

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE
MINAS**



TRABAJO PROFESIONAL

**“MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA LA EVALUACIÓN DE
DAÑOS CAUSADOS EN LAS EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS EN LA
UNIDAD MINERA PARCOY - CMH S.A.”**

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado Por:

Bach. Julio César CCESA QUINCHO

AYACUCHO – PERÚ

2014

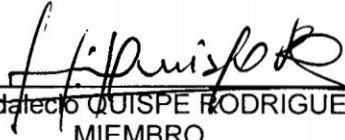
**“MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA LA EVALUACIÓN DE DAÑOS
CAUSADOS EN LAS EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS EN LA UNIDAD
MINERA PARCOY - CMH S.A.”**

RECOMENDADO : 04 DE NOVIEMBRE DEL 2014

APROBADO : 26 DE DICIEMBRE DEL 2014



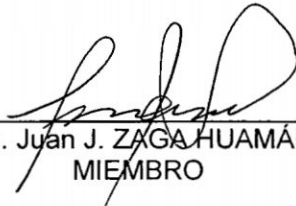
MSc. Ing. CARLOS A. PRADO PRADO
PRESIDENTE



Ing. Indalecio QUISPE RODRIGUEZ
MIEMBRO



Ing. Grover RUBINA SALAZAR
MIEMBRO



Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN
MIEMBRO



Ing. Florio YANQALL GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 26 de Diciembre del 2014, en la sustentación del Trabajo Profesional presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Julio César CCESA QUINCHO, con el Trabajo Profesional titulado: **“MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA LA EVALUACIÓN DE DAÑOS CAUSADOS EN LAS EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS EN LA UNIDAD MINERA PARCOY - CMH S.A.”**, fue calificada con la nota de **DIECISÉIS (16)** por lo que se da la respectiva **APROBACIÓN**.



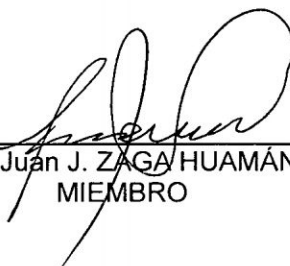
MSc. Ing. CARLOS A. PRADO PRADO
PRESIDENTE



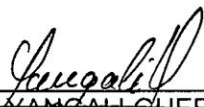
Ing. Irineo QUISPE RODRIGUEZ
MIEMBRO



Ing. Gruber RUBINA SALAZAR
MIEMBRO



Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN
MIEMBRO



Ing. Floro N. YANGALI GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

DEDICATORIA:

A Dios y la Virgen por cuidarme y guiarme siempre, a Alejandrina y Julio, mis padres; a Maritza y Mercedes, mis hermanas, por su amor y apoyo incondicional en el día a día de mi formación profesional.

AGRADECIMIENTOS

- A la empresa Consorcio Minero Horizonte S.A., por haberme brindado la oportunidad de realizar los trabajos de campo y gabinete en el Monitoreo y así poder obtener información para presentar esta tesis, al Ing. Otto Sandoval Zea, Ing. Harry Guillen Vilca, Ing. Hector Cari Cuentas, Ing. Alfredo Espinoza y a todos los ingenieros que me brindaron su amistad, conocimientos y experiencias durante mi permanencia en esta Unidad Minera.
- Mi gratitud a la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, en especial a la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas y a la plana de docentes por sus valiosos conocimientos y sus sabias enseñanzas compartidas durante mi formación académica.
- Mi gratitud al Ing. Hugo Gutiérrez Orosco, por apoyarme en su calidad de asesor brindándome sus conocimientos adquiridos en su vasta experiencia y vida profesional.

RESUMEN

El objetivo principal del presente proyecto es brindar el procedimiento correcto de cómo realizar el monitoreo de vibraciones utilizando el Modelo Matemático de Devine y así poder identificar y posteriormente controlar el daño causado por la voladura al macizo rocoso, las labores e instalaciones más cercanas al frente de disparo.

Para el análisis de vibraciones utilizaremos los criterios empíricos que permiten ajustar una ley de propagación a las ondas vibratorias, es decir el Modelo Matemático de Devine.

Los resultados obtenidos permitió modelar, cuantificar y graficar el daño que se produce en el macizo rocoso e identificar la cantidad de carga explosiva adecuada para cada tipo de roca; después el almacenamiento de resultados en una base de datos que nos permitió tener un punto de partida para la elección de la cantidad de explosivo a utilizar según el tipo de roca, para posteriores disparos y así reducir el daño al macizo rocoso, optimizar el desatado y sostenimientos de las labores.

INTRUDUCCIÓN

El problema de vibraciones que originan la voladura de roca, es uno de los más importantes que enfrentan hoy en día en las operaciones mineras.

Estas vibraciones en algunas circunstancias pueden generar grandes daños estructurales a la mina y a sus instalaciones.

El problema que producen las vibraciones se puede evitar mediante una adecuada campaña de monitoreo, lo cual permitirá a futuro evitar repetir las condiciones que puedan traer daño a la mina y al macizo rocoso donde se produce la voladura.

Cuando un explosivo es detonado en el barreno la energía que se transmite en el terreno circundante es el desarrollo de altas presiones de gases y de choque, seguido del quebrantamiento del material inmediatamente cercano al barreno, las presiones decaen prontamente con la distancia desde la carga a valores que están bajo la resistencia de compresión del medio confinado, las altas presiones generan ondas vibratoriales muy altas es por este problema de vibraciones por el cual me animé a presentar el presente proyecto para poder brindar un adecuado procedimiento de monitoreo y la correcta interpretación de los resultados obtenidos.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
INTRODUCCIÓN	
RESUMEN	

CAPÍTULO I GENERALIDADES

1.1. Ubicación	1
1.2. Accesibilidad	3
1.3. Historia.....	3
1.4. Topografía.....	4
1.5. Clima	4
1.6. Organización	5
1.7. Planteamiento del Problema	5
1.7.1. Formulación del Problema.....	5
1.7.2. Objetivos.....	6
1.7.3. Hipótesis	6
1.7.4. Variables e Indicadores.....	7
1.8. Diseño Metodológico del Trabajo	8

CAPÍTULO II GEOLOGÍA DE LA MINA PARCOY

2.1. Geología Regional	9
2.1.1. Rocas Sedimentarias.....	9
2.1.2. Rocas Intrusivas	10
2.2. Geología Económica	10
2.3. Geología Estructural	10
2.3.1. Formación de los depósitos mineralizados	11
2.3.2. Fallas y fracturas	11

2.3.3. Tipo de yacimiento	12
2.3.4. Rellenos de filones	12
2.3.5. Distribución del oro	13
2.4. Mineralogía	13
2.4.1. Estructuras Mineralizadas	14
2.4.2. Zonificación de la Mina	15

CAPÍTULO III

ANÁLISIS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

3.1. Labores de Desarrollo y Preparación	17
3.2. Métodos de Explotación en la Unidad	18
3.2.1. Factores de Selección	18
3.2.2. Corte y Relleno Ascendente Convencional en Breasting	19
3.2.3. Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en Breasting	19
3.2.3.1 .Ciclo de Minado	21

CAPÍTULO IV

PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE EVALUACIÓN

4.1 Rock Mass Rating (RMR)	23
4.1.1. La Resistencia a la Compresión	25
4.1.2. Índice de la Calidad de la Roca (RQD)	26
4.1.3. Espaciamiento de Juntas	28
4.1.4. Condición de Juntas	29
4.1.5. Presencia de Agua Subterránea	34
4.1.6. Corrección por orientación	35
4.2 Índice de Resistencia Geológica (GSI)	36
4.3 Relaciones entre RMR Y GSI	38
4.4 Índice de la calidad del Túnel (Q)	39
4.5 Módulo de Elasticidad Estático de la Roca Es	41

4.6	Módulo de Elasticidad Dinámico de la Roca E_d	42
4.7	Módulo de Elasticidad de la Roca Intacta E_i , Módulo de Elasticidad del Macizo Rocosos E_m y su Relación.....	42
4.8	Factor de Daño por Voladura D	44

CAPÍTULO V

FUNDAMENTOS DE LAS VIBRACIONES

5.1	Definición de las vibraciones	47
5.2	Propiedades Básicas de las Ondas	48
5.2.1.	Frecuencia de las vibraciones	48
5.2.2.	Amplitud de las vibraciones.....	50
5.2.3.	Duración de las vibraciones	51
5.2.4.	Longitud de onda de las vibraciones	51
5.2.5.	Velocidad de propagación	52
5.3	Tipos de ondas	53
5.3.1.	Ondas Primarias	53
5.3.2.	Ondas Secundarias	53
5.3.3.	Ondas Rayleigh	53
5.3.4.	Ondas Love	54
5.4	Instrumentación Para Monitorear	54
5.4.1.	Transductores	54
5.4.2.	Sismógrafos.....	56
5.5	Velocidad de Partícula	56
5.6	Velocidad Pico de Partícula.....	57
5.6.1.	Análisis de las ondas de vibración	57
5.6.2.	Modelos de la velocidad pico de partícula	60
5.6.2.1	Modelo General.....	60
5.6.2.2	Modelo de campo lejano	61
5.6.2.3	Modelo de campo cercano	65

5.6.2. Velocidad Pico de Partícula Crítica	67
5.6.3. Criterio de daño	69
5.6.4. Envolvente de daño	70
5.6.5. Ley de Atenuación	70
5.6.6. Carga Operante.....	71
5.7 Normativa de Control de vibraciones.....	71
5.7.1. Normativas Internacionales.....	72

CAPÍTULO VI

MONITOREO DE LAS VIBRACIONES Y CONTROL DE DAÑOS CAUSADOS EN LA PERIFERIA DE LAS EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS

6.1 El Modelo De Devine	76
6.2 Trabajo de Campo.....	77
6.2.1. Ubicación de los equipos para el monitoreo.....	77
6.2.2. Levantamiento de malla de perforación	80
6.2.3. Cálculo de carga Operante Máxima.....	83
6.2.4. Manipulación de los Sismógrafos	84
6.3 Trabajo de gabinete.....	90
6.3.1. Descarga de Datos	90
6.3.2. Cálculo de la Velocidad Pico de Partícula Crítica	101
6.3.3. Ley de Atenuación de la Onda	110
6.3.4. Envolvente de Daño.....	121
6.3.4. Criterio de Daño.....	123
6.3.5. Hoja Resumen.....	125

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

CAPÍTULO I

1. GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN:

La Unidad Minera Parcoy, se encuentra ubicada en el distrito minero de Parcoy, provincia de Pataz; departamento de La Libertad en la sierra norte del Perú, a una altura promedio de 2780 m.s.n.m.; con las siguientes coordenadas geográficas:

LATITUD: 08° 01' 06" S

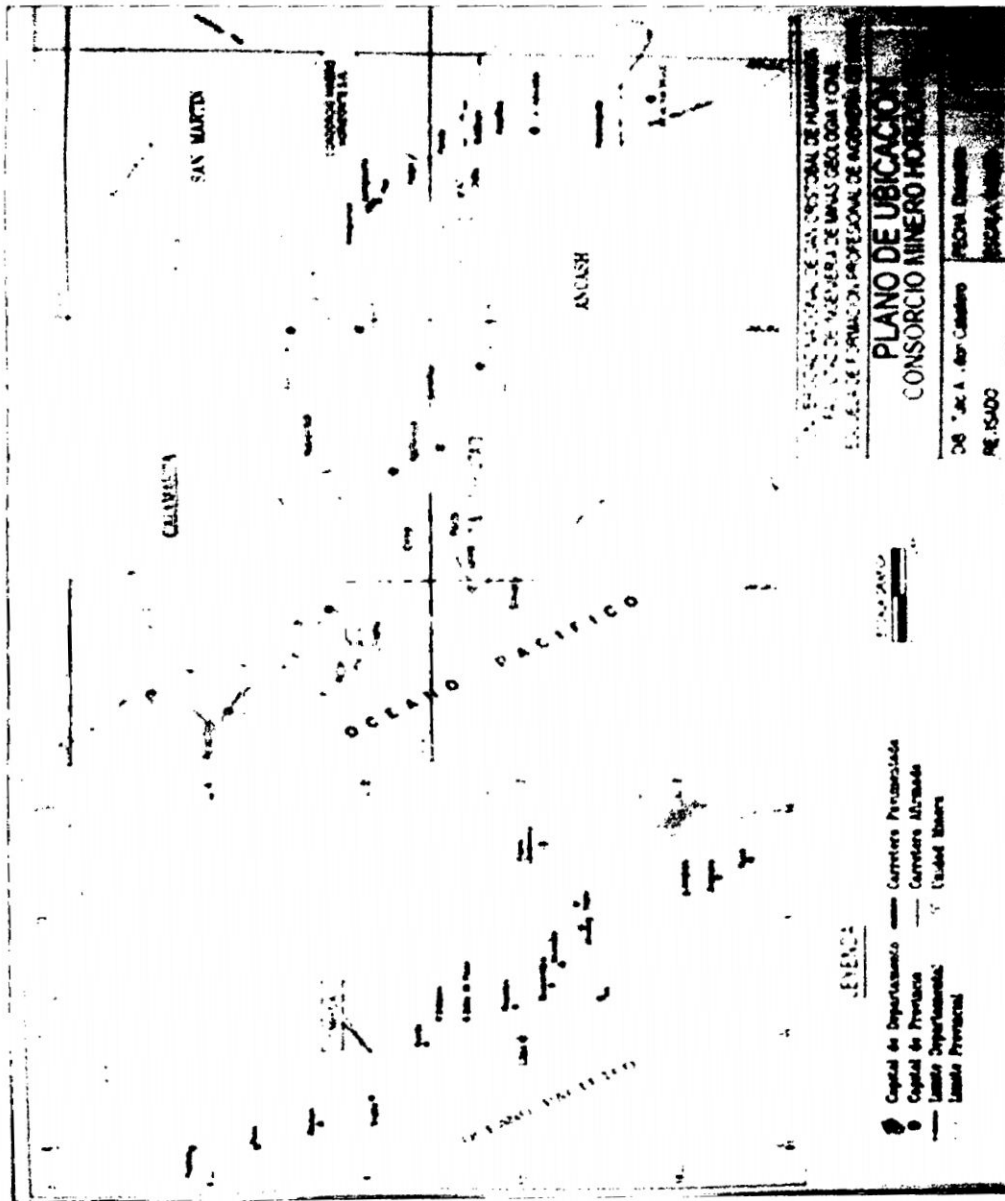
LONGITUD: 77° 28' 45" W

Y coordenadas UTM:

E: 226 727.55

N: 9 112 850.30

Fig. N°01: Croquis de ubicación



Fuente: Exposición Encuentro de operadores - Consorcio Minero Horizonte S.A.

1.2. ACCESIBILIDAD:

El acceso a la unidad minera Parcoy, se realiza por vía aérea y terrestre.

El acceso vía aérea:

Lima – Aeropuerto de Pías. 60 minutos

Trujillo- Aeropuerto de Pías. 30 minutos

Aeropuerto Pías – Retamas (vía terrestre) 1 hora

Vía terrestre:

TRUJILLO - CHAGUAL = 340 Km.

CHAGUAL - PARCOY = 60 Km.

1.3. HISTORIA

Este yacimiento de la mina de Parcoy ha sido descrito por el historiador Antonio Raymondi (1885), de Lucio (1905), cuyos informes dan ideas fragmentarias de su geología, posteriormente mencionó de las Casas y Ponzoni (1969), finalmente Bellido de Montreuil (1972) en los últimos tiempos ha sido objeto de estudio por parte de la Corporación Minera Peruana - Alemana y finalmente los consultores del SIMPAR INGS. EVERENTT GRAFF, FERNANDO DE LAS CASAS y EDWIN ROSSE el cuál elaboraron informes y otros documentos de carácter confidencial.

La mineralización principalmente es piritas auríferas con cuarzo y arsenopiritas emplazado en rocas granodioríticas, con fuertes deformaciones en la zona de

contacto con rocas andesíticas estando generalmente cloritizado por la acción de las aguas que filtran de la superficie, los que a su vez han instruido el complejo Marañón del precambriano donde las potencias varían de 0.90 m a 4.0 m de espesor y existiendo en un 80% una potencia promedio de 2.0 m ; La presencia de la galena y la esfalerita conforme profundiza el yacimiento hace variar los valores y la chalcopirita que también es un indicador de valores económicos

1.4. TOPOGRAFÍA

El área que comprende el yacimiento es accidentado, debido a que se encuentra en el flanco oriental de la cordillera de los andes, por la que se presentan geformas con desniveles de hasta 300 m; Hacia el lado Este corren las aguas del río Marañón.

1.5. CLIMA:

El clima es típico de un valle templado, en los meses de enero a marzo las temperaturas varían 10°C a 16°C con lluvias intensas, en los meses de abril a Octubre las temperaturas varían entre los 13 °C a 20 °C con presencia de lluvias esporádicas, el relieve donde se encuentra la Unidad Minera Parcoy corresponde a los valles interandinos representado por grandes valles como: Curubamba, Yurayacu, Trapiche y Lúcumas por donde discurren los ríos Parcoy y LLacuabamba principales recolectores de aguas de la zona.

1.6. ORGANIZACIÓN

La Mina en su sistema organizacional está conformado por la Gerencia general y Gerencia de operaciones, un Superintendente general y 04 Superintendencias en las áreas de Mina, Planta, Mantenimiento y Control de Pérdidas. Así mismo se cuenta con un Departamento de Recursos Humanos, conformados por el área de Psicología, Servicio Social y Personal.

1.7. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

“Monitoreo y Modelamiento de Vibraciones

Variable Independiente

Para la Evaluación del Daño a la Periferia Del macizo Rocosó

Ocasionado por la Voladura en la Unidad Minera Parcoy - Consorcio

Minero Horizonte S.A.”

Variable Dependiente

1.7.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

a) Problema Principal

¿Cuál es la importancia del monitoreo y modelamiento para la evaluación de la voladura en los tajeos de explotación?

b) Problemas Secundarios

- ¿En qué medida afecta las vibraciones producto de la voladura en la estabilidad del macizo rocoso?

- ¿Cómo influye la sobre-excavación en la estabilidad de los hastiales y sobre la seguridad de los trabajadores?
- ¿Qué impacto genera las vibraciones de alta intensidad y por ende sobre-rotura de las cajas en los costos de producción?

1.7.2. OBJETIVOS

a) Objetivo General

Conocer la importancia del monitoreo y modelamiento para la evaluación de la voladura en los tajeos de explotación.

b) Objetivos Específicos

- Evaluar el daño de las vibraciones producto de la voladura en la estabilidad del macizo rocoso.
- Determinar sobre-excavación de los hastiales y por ende de la seguridad de los trabajadores.
- Monitorear sobre las vibraciones de alta intensidad, sobre-rotura de las cajas y su influencia sobre los costos de producción.
- Establecer un ordenado procedimiento de monitoreo y análisis.

1.7.3. HIPÓTESIS

a) Hipótesis Principal

Es importante el monitoreo y modelamiento para la evaluación de la voladura en los tajeos de explotación.

c) Hipótesis Secundarios

- Las vibraciones producto de la voladura afecta en la estabilidad del macizo rocoso.
- Sobre-excavación influye en la estabilidad de los hastiales y sobre la seguridad de los trabajadores.
- Las vibraciones de alta intensidad y por ende sobre-rotura de las cajas genera impactos en los costos de producción.

1.7.4. VARIABLES E INDICADORES

a) Variable Independiente

Monitoreo y modelamiento de vibraciones

Indicadores

Velocidades de Partícula (mm/s).

Distancia de Monitoreo (m)

Carga Operante (Kg/retardo).

Factor de carga lineal (Kg/m).

Factor de carga por tonelada (Kg/ton).

b) Variable Dependiente

Evaluación del daño a la periferia del macizo rocoso ocasionado por la voladura en la Unidad Minera Parcoy.

Indicadores

Sobre-rotura del macizo rocoso (m).

Distancia de daño (m)

Rock Mass Rating (RMR).

1.8. DISEÑO METODOLÓGICO DEL TRABAJO

- Tipo de investigación: Aplicada.
- Nivel de investigación: Descriptivo- Analítico.
- Diseño: Transversal-correlacional.
- Población: Unidad Minera.
- Tamaño de Muestra: Tajeos de explotación.
- Selección de Muestra: Muestra no probabilística.
- Unida de Análisis: Tajeo 753N.
- Recolección de Datos: Instrumentación directa, observación directa e información documentada.
- Instrumento de Medición: Sismógrafos.
- Procesamiento de Datos: Evaluación y procesamiento de datos.
- Análisis e interpretación de Datos: Cálculos y análisis mediante estadística descriptiva de ser el caso.

CAPÍTULO II

2. GEOLOGÍA DE LA MINA PARCOY

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL

2.1.1. Rocas Sedimentarias

Compuesto de filitas, esquistos y pizarras del precámbricos o paleozoico inferior; de pizarras masivas gris azuladas de la formación Contoya y arenisca rojas de la formación Mitu.

Las formaciones están constituidas por un pórfido grano diorítico dacítico, que por sus relaciones estructurales con las rocas encajonantes, es considerado del paleozoico. Las rocas sedimentarias están constituidas por arenisca, pizarra y calizas que fueron depositados en un gran anticlinal que empieza en la provincia de patazhasta la provincia de Buldibuyo.

2.1.2. Rocas Intrusivas

Está formado por una intrusión granodiorita con fuertes diferenciaciones en la zona de contacto con rocas andecíticas, estando cloritizado por la acción de las aguas que filtran de superficie, la granodiorita por lo general cruza a las rocas sedimentarias y a veces son concordantes con la estratificación de la pizarra. También se presenta dacita de textura porfírica de color gris blanquecino de las cuales destacan finos cristales de plagioclasas.

2.2. GEOLOGÍA ECONÓMICA

La cordillera oriental de los andes contiene varios distritos auríferos de los cuales destacan los de la franja que se extienden al Este del río Marañón a lo largo de 160 Km. con anchos variable de 5 a 20 Km que incluyen a Pataz, Buldibuyo, Tayabamba y Parcoy. La mayor parte de estos yacimientos son rellenos de fisura en rocas intrusivas. Las vetas de pirita aurífera queda cerca a la falla regional, que son soluciones de continuidad, pasa por toda su franja; de tal modo que las cuatro provincias forman parte de un sistema metalogénico, el origen de esta mineralización se atribuye a sustancias hidrotermales rico en oro proveniente de las intrusiones granodioríticas del paleozoico.

2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

La roca intrusiva correspondiente a un gran batolito de forma alargada,

mayormente aparece donde la secesión ha afectado los paquetes sedimentarios que reposan sobre ellos. Su afloramiento aparece pseudoestratificados en partes y se hallan fracturados en dos sistemas de diaclasas N20°E con buzamientos 70°NE y al N80°E con buzamiento 75°SE. Las grandes fallas regionales representado por los ríos LLacuabamba, Alpamarca y el marañón, ha sido remplazado por fallas menores y más recientes de rumbos NE – SO y las vetas guardan cierto paralelismo con las fallas más importante que existen en la región.

2.3.1. Formación de los depósitos mineralizados

Después de la cristalización del batolito granodiorítico se produjo la mineralización mediante las soluciones mineralizantes que ejerciendo presión conjuntamente con los gases encerrados en las cámaras magmáticas produjeron fallas y fracturas, por donde circularon y fueron depósitos de mineral en viajes ascendentes.

2.3.2. Fallas y fracturas.

Se han reconocido hasta cuatro sistemas de fracturas por donde circularon las soluciones mineralizantes como filones con rumbos paralelos al eje del anticlinal, filones transversales a este eje, fallas paralelas a este mismo eje y fallas transversales a este eje. De la cuales el oro se encuentra en la pirita y parece una segunda mineralización al haberse fallado nuevamente la región, renovándose la circulación de las soluciones mineralizantes.

2.3.3. Tipo de yacimiento

En atención a su geomorfología, distribución, persistencia del mineral en profundidad y naturaleza de las cajas, se puede decir que el yacimiento es mesotermal pudiendo llegar a tener una profundidad de 800 a 1200 mts. Según algunas teorías.

2.3.4. Rellenos de filones

Está constituido especialmente por pirita aurífera con ganga de cuarzo además se encuentran los siguientes minerales:

- ✓ Pirita.- Principal constituyente del relleno alcanza hasta el 15% del conjunto, representándose en forma de hilos con agregaciones de cristales, donde el 95% de oro se halla en la pirita.
- ✓ Pirrotita.- En muy poca proporción, representando el 1%.
- ✓ Arsenopirita.- Se encuentra asociado a la pirita en las vetas más antiguas, representando el 1%.
- ✓ Oro.- Se encuentra en un 97% en la pirita y el 3% restante se distribuye entre los otros sulfuros y el cuarzo.
- ✓ Ganga.- El cuarzo es el constituyente principal de la ganga y sigue la caliza pero es mínima con un 5% y también existe otros como la dolomita, clorita y otros.
- ✓ Cajas.- Son de granodiorita muy alterada con tendencia a la cloritización contienen impregnaciones de pirita hasta medio metro.

El metasomatismo ha sido intenso en la zona de contacto con el filón, pero de moderado alcance.

2.3.5. Distribución del oro

Se subdivide en zona de oxidación, zona de enriquecimiento y zona de sulfuros.

- ✓ Zona de oxidación.- Es de poca profundidad debido a la intensa denudación sufrida, siendo poca notoria con respecto a la zona de sulfuro.
- ✓ Zona de enriquecimiento.- Se da por un enriquecimiento secundario existiendo columnas de riquezas en pocos metros tanto vertical y horizontal.
- ✓ Zona de sulfuros.- Se extiende desde pocos metros de la superficie hasta unos 300 a 600 metros debajo de ellas efectuándose en esta zona la explotación de la pirita aurífera.

2.4. MINERALOGIA

El contenido mineral de las vetas en retamas es relativamente simple: cuarzo y pirita, acompañado de pequeñas cantidades de arsenopirita, galena, esfalerita y calcopirita. Se distingue dos clases de pirita una masiva y otro cristalizado, y esta a su vez puede ser de grano fino, medio o semigruesa.

El oro está asociado a la pirita y a la arsenopirita y parece ser abundante en

pirita de grano fino, también predominando el oro libre. Este tipo de mineral se presenta al lado norte en las vetas; Rosa, Orquídea, Violeta, Rosarito, California, Bernabé, Esperanza, Candelaria, Michito y Pan de Azúcar. Por el lado sur las vetas Cabana, el Encanto, Goleen, Milagros, Lourdes, Cachica y Oro Negro. En la zona sur la mineralización es más variada sobresalen siempre el cuarzo y la pirita.

2.4.1. Estructuras Mineralizadas

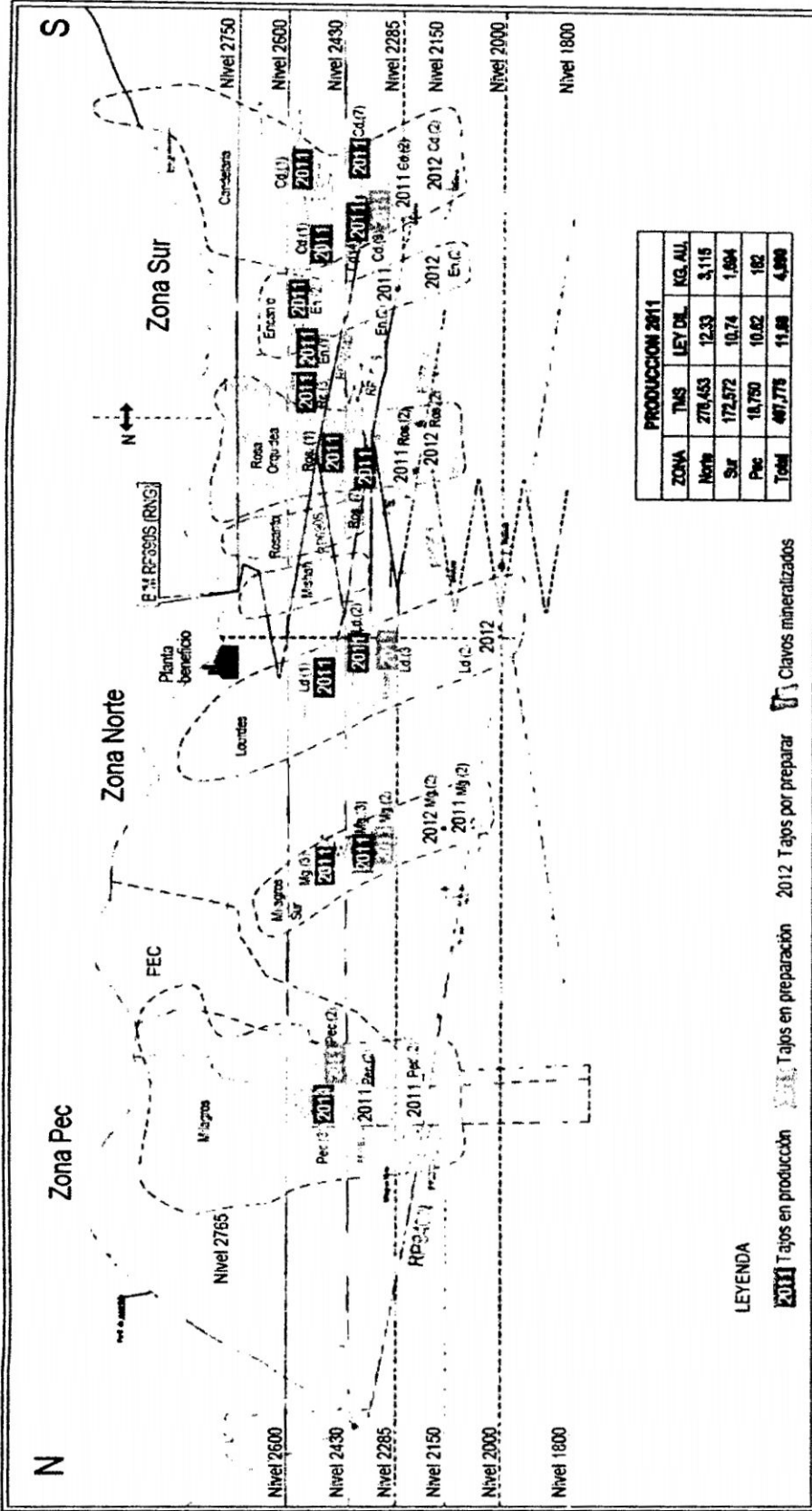
Se presenta un sistema de estructuras mineralizadas NW-SE, la diferencia está en el buzamiento de 40° a 80° NE, todo como resultado del emplazamiento del sistema de fallas de cizalla. La extensión horizontal e individual de las estructuras es de decenas de metros, los cuales están controlados por fallas transversales siniéstrales en la mayoría de los casos, de actividades tanto pre como post al emplazamiento de la mineralización. Las potencias son muy variables, desde centímetros hasta 20 mts formando las vetas tipo rosario (veta orquídea), en otros casos se observan ramificaciones que son lazos sigmoideos (veta candelaria), las alteraciones de las cajas consisten en propilitización, sericitización, silificación. En algunas zonas se encuentran las cajas cloritizadas en algunas partes de la veta milagros se observa fuerte propilitización con presencia de pirita que contiene altos valores de oro. Las principales estructuras de cuarzo-pirita son: veta Milagros, Esperanza, Lourdes, Sissy, Candelaria, Santa Rosa y Titos.

