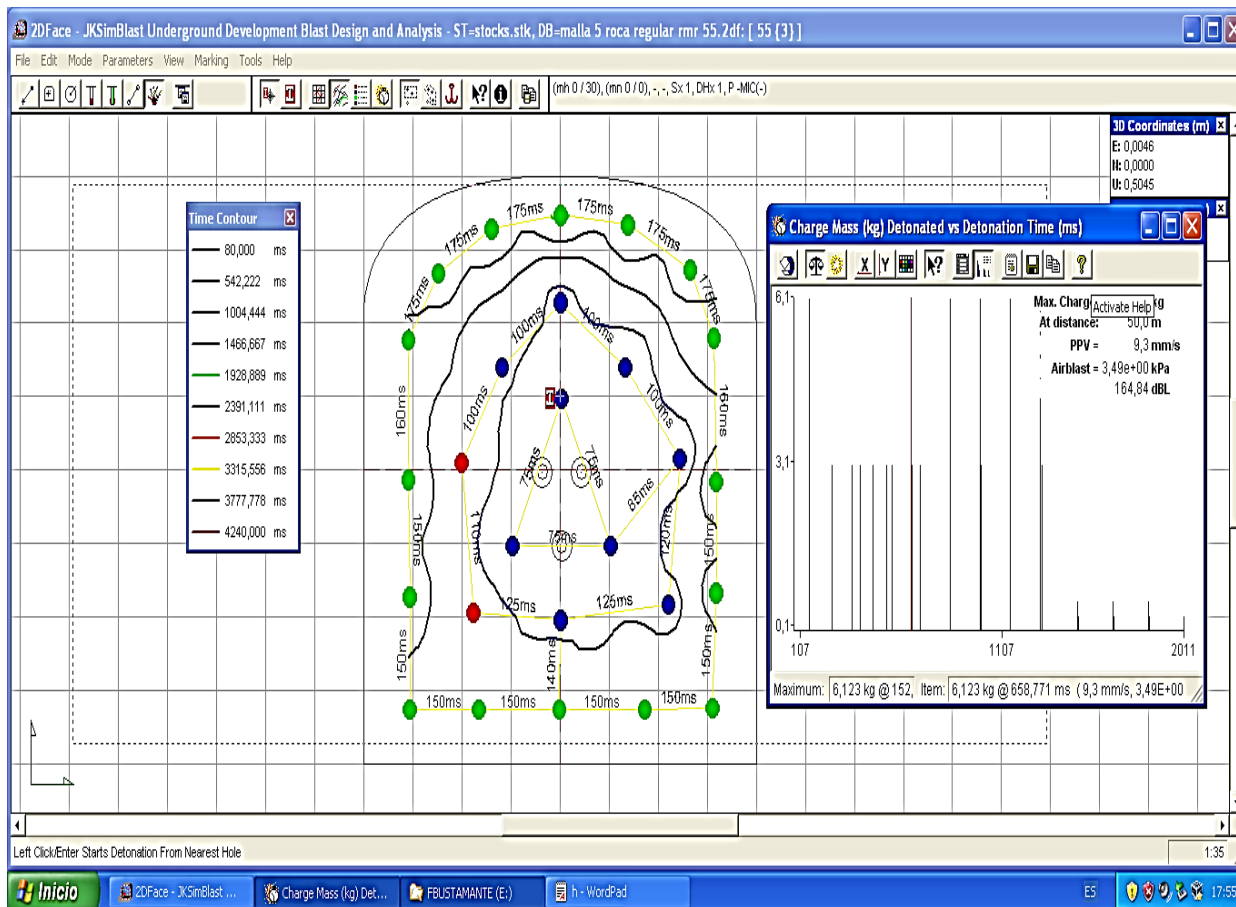


Figura 17: Línea de Isotiempos Regular RMR 55

Se observa las líneas centrales con un tiempo de 1786.667 ms, en el núcleo con un tiempo que varía entre 1146.567 ms a 1360.000 ms, en el arrastre se tiene 933.333 ms y la corona en 1573.333 ms.

Esto nos indica que a una distancia de 50 m con carga máxima de 6.1 kg de explosivo nos generará una velocidad pico partícula de 9.3 mm/s y un nivel de ruido de 164.84 dB en su pico más alto.

4.6.3. Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)

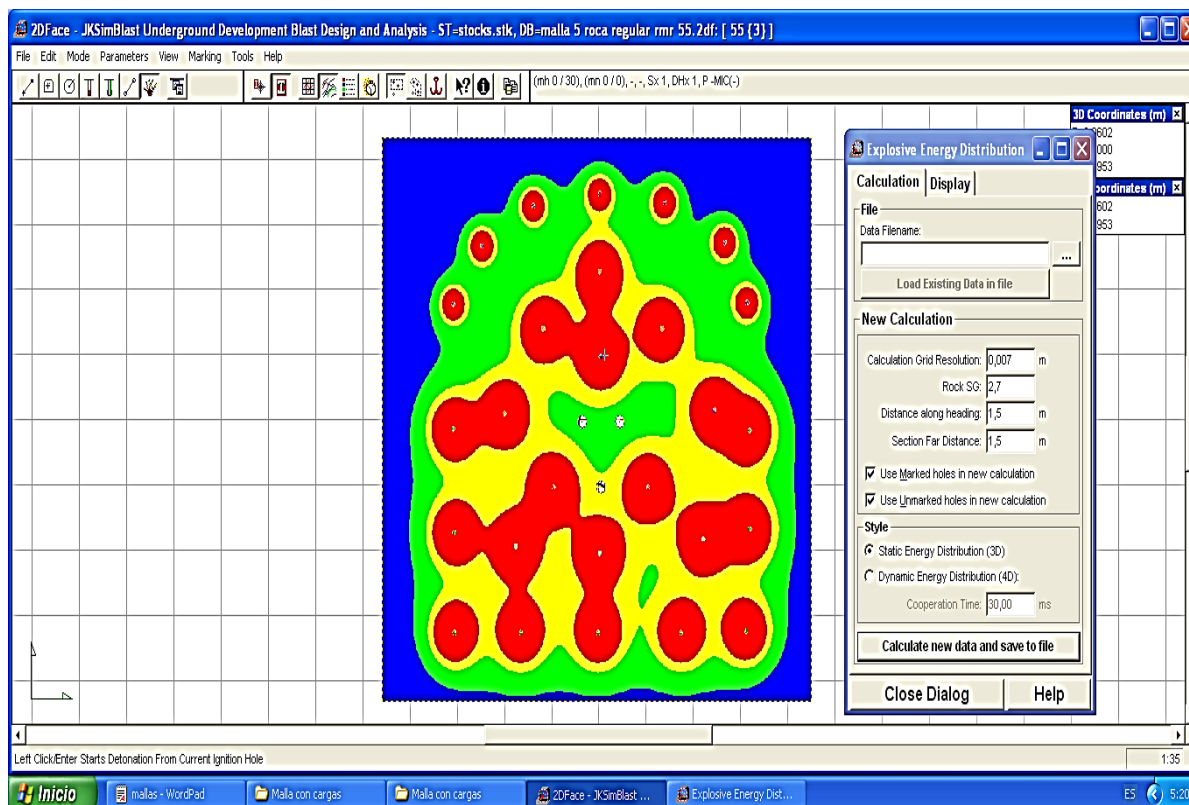
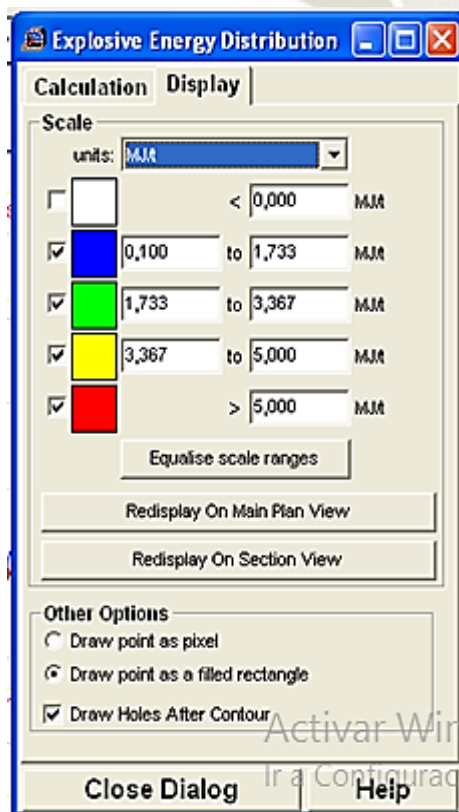


Figura 18: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)



Se observa una buena distribución de explosivo que oscila entre 5000 kg/t en la parte central de los taladros y alrededor de ellos entre 3367 kg/t y 5000 kg/t para garantizar la fragmentación. En los hastiales y corona se controla estando entre 2000 kg/t y 3500 kg/t para reducir los daños por sobrerotura. Adicionalmente podemos observar que la cantidad de energía producida en los hastiales y corona no supera los 3,36 Mega-Joule asegurando que no afecte su sostenibilidad, en cambio la parte del núcleo hay valores entre 3,36 y 5,00 MJ garantizando su adecuada fragmentación.

4.6.4. Según Holmberg & Persson

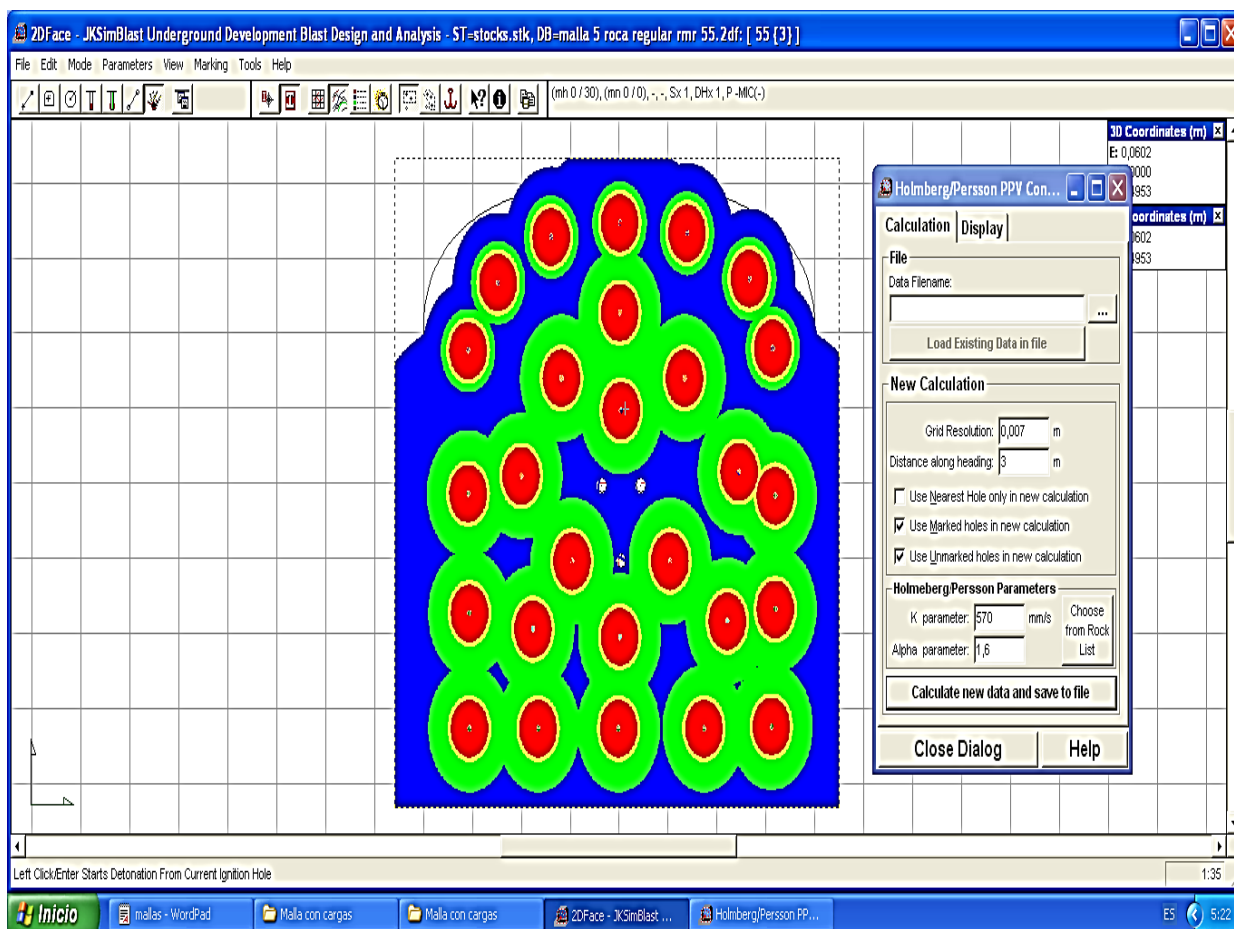


Figura 19: Holmberg & Persson a 3.00 m

A un corte de 3.00 metros (fondo del taladro), se observa que, en los taladros de arranque, ayudas y de producción la PPV oscila entre los 2000 a 2500 mm/s, y en los taladros de contorno y hastiales oscila entre los 2000 mm/s.