- ✓ Veta Milagros: Presenta cuarzo, limonita, cuarcita, calcita principalmente con rumbo N20-30W y buzamiento al NE
- ✓ Veta Lourdes: Rumbo promedio de 20 a 40 W y buzamiento al Este, presenta principalmente cuarzo.
- ✓ Veta Candelaria: Tiene cuarzo, limonita con rumbo N20W y buzamiento 45 a 50° NE.

2.4.2. Zonificación de la Mina

- ✓ Zona norte: Mina Golden, Mina Potacas, Mina Milagros, Mina Lourdes.
- ✓ Zona sur: Mina Sissy, Mina Rumpuy, Mina Bernabé, Mina Candelaria.

Fig. N°02: Zonificación de la mina.



Fuente: Área de Planeamiento del Consorcio Minero Horizonte S.A.

CAPÍTULO III

3. ANÁLISIS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

3.1. LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN

Una de los problemas que se plantea en la preparación de una mina es definir el tipo de acceso al yacimiento subterráneo ya que estas pueden iniciarse: con un pozo, una galería inclinada o por medio de rampas. Antes de tomar una decisión hay que tomar en cuenta 04 factores a saber: profundidad del yacimiento, tiempo disponible para la preparación, costo y tipo de transporte exterior.

El término desarrollo se refiere a la abertura de labores mineras a través de un filón virgen. Para realizar las operaciones en Consorcio Minero Horizonte S.A. se cuenta con los niveles principales 2815, 2750, 2700, 2600, 2765 y 2950

como acceso a las diferentes zonas de producción Rumpuy, Candelaria, Golden, Cachica, Potacas, Sissy, Bernabé, Lourdes y Milagros, dentro de ellos se desarrollan cruceros, ventanas, chimeneas, rampas de cortas distancias y galerías para realizar la explotación de las diferentes vetas, estos accesos principales tienen longitudes de 3.0 Km. como mínimo, el cual el personal se transporta con calesas para llegar a su zona de trabajo. Los tajos mecanizados son delimitados en longitudes de 100 m de largo por 25 m de alto, para lo cual se construye un rampa de preparación que luego es rebatida verticalmente. El transporte del mineral del interior de la mina a la planta de beneficio se realiza con volquetes de 25 toneladas.

3.2. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN LA UNIDAD

El método de explotación que se aplica en Consorcio Minero Horizonte S. A. es el método "Corte y Relleno Ascendente Convencional y Mecanizado en Breasting", con relleno hidráulico y detrítico, aunque las condiciones geológicas y geomecánicas no son las más apropiadas para aplicar este método se puede adaptar a las condiciones del yacimiento, obteniendo como resultado el menor costo de minado y una mayor seguridad.

3.2.1. FACTORES DE SELECCIÓN

Geológicamente en las vetas de esta Unidad es característico aplicar este método de Corte y relleno Ascendente por los siguientes factores:

- ✓ Potencia.- La potencia varia de 0.5 a 10m., es decir es de tipo Rosario presentándose un adelgazamiento y ensanchamiento.
- ✓ Buzamiento.- Las estructuras en los niveles superiores presentan un Buzamiento promedio de 45° y en los niveles inferiores tienden a 69°.
- ✓ Comportamiento de las Cajas.- Estructuralmente las cajas son alteradas y por eso son muy inestables, principalmente en la caja techo.
- ✓ Regularidad.- La composición del relleno mineral es bastante Homogénea.

3.2.2. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENSIONAL EN BREASTING

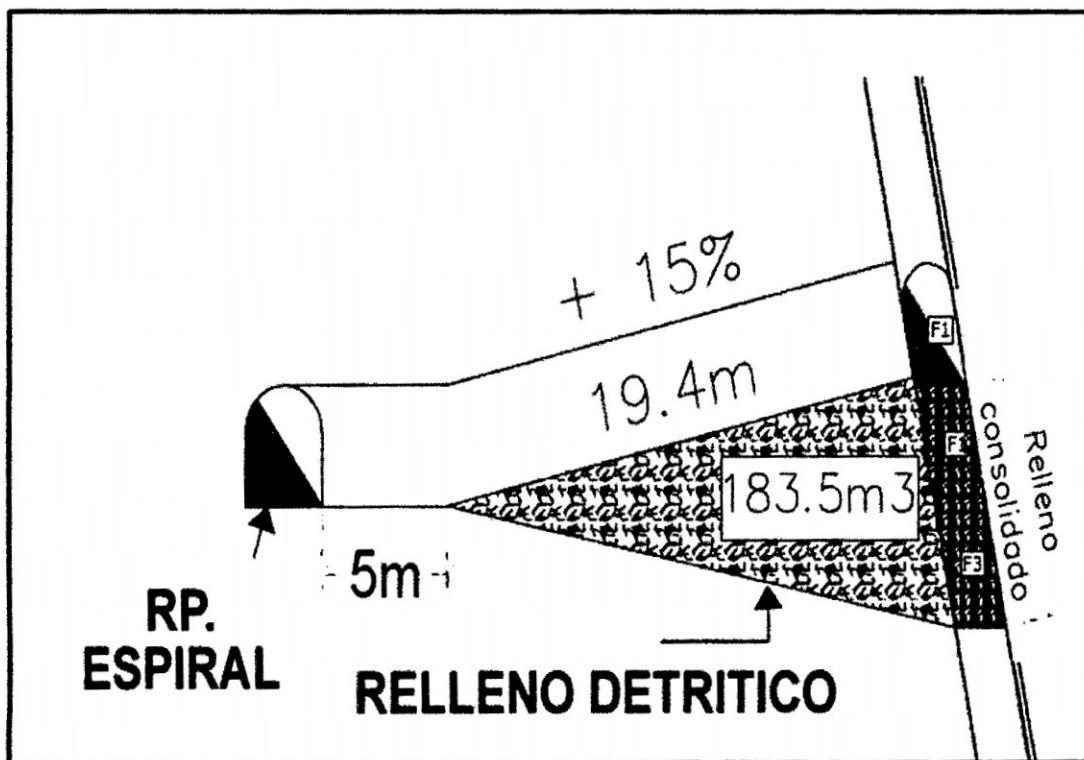
Este método se utiliza cuando las cajas no son muy competentes y el buzamiento de la veta es mayor a 45°, el acceso se realiza mediante rampas basculantes, el sostenimiento es mediante cuadros de madera, la perforación es en breasting con Jack Leg, en filas según la potencia de la veta, la limpieza con scoop de 2.5 yd³, el relleno es detrítico e hidráulico, la producción por disparo es 25 TM a 35 TM por día.

3.2.3. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO EN BREASTING

Representa la mayor producción, la preparación de las labores de explotación (tajeos) se realiza de la siguiente manera.

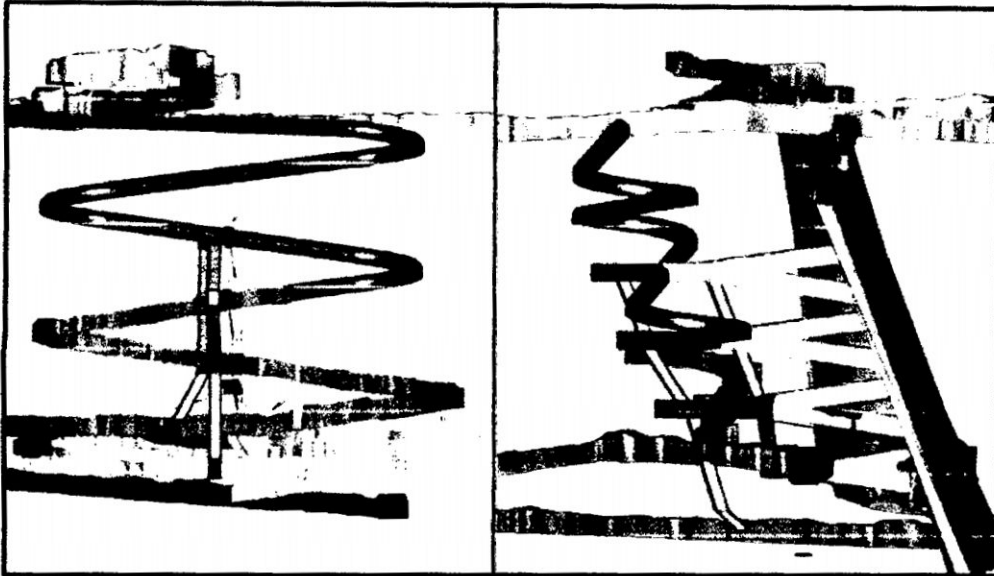
A partir de una rampa principal se prepara ventanas negativas las que son denominadas rampas basculantes, que se dirigen hacia la estructura, empezando la explotación del primer corte, considerándose 80 metros como máximo (40m para ambas alas sur y norte), una vez concluido con el corte pasamos a la etapa de relleno con desmonte y completar con R/H, para luego realizar los rebatidos respectivos para el siguiente corte, el sostenimiento se hace con shotcrete con un espesor variable de 2" a 3", y pernos hildrabort espaciados según la recomendación de geomecánica.

Fig. N°03: Esquema del método de explotación de corte y relleno ascendente.



Fuente: Exposición Encuentro de operadores - Consorcio Minero Horizonte S.A.

Fig. N°04: Método de explotación corte y relleno ascendente.



Fuente: Área de Planeamiento del Consorcio Minero Horizonte S.A.

3.2.3.1. CICLO DE MINADO

a) Perforación:

La perforación es en breasting, los taladros serán paralelos a las cajas, el ancho de la labor es ancho de la veta, la perforación se realiza con Jumbo electrohidráulicos de 14 pies de longitud y 45mm de diámetro.

b) Voladura:

La voladura es controlada del tipo presplitting (precorte), se utiliza explosivos de baja potencia (Exablock 7/8"x8") en los hastiales y corona, para evitar el daño a las cajas, en los taladros de producción se utiliza Semexsa (11/8"x12"), el diseño de la malla de perforación varía de acuerdo al tipo de roca y sección, la altura de la labor no debe exceder los 4.5m.

c) Ventilación:

Se realiza mediante mangas de ventilación y por un periodo no menor a 1 hora.

d) Desatado:

El desatado se realiza con barretillas de acuerdo al alto de la labor en posición de cazador con un ángulo de 45° o con scaler.

e) Limpieza:

Se realiza con scoop de 4 y 6 yd³ hacia los puntos de carguío de los volquetes y luego es trasportado por una rampa hacia la superficie.

f) Sostenimiento:

Con shotcrete con espesores variables según recomendación geomecánica (2" a 3") más pernos hildrabolt de 7pies de longitud, y al final una capa de shotcrete de 1" de espesor.

CAPITULO IV

4. PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE EVALUACIÓN

Para el análisis de vibraciones se necesitará de los parámetros geomecánicos de evaluación, descritos en el presente capítulo; los cuales nos permitirán clasificar al macizo rocoso, relacionarlo con las fórmulas planteadas y obtener resultados de manera rápida y confiable pues todos los parámetros están íntimamente relacionados con el modelo matemático y fórmulas planteadas.

4.1. Rock Mass Rating (RMR)

El RMR es una clasificación geomecánica planteada por Bieniawski, en

la que se tienen en cuenta los siguientes parámetros del macizo rocoso:

- Resistencia Compresiva de la roca.
- Índice de la Calidad de la Roca - RQD.
- Espaciamiento de Juntas.
- Condición de Juntas.
- Presencia de Agua.
- Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de Calidad del RMR que varía entre 0 – 100.

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o Estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería

Tabla. N°01: Clasificación del macizo rocoso

Clase	Calidad	RMR
I	Muy Buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy Mala	0 - 20

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

A continuación se definen y valoran cada uno de los factores que intervienen en la clasificación.

4.1.1. La resistencia compresión (σ_c):

Se puede determinar por tres procedimientos.

- **Primer procedimiento.-** Estimación de la Resistencia Compresiva mediante el martillo Schmidt de Dureza.
- **Segundo procedimiento.-** Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Carga Puntual "Franklin".
- **Tercer procedimiento.-** Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Compresión Simple y/o Uniaxial.

Tabla. N°02: Resistencia a la compresión de la roca intacta

Resistencia de la Roca Intacta	Índice del Ensayo de Carga Puntual	>10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	0	0	0
	Resistencia a Compresión Simple	MPa	MPa	MPa	MPa	MPa	MPa	MPa
	Resistencia a Compresión Simple	>250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	<5
	Valor	15	12	7	4	2	1	0

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

4.1.2. Índice de la Calidad de la Roca (RQD):

Según Bieniawski, Z. T. (1989) Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y /o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo.

- **Primer procedimiento.-** Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1.5 m.

$$RQD (\%) = \frac{\sum \text{Trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud Total de Taladro}} \times 100 \dots\dots\dots(1)$$

- **Segundo procedimiento.-** Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realiza el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera. Hudson and Priest (1979), han presentado la siguiente ecuación matemática con relación entre RQD y la frecuencia de fracturas:

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)}(1 + 0.1\lambda) \dots\dots\dots(2)$$

Donde:

λ : Cantidad de Fracturas por metro

- **Tercer procedimiento.-** Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cúbico, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera. Palmstrom a presentado la siguiente fórmula matemática:

$$RQD = 115 - 3.3Jv \dots\dots\dots(3)$$

Donde:

Jv: Cantidad de Fracturas por metro cúbico

Tabla. N°03: RQD

Rock Quality Designer	RQD %	<25 %	25 - 50 %	50 - 75 %	75 - 90 %	90 - 100 %
	Valor		3	8	13	17

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

4.1.3. Espaciamiento de juntas:

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes. Según Bieniawski, Z. T. (1989) Se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. La resistencia del macizo rocoso va disminuyendo según va aumentando el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más influyente en esta disminución de resistencia.

Figura N°04: Espaciado de Una discontinuidad



Fuente: Manual de Geomecánica Aplicada

A continuación se presenta la valoración a utilizar según el espaciamiento de las juntas:

Tabla. N°04: Espaciamiento de Discontinuidades

Espaciamiento de Discontinuidades	Espaciamiento (m)	<0.06	0.06 - 0.2	0.2 - 0.6	0.6 - 2.0	>2.00
	Valor	m	m	m	m	m
		5	8	10	15	20

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

4.1.4. Condición de juntas

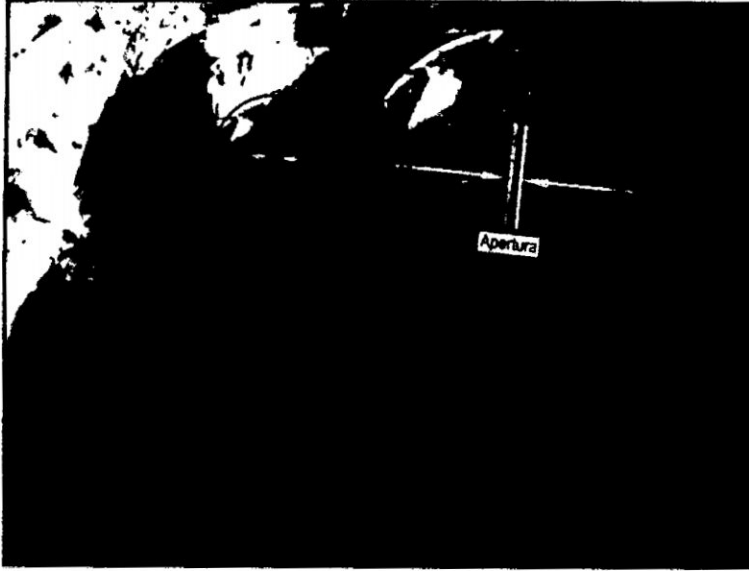
En este apartado se tienen en cuenta los siguientes parámetros:

- a) Apertura.
- b) Persistencia.
- c) Rugosidad.
- d) Intemperización.
- e) Relleno.

a) Abertura:

Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que ésta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.

Figura N°05: Apertura de una discontinuidad.



Fuente: Manual de Geomecánica Aplicada

A continuación se presenta la valoración a utilizar:

Tabla. N°05: Abertura o Apertura

Abertura	Nada	<0.1	0.1 - 1	1 - 5	>5
	mm	mm	mm	mm	mm
Valor	6	5	4	1	0

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

b) Persistencia:

Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea ésta, será menos estable.

Figura N°06: Persistencia de Discontinuidades



Fuente: Manual de Geomecánica Aplicada

A continuación se presenta la valoración a utilizar:

Tabla. N°06: Persistencia

Persistencia	<1	1 - 3	3 - 10	10 - 20.0	>20
	m	m	m	m	m
Valor	6	4	2	1	0

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

c) Rugosidad:

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea ésta, la masa rocosa será más competente.

Figura N°07: Grado de Aspereza de las discontinuidades



Fuente: Manual de Geomecánica Aplicada

A continuación se presenta la valoración a utilizar:

Tabla. N°07: Rugosidad

Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Levemente Rugosa	Lisa	Pulida
Valor	6	5	3	1	0

Fuente: Manual de Geomecánica Aplicada

d) Intemperización:

Está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos. El grado de la meteorización dependerá de las condiciones climatológicas, morfológicas y la composición de la masa rocosa.

A continuación se presenta la valoración a utilizar:

Tabla. N°08: Intemperización

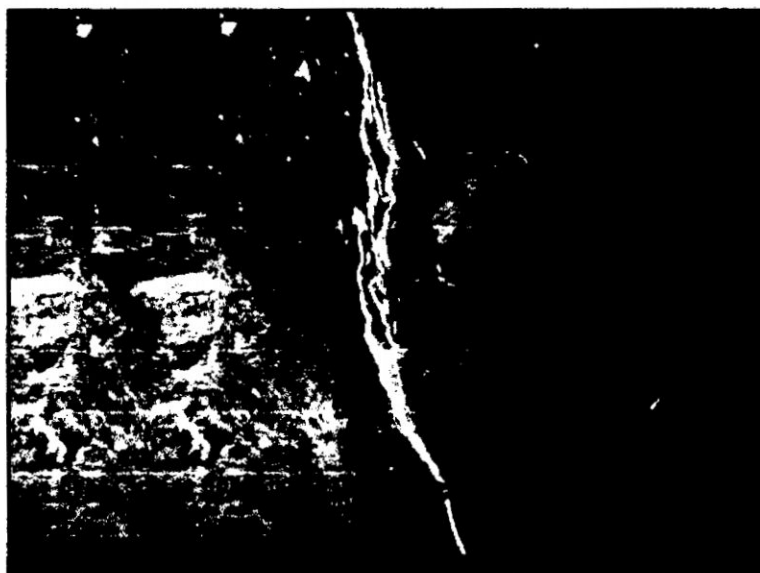
Intemperización	Descompuesta	Muy alterada	Moderadamente Alterada	Levemente Alterada	Inalterada
Valor	0	1	3	5	6

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

e) Relleno:

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando éstos son más duros, ésta es más competente.

Figura N°08: Relleno de Discontinuidades



Fuente: Manual de Geomecánica Aplicada

A continuación se presenta la valoración a utilizar:

Tabla. N°09: Relleno

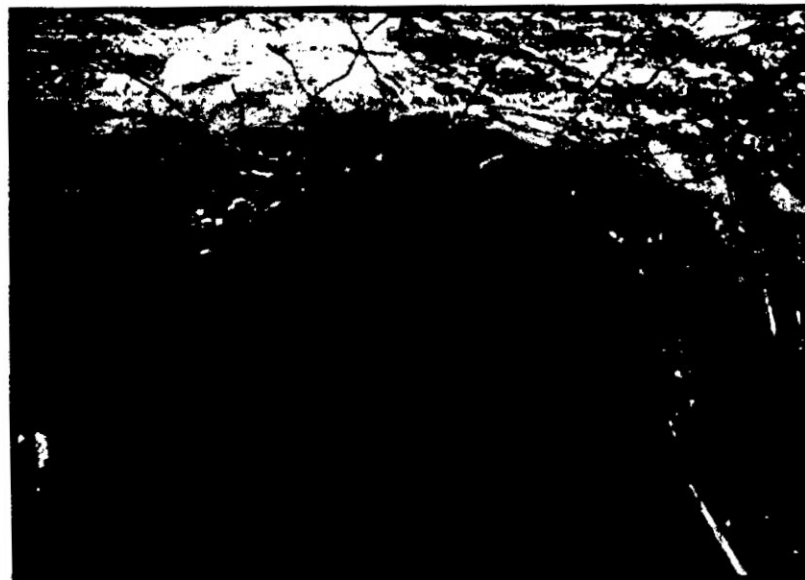
Tipo de Relleno	Nada	Resistente	Resistente	Blando	Blando
		>5mm	<5mm	>5mm	<5mm
Valor	6	4	2	2	0

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

4.1.5. Presencia de agua Subterránea:

El efecto del agua tiene especial importancia en los macizos rocosos diaclasados. Se tendrá en cuenta el flujo de agua en el macizo rocoso. El criterio que se utilizará será el siguiente:

Figura N°09: Presencia de Agua Subterránea



Fuente: Manual de Geomecánica Aplicada

A continuación se presenta la valoración a utilizar:

Tabla. N°10: Agua Subterránea

Agua Subterránea	Descripción de las Condiciones Generales	Flujo Continuo	Goteo	Húmedo	Apenas Húmedo	Completamente Seco
	Valor	0	4	7	12	15

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

4.1.6. Corrección por orientación

A la hora de considerar los efectos de la orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con vistas a la construcción de una excavación subterránea y una labor minera superficial, es suficiente considerar si las orientaciones del rumbo y del buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va ejecutar.

A continuación se presenta la valoración a utilizar:

Tabla. N°11: Corrección por Orientación

Corrección por Orientación de Discontinuidades	Evaluación de la influencia de la Orientación para la Obra	Muy Desfavorable	Desfavorable	Medio	Favorable	Muy Favorable
	Valor	-25	-15	-7	-2	0

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

Tabla. N°12: Tabla de Levantamiento Geomecánico

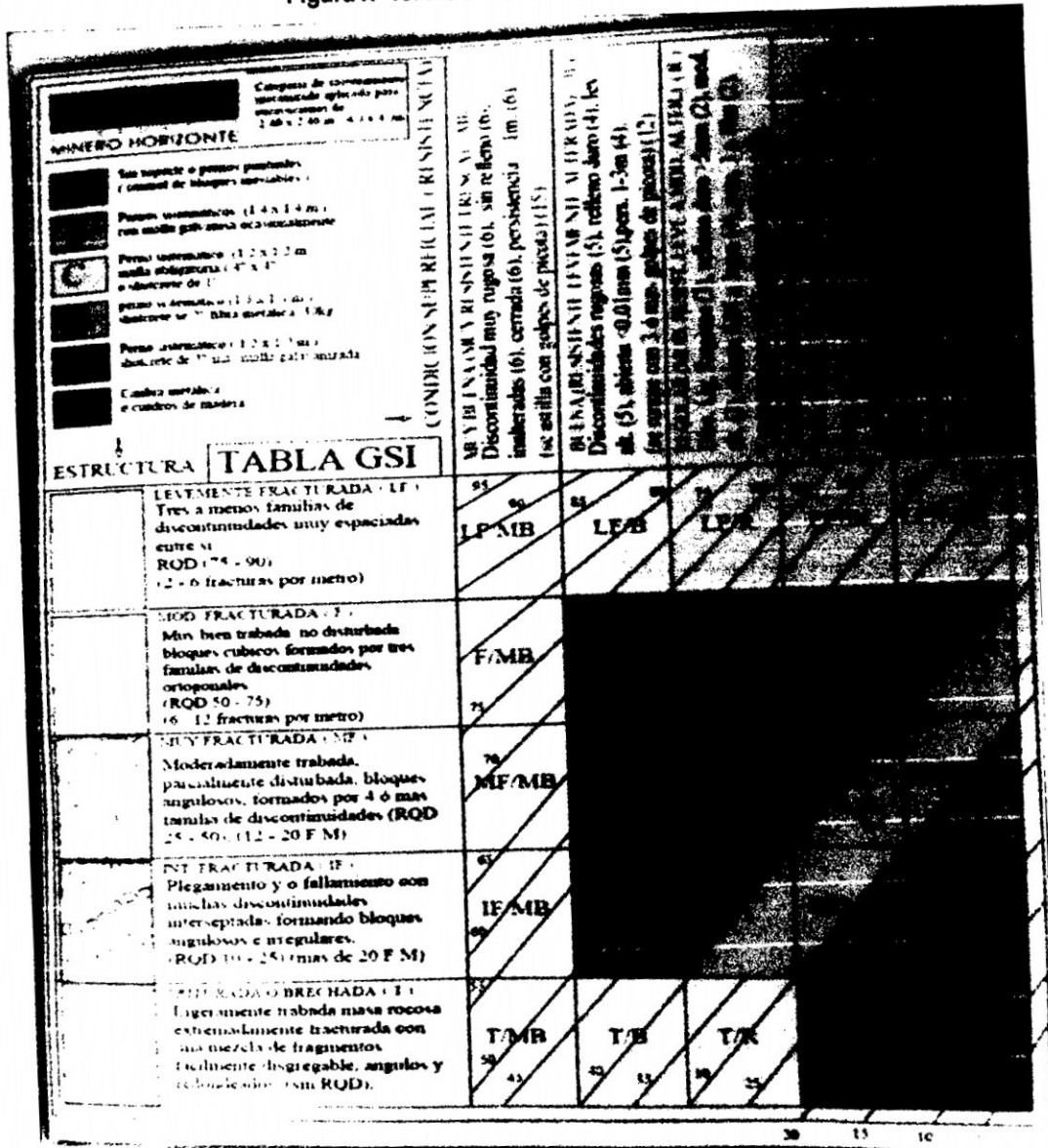
PARÁMETROS		ESCALA DE VALORES						
		>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	0 MPa	0 MPa	0 MPa
Resistencia de la Roca Intacta	Índice del Ensayo de Carga Puntual	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	<5 MPa
	Resistencia a Compresión Simple	>15 MPa	10 - 15 MPa	7 - 10 MPa	4 - 7 MPa	2 - 5 MPa	1 - 2 MPa	0 - 1 MPa
	Valor	15	12	7	4	2	1	0
Rock Quality Designer	RQD %	<25 %	25 - 50 %	50 - 75 %	75 - 90 %	90 - 100 %		
	Valor	3	8	13	17	20		
Espaciamiento de Discontinuidades	Espaciamento (m)	<0.06 m	0.06 - 0.2 m	0.2 - 0.6 m	0.6 - 2.0 m	>2.00 m		
	Valor	5	8	10	15	20		
Condiciones de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20.0 m	>20 m		
	Valor	6	4	2	1	0		
	Abertura	Nada mm	<0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	>5 mm		
	Valor	6	5	4	1	0		
	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Levemente Rugosa	Usa	Pulida		
	Valor	6	5	3	1	0		
	Tipo de Relleno	Nada	Resistente >5mm	Resistente <5mm	Blando >5mm	Blando <5mm		
Valor	6	4	2	2	0			
Intemperización	Descompuesta	Muy alterada	Moderadamente Alterada	Levemente Alterada	Inalterada			
Valor	0	1	3	5	6			
Agua Subterránea	Descripción de las Condiciones Generales	Flujo Continuo	Goteo	Húmedo	Apenas Húmedo	Completamente Seco		
	Valor	0	4	7	12	15		

Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

4.2. Índice de Resistencia Geológica (GSI)

El Índice de Resistencia Geológica GSI considera dos parámetros: la condición de la estructura de la masa rocosa y la condición superficial de la misma.

Figura N°10: Índice de Resistencia Geológica



Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

1. La estructura de la masa rocosa, considera el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, las cinco categorías consideradas se definen así:

- Masiva o Levemente Fracturada (LF)
- Moderadamente Fracturada (F)
- Muy Fracturada (MF)
- Intensamente Fracturada (IF)
- Triturada o brechada (T)

2. La condición superficial de la masa rocosa, involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías consideradas se definen así:

- Masa rocosa Muy Buena (MB)
- Masa rocosa Buena (B)
- Masa rocosa Regular (R)
- Masa rocosa Mala (M)
- Masa rocosa Muy Mala (MM)

4.3. Relaciones entre RMR Y GSI

Las relaciones existentes entre GSI y RMR, dependiendo del RMR utilizado, se detallan a continuación:

Para el caso de RMR_{76}

- $RMR_{76} > 18 \rightarrow GSI = RMR_{76} \dots \dots \dots (4)$
- $RMR_{76} < 18 \rightarrow$ No se puede utilizar el RMR_{76} para la obtención del GSI.....(5)
-

Para el caso de RMR_{89}

- $RMR_{89} > 23 \rightarrow GSI = RMR_{89} - 5 \dots \dots \dots (6)$
- $RMR_{89} < 23 \rightarrow$ No se puede utilizar el RMR_{89} para la obtención del GSI.(7)

4.4. Índice de Calidad del Túnel (Q):

Llamado también Índice de Calidad tunelera. Este sistema es uno de los más usados en nuestro medio, debido a la interrelación con el sistema de clasificación de Bienawski (RMR).

Primero se calcula el RMR y luego se determina el valor de Q.

Un sistema estructural de macizos rocosos orientado también a servir en la construcción de túneles, fue desarrollado por Barton, Lien y Lunden, investigadores del NGI (Norwegian Geotechnical Institute), basándose en extensivos estudios en macizos rocosos y un gran número de casos de estabilidad de excavaciones subterráneas.

El sistema propuesto, considera seis parámetros para definir la calidad de un macizo rocoso, que son los siguientes:

- RQD: Parámetro definido por Deere (1964)
- Jn: Número de contactos.
- Jr : Numero de rugosidades.
- Ja: Numero de alteración
- Jw: Condición de agua subterránea
- SRF: Factor de reducción del esfuerzo.