4.7. DISEÑO DE MALLA 4 ROCA REGULAR RMR 45

CÁLCULO MALLA 4 ROCA REGULAR RMR 45

Tabla 12: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Regular RMR 45

DATOS				
Mi	22	tal arranque		3.0
σ3 (Mpa)	5	diámetro del taladro (mm)		58.89
Distancia (m)	33	D (m)		0.059
Vel. de detonación	4400	Densidad (1.14)		56224.34
Vp (m/s)	4975	Fc (kg/m)		1.0
E(Gpa)	4.24	A (m2)		16.0
GSI	40			
UCS (Mpa)	50	σ		300.72
RMR	45	RQD		65.0
Mb	2.390	s		0.0013
K	496	PVVlim (mm/s)		13.2
Alfa	1.6	Q		66.2
Avance (m)	0.9	#tal		40
RESULTADOS				
BURDEN				FS
B	1.41	m	núcleo	2
B	0.96	m	contorno	3
B	0.74	m	arrastre	4
B	0.60	m	corte	5
B	0.51	m	arranque	6
D	102.000	m	diámetro equivalente	
H	3.00	m	profundidad del taladro	
A	2.70	m	avance real	

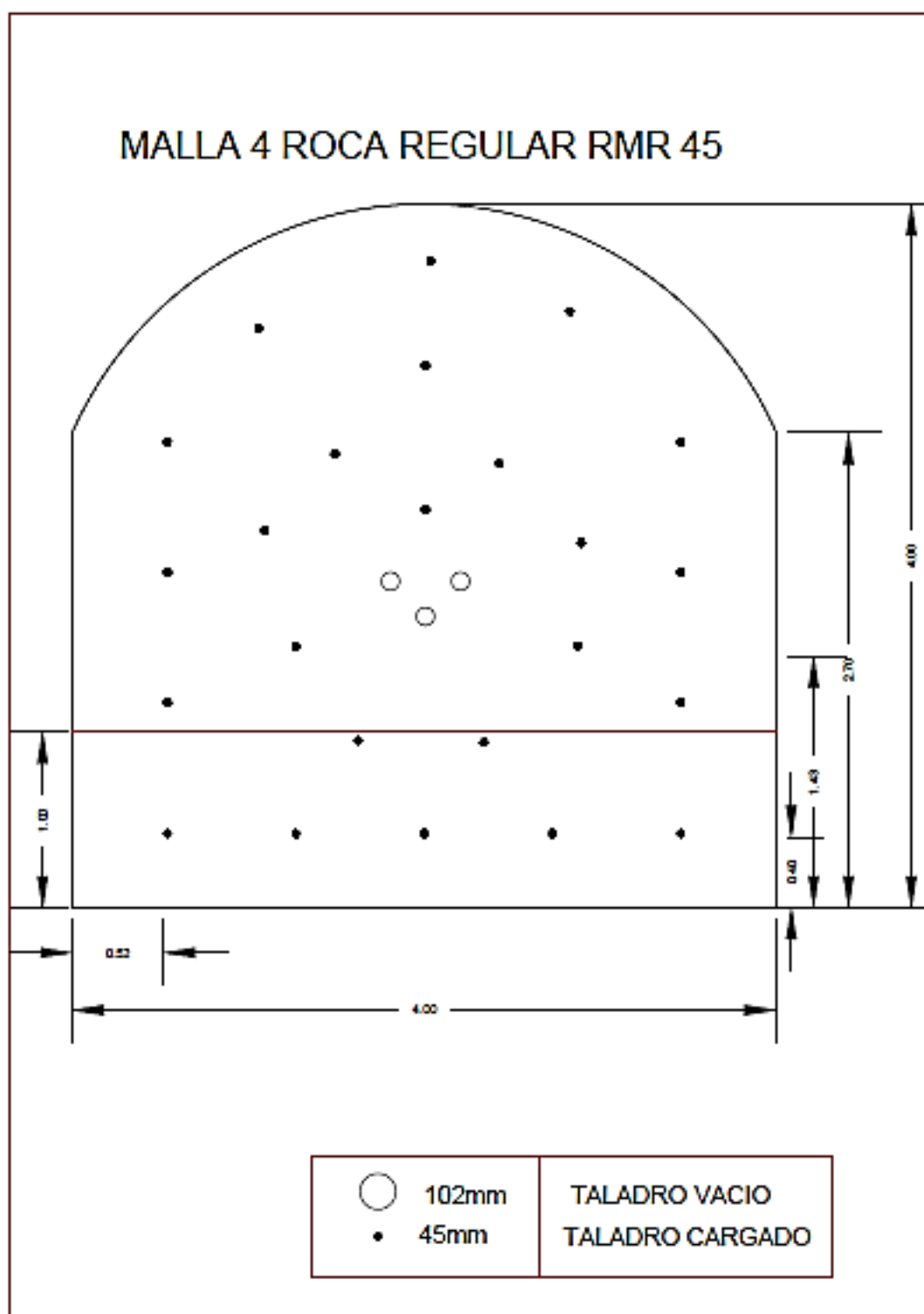


Figura 20: Diseño de Malla para Roca Regular RMR 45 en AutoCAD

En la malla propuesta se realizarán 24 taladros de producción y 3 taladros de alivio un total de 27 taladros por frente

4.7.1. Simulación En 2d Face De Malla

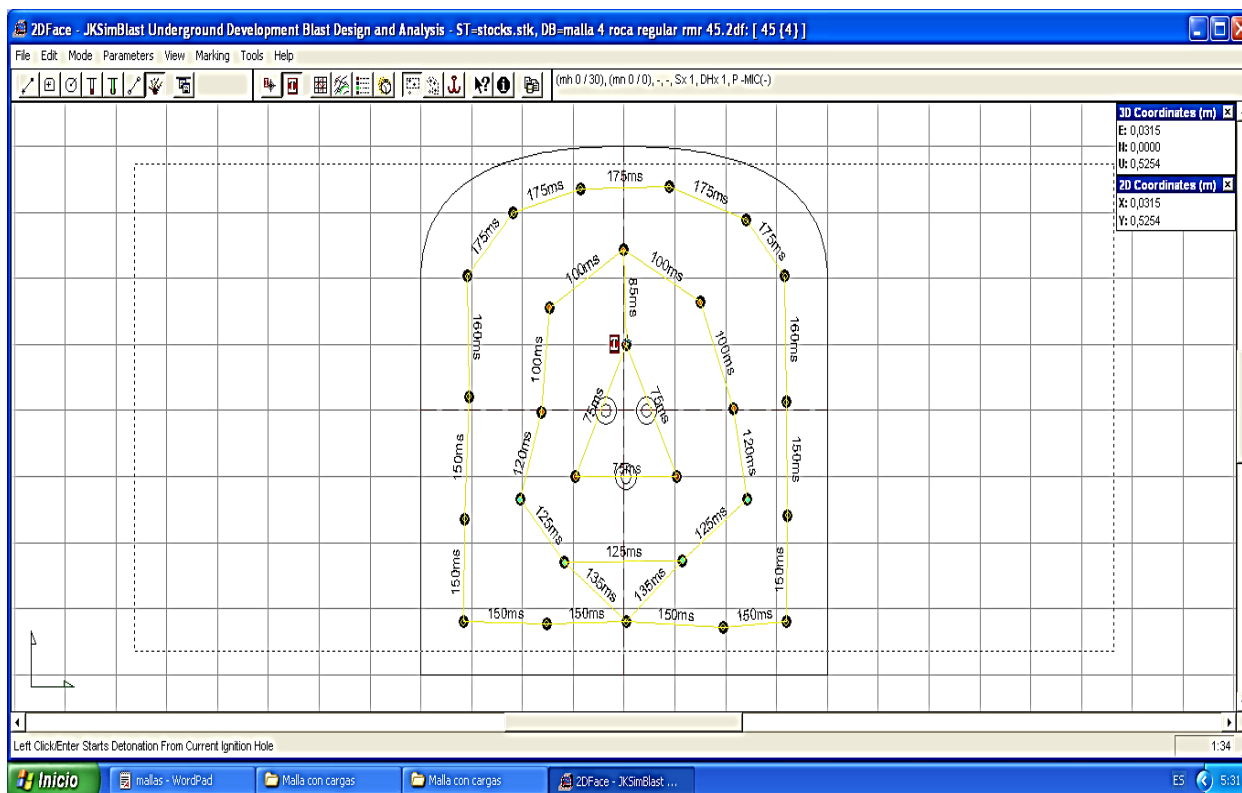


Figura 21: Simulación de Malla Roca Regular RMR 45 en 2d Face

Se diseña la malla en el software 2dFace con una distribución total de 39 taladros, se procedió al amarre, iniciando desde el núcleo para terminar en la corona con la siguiente distribución de faneles PC:

Núcleo	75 ms
Ayuda	100-135 ms
Hastiales	150 ms
Arrastre	150-160 ms
Corona	175 ms

4.7.2. Línea De Isotiempos

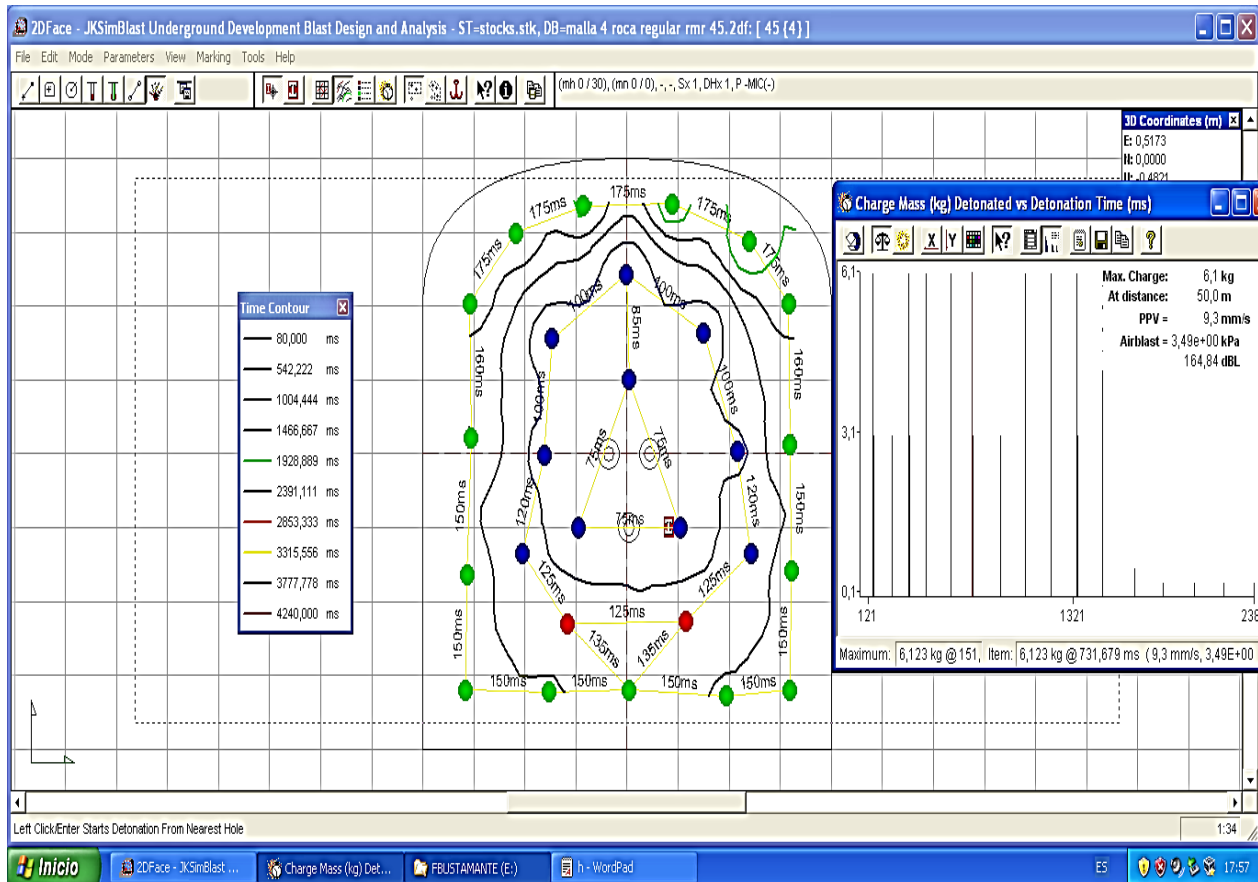


Figura 22: Línea de Isotiempos Regular RMR 45

Se observa las líneas centrales a un tiempo de 542.222 ms en el núcleo aumenta a 1004.444 ms, en el arrastre se mantiene en 1004.444 ms y en la corona un tiempo de 1466.667 ms.