Para calcular el índice Q se usa la siguiente expresión matemática:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) \times \left(\frac{J_r}{J_a}\right) \times \left(\frac{J_w}{SRF}\right) \dots\dots\dots (8)$$

El valor de Q puede variar aproximadamente entre 0,001 y1000, dentro de este rango se definen nueve calidades de roca, tal como se muestra en la tabla siguiente:

Tabla. N°13: Calidad de roca NGI

CALIDAD DE ROCA	Q
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 – 1.0
Mala	1.0 – 4.0
Regular	4.0 – 10.0
Buena	10.0 – 40.0
Muy buena	40.0 - 100.0
Extremadamente buena	100.0 - 400.0
Excepcionalmente buena	400.0 - 1000.0

Fuente: Barton, N., Lien, R., and Lunde, J.

Este Valor de Q también puede ser hallado usando la siguiente correlación:

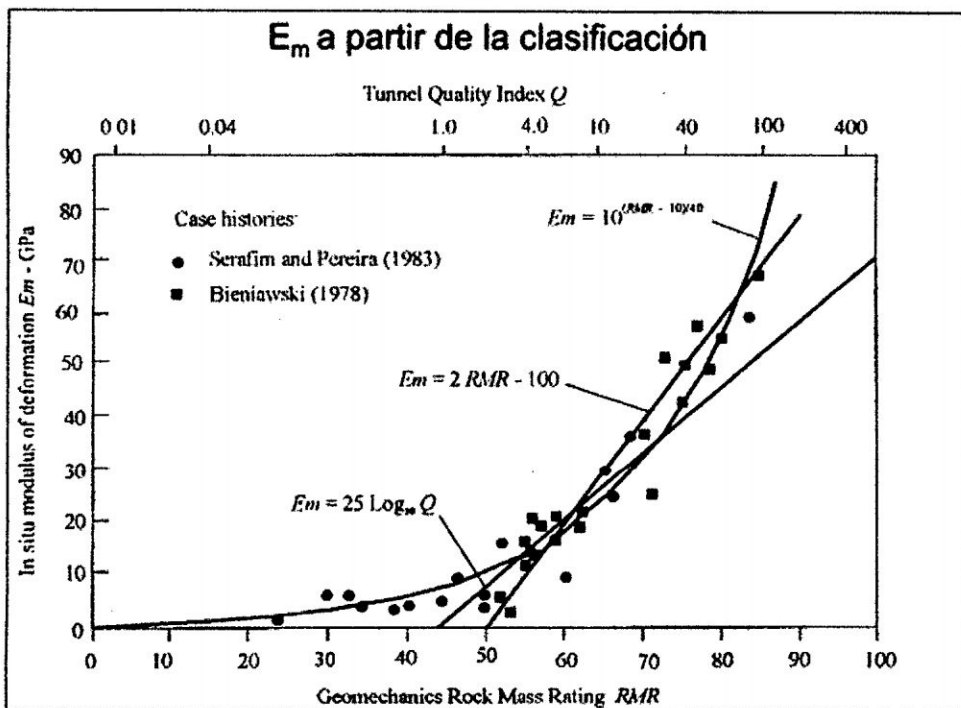
$$Q = e^{(RMR-44)/9} \dots\dots\dots(9)$$

4.5. Módulo de Elasticidad Estático de la Roca (E_{est})

Para la obtención del módulo estático de la roca utilizamos ensayos de compresión con gatos y placas de carga.

También se puede utilizar la siguiente relación entre el módulo de deformación estático y RMR.

Figura N°11: Relación E_m , RMR y Q



Fuente: Geomechanics Rock Mass Rating RMR

- $E_{est} = 2RMR - 100$, para $RMR > 50$ (Según Bieniawski, 1979)..... (10)
- $E_{est} = 10^{(RMR-10)/40}$, para $RMR < 50$ (Según Serafim y Pereira, 1983).. (11)

4.6. Módulo de Elasticidad Dinámico de la Roca (E_{id})

Para la obtención del módulo dinámico se deduce de la velocidad de propagación de ondas sísmicas, en la cual se aplica ondas longitudinales (de compresión, p) y ondas transversales (de corte, s).

$$v_{long} = \left(\frac{E_{din}(1-\nu)}{\gamma(1+\nu)(1-2\nu)} \right)^{1/2}$$

$$v_{trans} = \left(\frac{E_{din}}{2\gamma(1+\nu)} \right)^{1/2}$$

v_{long} :	velocidad de ondas longitudinales
v_{trans} :	velocidad de ondas transversales
E_{din} :	Módulo de elasticidad / deformación dinámica
ν :	Coefficiente de Poisson
γ :	densidad del material

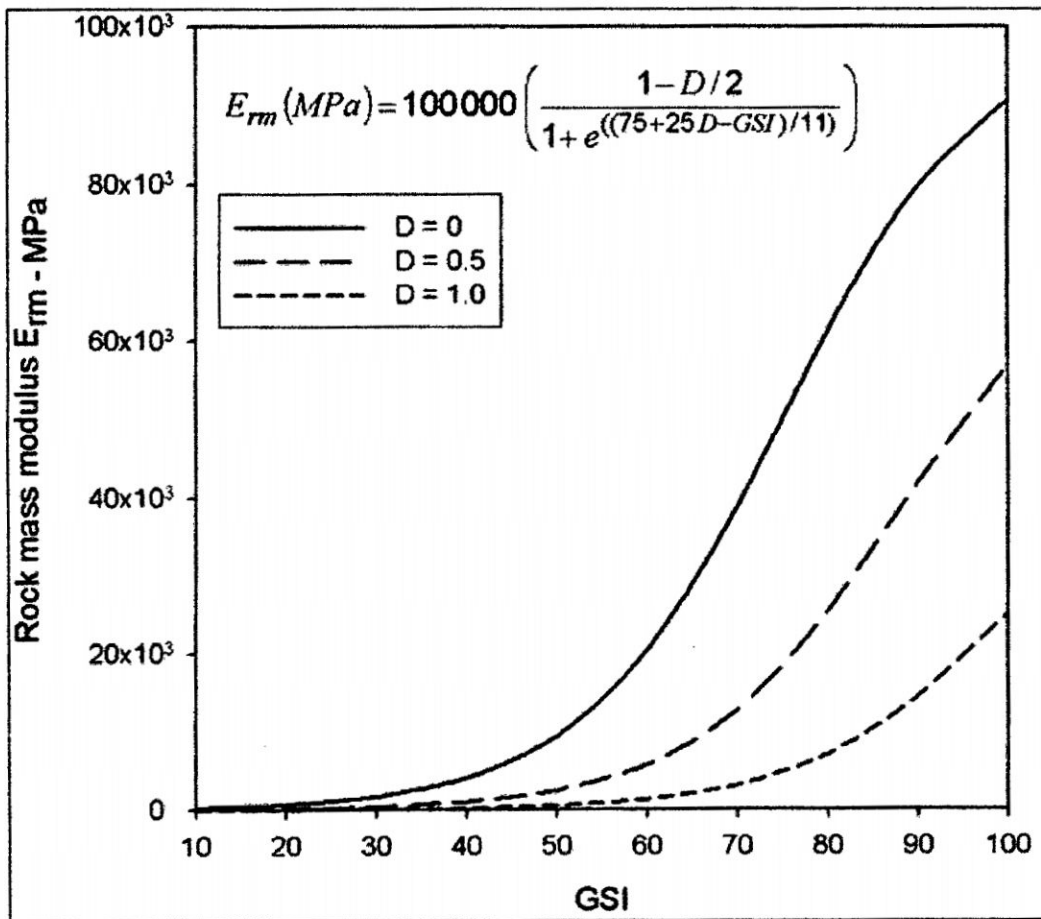
4.7. Módulo de Elasticidad De la Roca Intacta (E_i) Módulo de Elasticidad del Macizo Rocoso (E_m) y su Relación (E_m/E_i)

E. Hoek and M.S. Diederichs, Sobre la base de un análisis de un amplio conjunto de datos de China y Taiwán los autores han propuesto dos nuevas ecuaciones para estimaciones empíricas del módulo de deformación del macizo rocoso.

Estas estimaciones se basan en el índice de resistencia Geológica (GSI), el módulo de deformación de la roca intacta (E_i) y el factor de daño macizo rocoso (D).

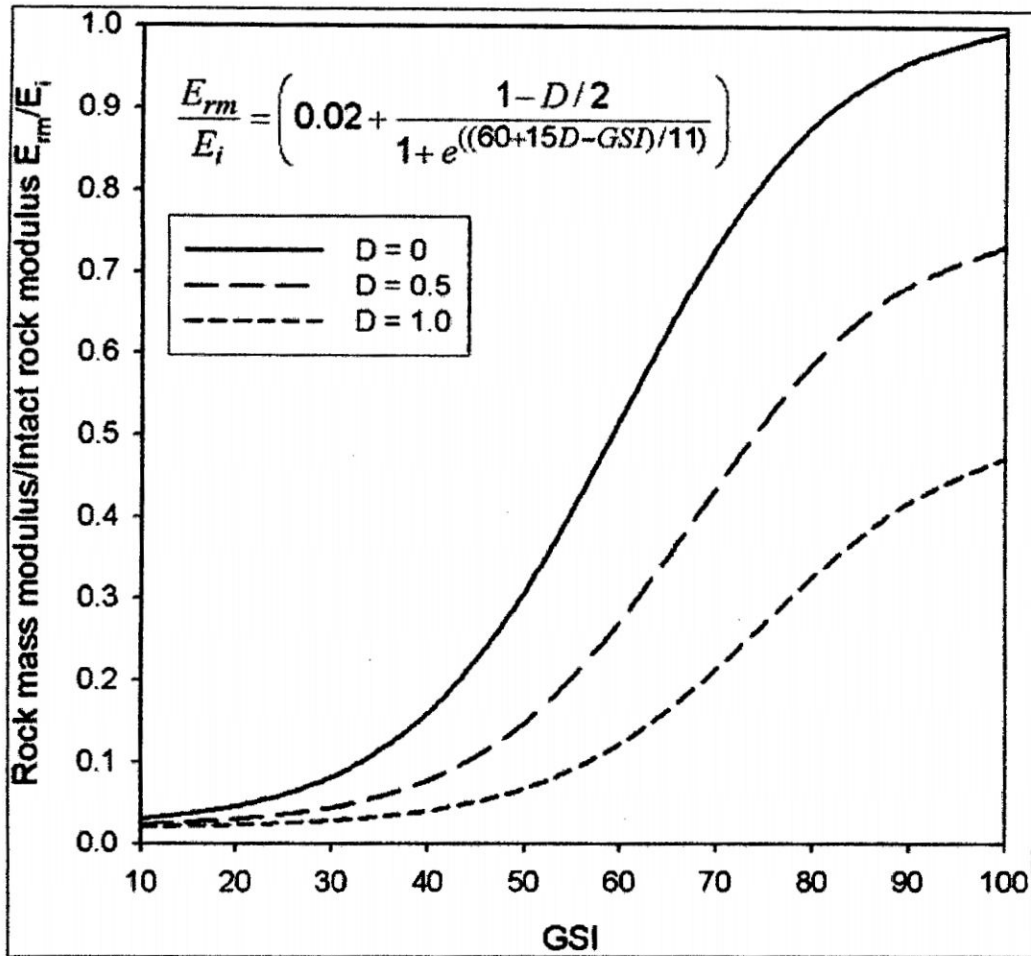
El documento incluye directrices sobre la selección del factor de daño D y para estimar el módulo de la roca intacta E_i desde la resistencia de la roca intacta para los casos en que no hay mediciones fiables disponibles para hablar el módulo.

Figura N°12: Ecuación simplificada de Hoek-Diederichs para las estimaciones empíricas del módulo de deformación del macizo rocoso basado en el índice de resistencia Geológica (GSI).



Fuente: Empirical Estimation of Rock Mass Modulus

Figura 13: Ecuación de Hoek-Diederichs para las estimaciones empíricas del módulo de deformación del macizo rocoso basado en el índice de resistencia Geológica (GSI) y el módulo de la roca intacta (Ei)



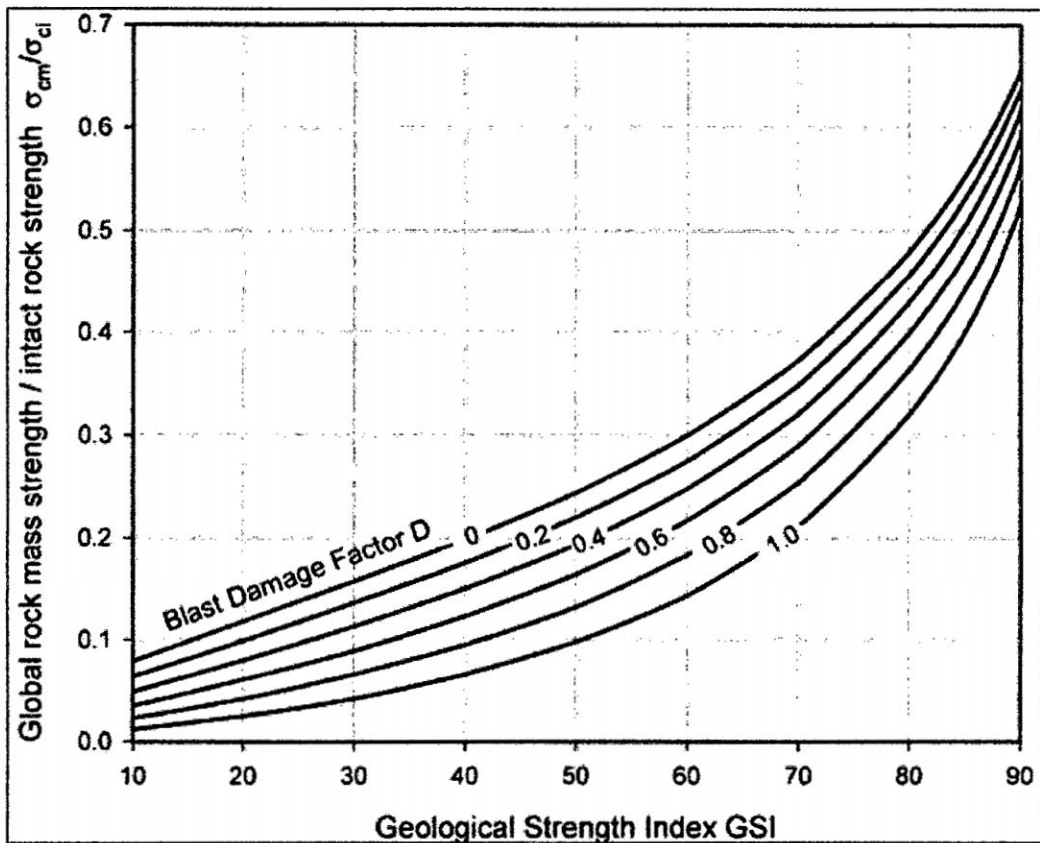
Fuente: Empirical Estimation of Rock Mass Modulus

4.8. Factor de Daño por Voladura (D)

La selección del factor de daño por voladura D es una pregunta de soporte técnico que se plantea con frecuencia en relación con la utilización del criterio de rotura de Hoek-Brown.

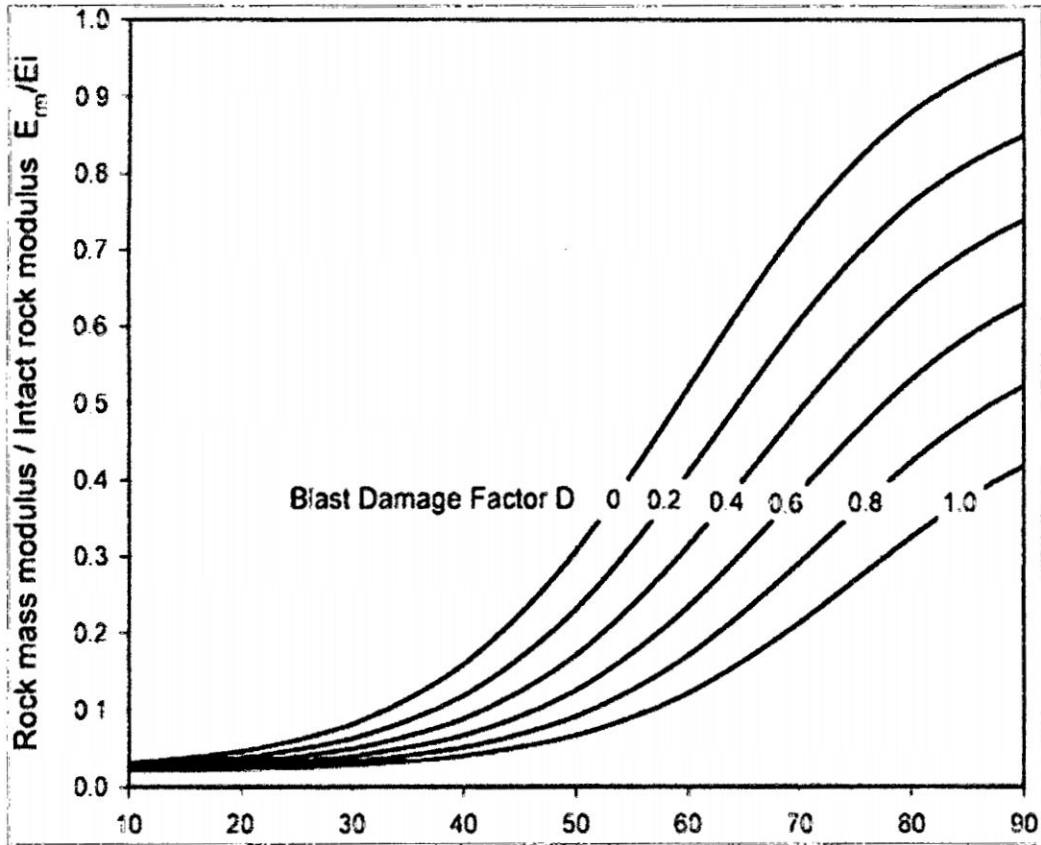
Las figuras 14 y 15 ilustran la influencia del factor de daño por voladura D en la resistencia del macizo rocoso y módulo de deformación. El factor D puede variar entre 0 y 1 (D = 0 para la roca sin perturbaciones, D = 1 para la masa de roca altamente perturbado).

Figura 14: Influencia del Factor de Daño en la Resistencia del Macizo Rocosos



Fuente: Blast Damage Factor D by Evert Hoek – 2012

Figura 15: Influencia del Factor de Daño en la Resistencia del Macizo Rocoso



Fuente: Blast Damage Factor D by Evert Hoek – 2012

CAPITULO V

5. FUNDAMENTO DE LAS VIBRACIONES

5.1. DEFINICIÓN DE LAS VIBRACIONES:

Las vibraciones vienen a ser un fenómeno de transmisión de energía que se refleja en la propagación de un movimiento ondulatorio a través de un medio.

La detonación de un explosivo contenido en un taladro localizado en un macizo rocoso genera de una forma casi instantánea un gran volumen de gases a altas temperaturas y elevadas presiones. Las ondas sísmicas transmiten a la roca movimientos de partículas en distintas direcciones, provocando en cada punto del macizo deformaciones axiales y tangenciales, produciendo de esta manera la rotura del macizo en sus proximidades.

La onda de choque generada por la detonación de cargas explosivas, se propaga en forma esférica, y transfiere una energía vibracional al macizo rocoso.

Como es de esperarse el explosivo trabaja con una determinada eficiencia, lo que nos muestra que no toda la energía es utilizada para causar rotura sino un porcentaje de esta es liberada al ambiente propagándose a través del macizo rocoso, napa freática y aire; desplazándose a diferentes velocidades. Las intensidades de las vibraciones dependerán del poder energético del explosivo y la geometría involucrada.

La amplitud de este movimiento ondulatorio disminuye a medida que nos alejamos del punto principal de detonación.

5.2. PROPIEDADES BÁSICAS DE LAS ONDAS:

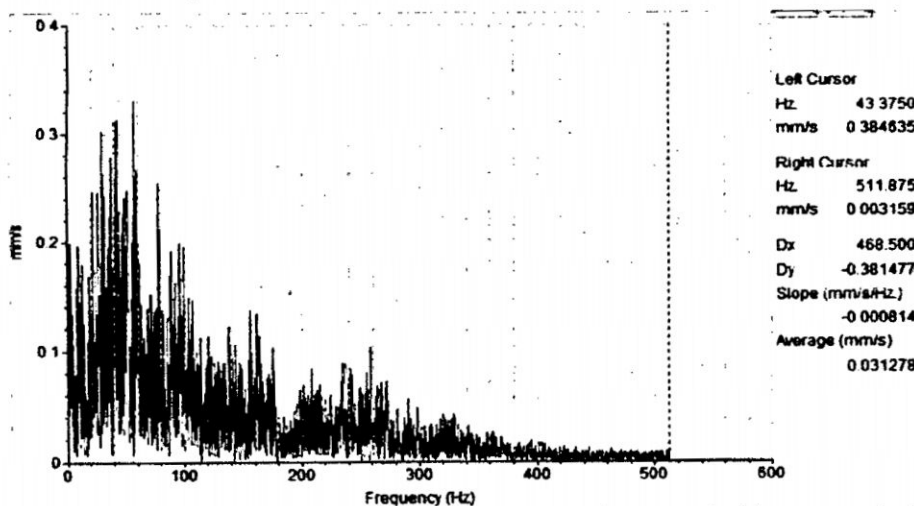
Las propiedades básicas de propagación de ondas de vibraciones son:

5.2.1. FRECUENCIA DE LAS VIBRACIONES

La frecuencia de las vibraciones indica el número de veces por segundo que la onda de propagación pasa por un ciclo completo de compresión y tensión. El factor que tiene una gran influencia en esto son las dimensiones de las cargas, columnas grandes de carga tienden a producir bajas frecuencias. Sin embargo otros importantes factores incluyen los módulos de la roca y la razón de carga producida por la detonación (es decir la velocidad de detonación). La frecuencia dominante es considerada

generalmente como el inverso del tiempo del ciclo completo. Se observará generalmente que las ondas de vibraciones registradas a grandes distancias tienden a tener bajas frecuencias en comparación a aquellas registradas a cortas distancias. Es importante saber que una onda con una frecuencia única, y que se propaga a través de un medio homogéneo, mantiene su frecuencia en toda su distancia de viaje y a través de todo tipo de roca. El hecho que las ondas registradas a grandes distancias tengan frecuencias menores a aquellas registradas a cortas distancias confirma que las ondas de vibraciones contienen un amplio rango de frecuencias, y que las ondas de altas frecuencias son atenuadas preferentemente, dejando un espectro dominado por componentes de bajas frecuencias. Si la frecuencia es baja, el desplazamiento es mayor, por lo que se produce un mayor daño en el medio en que se trasmite las vibraciones.

Figura 16: Resultado de Monitoreo en software Blastware



Fuente: Área de Geomecánica C.M.H. S.A.

5.2.2. AMPLITUD DE LAS VIBRACIONES

La amplitud de las vibraciones es una medida de su "Fuerza" y la energía de una onda de vibraciones es proporcional al cuadrado de su amplitud. En el caso de una vibración continua, en la cual cada ciclo de propagación tiene la misma forma, un valor único es suficiente para describir la "fuerza" de la vibración o la amplitud.

Es importante tener en cuenta, que en la medición de vibraciones en macizos rocosos, no se hacen distinciones entre amplitudes positivas o negativas, siendo éstas reportadas sólo como positivas o su valor absoluto.

Las unidades de amplitud dependen del tipo de sensor utilizado para detectar el paso de la onda cíclica de esfuerzo. El paso de las ondas de vibraciones resulta en un desplazamiento real de la partícula, y es posible medir ese desplazamiento real, la velocidad de la partícula en movimiento, o su aceleración. Ya que la frecuencia del movimiento de la partícula puede ser alta (cientos de Hertz), en la práctica es fácil encontrar y usar dispositivos que tengan una adecuada respuesta a la frecuencia y sensibilidad para medir velocidad (geófonos) o aceleración (acelerómetros). Debido a que el desplazamiento, velocidad y aceleración están relacionados, la medida de cualquiera de éstas, teóricamente podría permitir el cálculo de las otras dos. Los dispositivos más baratos y fáciles de usar para medir las vibraciones son los geófonos, y con estos dispositivos las vibraciones son medidas en términos de velocidad de partículas y tiene la unidad de mm/s (pulgadas/s en USA).

La amplitud de la vibración, medida como velocidad de partícula, es universalmente considerada como el mejor indicador del esfuerzo inducido en el macizo rocoso, y por lo tanto considerado como el mejor indicador del potencial daño y el potencial efecto de fragmentación en la roca.

5.2.3. DURACIÓN DE LAS VIBRACIONES:

La duración de las vibraciones depende de dos factores principales:

La duración de la voladura, dependiendo de la cantidad de explosivo que se ha cargado.

La distancia del punto de monitoreo a la voladura, es importante este factor pues a distancias más alejadas mayor diferencia de tiempo entre ondas P y S.

5.2.4. LONGITUD DE ONDA DE LAS VIBRACIONES:

La longitud de onda (λ), es la distancia recorrida por la onda de vibración en un ciclo completo de tensión y compresión.

Para el cálculo tendremos en cuenta una onda con movimiento armónico simple, es decir; estimaremos que la vibración de la onda tenga una frecuencia única.

$$\lambda = \frac{V_p}{f} \dots \dots \dots (12)$$

Dónde:

λ : Longitud de onda.

V_p : Velocidad de la onda P.

f: Frecuencia

5.2.5. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN

Es la velocidad con la cual se desplaza la onda a través del macizo rocoso y para el cálculo se considera como un movimiento uniforme y se puede calcular usando la siguiente fórmula:

$$V_p = \frac{s}{t} \dots \dots \dots (13)$$

Dónde:

V_p : Velocidad de propagación de la Onda P.

s: Distancia de propagación.

t: tiempo de propagación.

Para realizar un buen monitoreo podemos ayudarnos en el siguiente recuadro:

Tabla. N°14:

VARIACIÓN DE V_p	OBSERVACIÓN
> 6000 mm/s	Datos poco confiables, revisar el sistema de medición.
3000 mm/s a 5000 mm/s	Datos confiables.
< 1500 mm/s	Datos poco confiables, revisar el sistema de medición.

Fuente: Tesis Willy José Contreras Pérez

Los instrumentos usados para la medición de la velocidad de onda son los geófonos.

5.3. TIPOS DE ONDAS

Tenemos los siguientes tipos de ondas:

5.3.1. ONDAS PRIMARIAS

Denominadas ondas P, longitudinales o principales, son aquellas ondas que viajan a través del macizo rocoso y son de mayor velocidad y por ende las que se registran y perciben primero; estas ondas generan movimientos de compresión y tensión en la roca. Las oscilaciones de las partículas son en forma longitudinal, es decir, están en la misma dirección de propagación.

5.3.2. ONDAS SECUNDARIAS

Denominadas ondas S, transversales, de corte o cizalladura, son aquellas ondas que viajan a través del macizo rocoso y siguen en velocidad a las ondas P; estas ondas se propagan en forma transversal a la dirección de propagación generando movimientos de corte en la roca.

5.3.3. ONDAS RAYLEIGH

Denominadas ondas R, son ondas superficiales las cuales originan

oscilaciones elípticas en el plano donde se propagan y tienen como efecto la compresión, dilatación y cizalla

5.3.4. ONDAS LOVE

Denominadas ondas L, son ondas superficiales, su velocidad es bastante similar a las ondas R y de la misma manera originan oscilaciones elípticas.

5.4. INSTRUMENTACIÓN PARA MONITOREAR

Debido al desarrollo tecnológico hoy en día contamos con instrumentos de análisis de vibraciones que nos permiten obtener de forma automatizada y rápida información útil de las ondas provocadas en una voladura. Cabe señalar que, las ondas superficiales (L, R), son ondas que viajan más lentamente, tiene mayor amplitud y viajan más distancias, por lo tanto son importantes su medición en un campo más lejano, al contrario de las ondas internas (P, S), que son más significativas cerca de la voladura. Para el registro de las vibraciones producidas por la voladura se utilizaran los sismógrafos los cuales almacenaran las amplitudes y la duración de los movimientos de la tierra, usando los siguientes componentes:

5.4.1. TRANSDUCTORES

Los transductores son instrumentos que nos permiten recolectar datos de las vibraciones producidas por la voladura, la calidad de estos datos

dependerá del tipo de transductor utilizado, técnica de instalación y la orientación.

Los transductores básicos son el geófono y el acelerómetro los cuales nos permiten medir las vibraciones del terreno. El criterio de selección del tipo de transductor obedece a la precisión, costo y la relación señal - ruido.

El siguiente cuadro se presenta una comparación entre geófono y acelerómetro.

Tabla. N°15: Comparación Acelerómetro y Geófono

ACELERÓMETRO	GEÓFONO
Mejor respuesta en un amplio rango de frecuencia (1 Hz a 20,000 Hz)	Los geófonos están inhabilitados para responder a altas frecuencias. Su respuesta a la frecuencia varía entre 4.5 a 1000 Hz
Su unidad de medida es el g ($g=9.8 \text{ m/s}^2$), con rangos de 0 - 250g.	Su unidad de medida es el Volt/mm/s
No posee partes móviles, lo que resulta en una mayor fiabilidad.	-
La deformación de cristal piezoeléctrico genera voltajes muy pequeños que deben amplificarse con elementos externos.	No requieren fuente de poder adicional y normalmente no es necesario pre amplificar su señal.
Son de pequeño tamaño.	-
Alto costo (aprox. US\$ 1,000)	Bajo costo (aprox. US\$ 100)

Fuente: Creación Propia

5.4.2. SISMÓGRAFOS

Es un instrumento que registra el movimiento del suelo causado por el paso de las ondas sísmicas, sus partes esenciales son el geófono, un amplificador y un registrador.

Un geófono es el encargado de captar las vibraciones mecánicas y las transforma en corriente eléctrica, transmitida por cable al amplificador que a su vez las registra en la memoria, para luego transmitir toda la data a un microcomputador. Los datos resultantes son suministrados en términos de velocidad y frecuencia.

Los sismógrafos en el ámbito de minería son utilizados:

- Para el estudio de vibraciones producidos por la voladura;
- Para evaluar el desempeño de los explosivos (Dispersión de retardos)
- Para verificar el cumplimiento de las normas y estándares internacionales en vibraciones (Minería superficial).

5.5. VELOCIDAD DE PARTÍCULA

Es la velocidad relativa a las oscilaciones que experimenta la partícula, excitada por el paso de la onda de energía vibratoria.