Esto nos indica que a una distancia de 50 m con carga máxima de 6.1 kg de explosivo nos generará una velocidad pico partícula de 9.3 mm/s y un nivel de ruido de 164.84 dB en su pico más alto.

4.7.3. Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)

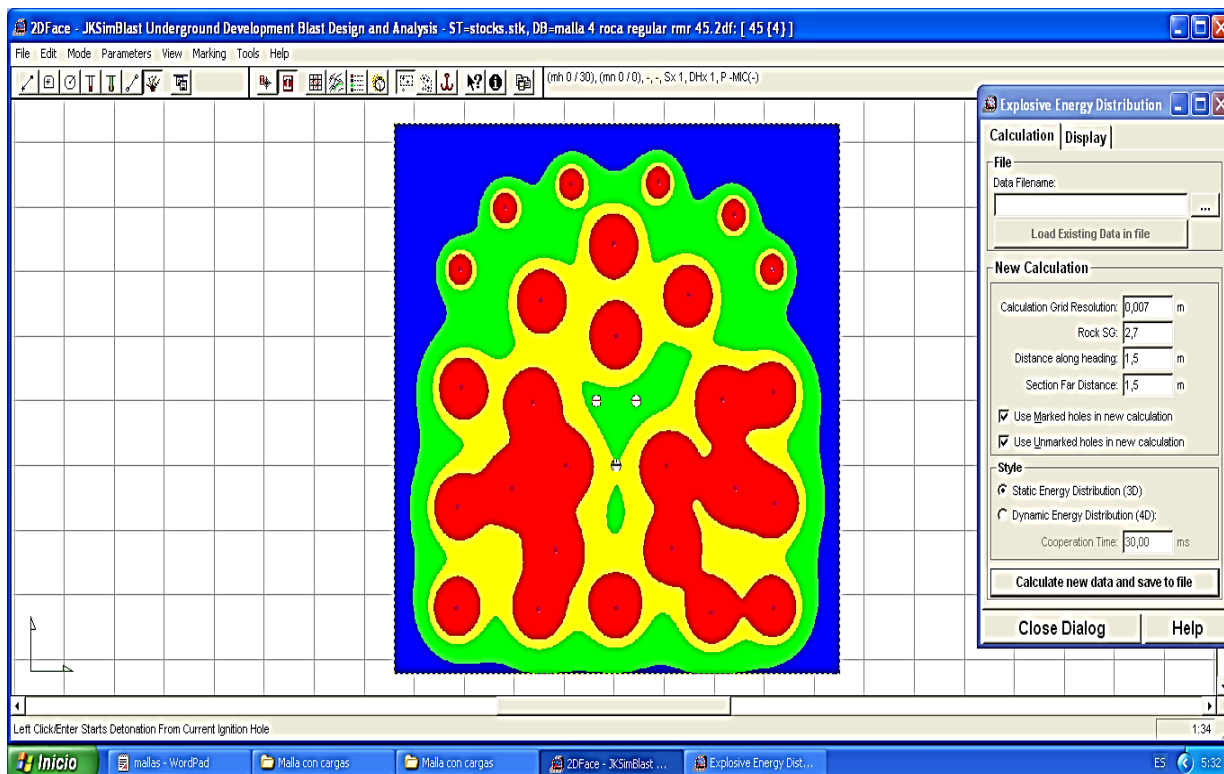
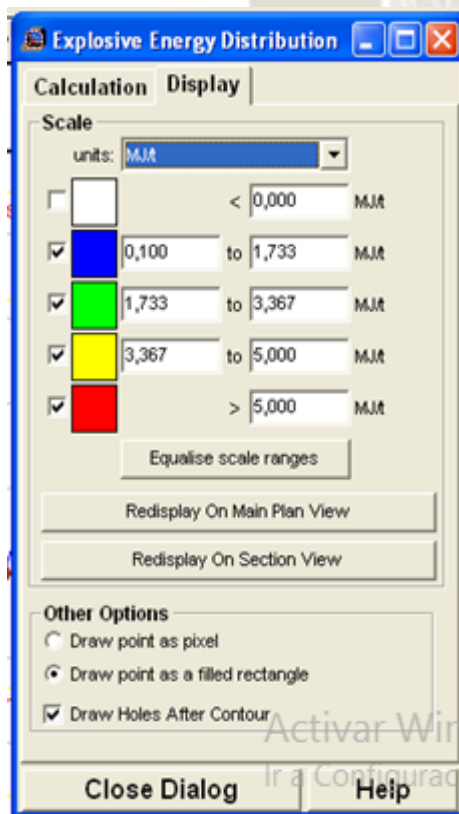


Figura 23: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)



Se observa una buena distribución de explosivo que oscila entre 5000 kg/t en la parte central de los taladros y alrededor de ellos entre 3367 kg/t y 5000 kg/t para garantizar la fragmentación. En los hastiales y corona se controla estando entre 2000 kg/t y 3500 kg/t para reducir los daños por sobrerotura. Adicionalmente podemos observar que la cantidad de energía producida en los hastiales y corona no supera los 3,36 Mega-Joule asegurando que no afecte su sostenibilidad, en cambio la parte del núcleo hay valores entre 3,36 y 5,00 MJ garantizando su adecuada fragmentación.

4.7.4. Según Holmberg & Persson

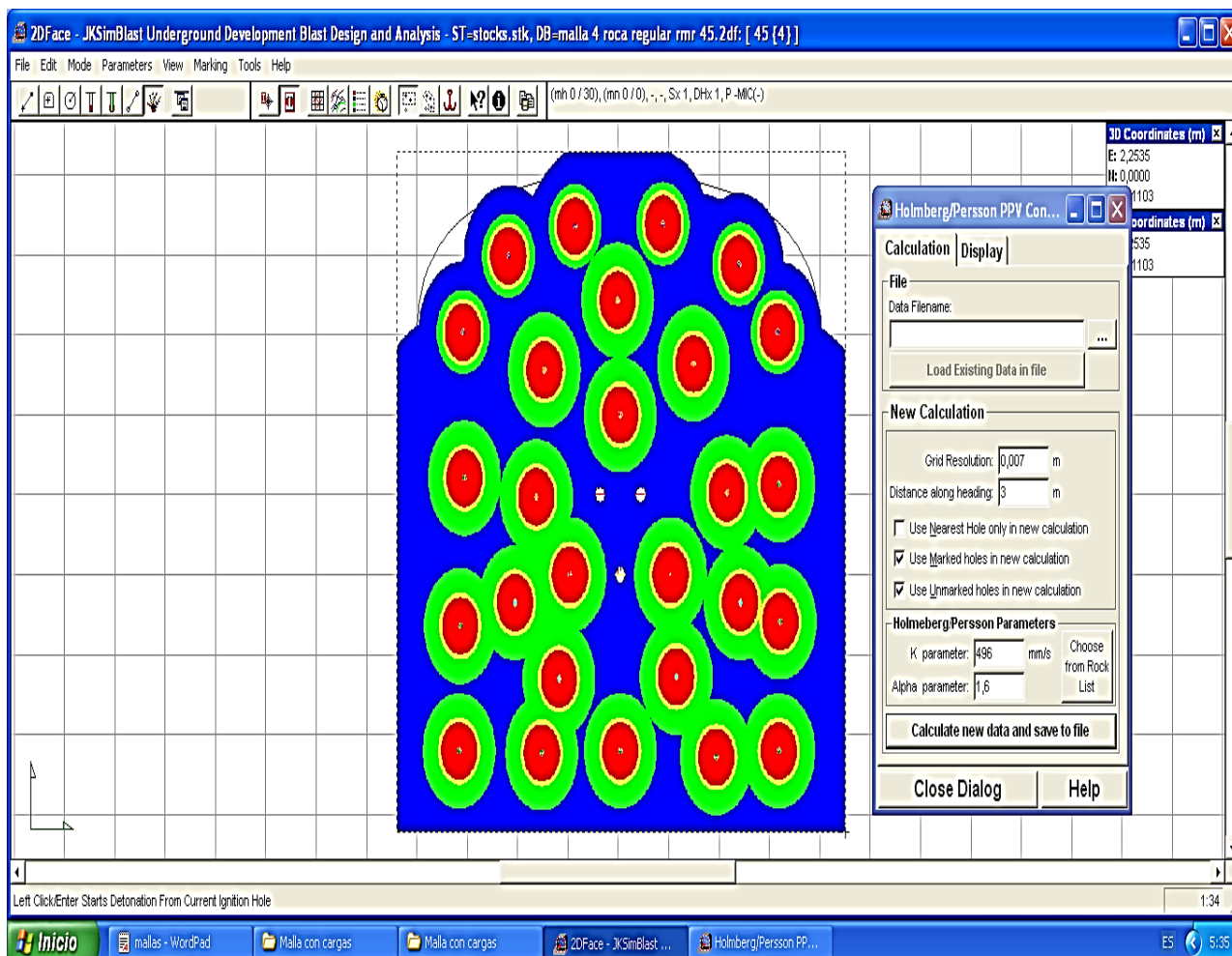


Figura 24: Holmberg & Persson a 3.00 m

A un corte de 3.00 metros (fondo del taladro), se observa que, en los taladros de arranque, ayudas y de producción la PPV oscila entre los 2000 a 2500 mm/s, y en los taladros de contorno y hastiales está por debajo de los 2000 mm/s.

4.8. DISEÑO DE MALLA 3 ROCA MALA RMR 35

CÁLCULO MALLA 3 ROCA REGULAR RMR 35

Tabla 13: Cálculo de parámetros según Holmberg para Roca Mala RMR 35

DATOS				
Mi	21	tal arranque		3.0
σ3 (Mpa)	3.698	diámetro del taladro (mm)		58.89
Distancia (m)	33	D (m)		0.059
Vel. de detonación	4400	Densidad (1.14)		56224.34
Vp (m/s)	4975	Fc (kg/m)		0.6
E(Gpa)	2.23	A (m2)		16.0
GSI	30			
UCS (Mpa)	43	σ		199.26
RMR	35	RQD		50.0
Mb	1.576	s		0.0004
K	440	PVVlim (mm/s)		12.9
Alfa	1.6	Q		74.5
Avance (m)	0.9	#tal		40
RESULTADOS				
BURDEN				FS
B	1.65	m	núcleo	2
B	1.12	m	contorno	3
B	0.86	m	arrastre	4
B	0.70	m	corte	5
B	0.59	m	arranque	6
D	102.000	m	diámetro equivalente	
H	3.00	m	profundidad del taladro	
A	2.70	m	avance real	