Una partícula sometida a una vibración experimenta un movimiento oscilante del cual es importante poder registrar ciertos parámetros medibles que se presentan, como lo son: desplazamiento, velocidad, aceleración de partícula y

la frecuencia del movimiento ondulatorio.

5.6. VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA

5.6.1. ANÁLISIS DE LAS ONDAS DE VIBRACIÓN:

Las vibraciones producidas por una voladura genera un número discreto de paquetes de ondas; cada una de estos paquetes le corresponde a grupos de cargas detonando en un determinado tiempo debido a la distribución de retardos, entonces tendremos velocidades de partícula máximas en determinados tiempos para los diferentes tipos de retardos empleados en la voladura, para ello utilizaremos un software que nos permita interpretar los datos recolectados del sismógrafo.

La forma y amplitud de un paquete de vibración, da la efectividad relativa de la detonación de las cargas en una voladura. La amplitud de la vibración es una medición de la energía transferida por el explosivo al macizo rocoso por lo que para un tipo de carga y geometría de monitoreo, la amplitud relativa puede ser usada como una medición de la eficiencia de cada carga.

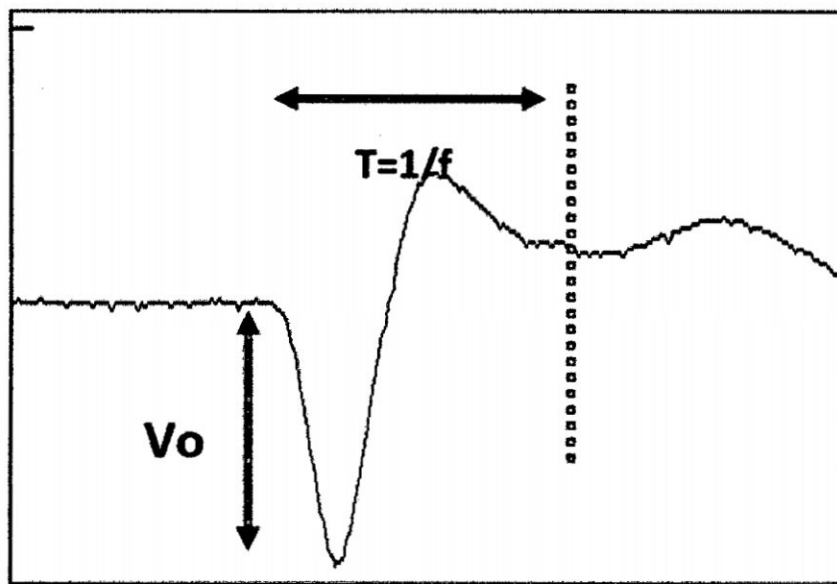
Las principales componentes de las vibraciones del terreno son:

- **Desplazamiento**, Máximo desplazamiento desde la posición de equilibrio, medida en pulgadas o en milímetros.
- **Velocidad**, Es la razón de cambio de la amplitud, comúnmente se mide en pulgadas por segundos (pl./seg.) o milímetros por segundo

(mm/seg.). Esta es la velocidad o excitación de las partículas de tierra ante el paso de un frente de onda por el macizo rocoso

- **Frecuencia**, Es el número completo de oscilaciones

Figura 17: Onda elemental producida por explosivo



Fuente: Wikipedia

Suponiendo la vibración como un movimiento periódico sinusoidal se tiene que la elongación o desplazamiento se define por:

$$e = E \sin \omega t \dots\dots\dots (14)$$

Dónde: E es el desplazamiento máximo y ω es la pulsación o frecuencia angular del movimiento, definida por $\omega = 2\pi f$, siendo f la frecuencia de la vibración.

$$f = \frac{1}{T} \dots \dots \dots (15)$$

Dónde: T es el período de la vibración.

Como: $v = \frac{de}{dt} \Rightarrow v(t) = E\omega \cos\omega t \dots \dots \dots (16)$

Y como $a = \frac{dv}{dt} \Rightarrow a(t) = -E\omega^2 \text{sen}\omega t \dots \dots \dots (17)$

La velocidad máxima se tendrá cuando $\cos\omega t = 1 \Rightarrow$

$$v_{\max} = E\omega = 2E\pi f \dots \dots \dots (18)$$

Y la aceleración máxima cuando $\text{sen}\omega t = 1 \Rightarrow$

$$a_{\max} = E\omega^2 = v_{\max} * 2\pi f = 4E_{\max} \pi^2 f^2 \dots \dots \dots (19)$$

Por lo tanto, $E_{\max} = \frac{v_{\max}}{2\pi f} \dots \dots \dots (20)$

Luego:

Sí la frecuencia es baja, el desplazamiento es mayor, por lo que se produce un mayor daño en el medio en que se trasmite la vibración.

5.6.2. MODELOS DE LA VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA:

Experimentalmente se ha llegado a establecer modelos o ecuaciones generales de comportamiento (leyes de vibración), que representan la velocidad de partículas en función del explosivo detonado, y de la distancia de la voladura al lugar de interés.

A continuación se enuncian los modelos más utilizados.

5.6.2.1. MODELOS GENERAL

$$V = Kx D^{-\alpha} \quad \dots\dots\dots(21)$$

Dónde:

V= Velocidad de Partícula (mm/s).

D= Distancia escalar.

K= Factor de Velocidad.

α = Factor de Decaimiento.

El término "D" o distancia escalar, da cuenta la influencia de la distancia en (m), y la cantidad de explosivo en (kg.).

Con relación a esta formulación matemática existen varios criterios de los cuales se pueden señalar los siguientes:

Tabla. N°16: Distancia Escalar

CRITERIO	DISTANCIA ESCALAR
DEVINE Y DUVALL.	$\left(\frac{d}{W^{1/2}} \right)$
HENDRON.	$\left(\frac{d}{W^{1/3}} \right)$
LANGERFORS	$\left(\frac{d^{3/2}}{W} \right)$

Fuente: Creación Propia

En las expresiones anteriores, "W" corresponde a la carga detonada en forma simultánea en kilogramos y "d" la distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula. Teóricamente, el criterio que mejor representa el comportamiento de las vibración generadas por el tipo de cargas explosivas usadas es el DEVINE, puesto que al utilizar cargas en columnas de explosivo con geometría cilíndricas, se tiene que por análisis adimensional las distancias deben ser corregidas por la raíz cuadrada de la carga.

5.6.2.2. MODELO DE CAMPO LEJANO:

Es un método empírico para evaluar el estado de la estabilidad de una masa rocosa bajo carga dinámica usando factores estáticos de seguridad. En su favor, el método considera el estado de una masa rocosa después de la

voladura, por la que incorpora el estado de fracturas inducidas por la voladura y proporciona guías operacionales para operaciones de voladura en curso

Campo Lejano es un término que se usa para describir la distancia a que el nivel de vibración se puede describir por la ecuación general del peso de la carga escalar (elevada a una potencia). En esta región el comportamiento de la onda vibracional se puede tomar como elástica o inelástica. A distancias más cercanas al hoyo de voladura (campo cercano), los niveles de vibración tienen que describirse usando ecuaciones complejas que toman en consideración la longitud de la columna del explosivo y no se pueden describir usando ecuaciones de elasticidad. En el campo lejano el daño a las estructuras rocosas se espera que ocurran principalmente por deslizamiento inducido por la vibración a lo largo de las superficies de las diaclasas existentes.

Partiendo el modelo general:

$$V = Kx D^{-\alpha} \dots\dots\dots(21)$$

Dónde:

V= Velocidad de Partícula (mm/s).

D= Distancia escalar.

K= Factor de Velocidad.

α = Factor de Decaimiento.

El término "D" o distancia escalar, da cuenta de la influencia de la distancia en (m) y la cantidad de explosivo en kg. En relación a ésta formulación matemática existen varios criterios derivados de los cuales se emplea comúnmente el de DEVINE.

El modelo de Devine, asume que el término de pérdida friccional ha sido aproximado por una ecuación poderosa e incluida en el término α de una dispersión geométrica.

$$V = Kx D^{-\alpha} = Kx \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha} \dots\dots\dots(22)$$

Dónde:

d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m).

W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos.

K= Factor de Velocidad.

α = Factor de Decaimiento.

Claramente 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.

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 circundante como un esfuerzo. Los factores que controlan la transferencia de

la energía del explosivo desde el taladro a la roca son la densidad y la VOD del explosivo, producto que representa la Característica de Impedancia.

Utilizando el Modelo de Devine en diferentes tipos de roca y en distintas labores mineras se pudo obtener los siguientes valores para K y alfa:

Tabla. N°17: Variabilidad en los parámetros del Modelo de Vibración de Devine, para Diferentes Minas y Macizos Rocosos

FACTOR DE AMPLITUD K	FACTOR DE ATENUACIÓN ALFA	FACTOR DE AMPLITUD K	FACTOR DE ATENUACIÓN 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	-1.54
K Mínimo	99	Alfa Mínimo	-2.49
K Promedio	357	Alfa Promedio	-2.07

Fuente: Tesis Willy José Contreras Pérez

Como observamos existe una 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.

Entonces se llega a la conclusión 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.

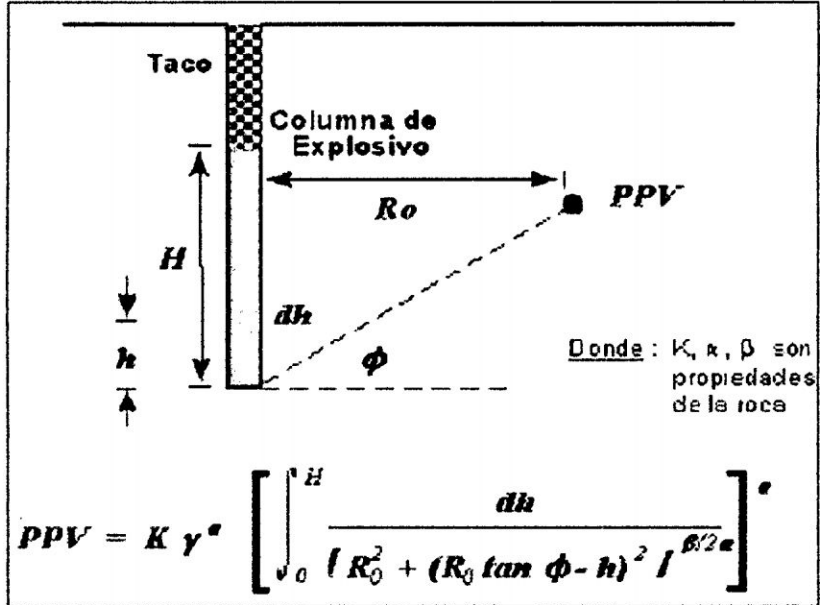
5.6.2.3. MODELO DE CAMPO CERCANO:

Campo cercano, es un término que describe vibraciones cerca de una columna larga de explosivo. Generalmente, cuando se están tan cerca como aproximadamente 5 longitudes de la carga a una columna de explosivo, los niveles de vibración es llamados de campo cercano, y requiere la aplicación de ecuaciones complejas para la predicción. En el campo cercano roca es probable que se dañe por la iniciación de fracturas frescas, y por la dilatación de fracturas existentes.

La ecuación para la predicción de vibración en el campo cercano, como se muestra en la siguiente ecuación, fue desarrollada por Holmberg & Persson (1979).

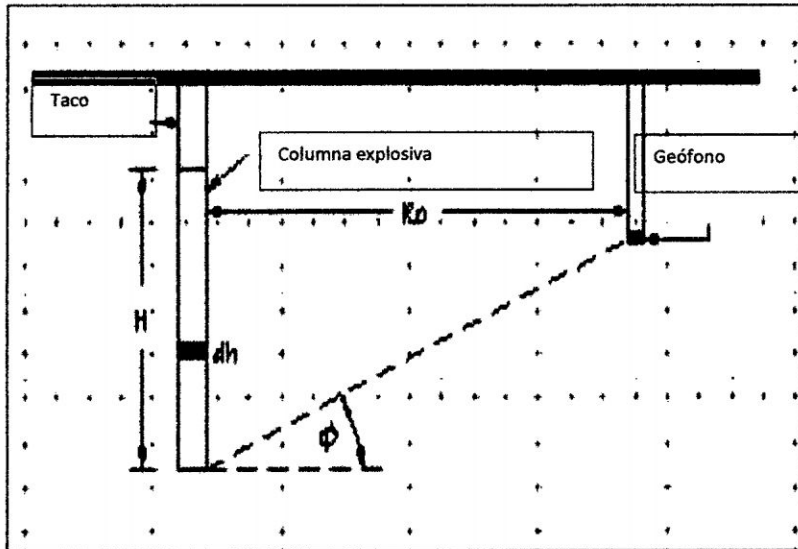
$$V = K\gamma^\alpha \left[\int_0^H \frac{dx}{\left[R_o^2 + (R_o \operatorname{tg} \phi - x)^2 \right]^{\frac{\beta}{2\alpha}}} \right]^\alpha \dots\dots\dots(23)$$

Figura 18: Modelamiento de Vibraciones en el Campo Cercano Rocoso



Fuente: Manual ENAEX

Figura 19: Modelamiento de Vibraciones en el Campo Cercano Rocoso



Fuente: MANUAL ENAEX

Donde K , α y β son las mismas constantes que se muestran en la ecuación de Devine y γ es la carga lineal cargada en el taladro (kg./m). Holmberg & Persson (1979) dieron valores de K , β y α de 700, 1.5 y 0.7 respectivamente para las condiciones de roca dura en Suecia.

La ecuación de H&P indica que el factor que tiene el mayor impacto en la vibración peak y en el daño no es el peso de la carga por retardo como es evidente en la ecuación de Devine, sino que más bien la carga lineal, que se controla por una combinación de diámetro del taladro y densidad de carga.

Esta relación muestra que la Velocidad de Partícula Peak (PPV), en un punto del espacio, está dada por la ubicación de este punto respecto de la carga, el tipo de explosivo y la geometría del taladro definida por la concentración de carga lineal " γ " (Kg/m), y más importante, por las características de atenuación de cada macizo rocoso en particular (constantes K y α).

5.6.3. VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA CRÍTICA:

Cuando ocurre la voladura, genera altos niveles de vibración, que generan nuevas fracturas y dilatan fracturas existentes los cuales pueden dañar al macizo rocoso. La velocidad vibracional de las partícula, frecuentemente es relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento, a través de la relación entre velocidad de partícula (PPV) y deformación de partícula (ϵ), válido esto para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, en 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. Dada ésta relación con la deformación, es que el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un buen método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. De acuerdo a lo indicado:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_P} \dots\dots\dots(24)$$

Esta ecuación presenta la relación entre la Velocidad de Partícula; **PPV**, la deformación inducida ε , para una roca con Velocidad de la Onda de Compresión; **Vp**. Esta ecuación supone una elasticidad lineal de la roca a través de la cual la vibración está propagándose y hace una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida.

De la ley de Hooke y asumiendo 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 Módulo de Young, **E**, y la Velocidad de propagación de la Onda P, **Vp**, usando la ecuación:

$$PPV_C = \frac{\sigma_t * V_P}{E} \dots\dots\dots(25)$$

Se empleó la ecuación anterior para estimar en primera aproximación la Velocidad de Partícula Máxima o Crítica para algunos tipos de roca más frecuentes.

Tabla. N°18: Estimación de la Velocidad de Partícula Crítica Teórica en Distintos Tipos de Roca

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (MPA)	VELOCIDAD DE ONDA P (MM/S)	MÓDULO DE YOUNG (GPA)	VELOCIDAD DE PARTÍCULA CRÍTICA (MM/S)
Cuarzo-1	14	5102	55.5	1287.0
Brecha-1	7.3	4298	30.2	1038.9
Milonita	1.9	2940	14.6	382.6
Ox-1	6.7	4373	35.2	832.4
Ox-2	7.2	4804	44.4	779.0
Cuarzo-2	8.4	4207	42.7	827.6
brecha-2	3.9	4041	39.3	401.0
Andesita- 1	14.9	4975	67.3	1101.4
Diorita	13.2	4650	48.6	1263.0
Brecha-3	11.3	4650	58.3	901.3
Pórfido-1	6.7	3829	31.2	822.3
Pórfido-2	5.1	3661	46.6	400.7

Fuente: Tesis Willy José Contreras Pérez

5.6.4. CRITERIO DE DAÑO

Después de haber analizado la Velocidad Pico de Partícula Crítica podemos llegar a la siguiente conclusión:

Tabla. N°19: Criterio de Daño

Dilatación de fracturas pre existentes	1/4 Vppc
Aparición de nuevas grietas y fracturas	1 Vppc
Daño notorio u obvio	4 Vppc
Sobre quiebre	8 Vppc

Fuente: Tesis Willy José Contreras Pérez

Finalmente, se estima que un nivel equivalente a la cuarta parte, es decir el 25% del valor de PPVc, es suficiente para iniciar extensión de fracturas preexistentes.

Se sugiere ocupar este nivel de $\frac{1}{4}$ PPVc, como límite conservador y a partir del cual se deben controlar los diseños de carguío para que las voladuras no ocasionen daño al macizo rocoso.

5.6.5. ENVOLVENTE DE DAÑO

Es la distancia de daño, que genera la carga explosiva alrededor de un taladro de manera radial.

5.6.6. LEY DE ATENUACIÓN

La energía al propagarse en forma de vibración se va disipando en función a la distancia y de acuerdo a las características del medio por el cual viaja.

Se distinguen así dos tipos de atenuación:

- **Atenuación Geométrica:** Las ondas se atenúan inversamente proporcional a la distancia de la fuente sísmica.
- **Atenuación Inelástica:** En la naturaleza los materiales no son perfectamente elásticos, por lo tanto la energía también se disipa por el comportamiento no lineal de éstos.

5.6.7. CARGA OPERANTE

Es la cantidad de explosivo en kilogramos por retardo (W), el cual tendremos que calcular antes o durante la instalación del sismógrafo, pues es un dato importante para la realización del monitoreo. El dato de la carga operante que se ingresará al sismógrafo será la máxima.

5.7. NORMATIVAS DEL CONTROL DE VIBRACIONES

En todos los países del entorno Europeo y en la mayoría de los países desarrollados existen normativas específicas que tienen como finalidad regular las vibraciones generadas por la práctica de diferentes actividades, proponiendo criterios de limitación de las mismas, e incluso, en ciertos casos, brindando pautas sobre el mejor procedimiento a seguir si se va a realizar un proyecto que lleve implícito el uso de explosivos.

Los límites admisibles establecidos por estas organizaciones equivalen a patrones ambientales, los cuales deben ser respetados por toda empresa minera. Estos límites son similares a los patrones de calidad de aire y del agua,

todos equivalen al concepto de capacidad de asimilación del medio.

5.7.1. NORMATIVAS INTERNACIONALES

Trabajos realizados en diversos países Europeos, en Canadá, USA y en Australia propusieron diferentes valores de velocidad máxima de partícula, tratando de esta manera evitar daños a construcciones. Los valores propuestos se sitúan usualmente entre el rango de 10 – 50 mm/s.

Las normas internacionales de los países del entorno Europeo más destacadas son las siguientes:

- Alemania: DIN 4150
- Francia: GFEE
- Gran Bretaña: BS 7385
- Suecia: SS460 48 66
- Portugal NP-2074
- Internacional: ISO 2631
- Estados Unidos: USBM RI 8507
- Norma Unión Europea
- Otros

En la mayoría de estas normas, los criterios generales de limitación de vibraciones son bastante parecidos. Entre dichos criterios podemos resaltar

los siguientes:

- Variación de la velocidad de vibración límite (VPP) con la frecuencia, de forma directamente proporcional a la misma.
- Consideración de varios tipos de estructuras generales distintas (según el nivel de resistencia adherido en el momento de su construcción) y exclusión de ciertas estructuras especiales como lo son túneles, puentes, represas, entre otros.
- Establecimiento de unos criterios de cálculo de la frecuencia predominante basados en hallar el espectro de frecuencias mediante un análisis FFT de los registros de vibraciones.

CAPITULO VI

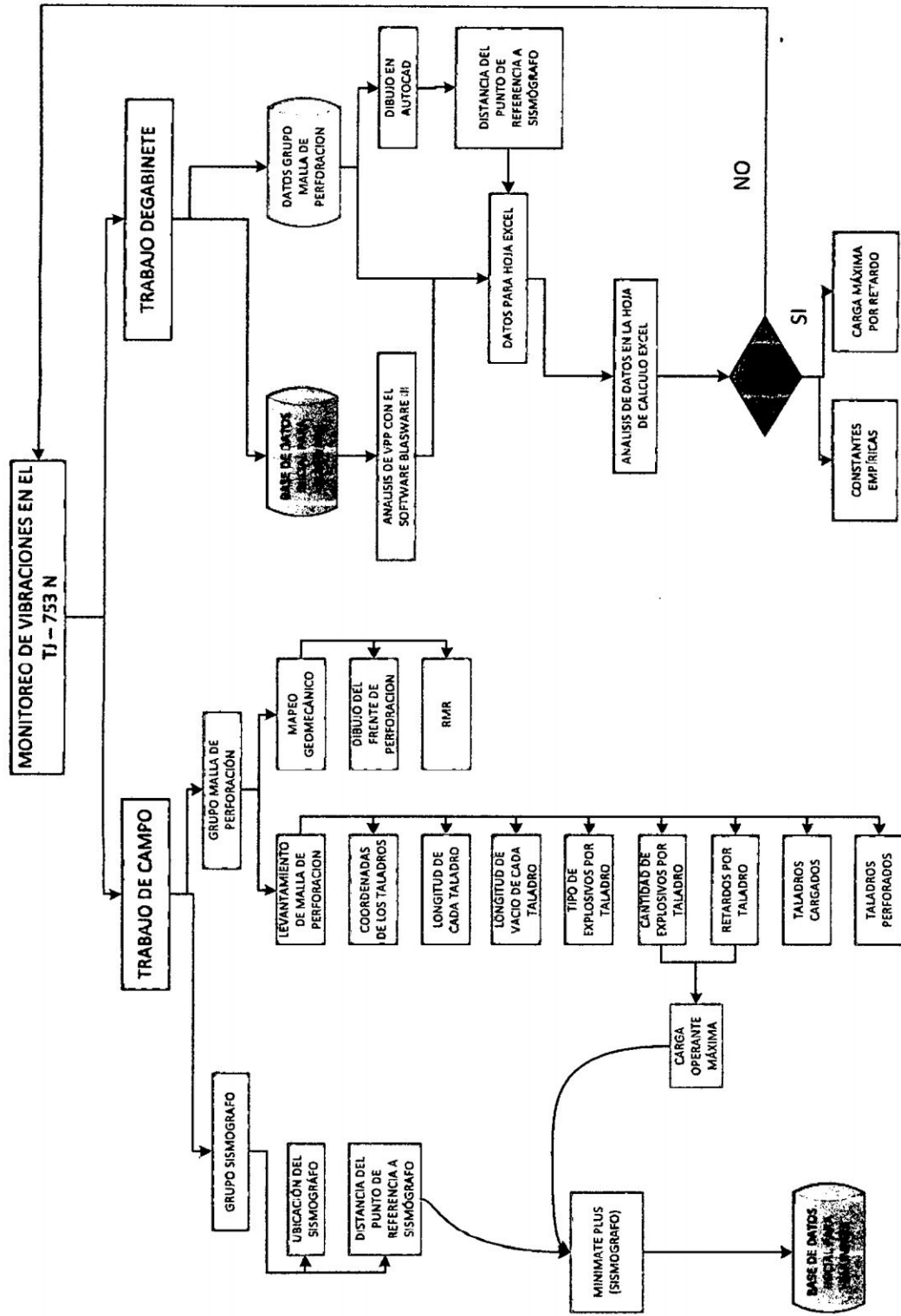
6. MONITOREO DE LAS VIBRACIONES Y CONTROL DE DAÑOS CAUSADOS EN LA PERIFERIA DE LAS EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS

La medición de las vibraciones tiene como objetivo principal detectar y registrar el movimiento vibratorio de la tierra.

En el gráfico siguiente, se presenta el esquema general de las actividades a realizar en el monitoreo de vibraciones en el Tj-753N.

Este esquema nos muestra de manera ordenada los pasos que se siguió en el monitoreo de vibraciones; los datos obtenidos y el orden de procesamiento de estos en cada etapa del trabajo realizado.

Figura 20: Esquema de Monitoreo



Fuente: Creación Propia

6.1. EL MODELO DE DEVINE

Teóricamente, el criterio que mejor representa el comportamiento de la vibración generadas por el tipo de cargas explosivas usadas en voladuras, es el de DEVINE puesto que al utilizar cargas explosivas con geometría cilíndricas, se tiene que las distancias deben ser corregidas por la raíz cuadrada de la carga.

El modelo de Devine, está representado por la siguiente expresión matemática:

$$V = Kx \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha} \dots\dots\dots(26)$$

Dónde:

d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m).

W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos.

K= Factor de Velocidad.

α = Factor de Decaimiento.

Asume que el término de pérdida friccional ha sido aproximado por una ecuación poderosa e incluida en el término α de una dispersión geométrica. Claramente 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. 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 circundante como un esfuerzo.

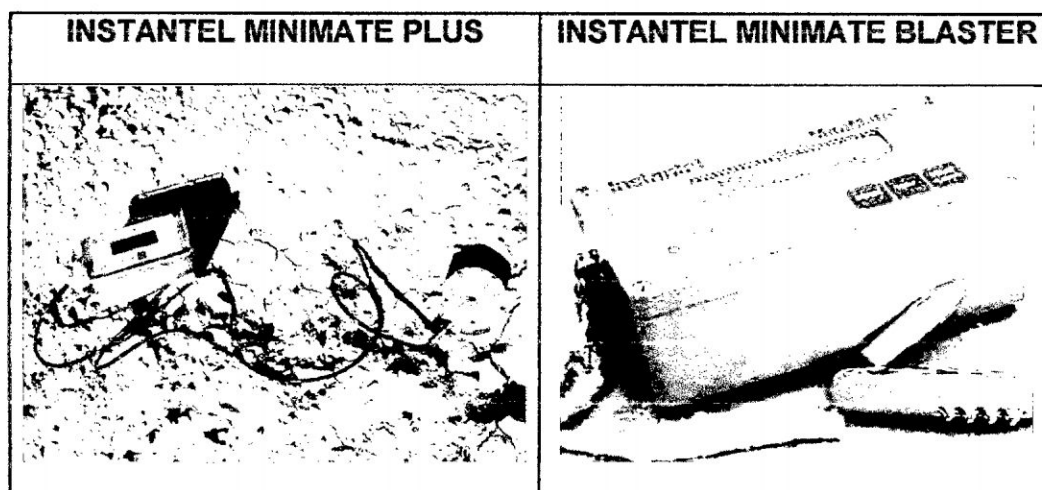
Los factores que controlan la transferencia de la energía del explosivo desde el taladro a la roca son la densidad y la VOD del explosivo, producto que representa la Característica de Impedancia.

6.2. TRABAJO DE CAMPO

6.2.1. UBICACIÓN DE LOS EQUIPOS PARA EL MONITOREO

Los equipos de monitoreo fueron:

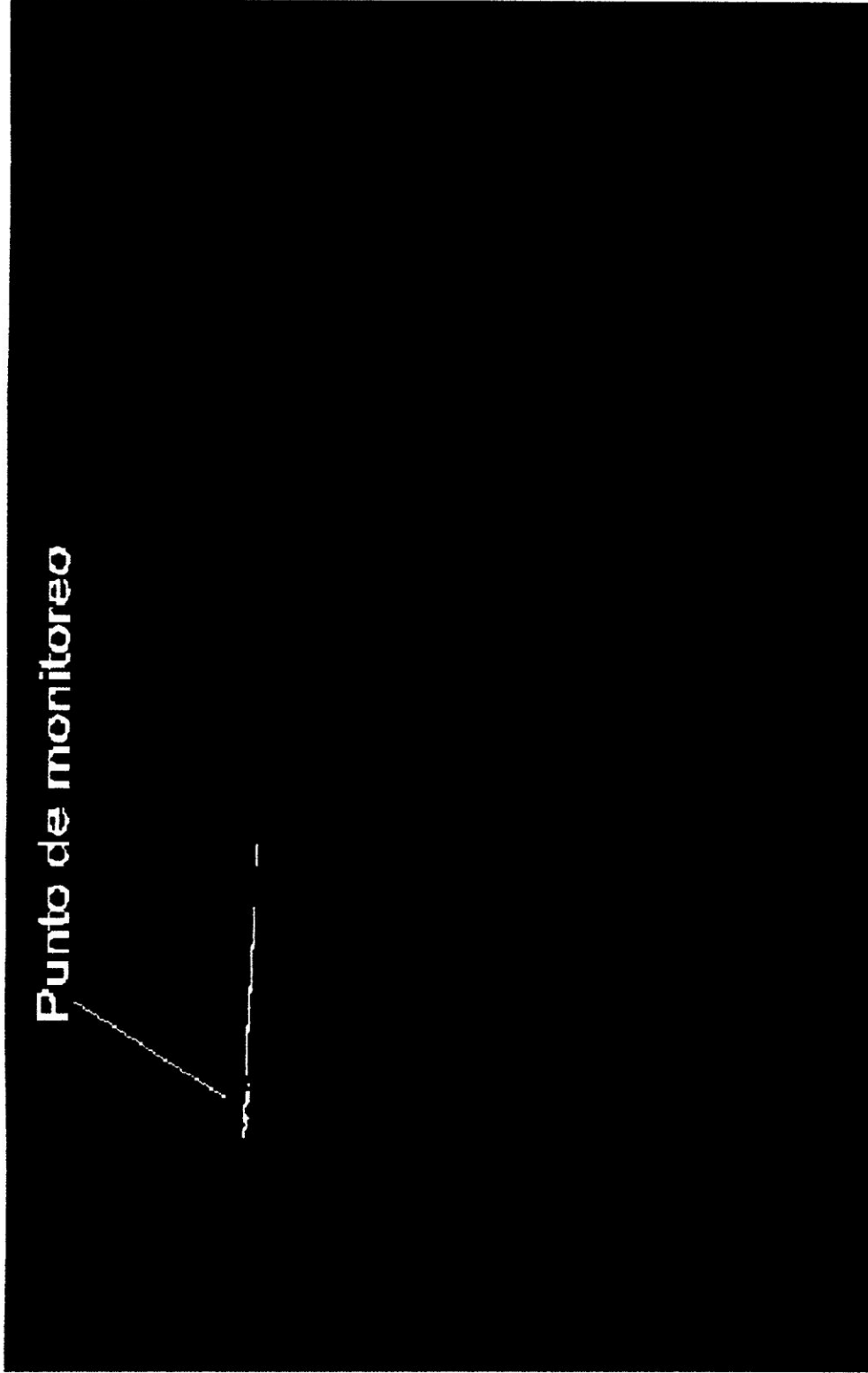
Figura 21: Sismógrafos



Fuente: Creación Propia

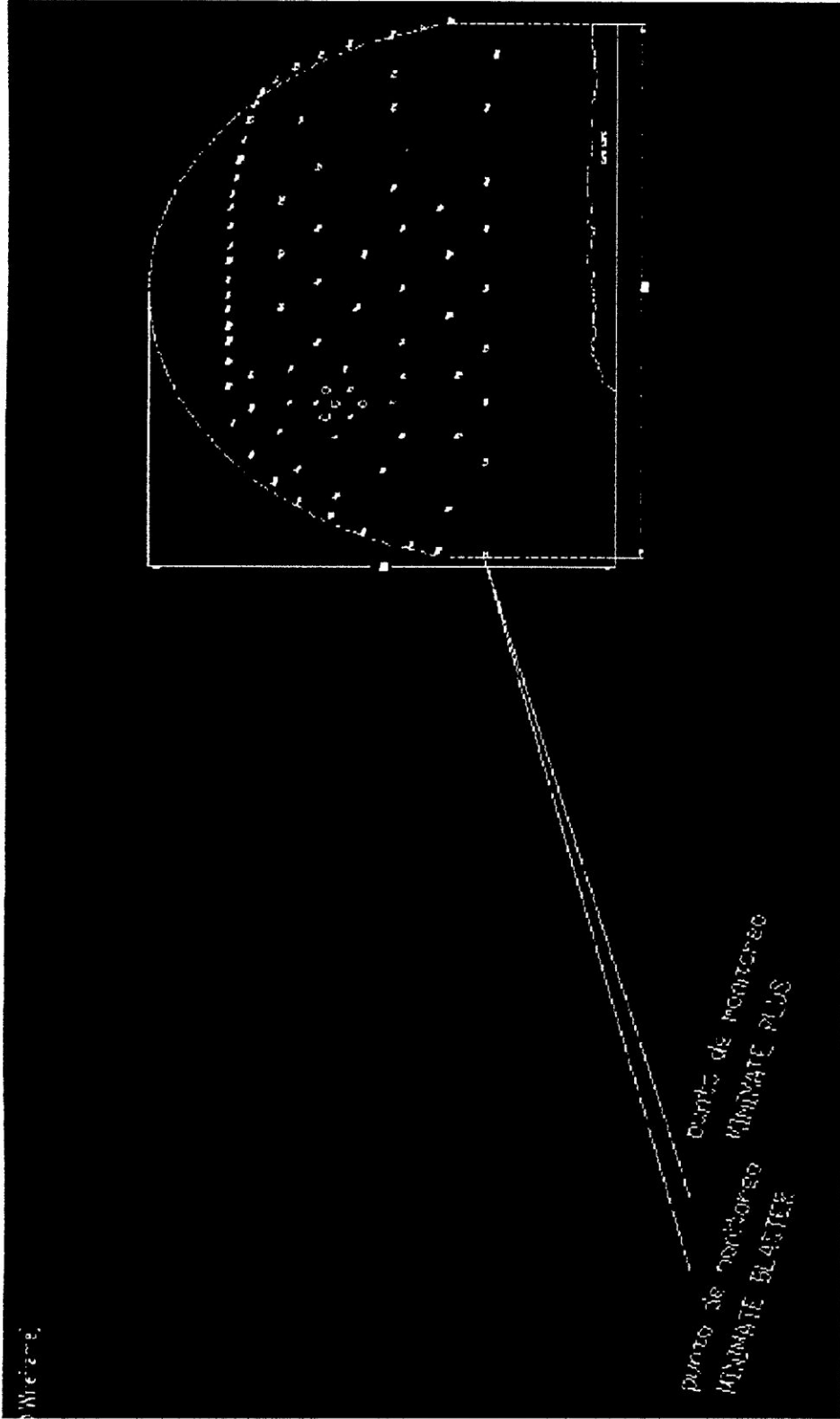
Los cuáles fueron ubicados a una distancia que variaron entre 9 m a 12 m, en una base firme y nivelada.

Figura 22: Vista en Planta del Tajo a Monitorear



Fuente: Área de Perforación y Voladura C.M.H. S.A.

Figura 23: Vista en 3d del Tj – 753 a monitorear, ubicación de los sismógrafos




Fuente: Área de Perforación y Voladura C.M.H. S.A.

6.2.2. LEVANTAMIENTO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

La malla de perforación se levantará mediante coordenadas, se dibujará en el reticulado y luego esos datos fueron exportados al software AUTOCAD, además se tuvo que rellenar el siguiente formato:

Figura 24: Datos de Campo

	<p>CONTRATO N° 174, MINO</p> <p>V. 17/12/12</p>
<p>JULIO CESAR CCESA QUINCHO</p>	

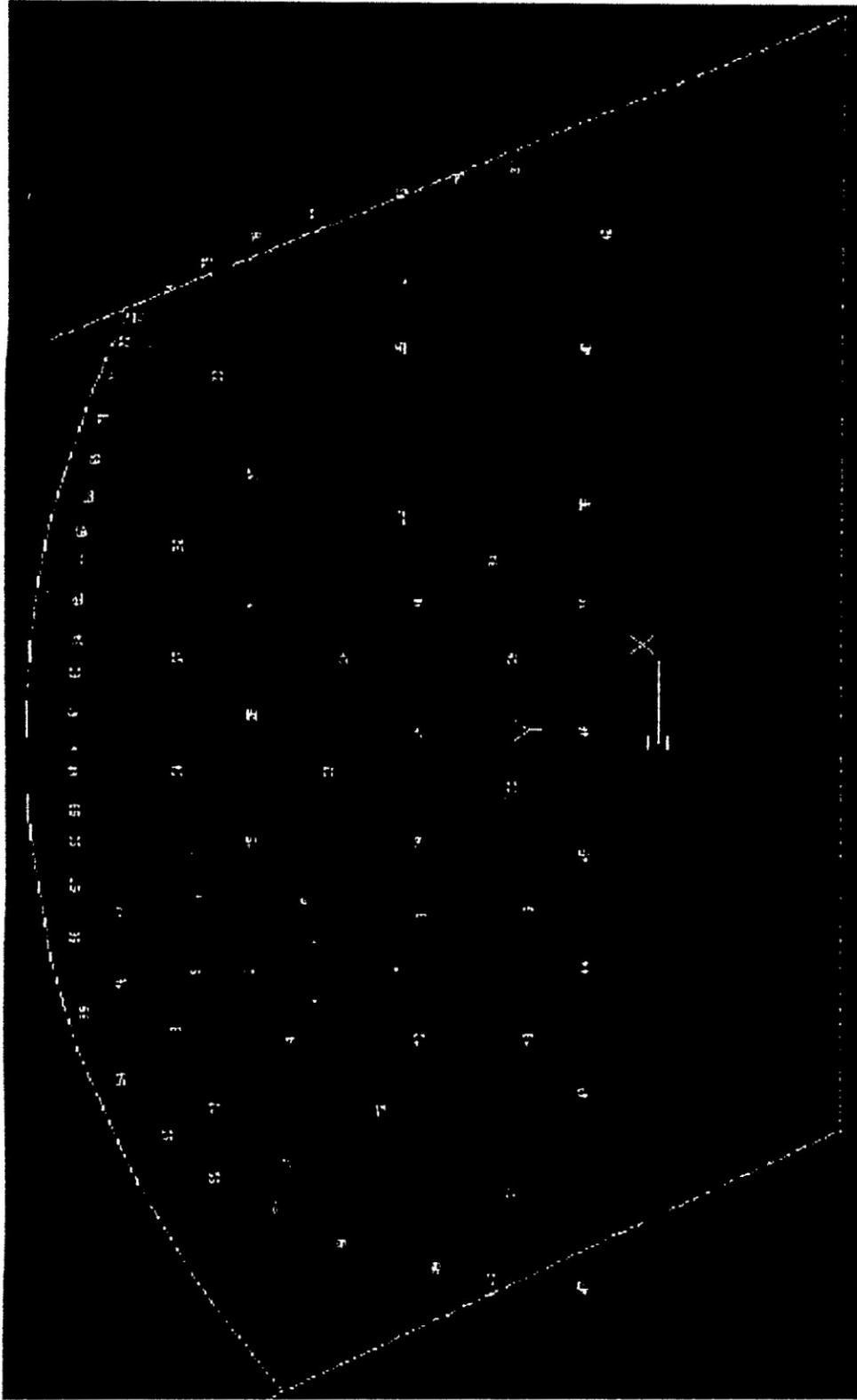
MINA	: ROSA	TIPO DE ROCA	: CUARZO PIRITA
LABOR	: T.573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS:	: 60°- 70°
ANÁLISIS	: FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	: 4.50
FECHA	: 26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	: 8.00
ZONA	: NORTE	DENSIDAD (tn/m3)	: 3.00
RESPONSABLE	: JULIO CÉSAR CCESA QUINCHO	ESTADO DE ROCA	: FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.

N° TAL.	Long. Tal	Emulex 45 11/8"X12"	Emulex 45 1"X7"	Exadit 45 7/8"X7"	Exsablock 7/8"X7"	Exsanel N°	L. vacío	x	y
1	3.10	12	0	0	0	8	0.30	-1.91	1.84
2	3.10	12	0	0	0	8	0.40	-1.70	2.21
3	3.10	12	0	0	0	8	0.55	-1.50	1.85
4	3.00	12	0	0	0	24	0.70	-2.20	1.99
5	3.00	12	0	0	0	16	0.55	-1.70	2.50
6	2.90	10	0	0	0	24	0.50	-1.20	1.90
7	3.00	10	0	0	0	32	0.20	-1.69	1.40
8	3.10	10	0	0	0	32	0.20	-2.12	2.60
9	2.90	10	0	0	0	40	0.30	-1.30	1.28
10	3.00	10	0	0	0	48	0.70	-2.20	1.29
11	3.10	10	0	0	0	40	0.55	-1.20	2.48
12	3.10	10	0	0	0	48	0.50	-2.72	1.50
13	3.10	10	0	0	0	48	0.20	-2.70	2.40
14	3.10	10	0	0	0	56	0.20	-0.80	1.30
15	3.00	9	0	0	0	56	0.30	-0.80	2.20
16	3.00	7	0	0	4	180	0.70	-1.80	2.90
17	2.90	7	0	0	4	48	0.55	-1.30	2.90
18	3.00	10	0	0	0	56	0.50	-2.20	0.70
19	3.10	10	0	0	0	56	0.20	-1.30	0.70
20	2.90	8	0	0	2	72	0.20	-3.10	2.00
21	3.00	10	0	0	0	72	0.30	-3.30	0.80
22	3.10	8	0	0	0	92	0.70	-0.40	0.80
23	3.10	8	0	0	0	92	0.55	-0.30	1.78
24	3.10	8	0	0	0	120	0.50	-0.30	2.60

25	3.10	8	0	0	0	120	0.30	-0.02	1.30
26	3.00	8	0	0	0	120	0.40	0.10	2.20
27	3.00	8	0	0	0	240	0.55	0.50	2.60
28	2.90	8	0	0	0	140	0.70	0.50	1.70
29	3.00	8	0	0	0	140	0.55	0.50	0.80
30	3.10	8	0	0	0	180	0.50	0.90	1.30
31	2.90	8	0	0	0	180	0.20	0.90	2.20
32	3.00	4	0	0	8	340	0.20	1.30	2.60
33	3.10	8	0	0	0	240	0.30	1.50	1.40
34	3.10	8	0	0	0	240	0.70	1.20	0.90
35	3.10	8	0	0	0	180	0.55	0.90	0.40
36	3.10	8	0	0	0	340	0.50	1.60	0.40
37	3.00	8	0	0	0	340	0.20	1.80	2.20
38	3.00	4	0	3	5	400	0.20	2.50	2.40
39	2.90	8	0	0	0	400	0.30	2.70	1.40
40	3.00	8	0	0	0	400	0.70	2.70	0.40
41	0.00	0	0	0	0	0.00	0.00	3.20	1.40
42	2.90	1	0	4	7	400	0.50	3.50	0.30
43	3.00	10	0	0	0	92	0.20	-2.60	0.40
44	3.10	10	0	0	0	72	0.20	-1.70	0.40
45	3.10	10	0	0	0	72	0.30	-0.90	0.40
46	3.00	8	0	0	0	140	0.70	-0.01	0.40
47	3.00	8	0	0	0	92	0.55	-3.98	0.40
48	2.90	8	0	0	0	120	0.50	-3.92	0.90
49	3.00	8	0	0	0	140	0.30	-3.85	1.20
50	3.10	8	0	0	0	400	0.40	-3.65	1.70
51	2.90	8	0	0	0	400	0.55	-3.40	2.05
52	3.00	8	0	0	0	400	0.70	-3.20	2.40
53	0.00	0	0	0	0	0.00	0.00	-2.90	2.65
54	3.10	8	0	0	0	400	0.50	-2.50	2.90
55	3.10	2	0	0	10	400	0.20	-2.02	3.10
56	3.10	2	0	0	10	400	0.20	-1.47	3.15
57	3.00	1	0	0	4	1	2.10	-1.10	3.15
58	3.00	1	0	0	4	1	2.10	-0.80	3.15
59	2.90	1	0	0	4	1	2.10	-0.58	3.15
60	3.00	1	0	0	4	1	0.50	-0.30	3.16
61	3.10	1	0	0	4	1	0.20	-0.12	3.16
62	2.90	1	0	0	4	1	0.20	0.12	3.16
63	3.00	1	0	0	4	1	0.30	0.40	3.15
64	3.10	1	0	0	4	1	0.70	0.62	3.14
65	3.10	1	0	0	4	1	0.55	0.92	3.14
66	3.10	1	0	0	4	1	0.50	1.20	3.14
67	3.10	1	0	0	4	1	0.20	1.40	3.12
68	3.00	1	0	0	4	1	0.20	1.64	3.08
69	3.00	1	0	0	4	1	0.30	1.91	3.05
70	2.90	1	0	0	4	1	0.70	2.20	3.00
71	3.00	1	0	0	4	1	0.55	2.50	2.95
72	3.10	1	0	0	4	1	0.50	2.74	2.89
73	2.90	1	0	0	4	1	0.30	2.91	2.82
74	3.00	1	0	0	4	1	0.70	3.10	2.66
75	3.10	1	0	0	4	1	0.55	3.30	2.45
76	3.10	1	0	0	4	1	0.50	3.47	2.19
77	3.10	1	0	0	4	1	0.20	3.65	1.87
78	3.10	1	0	0	4	1	0.20	3.79	1.41
79	3.00	1	0	0	4	1	0.30	3.90	1.10
80	3.00	1	0	0	4	1	0.70	3.99	0.80

ACCESORIOS			COMENTARIOS:		
PENTACORD:	70	m	EN ESTE FORMATO SE LLENÓ EL LEVANTAMIENTO DE LA MALLA DE PERFORACION (SOLO TALADROS).		
GUIA DE SEGURIDAD:	2	Pz96			

Fuente: Creación Propia



Fuente: Creación Propia


6.2.3. CÁLCULO DE LA CARGA OPERANTE:

Sé calculó la cantidad de explosivos en kilogramos por taladro, luego se sumaron las cantidades de los taladros con retardos iguales para así obtener los kilogramos por retardo (carga operante, W).

La carga operante máxima, se ingresó en tiempo real a los sismógrafos, es decir; el cálculo de carga operante máxima se realizó en la labor donde se monitoreó.

En el siguiente cuadro se observa la carga operante máxima:

Figura 26: Carga Operante

		ROSA - T. 573N Frente de Disparo					
JULIO CESAR CESA QUINCHO							
MINA	: ROSA	TIPO DE ROCA	: CUARZO PIRITA				
LABOR	: T.573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS:	: 60°- 70°				
ANÁLISIS	: FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	: 4.50				
FECHA	: 26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	: 8.00				
ZONA	: NORTE	DENSIDAD (tn/m3)	: 3.00				
RESPONSABLE	: JULIO CÉSAR CESA QUINCHO	ESTADO DE ROCA	: FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.				
DETONADOR NO ELÉCTRICO - EXSANEL							
SERIE	KG/RETARDO	SERIE	KG/RETARDO	SERIE	KG/RETARDO	SERIE	KG/RETARDO
1	11.64	10	0.00	32	3.91	120	6.25
2	0.00	12	0.00	36	0.00	140	6.25
3	0.00	14	0.00	40	3.91	180	6.34
4	0.00	16	2.34	48	7.62	220	0.00
5	0.00	18	0.00	56	7.62	240	4.69
6	0.00	20	0.00	72	7.57	288	0.00
7	0.00	24	4.30	92	6.64	340	4.49
8	7.03	28	0.00	100	0.00	400	13.99
RESULTADO:							
CARGA OPERANTE MÁXIMA:				13.99	Kg	RETARDO N°	400 00

Fuente: Creación Propia

CARGA OPERANTE MÁXIMA \cong 13.99 kg/retardo; en el retardo N° 400.

Este dato nos permitió calcular la distancia escalar (D), para el modelo matemático de Devine, esta distancia escalar se ingresará a los sismógrafos que correspondía, ya que varió según su orientación, posicionamiento y distancia hacia el frente de monitoreo. Obtuvimos dos distancias escalares pues contamos con dos sismógrafos.

Distancia escalar para Sismógrafo Minimate Blaster:

$$D_{BLASTER} = \left(\frac{d}{W^{1/2}} \right) = \left(\frac{10.98}{13.95 \text{ t}^{1/2}} \right) = 2.94$$

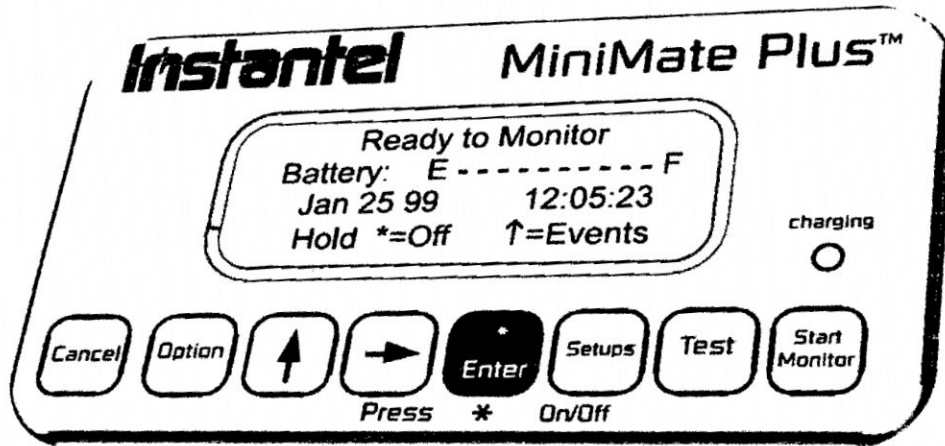
Distancia escalar para Sismógrafo Minimate Plus:

$$D_{PLUS} = \left(\frac{d}{W^{1/2}} \right) = \left(\frac{9.91}{13.95 \text{ t}^{1/2}} \right) = 2.65$$

6.2.4. MANIPULACIÓN DE LOS SISMÓGRAFOS

Los sismógrafos utilizados fueron el Instatel Minimate Plus e Instatel Minimate Blaster, ambos tienen las mismas opciones para el monitoreo e ingreso de datos; además ambos usan el software Blastware8 para el análisis de las vibraciones.

Fig. N°27: Sismógrafo Minimate Plus



Fuente: Minimate Plus Operator Manual

En la figura anterior nos muestra la pantalla de inicio y los botones del sismógrafo.

A continuación se mostrará de manera ordenada la secuencia de opciones según los botones, para la correcta manipulación del sismógrafo y así obtener una buena toma de datos en el monitoreo.

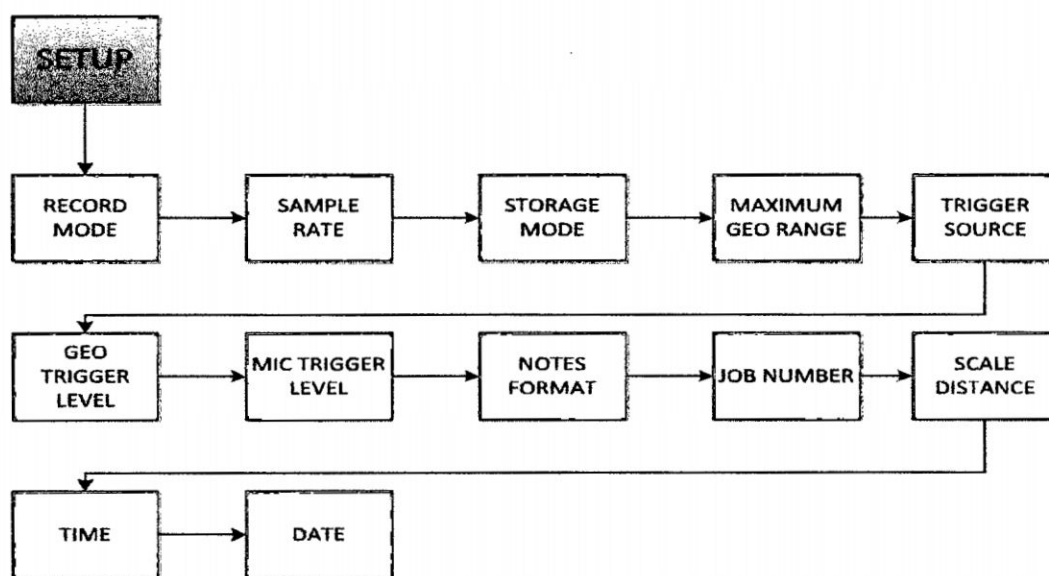
6.2.4.1. ENTER:

Que es el botón de encendido y apagado. Cuando se prende el equipo aparecerá la información sobre la carga de batería, capacidad de memoria, fecha, hora, y se pondrá listo para empezar a realizar la grabación. También escoge las opciones del menú y guarda opciones.

6.2.4.2. SETUP:

Muestra los menús para configurar el sismógrafo para la grabación de eventos incluidos. A continuación se muestra la secuencia de opciones a configurar:

Fig. N°28: Diagrama de Configuración del Sismógrafo



Fuente: Creación propia

a. RECORD MODE:

Elige el modo de grabación de eventos, los cuales pueden ser:

Continuos Record Mode: Utiliza el modo de registro continuo para registrar varios eventos de forma automática. El MiniMate Plus registra un evento, muestra los resultados y sigue grabando, listo para grabar eventos siguientes.

El MiniMate Plus registra todos los eventos cuya actividad supere un nivel de disparo preestablecido. Es más recomendable usar esta opción.

Single-Shot Record Mode: Modo de grabación de un solo disparo. El Minimate Plus registra el evento, muestra los resultados y se detiene.

Manual Record Mode: Donde el equipo funciona del mismo modo que el anterior con excepción que es iniciado por el operador presionando START MONITOR.

b. SAMPLE RATE:

Establece la velocidad de muestreo de acuerdo con la ubicación del MiniMate Plus o por el tipo de método. Para el monitoreo por el método de campo cercano, ajuste la frecuencia de muestreo de 4096 muestras por segundo. Para el monitoreo por el método de campo lejano, ajuste la frecuencia de muestreo de 1024 muestras por segundo.

c. STORAGE MODE

Le permite ajustar la cantidad de datos grabados por cada evento. Usaremos la opción:

In the Store Full Waveform setting, registra todos los datos del evento.

d. MAXIMUM GEO RANGE

Especifica los límites de medición de los geófonos en el MiniMate Plus o transductor estándar. Dos gamas están disponibles: 1.25 in / s (31,8 mm / s) y

el 10,0 in / s (254 mm / s). La elección de un rango máximo del geófono depende de la proximidad del transductor para el evento y las velocidades esperadas.

e. TRIGGER SOURCE

El MiniMate Plus tiene tres ajustes:

Sólo geófono, sólo micrófono, o ambos geófono y el micrófono juntos. Cuando el usuario elige geófono y el micrófono juntos, la grabación comienza cuando las vibraciones del suelo de un evento o de la presión del aire exceden el nivel de activación, ya sea para el Geófono o el micrófono.

f. GEO TRIGGER LEVEL

Establecimiento de un nivel de activación para el Geófono.

g. MIC TRIGGER LEVEL

Establecimiento de un nivel de activación para el Micrófono.

h. NOTES FORMAT

Permite incluir notas que describen un evento.

i. JOB NUMBER

Nos permite incluir un número de trabajo para cada evento registrado. Los números de empleo ayudan a realizar un seguimiento de los eventos

almacenados en el MiniMate Plus o en un ordenador. Números de trabajo oscilan entre 1 y 9999.

j. SCALE DISTANCE

La información de la distancia escalar incluye dos factores:

- Distancia del frente al punto de monitoreo.
- La carga operante máxima.

k. TIME

El MiniMate Plus cuenta con dos formatos de hora:

Las doce horas, 11:55:23 PM,

Las veinticuatro horas, 23:55:23,

Podemos elegir la que nos convenga. Sincronizar la hora del Minimate Plus con nuestro reloj, para identificar el inicio exacto del monitoreo.

l. DATE

El MiniMate Plus soporta el formato de fecha Mes / Día / Año.

6.2.4.3. TEST:

Al pulsar la tecla de prueba ejecuta Sensorcheck y prueba la MiniMate Plus y sus sensores.

Sensorcheck realiza una prueba de dos etapas. En la primera etapa, el programa muestra el número MiniMate Plus de serie, versión de software, la cantidad total de memoria instalada, la cantidad de memoria disponible para eventos en las tiendas, y el número de eventos actualmente almacenados en la memoria.

La segunda etapa de prueba cada geófono dentro del transductor estándar y el micrófono. El programa también comprueba el funcionamiento de la propia MiniMate Plus y el transductor de micrófono y cables de conexión.

6.2.4.4. STAR MONITOR:

Es el botón que inicia al equipo para el monitoreo de acuerdo a la información ingresada en SETUP.

6.2.4.5. CANCEL:

Es el botón que cancela o permite salir de una opción.

6.3. TRABAJO DE GABINETE

6.3.1. DESCARGA DE DATOS

La descarga de datos se realizó hacia el ordenador utilizando el software Blasware 8 de InstanTel.

El programa Blastware combina la facilidad de uso de un programa basado en Microsoft Windows con el poder y el control de una estructura de menú fácil

de usar. Usando el programa, se puede ver las formas de onda, controlar y personalizar el funcionamiento del Minimate Blaster.

Figura 29: Ícono del Programa

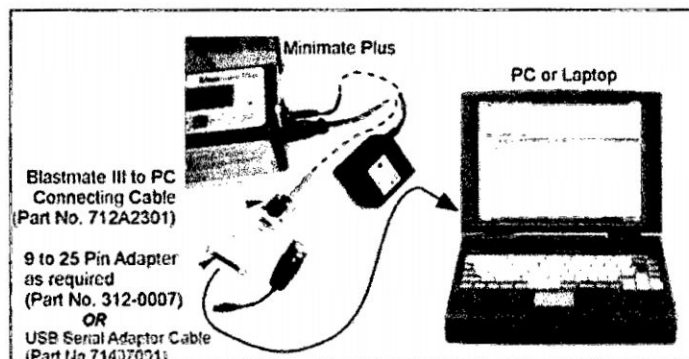


Fuente: Manual del Operador InstanTel Minimate Plus

PASO 1: Conecte el sismógrafo al ordenador

Para la conexión sismógrafo – PC, apagar el Minimate Plus. Conecte el cable de conexión PC a un puerto serie del ordenador. Conecte el otro extremo del cable al conector AUX (o cable, si está utilizando el cable USB), ubicado en la parte frontal del Minimate Plus. No fuerce los conectores, puede dar lugar a posibles daños.

Figura 30: Equipos de Monitoreo



Fuente: Manual del Operador InstanTel Minimate Plus

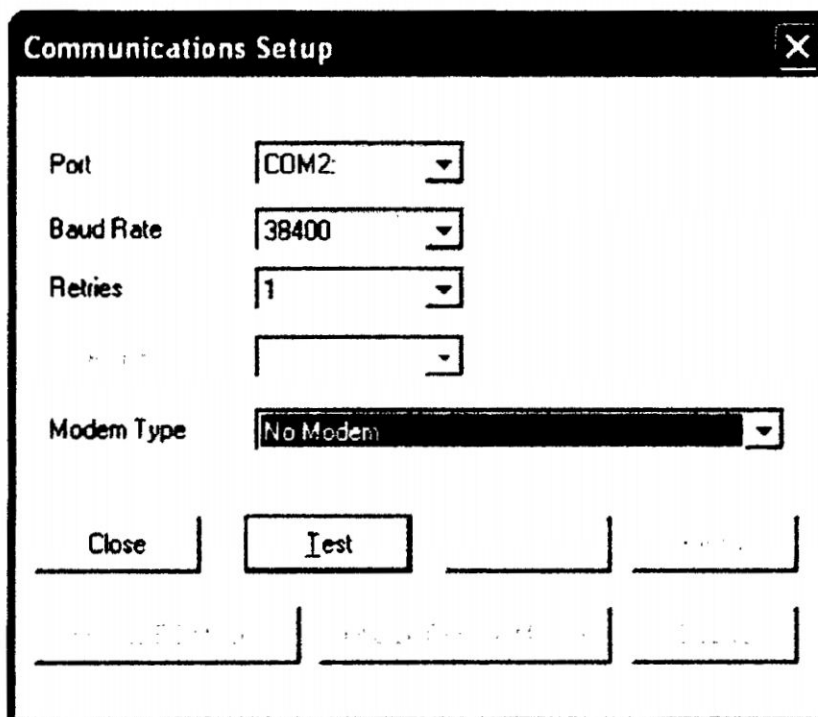
PASO 2: Inicie el programa Blastware

Encienda el ordenador. Haga clic en el botón Inicio de Windows en la parte inferior izquierda de la pantalla, seleccione Programas y, a continuación, Blastware. Haga clic en el icono Blastware para iniciar el programa Blastware.

PASO 3: Configuración del puerto de transmisión

Se refiere a la configuración del puerto de conexión sismógrafo - PC. El puerto serie permite al Minimate Plus comunicarse con el ordenador a una determinada velocidad de transmisión de datos.