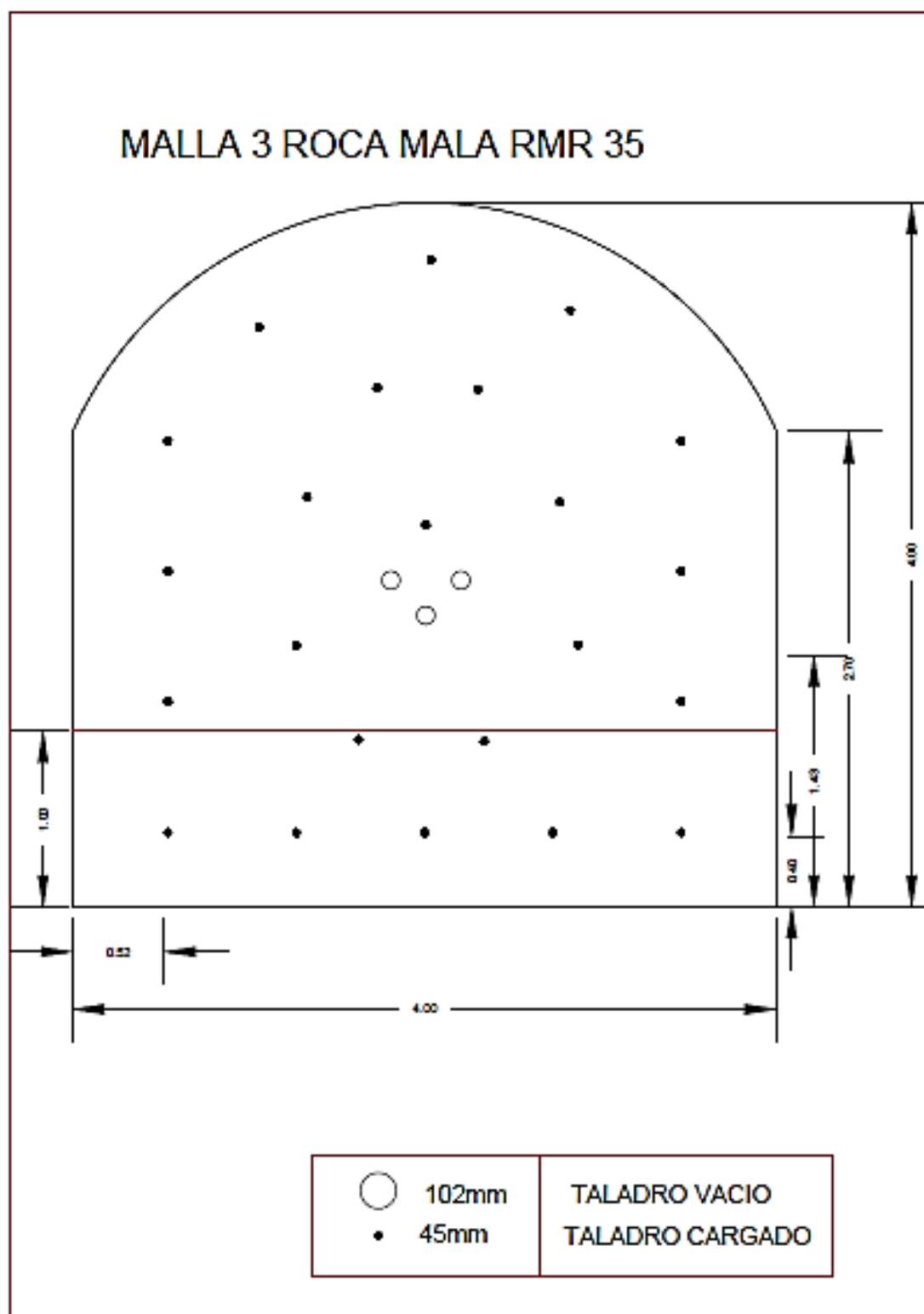


Figura 25: Diseño de Malla para Roca Mala RMR 35 en AutoCAD

En la malla propuesta se realizarán 23 taladros de producción y 3 taladros de alivio un total de 26 taladros por frente

4.8.1. Simulación En 2d Face De Malla

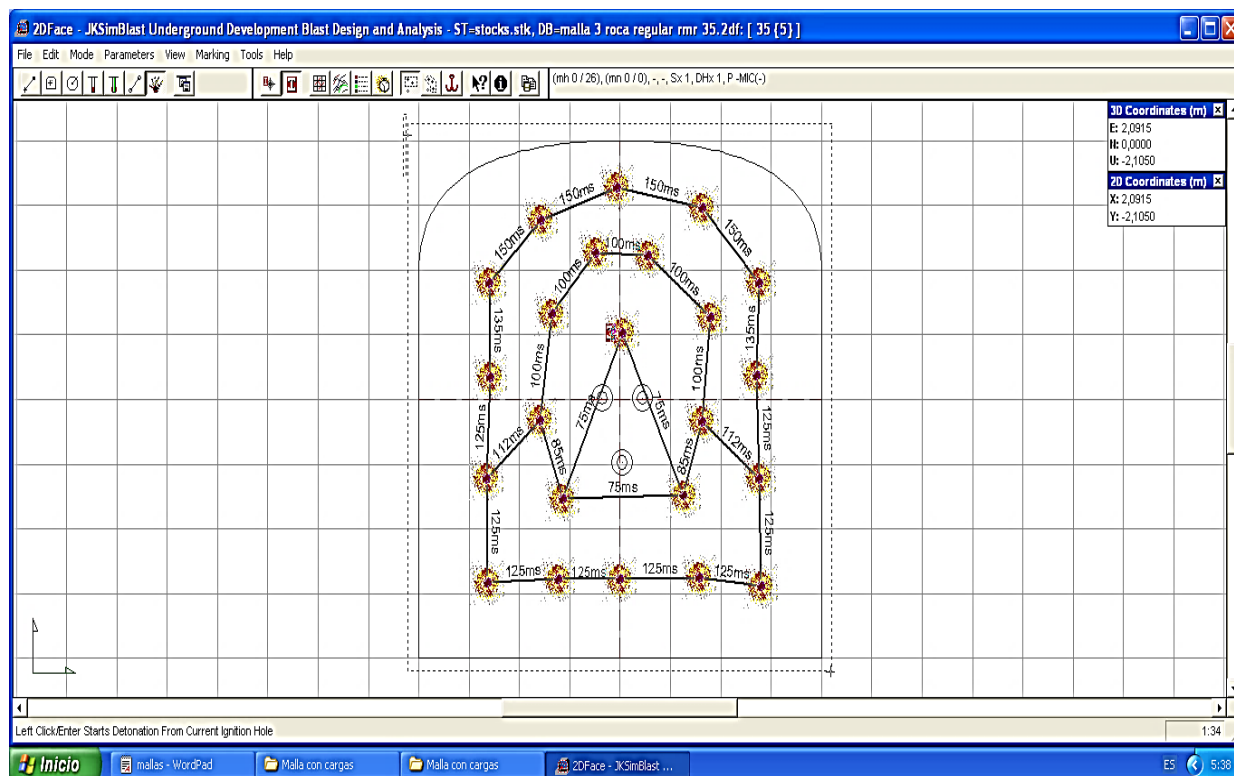


Figura 26: Simulación de Malla Roca Mala RMR 35 en 2d Face

Se diseña la malla en el software 2dFace con una distribución total de 39 taladros, se procedió al amarre, iniciando desde el núcleo para terminar en la corona con la siguiente distribución de faneles PC:

Núcleo	75 ms
Ayuda	85-135 ms
Hastiales	150 ms
Arrastre	150-160 ms
Corona	175 ms

4.8.2. Línea De Isotiempos

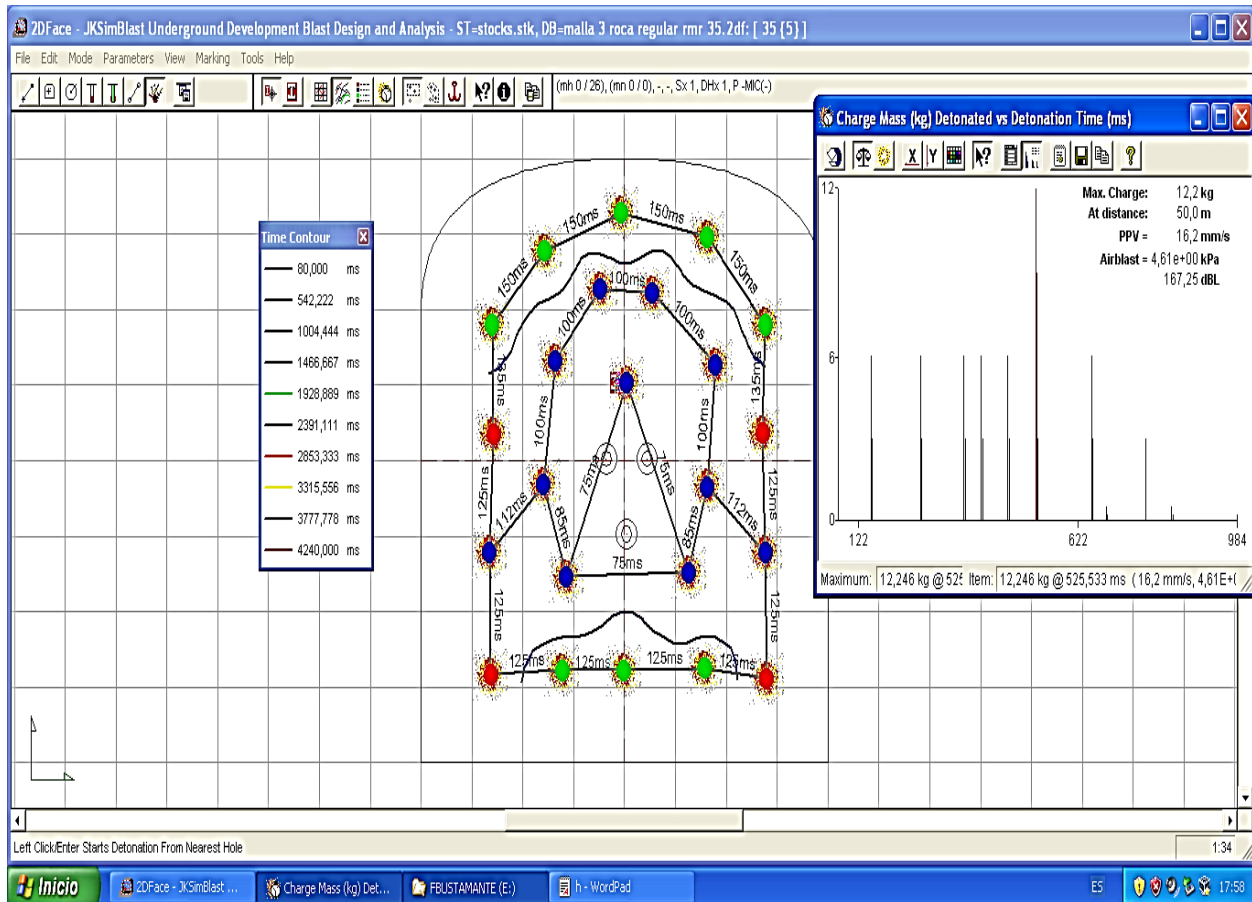


Figura 27: Línea de Isotiempos Mala RMR 35

Se observa las líneas centrales y superiores con una línea de tiempo de 542.222 ms, en la parte inferior se observa a un tiempo de 1004.444 ms.

Esto nos indica que a una distancia de 50 m con carga máxima de 12.2 kg de explosivo nos generará una velocidad pico partícula de 16.2 mm/s y un nivel de ruido de 167.25 dB en su pico más alto.