Figura 31: Communications Setup

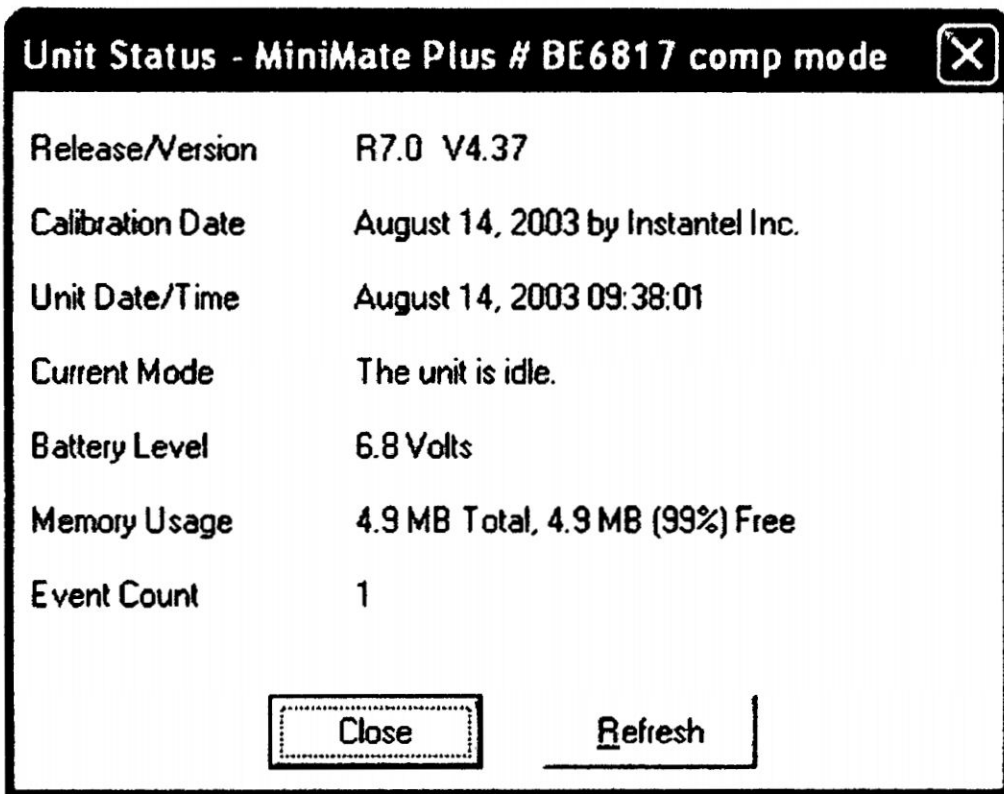


Fuente: Manual del Operador Instantel Minimate Plus

PASO 4: Compruebe el Estado del Minimate Plus

Para comprobar el estado del Minimate, sitúe el puntero del ratón en el menú unit/Status/enter.

Figura 32: Unit Status



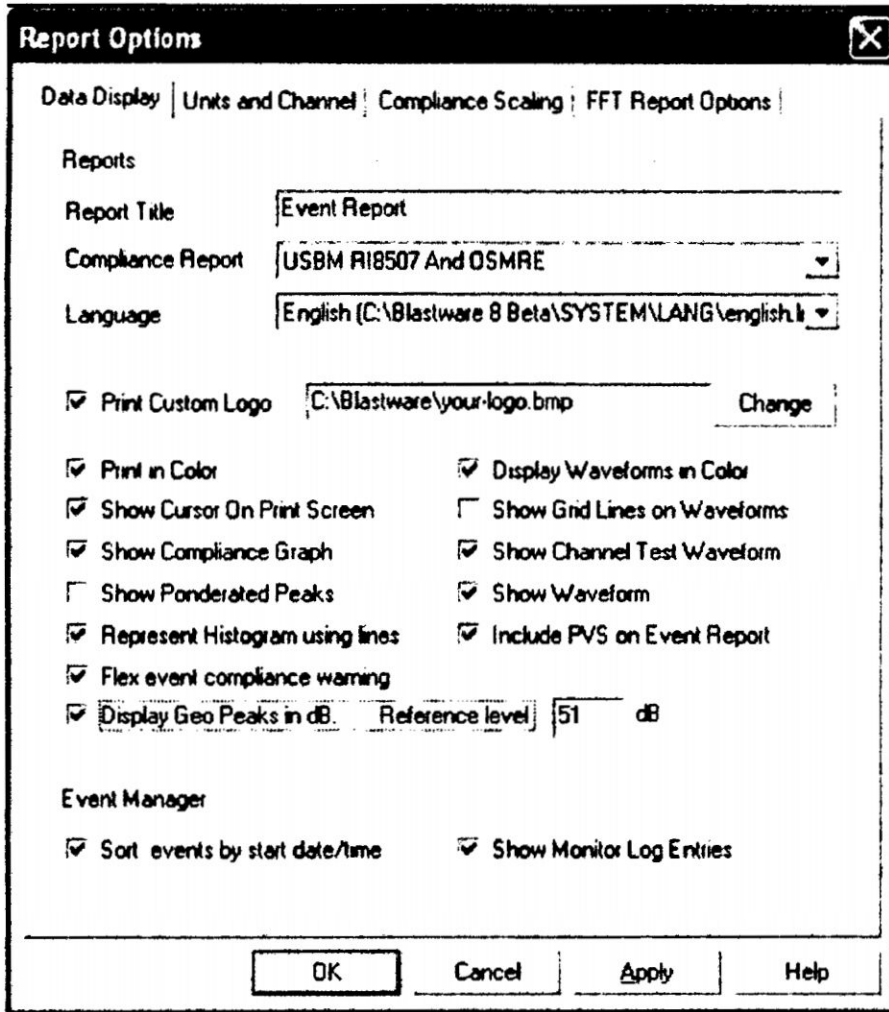
Fuente: Manual del Operador Instantel Minimate Plus

PASO 5: Definir el contenido del Informe resumido PC Evento

Blastware crea un Informe Resumen de eventos para cada evento registrado.

Blastware ofrece un amplio grado de flexibilidad para definir el contenido de estos informes. No modificaremos ninguna opción pues usaremos todos los datos.

Figura 33: Report Options



Fuente: Manual del Operador Instante! Minimate Plus

PASO 6: Abrir el Administrador de Eventos

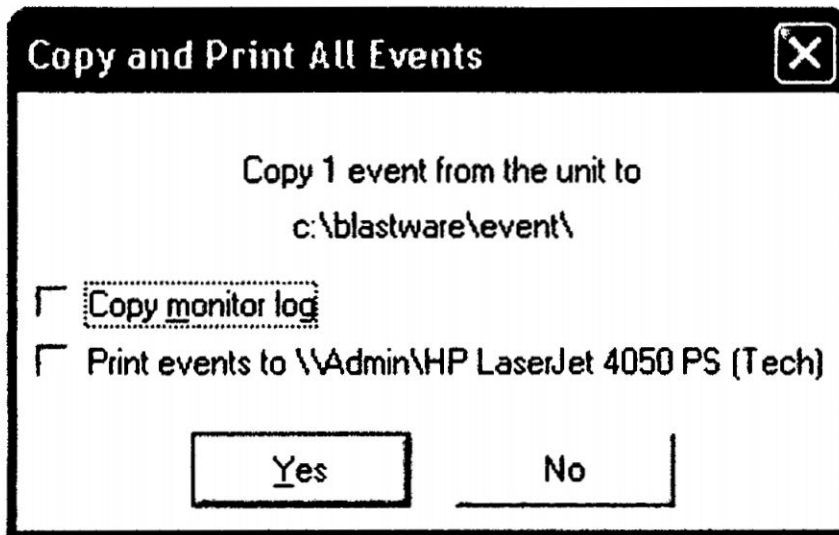
El Administrador de Eventos organiza los archivos de eventos almacenados en el equipo similar al Administrador de archivos de Windows. El administrador de eventos le permite copiar, borrar, imprimir y ver los eventos con sólo seleccionar un evento y pulsando el botón de comando correspondiente. Si el Administrador de eventos no está abierto, haga clic en el puntero del ratón en

el menú Archivo y luego haga clic en el comando Administrador de Eventos. Aparecerá el cuadro de diálogo Administrador de Eventos.

PASO 7: Copie todos los eventos a su ordenador

Para copiar Eventos del Minimate Plus a su ordenador, pulse el icono de copia / impresión. Aparecerá el cuadro de diálogo de la copia e impresión todos los eventos. Pulse el botón Sí para copiar todos los eventos de la unidad, y los muestra en los eventos del cuadro de lista.

Figura 34: Copy and Print All Events



Fuente: Manual del Operador Instantel Minimate Plus

PASO 8: Ver un informe de eventos

Usted puede ver un informe de eventos o FFT seleccionando el evento y haciendo clic en los iconos de informe de prueba o FFT informe previsto en la barra de herramientas.

Figura 35: Informe de Eventos

The screenshot shows the Blastware software interface. The main window is titled "Event Manager - c:\blastware\sample". The menu bar includes File, Unit, Tools, Windows, and Help. The "Event Manager" menu is open, showing options like Cascade, Tile, Auto Open, and Event Report. The "Event Report" option is selected, and a sub-menu is visible with "Event Report" and "PDF Report".

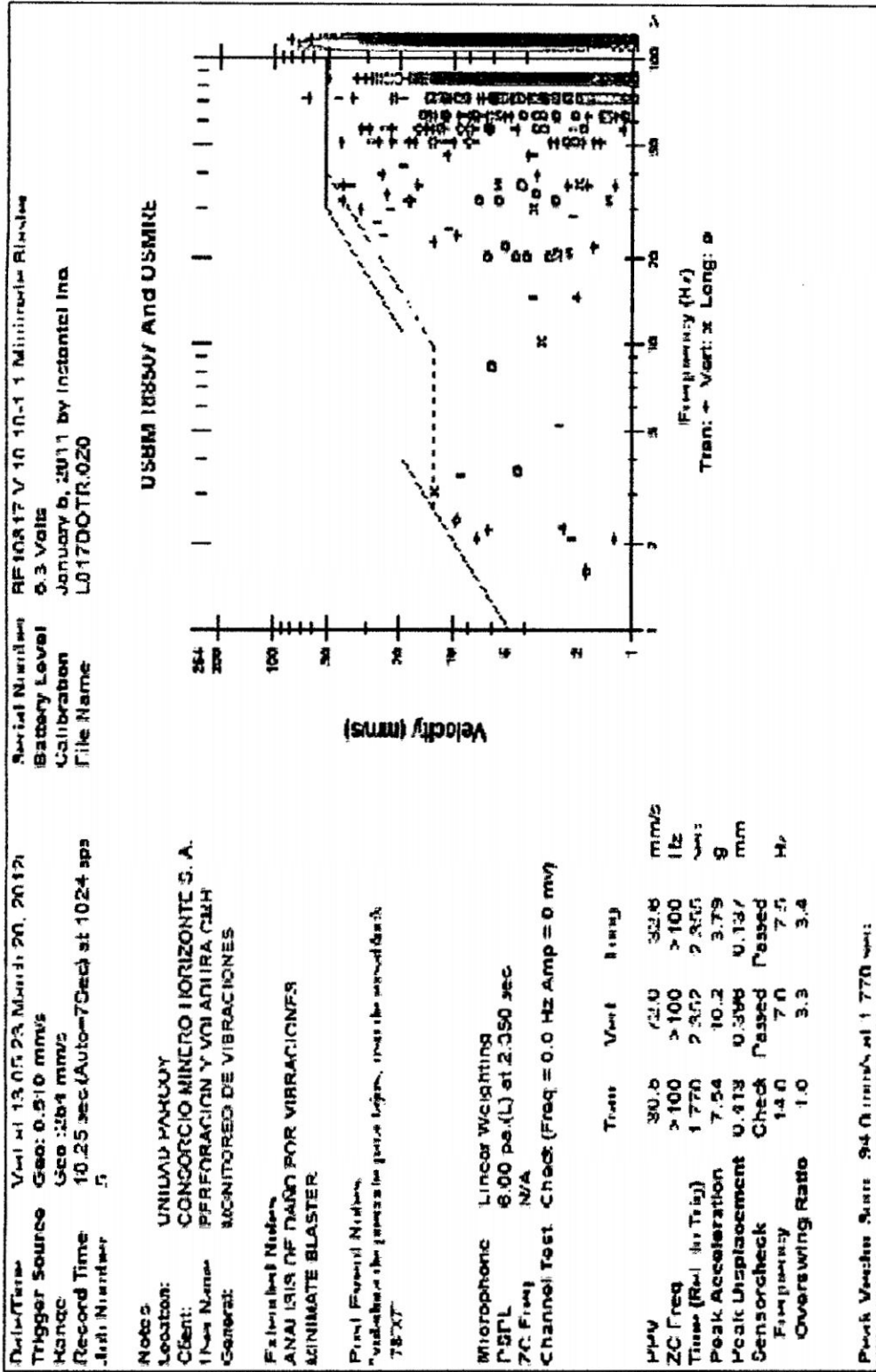
The main display area shows a list of 4 events. Above the list, it says "4 of 4 events listed. Printing to # 4". The list has the following columns: Type, Serial No., Date/Time, No. Chan, Trigger, Tran Peak (mm/s), Vert Peak (mm/s), Long Peak (mm/s), Mic Peak (mm/s), PYS1, and Desc.

Type	Serial No.	Date/Time	No. Chan	Trigger	Tran Peak (mm/s)	Vert Peak (mm/s)	Long Peak (mm/s)	Mic Peak (mm/s)	PYS1	Desc
H	EE5178	Jan 28 '03 08:44:25	6	Long1	165	108	2.92	...	45C9	North
AVV	EE5178	Mar 21 '03 05:41:21	8	Chen1	North
PVV	EE5178	Mar 21 '03 15:14:25	6	North
...

On the left side, there is a file explorer showing the directory structure: a\Series II Unt, c:\blastware, c:\ascii cor, c:\bwinmail, c:\even, c:\sample, c:\system, and c:\dell.

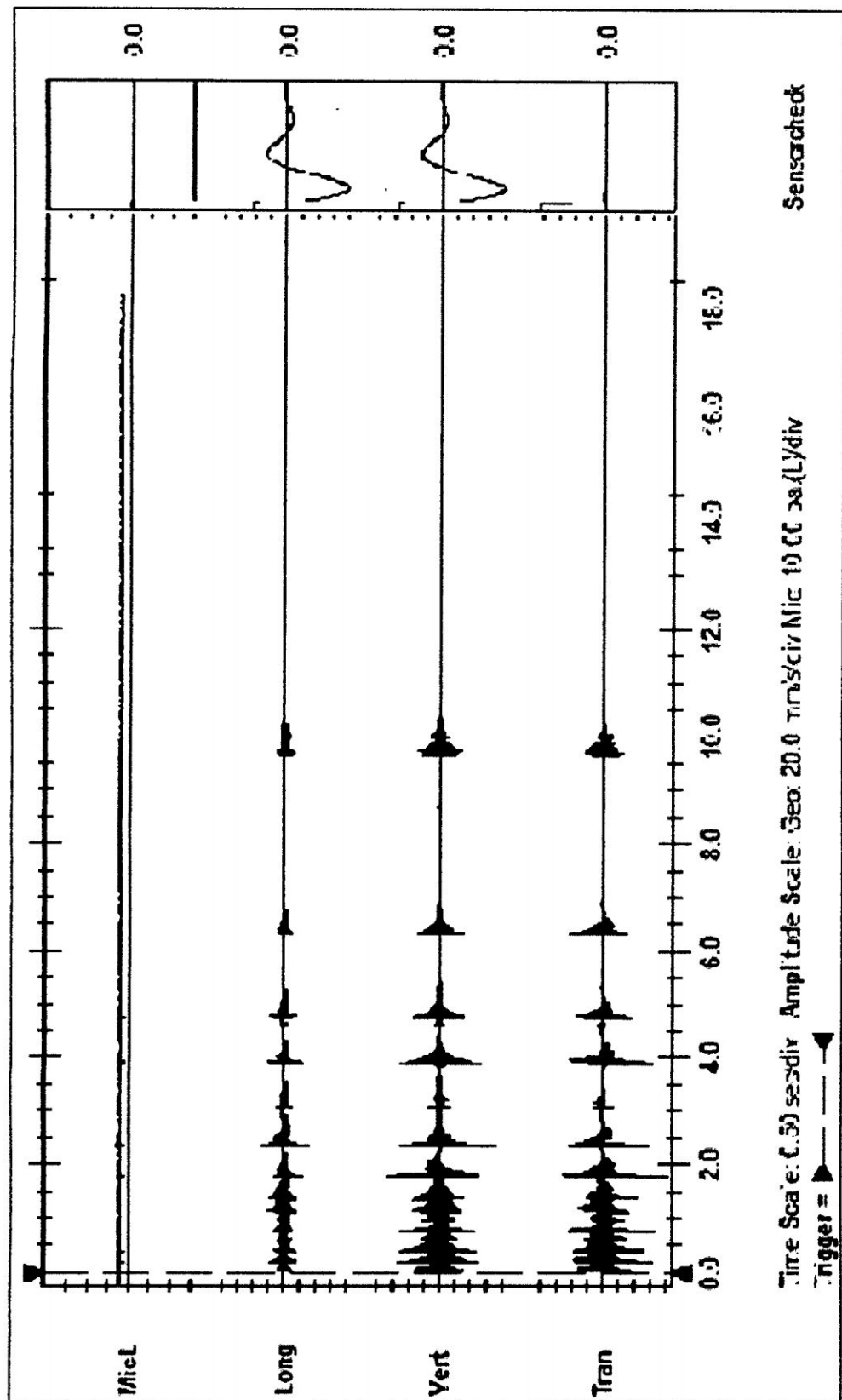
Fuente: Manual del Operador Instantel Minimate Plus

Figura 36: Resumen de Monitoreo Instante Minimatae Blaster



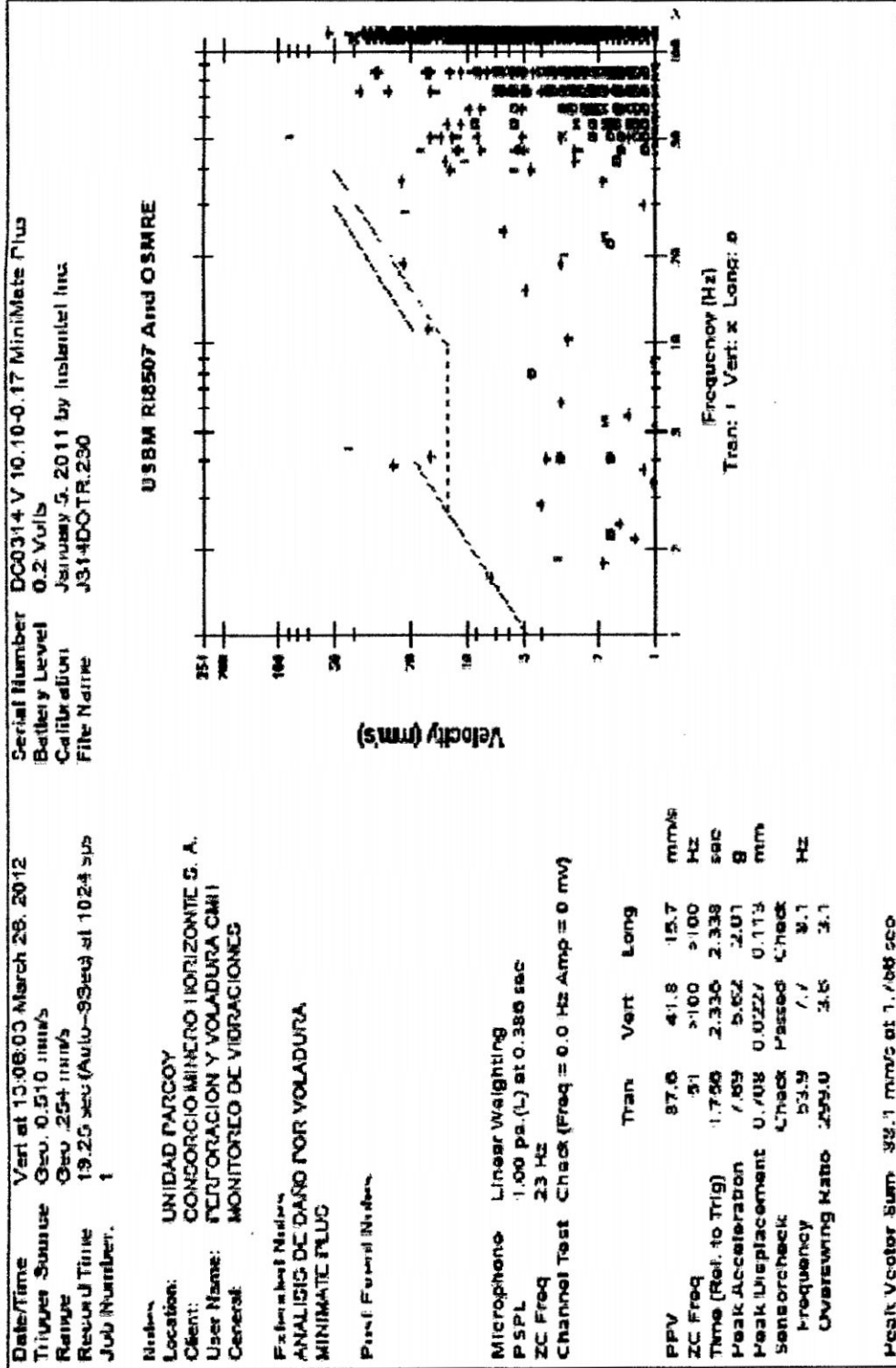
Fuente: Área de Perforación y Voladura C.M.H. S.A.

Figura 37: Resumen de Monitoreo Instante Minimatae Blaster



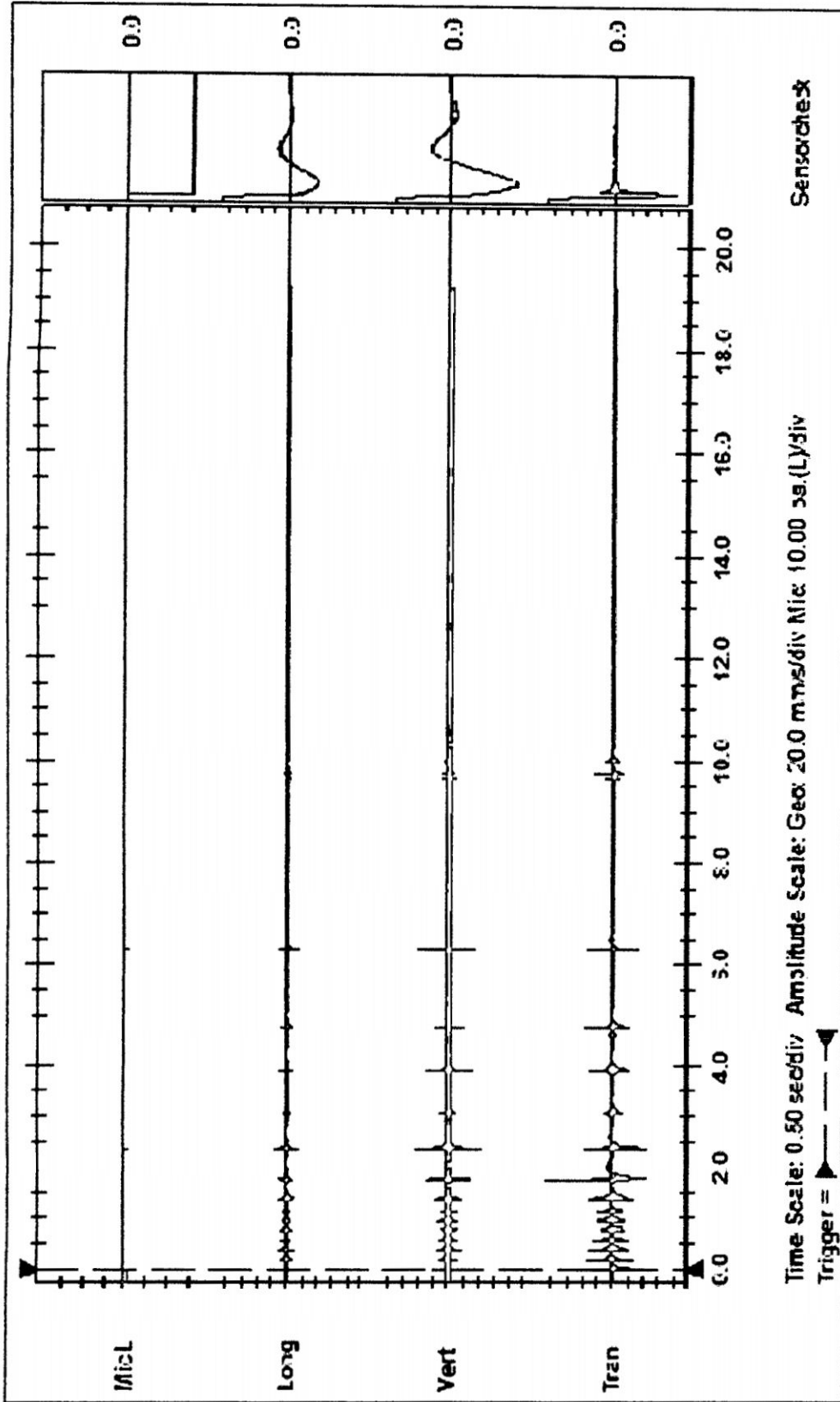
Fuente: Área de Perforación y Voladura C.M.H. S.A.

Figura 38: Resumen de Monitoreo Instante Minimate Plus



Fuente: Área de Perforación y Voladura C.M.H. S.A.

Figura 39: Resumen de Monitoreo Instante Minimate Plus



Fuente: Área de Perforación y Voladura C.M.H. S.A.

Para obtener las VPP se utilizará una Llave de hardware, la llave de hardware supone un costo adicional, tanto en la llave en sí (cuya creación implica diseño, costo de materiales e ingeniería), como en su protección (aumento del peso por el embalaje protector), además de ser lo bastante sofisticada para evitar que alguien pueda duplicarla.

Gracias a esta llave, se puede instalar el software en cualquier número de equipos, ya que de todos modos sólo podremos usar aquel que tiene la llave puesta en ese momento.

Esta llave nos permite acceder a opciones y hacer zoom para poder identificar de manera más exacta las VPP.

Figura 40: Resumen de Monitoreo



Fuente: Manual del Operador InstanTel Minimate Plus

6.3.2. CÁLCULO DE LA VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA CRÍTICA

a. Rock Mass Rating (RMR):

Se determinó mediante mapeos geomecánicos a cada tramo de avance por voladura. A continuación los parámetros valorados obtenidos en la determinación del RMR:

Resistencia a la compresión uniaxial (σ_c)

Se utilizó el martillo schmidt para determinar la resistencia a la compresión uniaxial, se utilizó la siguiente fórmula:

$$\sigma_c = 10^{(0.00088xIRx\delta+1.01)} \dots\dots\dots (27)$$

Donde:

IR: Índice de rebote del martillo Schmidt

δ : Peso Específico de la roca

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca

Para:

$$IR = 27.96, \delta = 28 \text{ KN/m}^3$$

$$\sigma_c = 10^{(0.00088x27.96x28+1.01)}$$

$$\sigma_c = 49.995 \approx 50 \text{ MPa; valoración 7}$$

$$IR = 32.76, \delta = 30 \text{ KN/m}^3$$

$$\sigma_c = 10^{(0.00088x32.76x30+1.01)}$$

$$\sigma_c = 74.965 \approx 75 \text{ MPa, valoración 7}$$

El martillo schmidt permite obtener valores de σ_c entre 20 a 300 MPa.

Índice de la Calidad de la Roca (RQD)

Hudson and Priest (1979), han presentado la siguiente ecuación matemática con relación entre RQD y la frecuencia de fracturas:

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)}(1 + 0.1\lambda)$$

Donde:

λ : Cantidad de Fracturas por metro

Para:

$$\lambda = 15$$

$$RQD = 100e^{(-0.1*15)}(1 + 0.1 * 15)$$

$$RQD = 56 \%, \text{valoración } 13$$

$$\lambda = 9$$

$$RQD = 100e^{(-0.1*9)}(1 + 0.1 * 9)$$

$$RQD = 77 \%, \text{valoración } 17$$

Espaciamiento de Juntas:

Espaciamiento 200 mm a 600 mm; Valoración: 10

Espaciamiento 60 mm a 200 mm; Valoración: 8

Condiciones de las Discontinuidades:

Persistencia: Varió de 3 a 10 m, valoración 2.

Abertura: <1mm, valoración 5.

Rugosidad: Rugosa, valoración 5.

Tipo de relleno: Resistente >5mm, valoración 4.

Intemperización: Levemente alterada, valoración 5.

Total = 21

Agua subterránea:

Completamente seco, Valoración: 15.

Apenas Húmedo, Valoración: 12.

Sumando los valores se tiene: RMR (Básico1)= 70

Sumando los valores se tiene: RMR (Básico2)= 61


Corrección por Orientación de Discontinuidades:

Evaluación de la influencia de la Orientación para la Obra es Desfavorable.