4.8.3. Distribución De Energía A 1.5 M (Mitad Del Taladro)

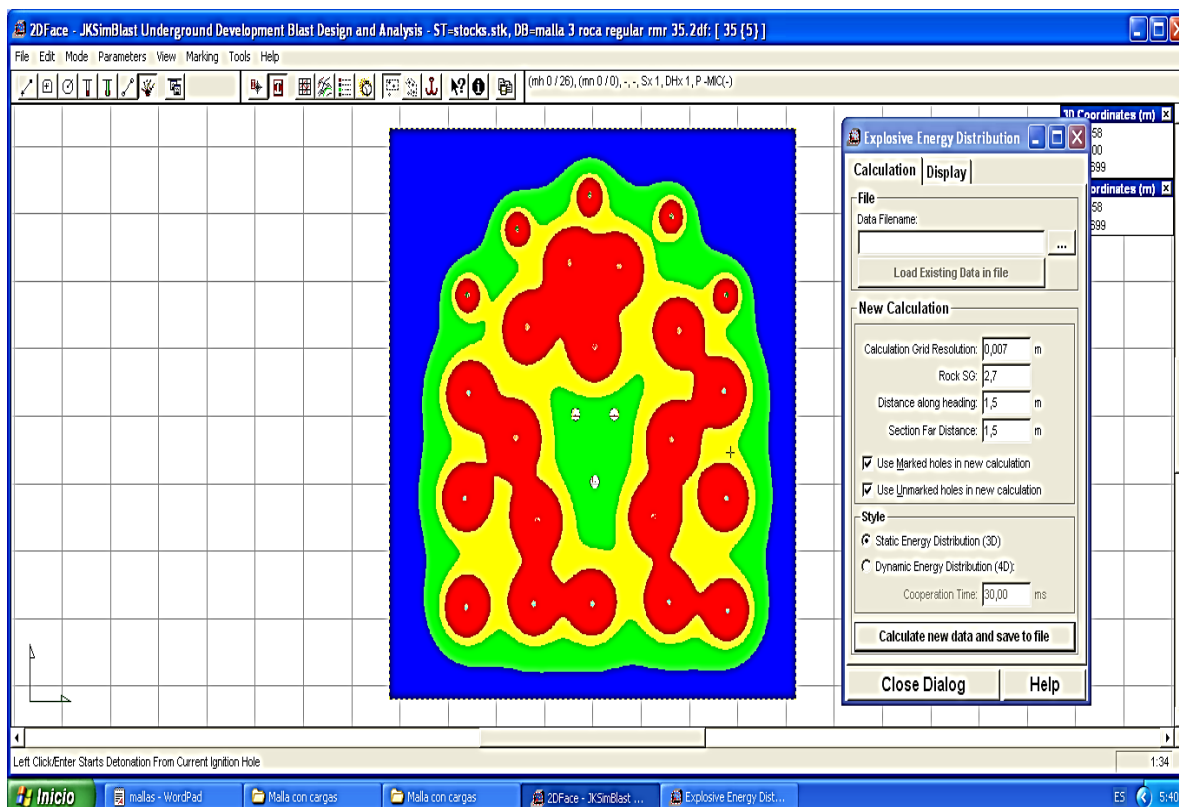
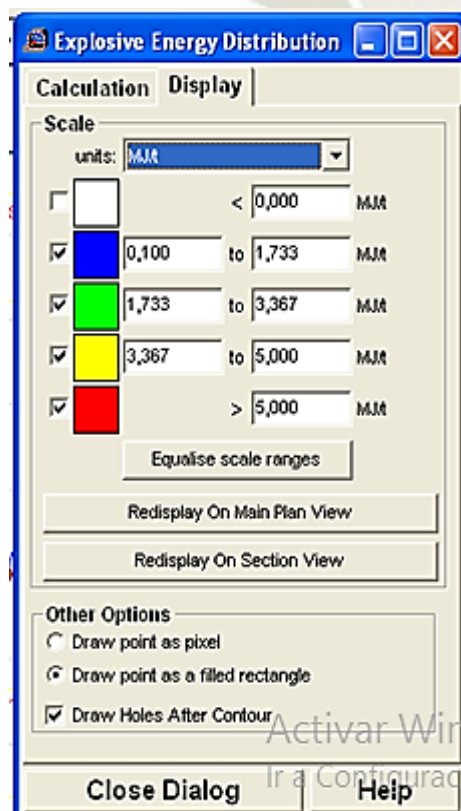


Figura 28: Distribución de energía a 1.5m (Mitad del taladro)



Se observa una buena distribución de explosivo que oscila entre 5,000 kg/t en la parte central de los taladros y alrededor de ellos entre 3,367 kg/t y 5,000 kg/t para garantizar la fragmentación. En los hastiales y corona se controla estando entre 2,000 kg/t y 3,500 kg/t para reducir los daños por sobrerotura. Adicionalmente podemos observar que la cantidad de energía producida en los hastiales y corona no supera los 3,36 Mega-Joule asegurando que no afecte su sostenibilidad, en cambio la parte del núcleo hay valores entre 3,36 y 5,00 MJ garantizando su adecuada fragmentación.

4.8.4. Según Holmberg & Persson

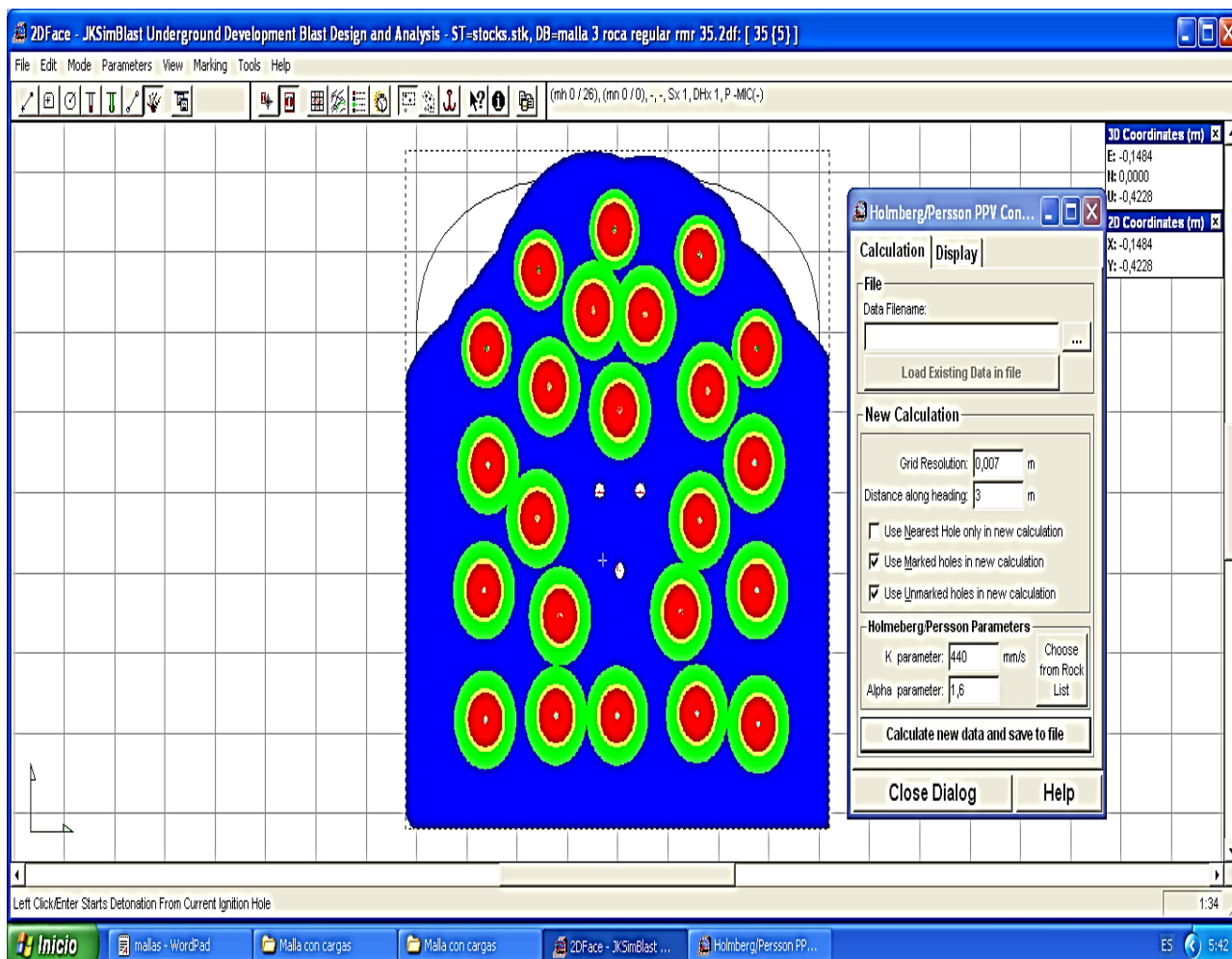


Figura 29: Holmberg & Persson a 3.00 m

A un corte de 3.00 metros (fondo del taladro), se observa que, en los taladros de arranque, ayudas y de producción la PPV oscila entre los 2000 a 2500 mm/s, y en los taladros de contorno y hastiales está por debajo de los 2000 mm/s.

Se puede observar que en la parte de la corona no alcanza la cantidad de energía debido a que es una roca de mala calidad se puede solo desprender con una barretilla.

CAPITULO V:

ANÁLISIS DE COSTOS

En el siguiente cuadro se detalla los costos presupuestados por metro lineal de avance:

DESCRIPCION	Cant.	Und.	P.U. (US\$)	Parcial	Sub Total (\$/m)	TOTAL (US\$)
1.1. MANO DE OBRA						
Operador de Jumbo	0.42	Tarea	66.76	27.82	11.59	
Ayudante de Jumbo	0.42	Tarea	44.92	18.72	7.80	
Cargador	0.42	Tarea	44.92	18.72	7.80	
Ayudante Cargador	0.42	Tarea	41.28	17.20	7.17	
Operador de Scoop	0.42	Tarea	63.12	26.30	10.96	
Servicios mina	0.63	Tarea	41.28	25.80	10.75	
						56.06
1.2. MATERIALES						
BARRA 73246537-20 T38 H35 R32 M/F 12	103.75	MTS	0.14	14.45	6.02	
BROCA BUTTON 77334245 R32 S45 / 45MM	103.75	MTS	0.29	30.06	12.52	
SHANK ADAPTER 7490519185 T38 COP1838	103.75	MTS	0.12	12.10	5.04	
ACOPLAMIENTO P/ BARRA 73143555 T38 R32	103.75	MTS	0.02	1.86	0.77	
BROCA ESCAR. 4" C/ PILOTO INCORPORADO R32	2.80	MTS	0.13	0.38	0.16	
COPA P AFILAR BROCA 7975270-10 10MM	103.75	MTS	0.04	3.69	1.54	
AFILADORA P/ BROCA DE BOTONES	103.75	MTS	0.17	17.74	7.39	
MANGUERA JEBE Y LONA 1" 300 PSI	50.00	MTS	0.03	1.74	0.72	
MANGUERA JEBE Y LONA 1/2" 300 PSI	30.00	MTS	0.03	0.76	0.32	
BARRA CONICA 78766112-11 G.11°, 108 X 22 X 4	7.27	PP	0.05	0.37	0.16	
BROCAS DESCART. 77764440-B45 40MM. 11°	7.27	PP	0.09	0.62	0.26	
ACEITE SHELL TORCULA 100	0.01	GAL	12.40	0.15	0.06	
TUBO PVC ENBONE 1 1/2" X 3Mt	12.00	PZA	1.47	17.63	7.35	
						42.31
1.3. EPP						
OPERADOR	0.83	Tarea	1.75	1.46	0.61	
CARGADORES	1.25	Tarea	2.18	2.73	1.14	
SERV. MINA	0.63	Tarea	2.18	1.37	0.57	
						2.32

1.4. HERRAMIENTAS					
PERF. Y VOL. JUMBO	1.00	GLB	15.37	15.37	6.40
SUPERVISION	1.00	GLB	0.60	0.60	0.25
					6.65
1.5. MAQUINARIA Y EQUIPO					
SCOOPTRAM DE 2.5 Yd3	1.88	H/m	65.56	123.39	51.41
JUMBO	1.89	H/m	93.91	177.15	73.81
PERFORADORA JACK LEG SECO S250 + MANTTO	7.27	PP	0.10	0.76	0.32
LAMPARA MINERA WISDOM	2.71	Tareas	0.44	1.20	0.50
CARGADOR DE LAMPARA	2.71	Tareas	0.49	1.32	0.55
COMPRESORA SULLAIR 750	0.30	H/m	41.50	12.45	5.19
GRUPO ELECTROGENO	0.20	H/m	48.00	9.60	4.00
					135.78
1.6. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS					
FANEL	35.00	PZA	0.20	7.00	2.92
EMULNOR 3000 1.1/4 X 12"	120.00	und.	0.15	18.00	7.50
CARMEX	2.00	pza.	0.87	1.74	0.73
MECHA RAPIDA	0.50	mt.	0.46	0.23	0.10
ANFO	100.00	kg.	0.40	40.00	16.67
DINAMITA SEMEXSA 65% 7/8 x 7"	20.00	und.	0.50	10.00	4.17
PENTACORD	50.00	mt.	0.20	10.00	4.17
					36.24
SUBTOTAL					279.36
TOTAL COSTO DIRECTO					279.36
CF + GG	45%				126.89
TOTAL US\$/m					406.25

Fuente: Presupuesto Minera Bateas, Área Costos

El costo actual para el avance de una labor es de 406.25 \$/disparo el cual se va a disminuir ya que con la carga adecuada por taladro ya sea para control o destrucción permitirá reducir el costo en explosivos y accesorios que actualmente es de \$ 36.24 para una correcta fragmentación y evitando la sobrerotura. Teniendo como resumen aproximado de costos por cada dominio:

RMR	CALIDAD	W (destrucción)	w (control)	Costo explosivos
75	Buena	122.70	20.25	34.54
65	Buena	112.77	17.25	31.41
55	Regular	104.74	12.85	28.51
45	Regular	101.12	10.67	27.01
35	Mala	97.44	8.85	25.68

CONCLUSIONES

1. Se optimizaron las mallas de perforación en avances para los distintos dominios utilizando el método de Holmberg en función a la energía producida por la voladura demostrando que no se genera ningún tipo de daño en la corona ni en los hastiales. Siendo las cargas operantes para destrucción y control:

RMR	CALIDAD	Total de taladros	Tal. Destrucción	Tal. Contorno	W (kg.) Dest.	w (kg.) Control
75	Buena	36	21	15	122.70	20.25
65	Buena	33	18	15	112.77	17.25
55	Regular	28	15	13	104.74	12.85
45	Regular	23	13	11	101.12	10.67
35	Mala	23	12	11	97.44	8.85

2. Los niveles de ruido para los diferentes tipos de rocas son: Roca buena RMR 75 164.61 dB, Roca buena RMR 65 es de 164.84 dB, para Roca regular RMR 55 alcanza los 164.84 dB, para Roca regular RMR 45 se determina en 164.84 dB y por último, en Roca mala se obtiene 167.27 dB a una distancia de 50m.
3. Se determinó que las VPP son de 9.0 mm/s para Roca Buena RMR 75; 9,3 mm/s para Roca Buena RMR 65; 9,3 mm/s para Roca Regular RMR 55; 9,3 mm/s para roca Regular RMR 55 y, 16,2 mm/s para Roca Mala estando por debajo de lo permitido.
4. La vibración dada por voladuras y el conocimiento de la geomecánica del macizo rocoso, permiten estimar la probabilidad de ocasionar daño en dicho macizo. Los altos niveles de vibración pueden dañar la roca, produciendo fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes, es que los resultados mencionados permitirán mantener la estabilidad del macizo rocoso.