RMR (Ajustado1)= 70-15 = 55

RMR (Ajustado2)≡ 61-15 ≡ 46

Figura 41: Resumen de Monitoreo

		JULIO CESAR CCESA QUINCHO								
PARÁMETROS	ESCALA DE VALORES								RELLENAR	RELLENAR
Resistencia de la Roca Intacta	Índice del Ensayo de Carga Puntual	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	0 MPa	0 MPa	0 MPa	7	7
	Resistencia a Compresión Simple	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	<5 MPa		
	Valor	15	12	7	4	2	1	0		
Rock Quality Designer	RQD %	<25 %	25 - 50 %	50 - 75 %	75 - 90 %	90 - 100 %			17	13
	Valor	3	8	13	17	20				
Espaciamiento de Discontinuidades	Espaciamiento (m)	<0.06 m	0.06 - 0.2 m	0.2 - 0.6 m	0.6 - 2.0 m	>2.0 m			10	8
	Valor	5	8	10	15	20				
Condiciones de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20.0 m	>20 m			2	2
	Valor	6	4	2	1	0				
	Abertura	Nada mm	<0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	>5 mm			5	5
	Valor	6	5	4	1	0				
	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Levemente Rugosa	Lisa	Pulida			5	5
	Valor	6	5	3	1	0				
Tipo de Relleno	Nada	Resistente >5mm	Resistente <5mm	Blando >5mm	Blando <5mm			4	4	
Valor	6	4	2	2	0					
Intemperización	Descompuesta	Muy alterada	Moderadamente Alterada	Levemente Alterada	Inalterada			5	5	
Valor	0	1	3	5	6					
Agua Subterránea	Descripción de las Condiciones Generales	Flujo Continuo	Goteo	Húmedo	Apenas Húmedo	Completamente Seco			15	12
	Valor	0	4	7	12	15				
RMR BASE =								70.00	61.00	
Corrección por Orientación de Discontinuidades	Evaluación de la influencia de la Orientación para la Obra	Muy Desfavorable	Desfavorable	Medio	Favorable	Muy Favorable			-15	-15
	Valor	-25	-15	-7	-2	0				
RMR AJUSTADO =								55.00	46.00	

Fuente: Creación Propia

b. Índice de Daño D:

La selección del factor de daño por voladura D es una pregunta de soporte técnico que se plantea con frecuencia en relación con la utilización del criterio de rotura de Hoek-Brown. El factor D puede variar entre 0 y 1 (D = 0 para la roca sin perturbaciones, D = 1 para la masa de roca altamente perturbado). Para nuestro caso D=0.1.

c. Cálculo del GSI:

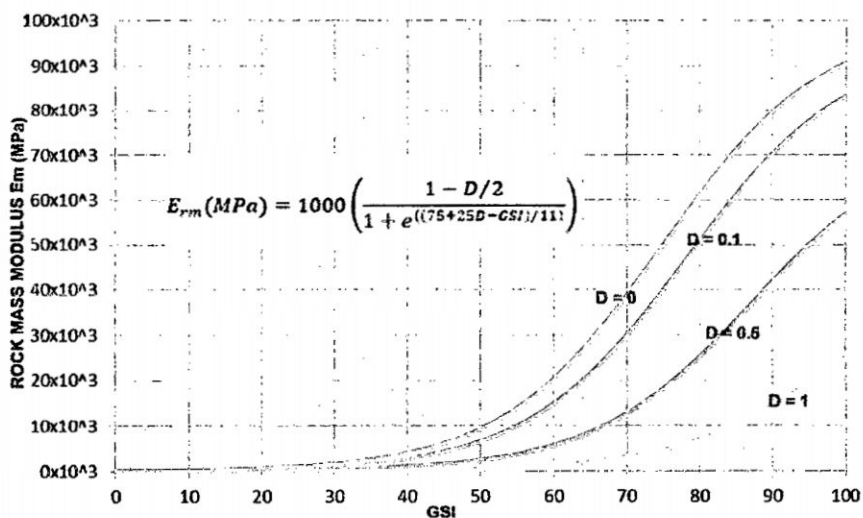
Las relaciones existentes entre GSI y RMR:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

$$GSI1 = 70 - 5 = 65 \quad \text{y} \quad GSI2 = 61 - 5 = 56$$

d. Cálculo del Módulo de Elasticidad del Macizo Rocoso E_{rm} :

Figura 42: ecuación simplificada de Hoek-Diederichs para las estimaciones empíricas del módulo de Elasticidad del macizo rocoso basado en el índice de resistencia Geológica (GSI).



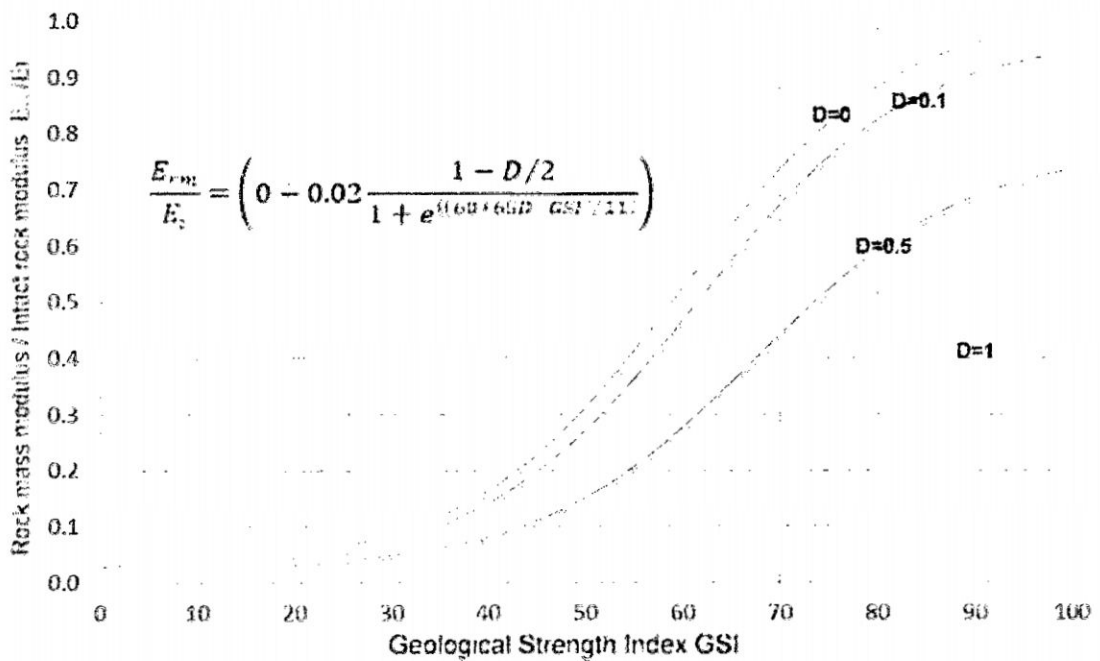
Fuente: Empirical Estimation of Rock Mass Modulus

$$E_{rm}(MPa)1 = 1000 \left(\frac{1 - 0.1/2}{1 + e^{((75+25 \times 0.1 - 65)/11)}} \right) = 23083.92$$

$$E_{rm}(MPa)2 = 1000 \left(\frac{1 - 0.1/2}{1 + e^{((75+25 \times 0.1 - 56)/11)}} \right) = 11785.56$$

e. Cálculo de la Relación de Módulo de Elasticidad E_{rm}/E_i :

Figura 43: Ecuación de Hoek-Diederichs para las estimaciones empíricas del módulo de elasticidad del macizo rocoso basado en el índice de resistencia Geológica (GSI) y el módulo de la roca intacta (E_i)



Fuente: Empirical Estimation of Rock Mass Modulus

$$\frac{E_{rm}}{E_i}1 = \left(0 + 0.02 \frac{1 - 0.1/2}{1 + e^{((60+65 \times 0.1 - 65)/11)}} \right) = 0.57$$

$$\frac{E_{rm}}{E_i}2 = \left(0 + 0.02 \frac{1 - 0.1/2}{1 + e^{((60+65 \times 0.1 - 56)/11)}} \right) = 0.38$$

f. Cálculo del Módulo de Elasticidad de la Roca Intacta (Ei):

$$\frac{E_{rm}}{E_i} 1 = 0.57, \text{ donde } E_{rm} = 23083.92 \text{ MPa entonces } E_i = 40502.58 \text{ MPa}$$

$$\frac{E_{rm}}{E_i} 2 = 0.38, \text{ donde } E_{rm} = 11785.56 \text{ MPa entonces } E_i = 31124.10 \text{ MPa}$$

g. Cálculo del Módulo de Elasticidad Dinámica Eid:

$$E_{id} = 1.13E_i$$

$$E_{id1} = 1.13(40502.58) = 45767.91$$

$$E_{id2} = 1.13(31124.10) = 35170.23$$

h. Cálculo del Índice de la Calidad del Túnel Q:

$$Q = e^{(RMR-44)/9}$$

$$Q_1 = e^{(55-44)/9} = 3.39 \quad \text{y} \quad Q_2 = e^{(46-44)/9} = 1.25$$

i. Cálculo de la Velocidad de la Onda P:

$$V_p(m/s) = 1000 \log Q + 3500$$

$$V_p(m/s)1 = 1000 \log(3.39) + 3500 = 4030.80 \text{ m/s}$$

$$V_p(m/s)2 = 1000 \log(1.25) + 3500 = 3596.51 \text{ m/s}$$

j. Cálculo de la Velocidad Pico de Partícula Crítica:

$$V_{ppc} = \frac{\sigma_t V_p}{E_{id}}$$

$$V_{ppc1}(mm/s) = \frac{0.1 \times 1000 \times 75 \times 4030.80}{45767.91} = 660.53 \text{ mm/s}$$

$$V_{ppc2}(mm/s) = \frac{0.1 \times 1000 \times 50 \times 3596.51}{35170.23} = 511.30 \text{ mm/s}$$

$$V_{ppc\text{-promedio}}(mm/s) = 585.91 \text{ mm/s}$$

Figura 44: Hoja Excel para el Cálculo de la Velocidad Pico de Partícula Crítica

MINA	: ROSA	TIPO DE ROCA	: CUARZO PIRITA
LABOR	: T.573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS:	: 60° - 70°
ANÁLISIS	: FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	4.5
FECHA	: 26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	8
ZONA	: NORTE	DENSIDAD (tn/m3)	3
RESPONSABLE	: JULIO CÉSAR CESA QUINCHO	ESTADO DE ROCA	: FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.

DDATOS GEOMECÁNICOS		MIN	MAX	PROM	INFORMACION
A	: Cantidad de fisuras por metro cúbico	9.00	15.00	12.0	
RMR (1989)	: Rock Mass Rating (Condiciones secas)	61.00	70.00	65.5	
RNR	: Rock Mass Rating (Ajustado)	46.00	55.00	50.5	
δ	: Densidad de la roca (Ton/m3)	2.80	3.00	2.9	
D	: Índice de daño	0.10	0.10	0.1	
GSI	: Índice de resistencia geológica	56.00	65.00	60.5	
E _m	: Módulo de elasticidad de la masa rocosa (Mpa)	11785.56	23083.92	17434.7	
E _m /E	: Relacion de modulo de elasticidad	0.38	0.57	0.5	
E _i	: Módulo de elasticidad de la roca intacta (Mpa)	31124.10	40502.58	35813.3	
E _{id}	: Módulo de elasticidad dinamica (Mpa)	35170.23	45767.91	40469.1	
σ _c	: Resistencia a la compresion simple (Mpa)	50.00	75.00	62.5	
RESULTADOS:					
		MIN	MAX	PROM	INFORMACION
Rock Quality Designer (Índice de la calidad del tunel)	RQD (%) =	56	77	67	
Rock Tunneling Quality Index (Índice de la calidad del tunel)	Q (%) =	1.25	3.39	2.32	
Velocidad de la onda P	V _p (m/s) =	3596.51	4030.80	3813.66	
VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA CRÍTICA	V _{PPc} (mm/s) =	511.30	660.53	585.91	

Fuente: Creación Propia

6.3.3. LEY DE ATENUACIÓN DE ONDA

Se partió el modelo general:

$$V = Kx D^\alpha$$

Dónde:

V= Velocidad de Partícula (mm/s).

D= Distancia escalar.

K= Factor de Velocidad.

α = Factor de Decaimiento.

$$VPP = K \times D^{-\alpha} \rightarrow Y = AX^B$$

Se Linealizó:

$$\log Y = \log AX^B$$

$$\log Y = \log A + \log X^B$$

$$\log Y = \log A + B \log X$$

$$Y' = A' + BX'$$


Se Ajustó por mínimos cuadrados:

$$B = \frac{n(\sum X_i Y_i) - (\sum X_i)(\sum Y_i)}{n(\sum X_i^2) - (\sum X_i)^2} \quad ; \quad A' = \frac{(\sum Y_i) - B(\sum X_i)}{n}$$

$$A' = \log A \rightarrow A = 10^{A'}; \therefore A = K; B = -\alpha$$

Con el uso de este método se halló las constantes de la roca α y K, y así se modeló el daño causado a la roca utilizando la velocidad pico de partícula crítica.

Figura 45: Hoja Excel para el Análisis Sismográfico – Instantel Minimate Plus

			
		JULIO CÉSAR CESA QUINCHO	
MINA	ROSA	TIPO DE ROCA	CUARZO PIRITA
LABOR	TJ573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS	60°- 70°
ANÁLISIS	FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	4.5
FECHA	26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	8
ZONA	NORTE	DENSIDAD (tn/m3)	3
RESPONSABLE	JULIO CÉSAR CESA QUINCHO	ESTADO DE ROCA	FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.

DATOS DEL MONITOREO		
Carga Operante del Disparo	13.99	Kg
Distancia del Monitoreo	9.91	mts
Vertical	41.8	mm/s
Transversal	87.6	mm/s
Longitudinal	15.7	mm/s
Vectorial	88.1	mm/s

MODELO MATEMÁTICO DE DEVNE
$VPP = K \times D^{-\alpha} = K \times \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha}$
d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m).
W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos.
K= Factor de Velocidad.
α= Factor de Decaimiento.

N° TAL.	VPP (mm/s) SISMÓGRAFO = Y	DISTANCIA ESCALAR (D) = X	Y = LOGY	X = LOGX	XY	X ²
1	7.62	8.03	0.88	0.90	0.80	0.82
2	7.11	8.23	0.85	0.92	0.78	0.84
3	6.60	8.28	0.82	0.92	0.75	0.84
4	7.74	7.87	0.89	0.90	0.80	0.80
5	10.41	8.30	1.02	0.92	0.93	0.84
6	5.84	9.29	0.77	0.97	0.74	0.94
7	8.89	8.86	0.95	0.95	0.90	0.90
8	8.38	8.83	0.92	0.95	0.87	0.89
9	5.33	9.10	0.73	0.96	0.70	0.92
10	6.73	8.48	0.83	0.93	0.77	0.86
11	5.71	9.42	0.76	0.97	0.74	0.95

13	6.22	8.39	0.79	0.92	0.73	0.85
17	4.19	10.26	0.62	1.01	0.63	1.02
18	3.55	8.38	0.55	0.92	0.51	0.85
19	3.30	9.01	0.52	0.95	0.50	0.91
20	9.65	8.58	0.98	0.93	0.92	0.87
21	6.47	7.63	0.81	0.88	0.72	0.78
24	4.19	11.24	0.62	1.05	0.65	1.10
25	3.17	10.46	0.50	1.02	0.51	1.04
26	3.04	11.45	0.48	1.06	0.51	1.12
28	3.68	11.66	0.57	1.07	0.60	1.14
29	5.96	10.70	0.78	1.03	0.80	1.06
30	5.07	11.90	0.71	1.08	0.76	1.16
31	3.43	12.06	0.54	1.08	0.58	1.17
35	5.07	11.76	0.71	1.07	0.75	1.15
38	2.92	14.24	0.47	1.15	0.54	1.33
39	1.77	13.32	0.25	1.12	0.28	1.26
40	1.77	13.19	0.25	1.12	0.28	1.26
42	1.77	17.21	0.25	1.24	0.31	1.53
43	14.60	8.06	1.16	0.91	1.06	0.82
44	8.63	8.69	0.94	0.94	0.88	0.88
45	8.12	9.25	0.91	0.97	0.88	0.93
49	5.20	8.19	0.72	0.91	0.65	0.83
51	3.17	8.76	0.50	0.94	0.47	0.89
52	3.17	9.01	0.50	0.95	0.48	0.91
54	5.46	9.67	0.74	0.99	0.73	0.97
55	3.42	11.95	0.53	1.08	0.58	1.16
56	2.54	12.44	0.40	1.09	0.44	1.20
SUMA =			26.20	37.77	25.51	37.81

CONSTANTE	VALOR
K = LOGA	2.67
A = K	465.21
B = -α	-1.99

MODELO MATEMÁTICO DE DEVINE	FÓRMULA EMPÍRICA
$VPP = K \times D^{-\alpha} = K \times \left[\frac{d}{W^{1.2}} \right]^{-\alpha}$	$Y = 465.21X^{-1.99}$
RESULTADOS: CONSTANTES DE LA ROCA	
K=Factor de Velocidad.	= 465.21
α=Factor de Decremento.	= 1.99

Fuente: Creación Propia

Figura 46: Hoja Excel para el Análisis Sismográfico – Instantel Minimate Blaster

MONITOREO Y MODELAMIENTO DE VIBRACIONES			
JULIO CESAR CCESA QUINCHO			
MINA	ROSA	TIPO DE ROCA	CUARZO PIRITA
LABOR	T.573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS	60°- 70°
ANÁLISIS	FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	4.5
FECHA	26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	8
ZONA	NORTE	DENSIDAD (tn/m ³)	3
RESPONSABLE	JULIO CÉSAR CCESA QUINCHO	ESTADO DE ROCA	FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.

DATOS DEL MONITOREO		
Carga Operante del Disparo	13.99	Kg
Distancia del Monitoreo	9.91	m
Vertical	41.8	mm/s
Transversal	87.6	mm/s
Longitudinal	15.7	mm/s
Vectorial	88.1	mm/s

MODELO MATEMÁTICO DE DEWNE
$VPP = Kx D^{-\alpha} = Kx \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha}$
d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m).
W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos.
K= Factor de Velocidad.
α= Factor de Decaimiento.

Nº TAL.	VPP (mm/s) SISMOGRAFO = Y	DISTANCIA ESCALAR (0) = X	Y = LOG Y	X = LOG X	XY	X ²
1	6.62	8.71	0.82	0.94	0.77	0.88
2	8.11	8.91	0.91	0.95	0.86	0.90
3	5.60	8.97	0.75	0.95	0.71	0.91
4	7.74	8.56	0.89	0.93	0.83	0.87
5	11.41	8.97	1.06	0.95	1.01	0.91
6	4.84	10.02	0.68	1.00	0.69	1.00
7	8.89	9.62	0.95	0.98	0.93	0.97
8	7.38	9.57	0.87	0.98	0.85	0.96
9	5.40	9.87	0.73	0.99	0.73	0.99
10	7.73	9.95	0.89	1.00	0.89	1.00
11	6.71	10.16	0.83	1.01	0.83	1.01
12	2.55	10.35	0.41	1.01	0.41	1.03
13	5.22	9.12	0.72	0.96	0.69	0.92

14	9.66	10.22	0.98	1.01	0.99	1.02
15	5.90	10.94	0.77	1.04	0.80	1.08
16	7.38	10.70	0.87	1.03	0.89	1.06
17	3.19	11.06	0.50	1.04	0.53	1.09
18	2.55	9.14	0.41	0.96	0.39	0.92
19	2.10	9.78	0.32	0.99	0.32	0.98
20	9.65	9.37	0.98	0.97	0.96	0.94
21	4.22	12.69	0.63	1.10	0.69	1.22
22	5.20	11.66	0.72	1.07	0.76	1.14
23	12.40	11.90	1.09	1.08	1.18	1.16
24	5.20	12.08	0.72	1.08	0.77	1.17
25	4.50	12.03	0.65	1.08	0.71	1.17
26	8.50	12.30	0.93	1.09	1.01	1.19
27	14.50	12.69	1.16	1.10	1.28	1.22
28	5.10	12.51	0.71	1.10	0.78	1.20
29	5.96	12.37	0.78	1.09	0.85	1.19
30	5.07	12.75	0.71	1.11	0.78	1.22
31	3.43	12.91	0.54	1.11	0.59	1.23
32	0.63	14.26	-0.20	1.15	-0.23	1.33
33	9.90	13.24	1.00	1.12	1.12	1.26
34	12.70	12.93	1.10	1.11	1.23	1.24
35	5.07	12.63	0.71	1.10	0.78	1.21
36	1.01	13.18	0.00	1.12	0.00	1.25
37	0.88	13.61	-0.06	1.13	-0.06	1.29
38	2.92	15.14	0.47	1.18	0.55	1.39
39	1.77	14.18	0.25	1.15	0.29	1.33
40	1.77	14.06	0.25	1.15	0.28	1.32
SUMA=			27.47	41.94	28.44	44.17

CONSTANTE	VALOR
A' = LOGA	2.66
A = K	457.13
B = - α	-1.88

MODELO MATEMÁTICO DE DEVNE	FÓRMULA EMPÍRICA
$VPP = K \times D^{-\alpha} = K \times \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha}$	$Y = 457.13 X^{-1.88}$
RESULTADOS: CONSTANTES DE LA ROCA	
K= Factor de Velocidad.	= 457.13
α= Factor de Decaimiento.	= 1.88


Fuente: Creación Propia

También se analizó la atenuación de onda para ambos sismógrafos:

- InstanTel Minimate Plus
- InstanTel Minimate Blaster

A partir del método gráfico que es el más recomendable porque es más dinámico y se muestra a continuación:

Figura 47: Hoja Excel para el Análisis Sismográfico – InstanTel Minimate Plus

		INSTITUTO TECNOLÓGICO DE PERÚ INSTITUTO TECNOLÓGICO DE PERÚ INSTITUTO TECNOLÓGICO DE PERÚ	
JULIO CESAR CESA QUINCHO			
MINA	ROSA	TIPO DE ROCA	CUARZO PIRITA
LABOR	TJ573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS	60°- 70°
ANÁLISIS	FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	4.5
FECHA	26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	8
ZONA	NORTE	DENSIDAD (t/m³)	3
RESPONSABLE	JULIO CÉSAR CESA QUINCHO	ESTADO DE ROCA	FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.

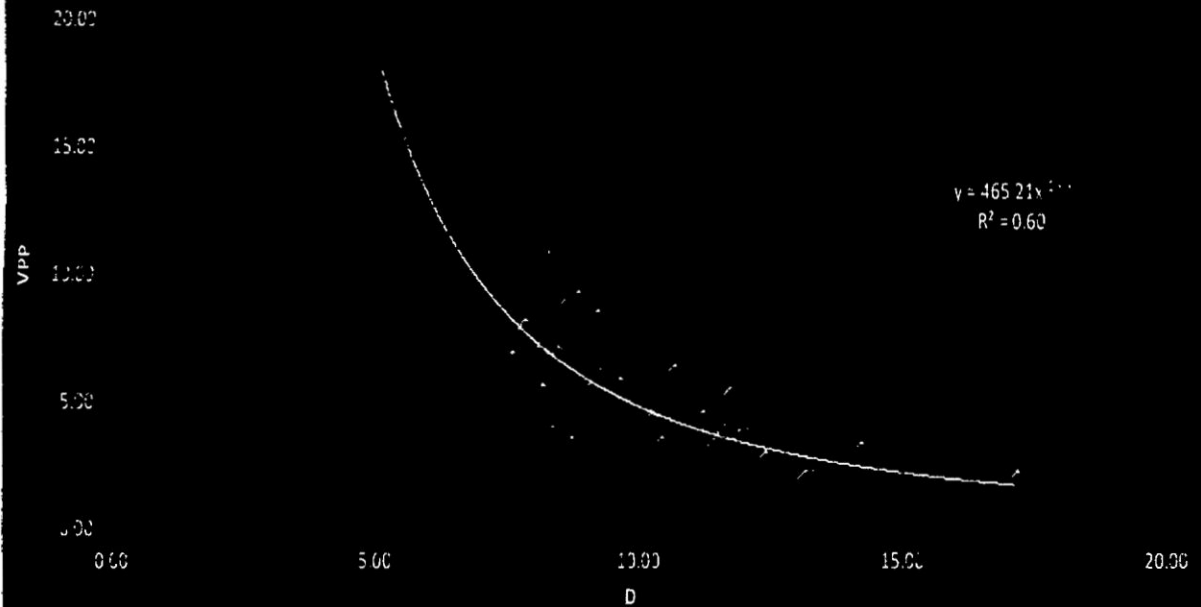
DATOS DEL MONITOREO		
Carga Operante del Disparo	13.99	Kg
Distancia del Monitoreo	9.91	mts
Vertical	41.8	mm/s
Transversal	87.6	mm/s
Longitudinal	15.7	mm/s
Vectorial	88.1	mm/s

MODELO MATEMÁTICO DE DEVINE	
$VPP = Kx D^{-\alpha} = Kx \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha}$	
d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m). W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos. K= Factor de Velocidad. α= Factor de Decaimiento.	

DATOS DE CAMPO								GRÁFICO		
N° TAL.	Long. Tal	Emulex 45 11/8"X12"	Emulex 45 1"X7"	Exadit 45 7/8"X7"	Exsablock 7/8"X7"	Excansel N°	W (Kg)	Distancia d en m	VPP (mm/s) SISMOGRAFO	DISTANCIA ESCALAR (D)
1	3.10	12	0	0	0	8	2.34	12.29	7.62	8.03
2	3.10	12	0	0	0	8	2.34	12.60	7.11	8.23
3	3.10	12	0	0	0	8	2.34	12.68	6.60	8.28

4	3.00	12	0	0	0	24	2.34	12.05	7.74	7.87
5	3.00	12	0	0	0	16	2.34	12.70	10.41	8.30
6	2.90	10	0	0	0	24	1.95	12.98	5.84	9.29
7	3.00	10	0	0	0	32	1.95	12.38	8.89	8.86
8	3.10	10	0	0	0	32	1.95	12.34	8.38	8.83
9	2.90	10	0	0	0	40	1.95	12.72	5.33	9.10
10	3.00	10	0	0	0	48	1.95	11.85	6.73	8.48
11	3.10	10	0	0	0	40	1.95	13.16	5.71	9.42
13	3.10	10	0	0	0	48	1.95	11.72	6.22	8.39
17	2.90	7	0	0	4	48	1.66	13.21	4.19	10.26
18	3.00	10	0	0	0	56	1.95	11.71	3.55	8.38
19	3.10	10	0	0	0	56	1.95	12.59	3.30	9.01
20	2.90	8	0	0	2	72	1.71	11.21	9.65	8.58
21	3.00	10	0	0	0	72	1.95	10.66	6.47	7.63
24	3.10	8	0	0	0	120	1.56	14.05	4.19	11.24
25	3.10	8	0	0	0	120	1.56	13.07	3.17	10.46
26	3.00	8	0	0	0	120	1.56	14.31	3.04	11.45
28	2.90	8	0	0	0	140	1.56	14.57	3.68	11.66
29	3.00	8	0	0	0	140	1.56	13.37	5.96	10.70
30	3.10	8	0	0	0	180	1.56	14.87	5.07	11.90
31	2.90	8	0	0	0	180	1.56	15.08	3.43	12.06
35	3.10	8	0	0	0	180	1.56	14.70	5.07	11.76
38	3.00	4	0	3	5	400	1.37	16.68	2.92	14.24
39	2.90	8	0	0	0	400	1.56	16.65	1.77	13.32
40	3.00	8	0	0	0	400	1.56	16.49	1.77	13.19
42	2.90	1	0	4	7	400	1.01	17.27	1.77	17.21
43	3.00	10	0	0	0	92	1.95	11.26	4.60	8.06
44	3.10	10	0	0	0	72	1.95	12.14	8.63	8.69
45	3.10	10	0	0	0	72	1.95	12.93	8.12	9.25
48	3.00	8	0	0	0	140	1.56	10.24	5.20	8.19
51	2.90	8	0	0	0	400	1.56	10.95	3.17	8.76
52	3.00	8	0	0	0	400	1.56	11.26	3.17	9.01
54	3.10	8	0	0	0	400	1.56	12.09	5.46	9.67
55	3.10	2	0	0	10	400	1.12	12.62	3.42	11.95
56	3.10	2	0	0	10	400	1.12	13.14	2.54	12.44
PROMEDIO							1.34	14.06	7.81	14.16


LEY DE ATENUACIÓN DE VIBRACIÓN DE PARTÍCULA



MODELO MATEMÁTICO DE DEVINE	FÓRMULA EMPÍRICA
$VPP = Kx D^{-\alpha} = Kx \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha}$	$Y = 465.21 X^{-1.99}$
RESULTADOS: CONSTANTES DE LA ROCA	
K= Factor de Velocidad.	= 465.21
α = Factor de Decaimiento.	= 1.99

Fuente: Creación Propia

Figura 48: Hoja Excel para el Análisis Sismográfico – Instantel Minimate Blaster

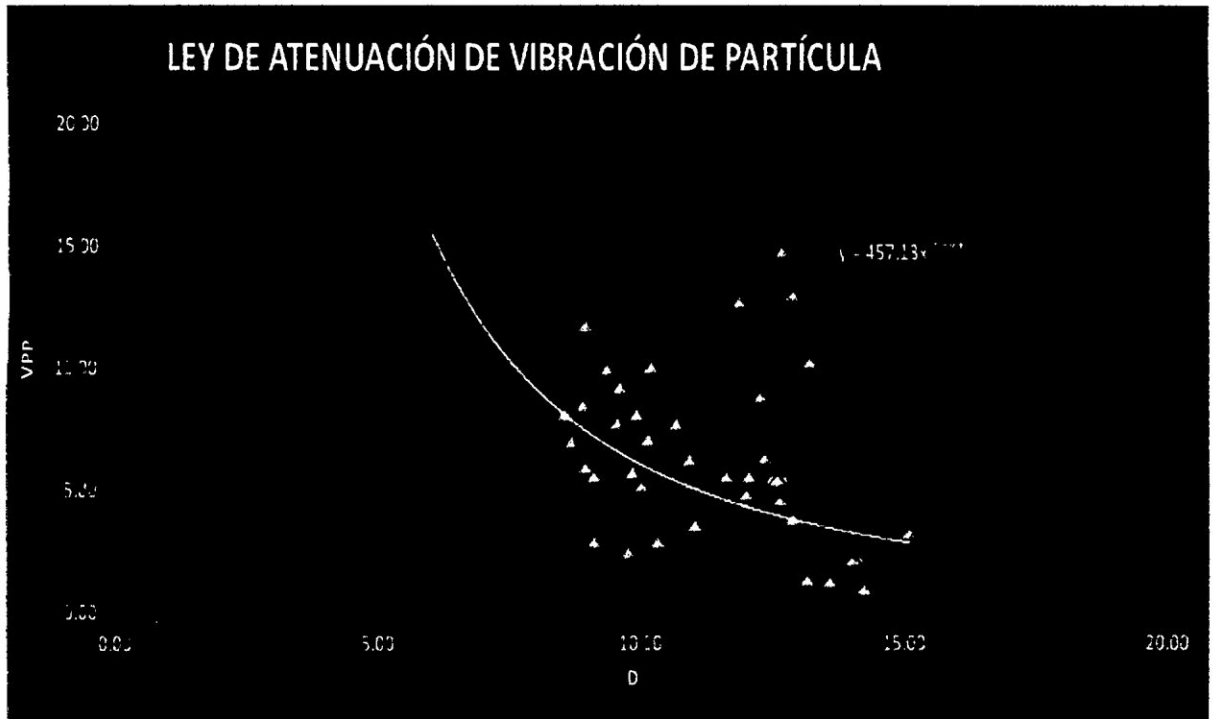
			
JULIO CESAR CCESA QUINCHO			
MINA	ROSA	TIPO DE ROCA	CUARZO PIRITA
LABOR	TJ573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS	60°- 70°
ANÁLISIS	FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	4.5
FECHA	26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	8
ZONA	NORTE	DENSIDAD (tn/m3)	3
RESPONSABLE	JULIO CÉSAR CCESA QUINCHO	ESTADO DE ROCA	FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.