RECOMENDACIONES

- Realizar los taladros de corona de manera desacoplada para controlar la estabilidad de la corona.
- Controlar el paralelismo de los taladros para una voladura adecuada
- Utilizar tacos de arcilla ya que genera una fragmentación homogénea, evitando la descarga de ondas por la boca del taladro, de esta manera se evita desestabilizar el piso y techo.
- Limpiar cada uno de los taladros y entubarlos durante la etapa de perforación inmediatamente estos terminen de ser perforados.
- Establecer una hora límite para la entrega del frente perforado al líder de la labor para que sea cargado adecuadamente.
- La caracterización y clasificación del macizo rocoso realizada en campo debería ser una función permanente en el proceso de voladura.
- Usar los softwares especializados en voladura como el JK Simblast para garantizar los resultados y mejorar permanentemente los modelos de información.
- Se debe seguir estudiando y aplicando en campo, el modelamiento y simulación para mejorar constantemente el proceso de voladura, siendo una etapa importante en el ciclo de minado.

BIBLIOGRAFÍA

- Alejano Leandro, Arzúa Javier y Veiga María, (2008). Caracterización geomecánica de los macizos rocosos. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: https://www.researchgate.net/profile/Javier_Arzuza/publication/322715716_Tema_6_-_Caracterizacion_geomecanica_de_los_macizos_rocosos/data/5a6ae7ffa6fdcc2aede3f50/Tema-6-CARACTERIZACION-DE-CAMPO.pdf
- Arce Portugal John Carlos (2017). “Geología, mineralización y evaluación económica del proyecto minero Virgilios” (Huaraz - Ancash) [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/4445/GLarpoj.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Barkan, D, D. (1962). Dynamics of Bases and Foundations. Editorial: McGraw-Hill, New York.
- Bunge Mario (1992). La ciencia. [Shttps://users.dcc.uchile.cl/~cguiter/cursos/INV/bunge_ciencia.pdf](https://users.dcc.uchile.cl/~cguiter/cursos/INV/bunge_ciencia.pdf) método y su filosofía. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: https://users.dcc.uchile.cl/~cguiter/cursos/INV/bunge_ciencia.pdf
- Bureau of Mines Report of Investigation 8896, Washington, 82 p. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://citeseerx.ist.psu.edu/viewdoc/download?doi=10.1.1.739.2630&rep=rep1&type=pdf>
- Cabana Huarilloca Juvenal (2018). “Estudio geomecánico para el control de dilución mediante el diseño de abertura de tajeos de la zona Norte de la veta San Rafael - Puno”. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/8728/Cabana_Huarillocla_Juvenal.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Calderón Navarro Marco Antonio (2015). Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (unidad minera MACDESA) Huancayo-Perú. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/3182/Calderon%20Navarro.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

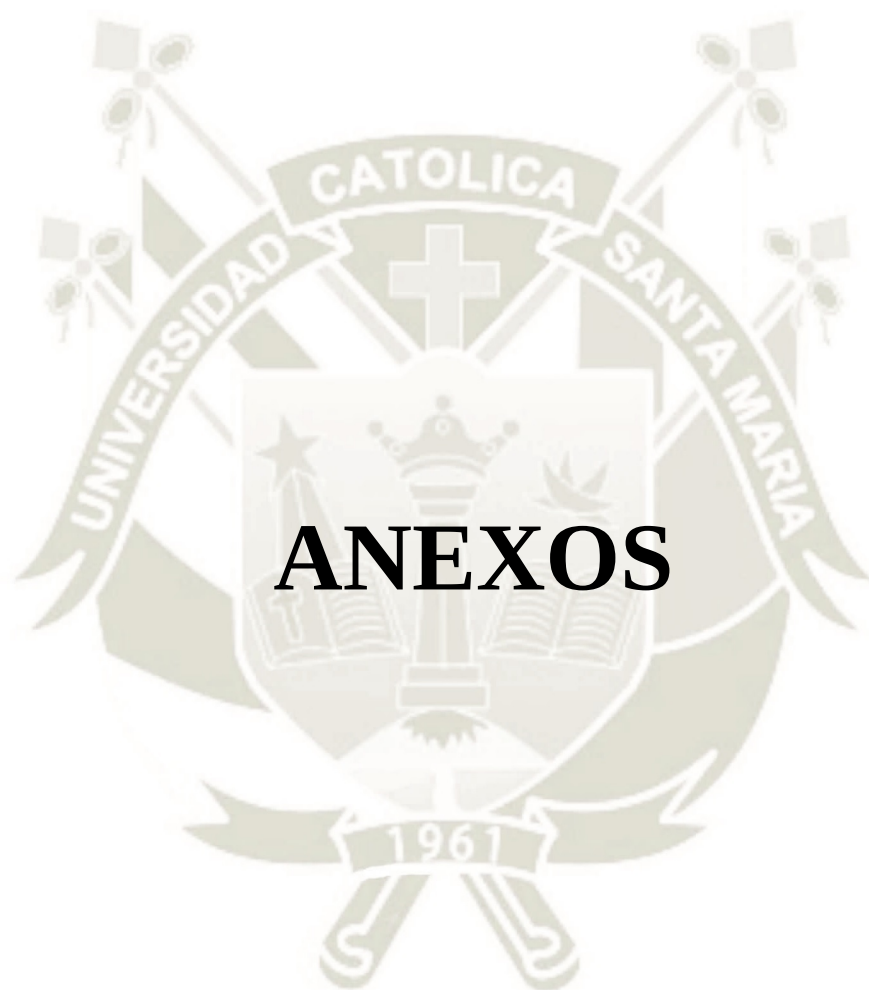
- Cano Mucha JC. (2019). Estudio de vibraciones para la selección de explosivo Óptimo en la Unidad Operativa Selene-Compañía Minera Ares SAC Filial de Hochschild. Perú. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1003/1/T026_70894482_T.pdf
- Capacuti Oviedo Pablo (2018) “Estándares y requisitos mínimos de seguridad para la
- Chura Cahuana Heinz. (2018). “Geomecánica dinámica en la optimización de radio de influencia efectiva en voladura de taladros largos de la unidad operativa Inmaculada, Hochschild Mining –Ayacucho” [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/8091/Chura_Cahuana_Heinz_Miguel.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Contreras Pérez Willy. (2009). “Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones” “Aplicación en minas Ares”. Perú. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/663/1/contreras_pw.pdf
- Díaz Espinoza José, Lucano Alvarado Roger. (2018). Mitigación de vibraciones mediante la simulación numérica directa (DNS), a campo lejano en una mina a tajo abierto. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUPN_01ff08012ed0d8df017f5933001491df
- Dueñas Gutierrez Jhol. (2018). Reducción del daño inducido al macizo rocoso mediante monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones por voladuras en el bypass 179. Compañía Minera Kolpa S.A. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/8287/Due%C3%B1as_Gutierrez_Jhol_Wilfredo.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- EXSA. (2013). Manual práctico de voladuras. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <https://civilgeeks.com/2013/10/31/manual-practico-de-voladuras-exsa/>
- Fernandez, P., & Extremera Pacheco, N. (2007). La inteligencia emocional y la educación de las emociones desde el modelo de Mayer y Salovey. Malaga. España [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://www.redalyc.org/pdf/155/15506205.pdf>
- Fleetwood S (2007) Why work–life balance now? International Journal of Human Resource Management 18(3): 387–400.

- Hernández Sampieri Roberto, Fernández Collado Carlos, et al. (2010). Metodología de la investigación. 5ª Ed. Editorial Mc Graw Hill. México DF: Interamericana Editores SA de CV.
- Huamani Tejada David. (2014). “Optimización del sostenimiento mediante el uso de Hydrabolt unidad minera bateas - CONGEMIN JH SAC” [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3886/Mlhuteda113.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Huaracco Anampa Ronal. Explosivos. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: https://www.academia.edu/6834593/Capitulo_1_-_Explosivos
- Instalación de estaciones de refugio, en casos de siniestros según D.S. 023-2017 EM” Arequipa- Perú. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://bibliotecas.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/7723/Mlcaovpm.pdf?sequence=3&isAllowed=y>
- Jiménez González, R. (2012). Estadística Inferencial II. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: https://www.academia.edu/8137314/Estad%C3%ADstica_Inferencial_II
- Kirby E and Krone K (2002) ‘The policy exists but you can’t really use it’: communication and the structuration of work-family policies. Journal of Applied Communication Research 30(1):50–77
- Minera Bateas (2018). Plan de Minado. Perú
- López Jimeno, Carlos. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://bibliogeo.ing.ucv.vt/DB/bfiegucv/EDOC/SRed/2011/10/T041500002027-0-Manual_de_perforacion_y_voladura_de_rocas-000.pdf
- Manzano Lizcano José A, Jaramillo Flórez Samuel Ángel. (2005). Nuevas técnicas de transmisión de muy alta velocidad para redes de computadores: Una aproximación mediante ondículas [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <https://revistas.pascualbravo.edu.co/index.php/cintex/article/view/155>
- Ministerio de Economía y Finanzas (MINEN) (2018). Impacto económico de la minera en el Perú. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <https://www.convencionminera.com/perumin31/images/perumin/recursos/OLD/Econo>

[m%D0%B1a%20SNMPE%20Impacto%20econ%D0%B2mico%20de%20la%20miner
%D0%B1a%20en%20el%20Per%D0%B3.pdf](#)

- Moya, Andrés. (2014). Genómica, población y salud pública. Revista Española de Salud Pública, vol. 88, núm. 5, septiembre-octubre, pp. 551-553. Ministerio de Sanidad, Servicios Sociales e Igualdad Madrid, España. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://www.redalyc.org/pdf/170/17031848001.pdf>
- Music Garrido Andrés. (2007). “Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, MNA el teniente” Chile. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://www.tesis.uchile.cl/tesis/uchile/2007/music_a/sources/music_a.pdf
- Núñez Flores. Estrategia y técnica del diseño de investigación. <http://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/educa/article/view/5190>. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/educa/article/view/5190>
- Pampacata Holgado Lucio. (2015). “Análisis de vibraciones inducidos por la voladura de rocas en cantera Atocongo en zonas cercanas a poblaciones”. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/2096/1/pampacata_hl.pdf
- Piñas Esteban Yuri. (2007). Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula (PPV) para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando Tecnología electrónica (Minera Aurífera Retamas S.A.-Yacimiento El Gigante – La Libertad). [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/685/1/pinas_ey.pdf
- Sanchidrian, Muñoz. (2000). Transmitted shock wave through the rock mass. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: https://www.researchgate.net/figure/2-Transmitted-shock-wave-through-the-rock-mass-Sanchidrian-Muniz-2000_fig2_277984085
- Scherpenisse C. R., Adamson W. R., Díaz J. C., (2000) “Asesoría Técnica en Monitoreo de Vibraciones para el Modelamiento y Control del daño en Mina Escondida”, Minera Escondida Ltda. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <https://dokumen.tips/documents/vibraciones-y-dano-en-voladura-de-tunelisem-2000.html>
- Stagg, M. S. et al. 1984. Effects of repeated blasting on a wood-frame house. U.S.

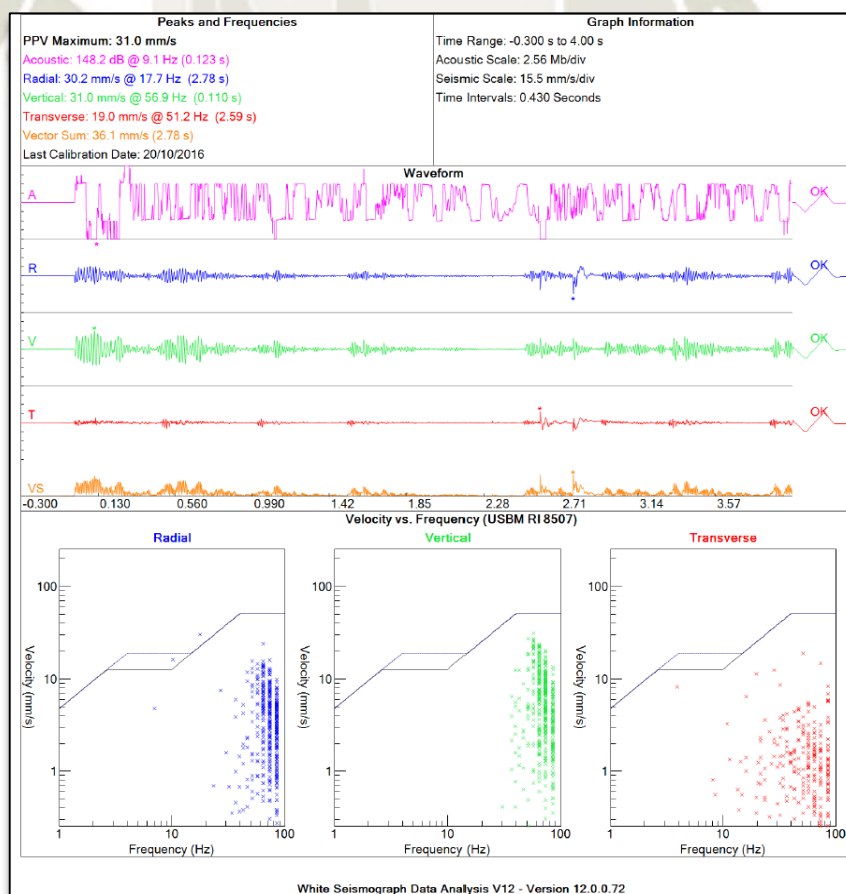
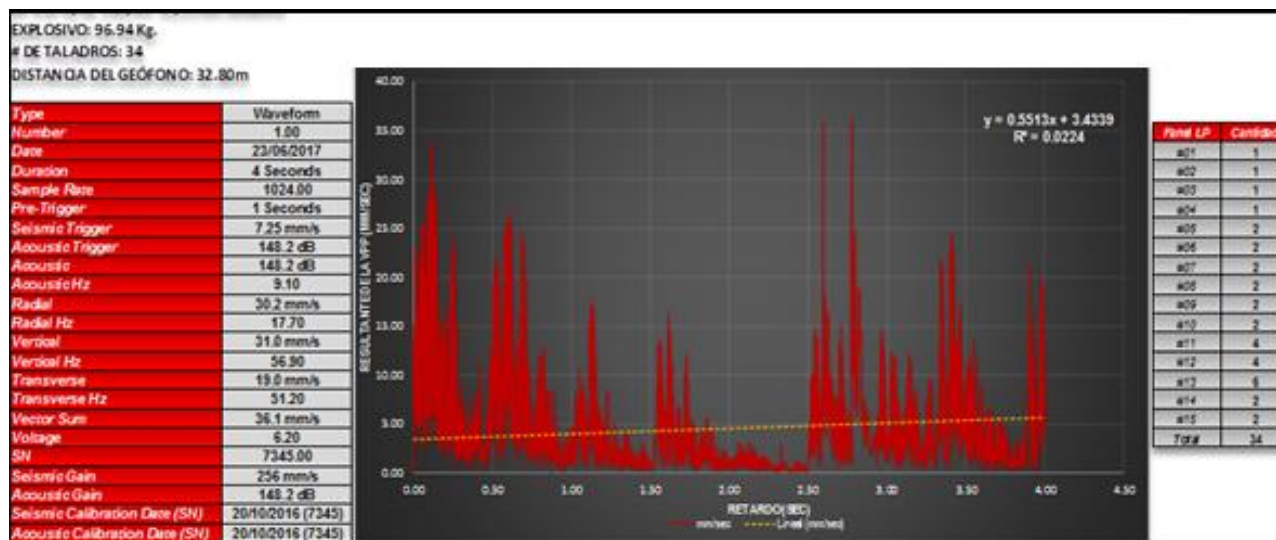
- Thomas, N. (2015). The relative effect of charge dimensions on elastic vibration attenuation and blast – induced seismic energy concepts. Missouri University of Science and Technology, EE.UU. [Tesis] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: https://scholarsmine.mst.edu/doctoral_dissertations/
- Torrance, Deirdre (2013). Distributed Leadership: Still in the Gift of the Headteacher, Scottish Educational Review 45 (2), 50-63. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: <http://www.scotedreview.org.uk/media/microsites/scottish-educational-review/documents/368.pdf>
- Vásquez Sanchez Ned. (2013). Predicción de la ley de atenuación, frecuencia dominante y espectro de respuesta en vibraciones producidas por voladuras a cielo abierto. [Internet] [Citado el 13 Marzo del 2018] Disponible en: http://oa.upm.es/21528/1/PFC_NED_YAMILE_VASQUEZ_SANCHEZ.pdf
- Yang Chun, Young-Soo;, Ji-Soo; Chang, Kug-Kwan Y Lee, Li-Hyung (2009). Approximate estimations of natural periods for apartment buildings with shear-wall dominant system. 12th World Conference on Earthquake Engineering, Nueva Zelanda. Artículo 0018



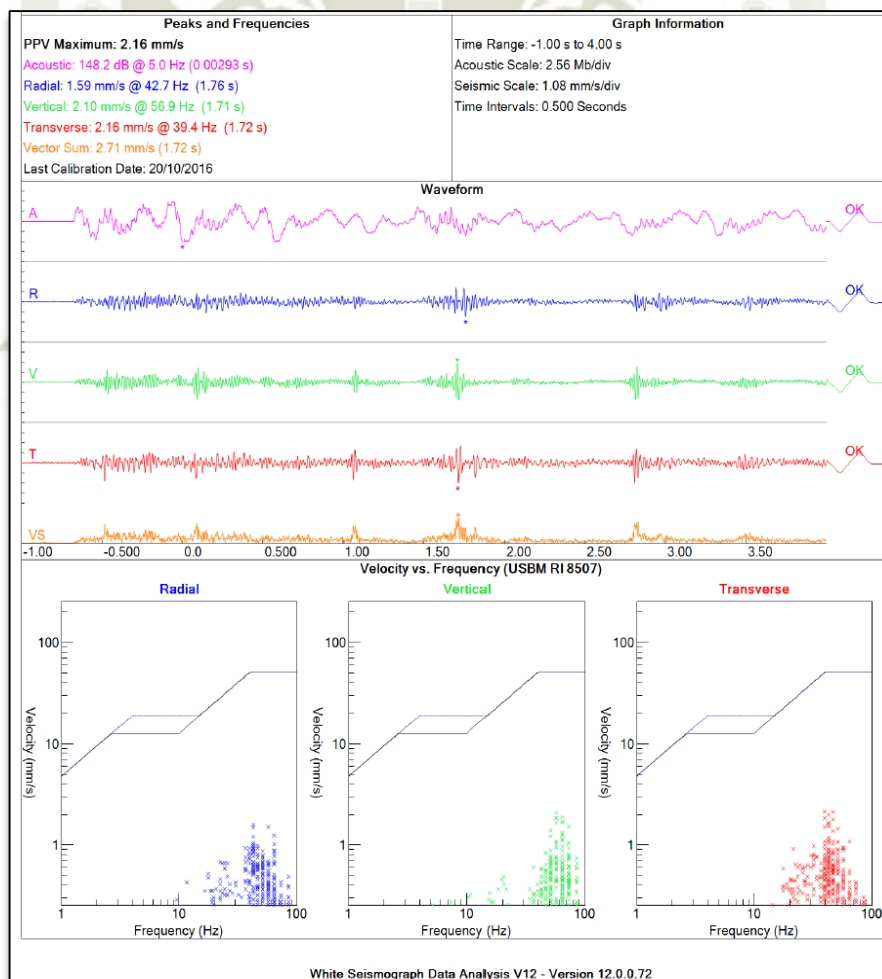
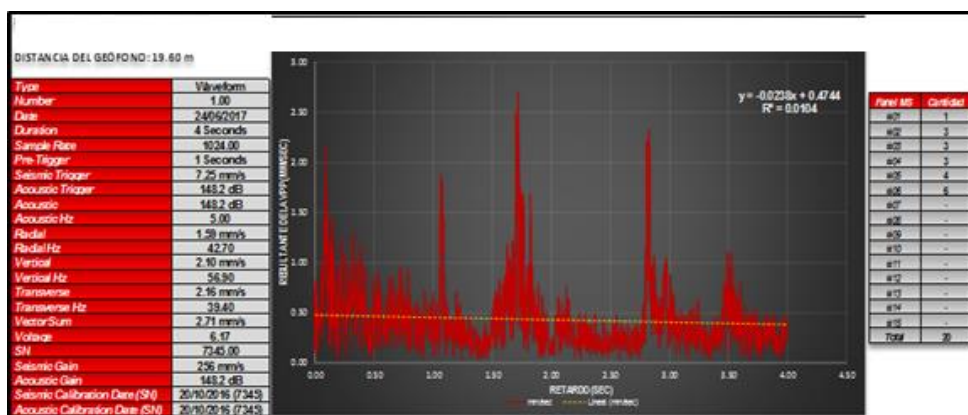
ANEXOS

ANEXO 01: REGISTRO DE SISMOGRAFÍA N°1

En el sismograma de la voladura realizada con 34 taladros de 3.0 metros de longitud promedio y 45 mm de diámetro, donde se utilizó 96.94 Kg. de explosivo, se observa que el mayor movimiento de partícula se registró en el eje de la Onda Transversal con 19.0 mm/s y la resultante de la PPV es de 36.1 mm/s en la sumatoria de los vectores; el sismógrafo se instaló a 32.80 m de la voladura.



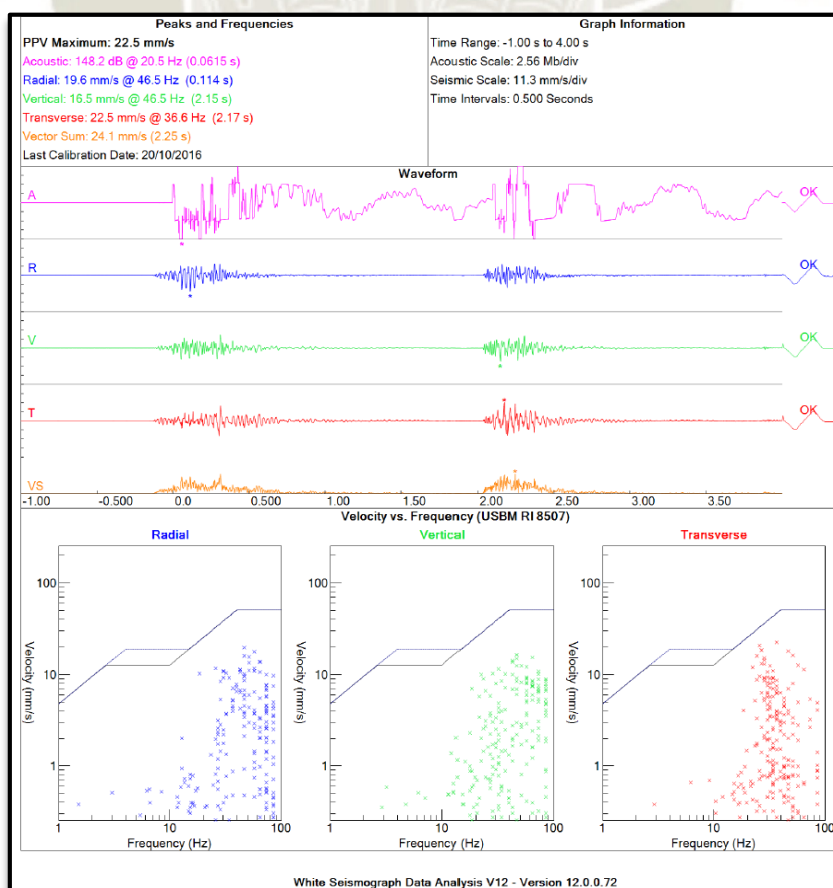
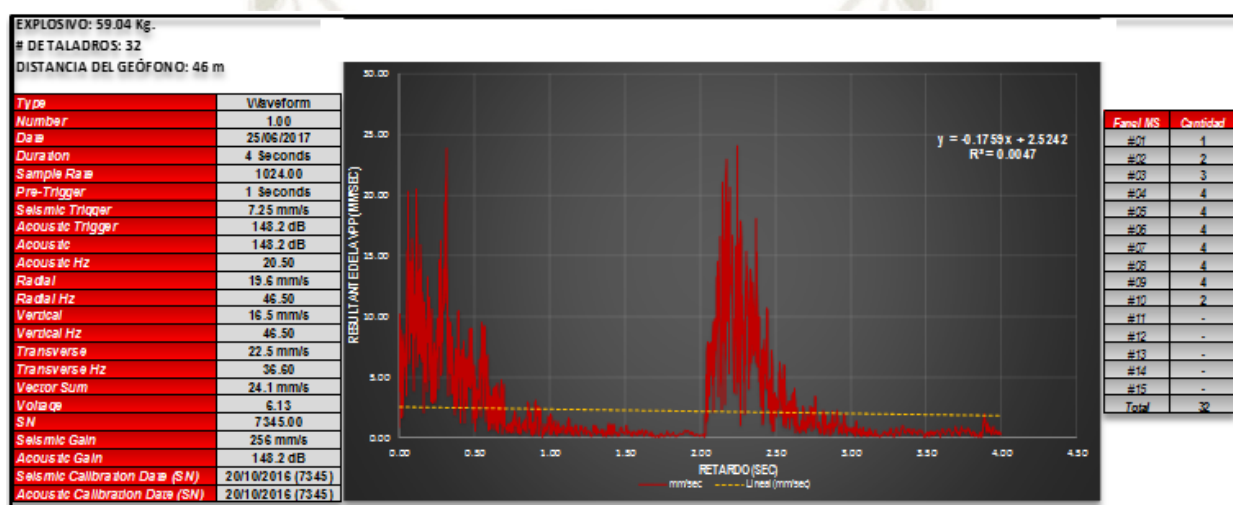
ANEXO 02: REGISTRO DE SISMOGRAFÍA N°2



ANEXO 03: REGISTRO DE SISMOGRAFÍA N°3

En el sismograma de la voladura realizada con 32 taladros de 2.70 metros de longitud promedio y 45 mm de diámetro, donde se utilizó 59.04 Kg. de explosivo, se observa que el mayor movimiento de partícula se registró en el eje de la Onda Transversal con 22.5 mm/s y la resultante de la PPV es de 24.1 mm/s en la sumatoria de los vectores; el sismógrafo se instaló a 46 m de la voladura.

En conclusión, en esta voladura no se está generando daño a las cajas circundantes por estar por debajo del umbral de daño



ANEXO 04: FICHA TECNICA EMULNOR 3000

MANIPULADOS PLACAMENTE

El producto EMULNOR 3000 es un explosivo de tipo emulsión, desarrollado por FAMESA S.A.C. para uso en minería. El producto es seguro y estable, no requiere de cuidados especiales durante su manipulación, almacenamiento y transporte. El producto es seguro y estable, no requiere de cuidados especiales durante su manipulación, almacenamiento y transporte.

Características técnicas

	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa (g/cm³)	0.92 ± 0.03	1.12 ± 0.1	1.14 ± 0.1	1.16 ± 0.1
Velocidad de combustión**	4 400 ± 300	5 000 ± 300	5 100 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación (m/s)	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Potencia de detonación (kcal/m³)	44	55	53	88
Energía (kcal/kg)	628	785	820	1010
Volumen normal de gases (Nl/g)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (Nl/g)	10	87	102	112
Potencia relativa en volumen (Nl/m³)	77	120	142	159
Resistencia al agua	Nº 5	Nº 5	Nº 5	Nº 5
Resistencia al impacto	Excepcional	Excepcional	Excepcional	Excepcional
Capacidad de llenado	Práctico	Práctico	Práctico	Práctico

** Velocidad de detonación en tubo de 1/2 pulgadas de diámetro.
*** Velocidad de detonación con carga de 1 pulgada de diámetro.
**** Potencia relativa relativa al ANFO con potencia convencional de 100.

Presentación

	Material	Capacidad de carga (kg)	Peso neto (kg)	Dimensiones (cm)
EMULNOR 500 1' x 7'	Cable	318	25.0	35.5 x 45.8 x 26.2
EMULNOR 500 1' x 8'	Cable	294	25.0	35.5 x 45.8 x 26.0
EMULNOR 1000 1' x 7'	Cable	294	25.0	35.5 x 45.8 x 26.2
EMULNOR 1000 1' x 8'	Cable	230	25.0	35.5 x 45.8 x 26.2
EMULNOR 3000 1' x 7'	Cable	150	25.0	35.5 x 47.5 x 30.0
EMULNOR 3000 1' x 8'	Cable	200	25.0	35.5 x 45.8 x 26.2
EMULNOR 5000 1' x 7'	Cable	228	25.0	35.5 x 45.8 x 26.2
EMULNOR 5000 1' x 8'	Cable	144	25.0	35.5 x 47.5 x 30.0
EMULNOR 5000 1' x 7'	Cable	246	25.0	35.5 x 45.8 x 26.2
EMULNOR 5000 1' x 8'	Cable	216	25.0	35.5 x 45.8 x 26.2
EMULNOR 5000 1' x 7'	Cable	142	25.0	35.5 x 47.5 x 30.0

Otra forma de empaque de acuerdo a pedido.

EMULNOR®

EMULSIÓN / HIDROGEL ENCARTUCHADA

Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo. En explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en carreteras, en taberos secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a los diamantes convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como "cebos" de iniciación de columnas de nitró-carbón.

Debido a la buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reintegrese a la labor en menor tiempo, obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad.

Descripción y composición

El EMULNOR® es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Tipos y usos

Para satisfacer los requerimientos del mercado, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:

- EMULNOR® 500.-
Para la voladura de rocas muy suaves.
- EMULNOR® 1000.-
Para la voladura de rocas suaves a intermedias.
- EMULNOR® 3000.-
Para la voladura de rocas intermedias a duras.
- EMULNOR® 5000.-
Para la voladura de rocas muy duras.

Transporte

Clase 1
Dang. 1.1
Dang. 2.1

121

Publicación autorizada con fines académicos e investigativos
En su investigación no olvide referenciar esta tesis

ANEXO 05: FICHA TECNICA SUPERFAM 2

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

	SUPERFAM – L	SUPERFAM – P
DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)	0,56	0,68
VELOCIDAD DE DETONACIÓN * (m/s)	2 600	3 400
ENERGÍA TEÓRICA POR PESO (cal/g)	738	940
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)	946	980
POTENCIA RELATIVA POR PESO (%)	82	105
POTENCIA RELATIVA POR VOLUMEN (%)	56	89
PRESIÓN DE DETONACIÓN (Kbar)	9,5	29
RESISTENCIA AL AGUA	Baja	Baja
DIÁMETRO CRÍTICO (mm)	38	32

PRESENTACIÓN

	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)
SUPERFAM – L	20,0	20,3
SUPERFAM – P	25,0	25,3

Características técnicas

DEL FULMINANTE DE RETARDO		FANEL®
Diámetro (mm)	7,3	
Longitud (mm)	60 / 68 / 88 / 92	
Prueba de ensayo,	Min. 11	
Diámetro de perforación (mm)	Variable	
Volumen trauz (cm³)	Min. 34	
Resistencia al impacto 2kg / 1m	No deforma	

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	Rojo ó Naranja
período corto	Amarillo
período largo	2.000 ± 200
Velocidad de onda (m/s)	2.000 ± 200

DEL CONECTADOR PLÁSTICO TIPO "J" FANEL®

FANEL®	
Material	Plástico
Color	Rojo
período corto	Azul
período largo	

ESCALA DE TIEMPOS NOMINALES DE RETARDO:

Serie Estándar		
Período corto	Período corto	Período largo
N° serie	TDR (ms)	TDR (s)
0	0	9
1	25	10
2	50	11
3	75	12
4	100	13
5	125	14
6	150	15
7	175	16
8	200	17
9	225	18
10	250	19

Serie Universal		
Período corto	Período corto	Período largo
N° serie	TDR (ms)	TDR (s)
0	0	9
1	25	10
2	50	11
3	75	12
4	100	13
5	125	14
6	150	15
7	175	16
8	200	17
9	225	18
10	250	19

Características técnicas

DEL FULMINANTE DE RETARDO		FANEL®
Diámetro (mm)	7,3	
Longitud (mm)	60 / 68 / 88 / 92	
Prueba de ensayo,	Min. 11	
Diámetro de perforación (mm)	Variable	
Volumen trauz (cm³)	Min. 34	
Resistencia al impacto 2kg / 1m	No deforma	

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	Rojo ó Naranja
período corto	Amarillo
período largo	2.000 ± 200
Velocidad de onda (m/s)	2.000 ± 200

DEL CONECTADOR PLÁSTICO TIPO "J" FANEL®

FANEL®	
Material	Plástico
Color	Rojo
período corto	Azul
período largo	

ESCALA DE TIEMPOS NOMINALES DE RETARDO:

Serie Estándar		
Período corto	Período corto	



Foto 1: Jumbo perforando frente

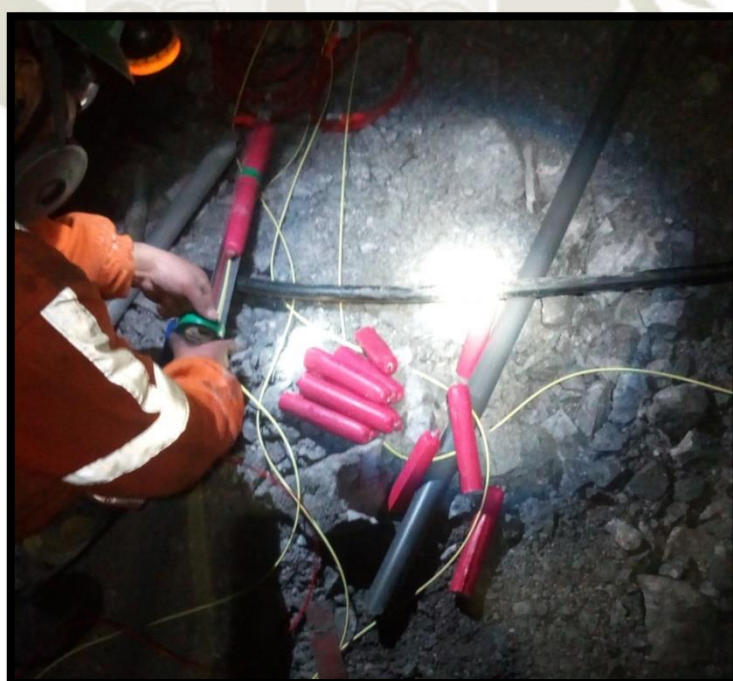


Foto 2: Preparación de cañas para coronas



Foto 3: Pentacord atravesando Emulsión

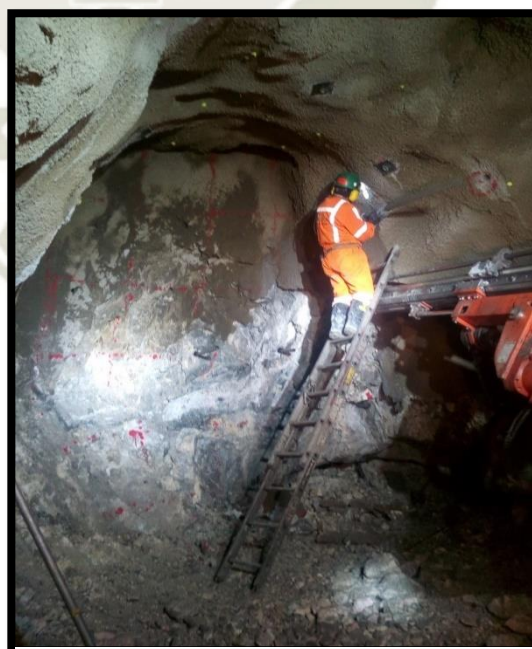


Foto 4: Ayudante de perforación
colocando tubos de PVC



Foto 5: Monitoreo de Vibraciones



Foto 6: Sismógrafo utilizado



Foto 7: Perforación de taladros de en corona



Foto 8: Verificación post- voladura



Foto 9: Resultado Post-Voladura presencia de cañas



Foto 10: Ancho de Labor 4.15m



Foto 11: Altura de labor 4.20