DATOS DEL MONITOREO		
Carga Operante del Disparo	13.99	Kg
Distancia del Monitoreo	10.98	ms
Vertical	72.00	mm/s
Transversal	80.50	mm/s
Longitudinal	32.60	mm/s
Vectorial	94.60	mm/s

MODELO MATEMÁTICO DE DEWNE
$VPP = Kx D^{-\alpha} = Kx \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha}$
d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m).
W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos.
K= Factor de Velocidad.
α= Factor de Decaimiento.

DATOS DE CAMPO								GRÁFICO		
N° TAL.	Long. Tal	Emulex 45 1 1/8" X 12"	Emulex 45 1" X 7"	Exadit 45 7/8" X 7"	Exsablock 7/8" X 7"	Exsanel N°	W (Kg)	Distancia d en m	VPP (mm/s) SISMÓGRAFO	DISTANCIA ESCALAR (D)
1	3.10	12	0	0	0	8	2.34	13.34	6.62	8.71
2	3.10	12	0	0	0	8	2.34	13.64	8.11	8.91
3	3.10	12	0	0	0	8	2.34	13.73	5.60	8.97
4	3.00	12	0	0	0	24	2.34	13.10	7.74	8.56
5	3.00	12	0	0	0	16	2.34	13.73	11.41	8.97

5	3.00	12	0	0	0	16	2.34	13.73	11.41	8.97
6	2.90	10	0	0	0	24	1.95	14.00	4.84	10.02
7	3.00	10	0	0	0	32	1.95	13.44	8.89	9.62
8	3.10	10	0	0	0	32	1.95	13.37	7.38	9.57
9	2.90	10	0	0	0	40	1.95	13.79	5.40	9.87
10	3.00	10	0	0	0	48	1.95	13.91	7.73	9.95
11	3.10	10	0	0	0	40	1.95	14.20	6.71	10.16
12	3.10	10	0	0	0	48	1.95	14.46	2.55	10.35
13	3.10	10	0	0	0	48	1.95	12.75	5.22	9.12
14	3.10	10	0	0	0	56	1.95	14.28	9.66	10.22
15	3.00	9	0	0	0	56	1.76	14.50	5.9	10.94
16	3.00	7	0	0	4	180	1.66	13.77	7.38	10.70
17	2.90	7	0	0	4	48	1.66	14.24	3.19	11.06
18	3.00	10	0	0	0	56	1.95	12.78	2.55	9.14
19	3.10	10	0	0	0	56	1.95	13.67	2.10	9.78
20	2.90	8	0	0	2	72	1.71	12.25	9.65	9.37
21	3.00	10	0	0	0	72	1.95	17.73	4.22	12.69
22	3.10	8	0	0	0	92	1.56	14.57	5.2	11.66
23	3.10	8	0	0	0	92	1.56	14.88	12.4	11.90
24	3.10	8	0	0	0	120	1.56	15.10	5.2	12.08
25	3.10	8	0	0	0	120	1.56	15.04	4.50	12.03
26	3.00	8	0	0	0	120	1.56	15.37	8.50	12.30
27	3.00	8	0	0	0	240	1.56	15.86	4.50	12.69
28	2.90	8	0	0	0	140	1.56	15.64	5.10	12.51
29	3.00	8	0	0	0	140	1.56	15.46	5.96	12.37
30	3.10	8	0	0	0	180	1.56	15.94	5.07	12.75
31	2.90	8	0	0	0	180	1.56	16.14	3.43	12.91
32	3.00	4	0	0	8	340	1.36	16.63	0.63	14.26
33	3.10	8	0	0	0	240	1.56	16.55	9.90	13.24
34	3.10	8	0	0	0	240	1.56	16.16	12.70	12.93
35	3.10	8	0	0	0	180	1.56	15.79	5.07	12.63
36	3.10	8	0	0	0	340	1.56	16.48	1.01	13.18
37	3.00	8	0	0	0	340	1.56	17.01	0.88	13.61
38	3.00	4	0	3	5	400	1.37	17.74	2.92	15.14
39	2.90	8	0	0	0	400	1.56	17.73	1.77	14.18
40	3.00	8	0	0	0	400	1.56	17.57	1.77	14.06
PROMEDIO							1.34	15.28	5.85	15.31




MODELO MATEMÁTICO DE DEVINE	FÓRMULA EMPÍRICA
$VPP = K \times D^{-\alpha} = K \times \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha}$	$Y = 457.13 X^{-1.882}$
RESULTADOS: CONSTANTES DE LA ROCA	
K= Factor de Velocidad.	= 457.13
α = Factor de Decaimiento.	= 1.882

Fuente: Creación Propia

Con los valores hallados de las constantes de la roca α y K en los diferentes monitoreos se procedió a modelar el daño causado a la roca utilizando la velocidad pico de partícula crítica es decir el envolvente de daño.

6.3.4. ENVOLVENTE DE DAÑO:

Figura 49: Hoja Excel para el Cálculo de la Distancia de Daño

				MONITOREO Y MODELAMIENTO DE VIBRACIONES			
JULIO CESAR CCESA QUINCHO							
NINA	ROSA		TIPO DE ROCA		CUARZO PIRITA		
LABOR	T.573N		BUZAMIENTO DE ESTRATOS:		60°- 70°		
ANÁLISIS	FRENTE DE DISPARO		ALTO PROMEDIO (m)		4.5		
FECHA	26/03/12		ANCHO PROMEDIO (m)		8		
ZONA	NORTE		DENSIDAD (tn/m ³)		3		
RESPONSABLE	JULIO CÉSAR CCESA QUINCHO		ESTADO DE ROCA		FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.		

DATOS DEL MONITOREO		
Carga Operante del Disparo	13.99	Kg
Distancia del Monitoreo	10.98	mts
Vertical	72.00	mm/s
Transversal	80.50	mm/s
Longitudinal	32.50	mm/s
Vectorial	94.60	mm/s

ENVOLVENTE DE DAÑO
$d = \left(\frac{K}{V_{PP}} \right)^{1/\alpha} \times \sqrt{W}$
d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m).
W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos.
K= Factor de Velocidad.
α= Factor de Decaimiento.

DESCRIPCIÓN	PLUS	BLASTER
K= Factor de Velocidad.	=	465.21 457.13
α= Factor de Decaimiento.	=	1.99 1.88
VPPc = Velocidad Pico de Partícula Crítica	=	585.91

DATOS DE CAMPO							RESULTADOS			
N°	Emulex 45 118°X12"	Emulex 45 1°X7"	Exadit 45 7/8°X7"	Exablock 7/8°X7"	Exacel N°	W (Kg)	PLUS d (m)	BLASTER d (m)	PROMEDIO d promedio (m)	Observación en mts
1	12	0	0	0	8	234	1.36	1.34	1.35	Microfisuras hasta una distancia de 1.35
2	12	0	0	0	8	234	1.36	1.34	1.35	Microfisuras hasta una distancia de 1.35
3	12	0	0	0	8	234	1.36	1.34	1.35	Microfisuras hasta una distancia de 1.35
4	12	0	0	0	24	234	1.36	1.34	1.35	Microfisuras hasta una distancia de 1.35
5	12	0	0	0	16	234	1.36	1.34	1.35	Microfisuras hasta una distancia de 1.35

6	10	0	0	0	24	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
7	10	0	0	0	32	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
8	10	0	0	0	32	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
9	10	0	0	0	40	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
10	10	0	0	0	48	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
11	10	0	0	0	40	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
12	10	0	0	0	48	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
13	10	0	0	0	48	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
14	10	0	0	0	56	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
15	9	0	0	0	56	1.76	1.18	1.16	1.17	Microsuras hasta una distancia de 1.17
16	7	0	0	4	160	1.66	1.15	1.13	1.14	Microsuras hasta una distancia de 1.14
17	7	0	0	4	48	1.66	1.15	1.13	1.14	Microsuras hasta una distancia de 1.14
18	10	0	0	0	56	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
19	10	0	0	0	56	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
20	8	0	0	2	72	1.71	1.16	1.15	1.15	Microsuras hasta una distancia de 1.15
21	10	0	0	0	72	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
22	8	0	0	0	92	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
23	8	0	0	0	92	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
24	8	0	0	0	120	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
25	8	0	0	0	120	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
26	8	0	0	0	120	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
27	8	0	0	0	240	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
28	8	0	0	0	140	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
29	8	0	0	0	140	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
30	8	0	0	0	180	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
31	8	0	0	0	180	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
32	4	0	0	8	340	1.36	1.04	1.02	1.03	Microsuras hasta una distancia de 1.03
33	8	0	0	0	240	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
34	8	0	0	0	240	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
35	8	0	0	0	180	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
36	8	0	0	0	340	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
37	8	0	0	0	340	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
38	4	0	3	5	400	1.37	1.04	1.03	1.03	Microsuras hasta una distancia de 1.03
39	8	0	0	0	400	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
40	8	0	0	0	400	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
42	1	0	4	7	400	1.01	0.89	0.88	0.89	Microsuras hasta una distancia de 0.89
43	10	0	0	0	92	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
44	10	0	0	0	72	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
45	10	0	0	0	72	1.95	1.24	1.22	1.23	Microsuras hasta una distancia de 1.23
46	8	0	0	0	140	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
47	8	0	0	0	92	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
48	8	0	0	0	120	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
49	8	0	0	0	140	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
50	8	0	0	0	400	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
51	8	0	0	0	400	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1
52	8	0	0	0	400	1.56	1.11	1.10	1.10	Microsuras hasta una distancia de 1.1

54	8	0	0	0	400	1.56	1.11	1.10	1.10	Microfisuras hasta una distancia de 1.1
55	2	0	0	10	400	1.12	0.94	0.93	0.93	Microfisuras hasta una distancia de 0.93
56	2	0	0	10	400	1.12	0.94	0.93	0.93	Microfisuras hasta una distancia de 0.93
57	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
58	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
59	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
60	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
61	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
62	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
63	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
64	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
65	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
66	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
67	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
68	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
69	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
70	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
71	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
72	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
73	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
74	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
75	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
76	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
77	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
78	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
79	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62
80	1	0	0	4	1	0.49	0.62	0.61	0.62	Microfisuras hasta una distancia de 0.62

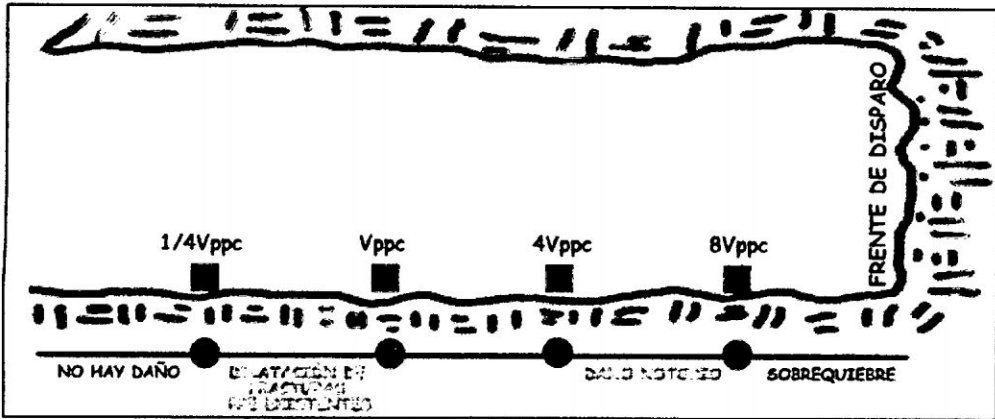
Fuente: Creación Propia

Los resultados obtenidos nos mostraron la distancia de daño modelada con la velocidad pico de partícula crítica para cada taladro en los diferentes equipos de monitoreo y también el promedio; estos resultados lo exportamos al software Autocad y graficamos los radios de influencia producidos por la voladura.

6.3.5. CRITERIO DE DAÑO

En el siguiente gráfico se muestra el daño según la magnitud de la Velocidad de partícula.

Figura 50: Criterio de Daño

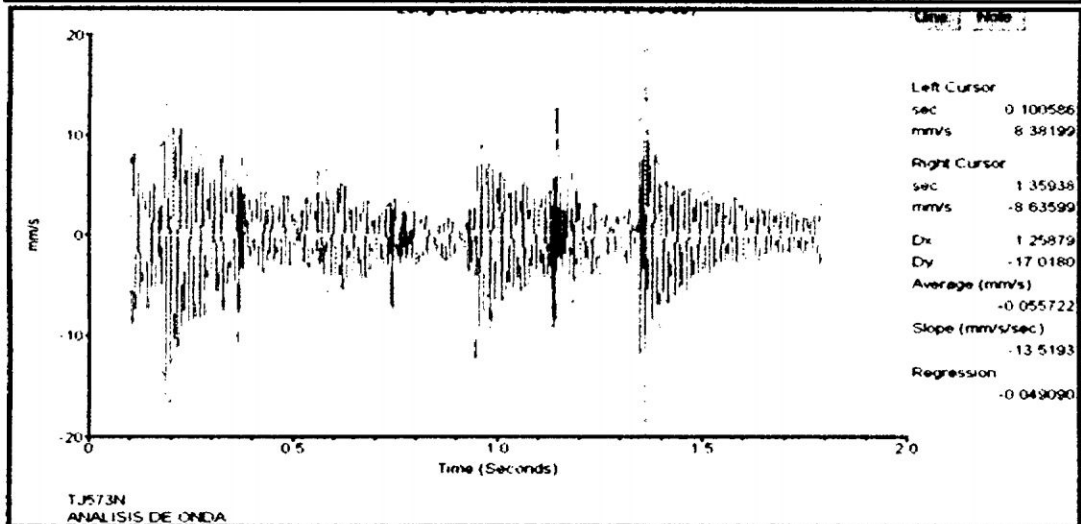


Fuente: Tesis Willy José Contreras Pérez

Figura 51: Hoja Excel para el Cálculo del Criterio de Daño

DESCRIPCIÓN		PLUS	BLASTER
K= Factor de Velocidad.	=	485.21	457.13
α = Factor de Decaimiento.	=	1.99	1.88
VPPc = Velocidad Pico de Partícula Crítica	=		585.91

CRITERIO DE DANO		
Dilatación de fracturas pre existentes	1/4 VPPc =	146.48
Aparición de nuevas grietas y fracturas	1 VPPc =	585.91
Daño notorio u obvio	4 VPPc =	2343.66
Sobrequebre	8 VPPc =	4687.32




Fuente: Creación Propia

5.1.1. HOJA RESUMEN

Se presentó el resumen y la distancia de daño en la periferia.

Figura 52: Hoja Excel Resumen

		MONITOREO Y MODELAMIENTO DE VIBRACIONES	
		JULIO CESAR Ccesa QUINCHO	
MINA	ROSA	TIPO DE ROCA	CUARZO PIRITA
LABOR	TJ573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS	60°- 70°
ANÁLISIS	FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	4.5
FECHA	26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	8
ZONA	NORTE	DENSIDAD (tn/m3)	3
RESPONSABLE	JULIO CÉSAR Ccesa QUINCHO	ESTADO DE ROCA	FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.

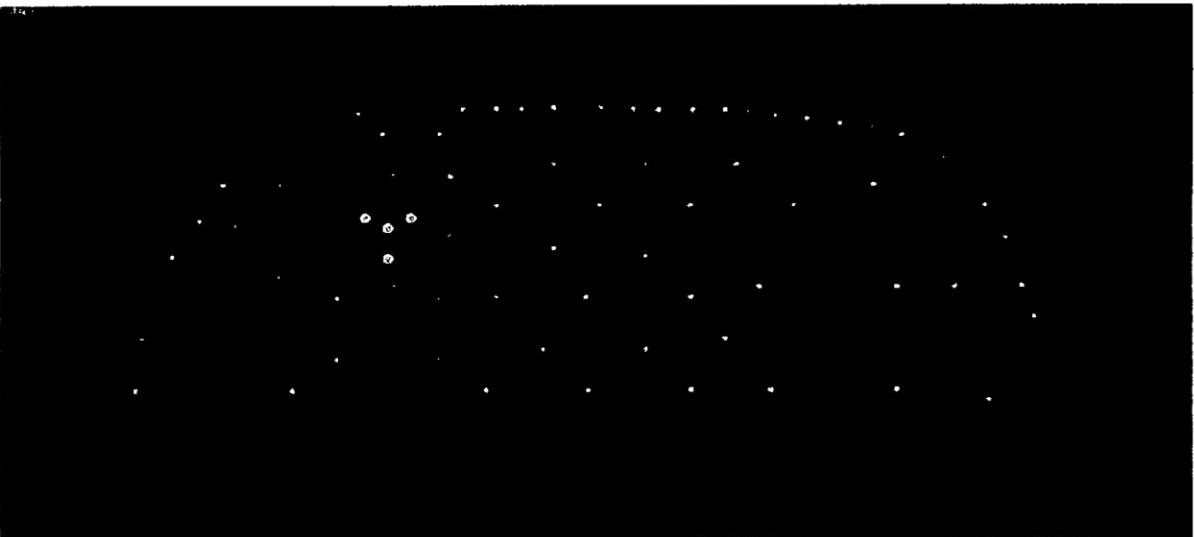
DATOS DEL MONITOREO		
Carga Operante del Disparo	13.99	Kg
Distancia del Monitoreo	9.91	m/s
Vertical	41.80	mm/s
Transversal	87.60	mm/s
Longitudinal	15.70	mm/s
Vectorial	88.10	mm/s

ENVOLVENTE DE DAÑO	
$d = \left(\frac{K}{V_{PP}} \right)^{1/\alpha} \times \sqrt{W}$	
d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m).	
W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos.	
K= Factor de Velocidad.	
α= Factor de Decaimiento.	

CONSTANTES DE LA ROCA	
K= Factor de Velocidad.	= 465.21
α= Factor de Decaimiento.	= 1.99


VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA CRÍTICA (mm/s)	
VPPc	= 585.91

RESULTADOS:					
METROS PERFORADOS	236.00	m	FACTOR DE CARGA LINEAL	34.53	kg/m
TONELAJE	326.77	Ton	FACTOR DE CARGA POR TONELADA	0.32	kg/ton
EMULEX 45 1/8" x12"	478.00	Cart.	TOTAL DE TALADROS	78.00	Tal
EMULEX 45 1" x7"	0.00	Cart.	TALADROS CARGADOS	78.00	Tal
EXADIT 45 7/8 x 7"	7.00	Cart.	PENTACORD	70.00	m
EXSABLOCK 7/8 x 7"	146.00	Cart.	GUÍA DE SEGURIDAD	2.00	Pzas
TOTAL Kg DE EXPLOSIVOS	104.47	Kg	AVANCE	3.03	m



Fuente: Creación Propia

Figura 53: Hoja Excel Resumen

 MONITOREO Y MODELAMIENTO DE VIBRACIONES			
JULIO CESAR CCESA QUINCHO			
MINA	: ROSA	TIPO DE ROCA	: CUARZO PIRITA
LABOR	: T.573N	BUZAMIENTO DE ESTRATOS	: 60°- 70°
ANÁLISIS	: FRENTE DE DISPARO	ALTO PROMEDIO (m)	: 4.5
FECHA	: 26/03/12	ANCHO PROMEDIO (m)	: 8
ZONA	: NORTE	DENSIDAD (tn/m3)	: 3
RESPONSABLE	: JULIO CÉSAR CCESA QUINCHO	ESTADO DE ROCA	: FRAC. HTL. DER. POR VOLD ANT.

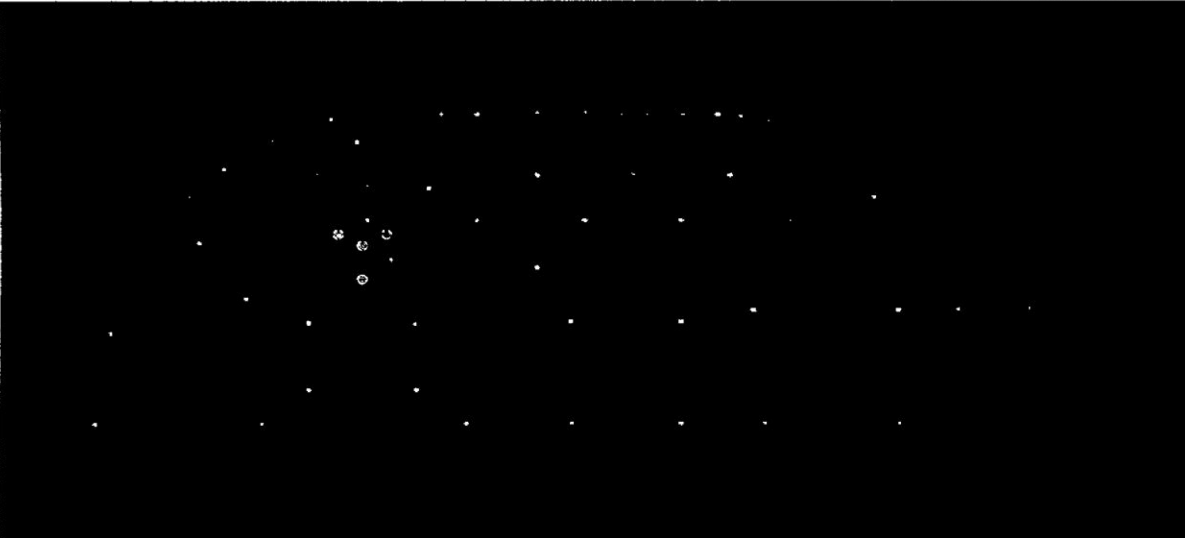
DATOS DEL MONITOREO		
Carga Operante del Disparo	13.99	Kg
Distancia del Monitoreo	10.98	mts
Vertical	72.00	mm/s
Transversal	80.50	mm/s
Longitudinal	32.60	mm/s
Vectorial	94.60	mm/s

CONSTANTES DE LA ROCA		
K= Factor de Velocidad.	=	457.13
α= Factor de Decaimiento.	=	1.88

ENVOLVENTE DE DAÑO		
$d = \left(\frac{K}{V_{PP}} \right)^{1/\alpha} \times \sqrt{W}$		
d= distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula (m).		
W= carga detonada en forma instantánea en kilogramos.		
K= Factor de Velocidad.		
α= Factor de Decaimiento.		

VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA CRÍTICA (mm/s)		
VPPc	=	585.91

RESULTADOS:			
METROS PERFORADOS	236.00 m	FACTOR DE CARGA LINEAL	34.53 kg/m
TONELAJE	326.77 Ton	FACTOR DE CARGA POR TONELADA	0.32 kg/ton
EMULEX 45 1/8" x12"	478.00 Cart.	TOTAL DE TALADROS	78.00 Tal
EMULEX 45 1"x7"	0.00 Cart.	TALADROS CARGADOS	78.00 Tal
EKADIT 45 7/8 x 7"	7.00 Cart.	PENTACORD	70.00 m
EXSABLOCK 7/8 x 7"	146.00 Cart.	GUÍA DE SEGURIDAD	2.00 Pzas
TOTAL Kg DE EXPLOSIVOS	104.47 Kg	AVANCE	3.03 m



Fuente: Creación Propia

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES:

1. El monitoreo de vibraciones nos permitió determinar las constante de la roca α y K ($\alpha=1.99$ K=465.21 para el Minimate Plus, $\alpha=1.88$ K=457.13 para el Minimate Blaster),
2. Las constantes nos permitieron graficar los radios de daño al macizo rocoso generado por la Velocidad Pico de partícula Crítica en cada taladro y con estos datos se cuantifico el daño y nos sirvió para poder reducir la carga explosiva para posteriores disparos.
3. Nos permitió establecer un estándar de factor de carga por tonelada según el tipo de roca.
4. El monitoreo ayudó a generar menores costos en las labores de sostenimiento.
5. El monitoreo ofrece, mayor control en la voladura, menor exposición a bancos sueltos, del personal y maquinaria, generados por la sobre excavación debido a altas vibraciones.
6. El aporte del presente trabajo es brindar un adecuado procedimiento de monitoreo, análisis, cuantificación y representación gráfica de manera rápida del comportamiento de las ondas.
7. El monitoreo nos ayuda a tomar medidas correctivas y ocasionar menores daños al macizo rocoso después del primer disparo.

8. El control del daño al macizo rocoso permite tener un ambiente de trabajo seguro.
9. La combinación de métodos de predicción de voladura, con el presente trabajo de investigación dará mejores resultados para poder controlar las vibraciones.
10. Se realizó diferentes monitoreos en diferentes zonas y se obtuvieron resultados que varían considerablemente.
11. El uso indiscriminado de este modelo 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.
12. Como límite conservador y a partir del cual se debe controlar los diseños de carguío para que la voladura no ocasione daño al macizo rocoso debe ser $1/4VPC$.
13. El uso de diferentes números de retardo para la secuencia de detonación disminuye el daño a la periferia de las labores subterráneas.

RECOMENDACIONES:

1. Realizar el monitoreo de vibraciones para evaluar la dispersión de los retardos utilizados comparando el tiempo nominal y real al momento de su reacción.
2. Seguir realizando el monitoreo, pues es una gran herramienta para poder controlar en una base de datos los factores de carga.

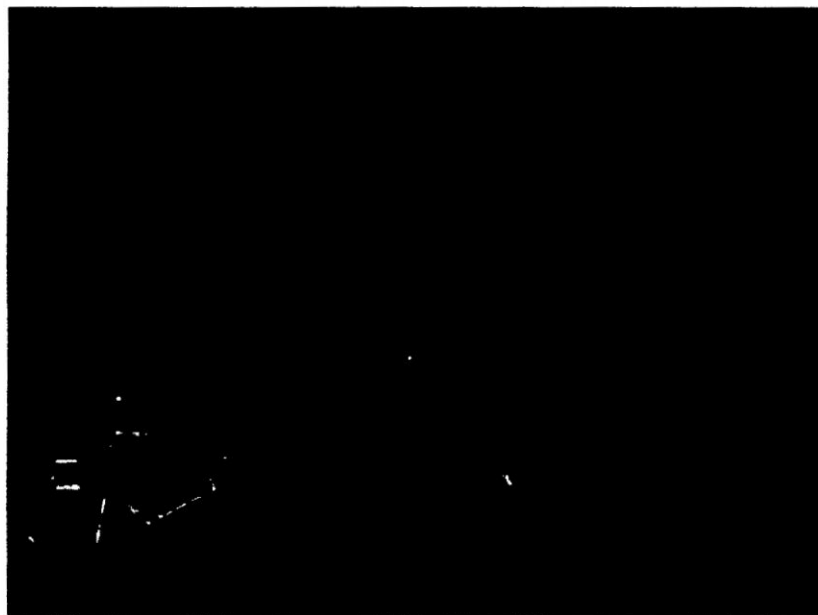
3. Poner mayor énfasis y seguir automatizando los procedimientos para reducir el tiempo y hacer más fácil el monitoreo utilizando calculadoras programables y similares.
4. Realizar monitoreos de manera exclusiva en labores de gran sección.
5. Realizar zonificaciones y establecer límites de vibraciones según cada tipo de roca.
6. Realizar campañas de monitoreo con más frecuencia.

BIBLIOGRAFÍA:

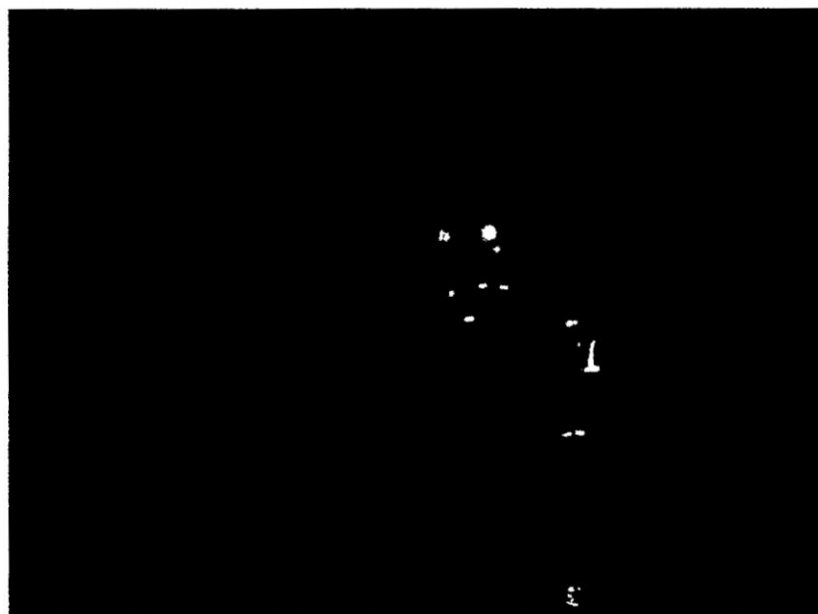
1. Luis I Gonzales de Vallejo, Mercedes Ferrer, Luis Ortuño, Carlos Ateo. Ingeniería Geológica. Madrid: Pearson Educación; 2002.
2. Cameron McKenzie. Estado del Arte de la Tronadura. Santiago: Enaex S.A.; 1994.
3. E. Hoek, M.S. Diederichs. Empirical Estimation of Rock Mass Modulus. Int J Rock Mech Min. 2005; 43: pp 203-215.
4. Carlos R. Scherpenisse, William R. Adamson, Juan C. Díaz. Monitoreo Y Modelamiento de Vibraciones para la Evaluación y Optimización de las Voladuras de Desarrollo Horizontal. 4º Seminario Internacional de Seguridad Minera. Lima, Perú; Feb -2000.
5. Proceq SA. Martillo Para Ensayos de Hormigón. Suiza; 2011.
6. Arild Palmstrom. Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD). Tunnels and Underground Space Technology 20. Noruega: Norconsult AS; 2005.
7. Hoek, E., C. Carranza-Torres, and B. Corkum. El criterio de rotura de Hoek-Brown. Mining Innovation and Technology. Toronto. Julio 2002, pp. 267-273.
8. Evert Hoek. Blast Damage Factor D. Technical note for RocNews. Feb-2012.

ANEXOS

ANEXO N°1: EmpernadorBolter 77 perforando para instalar el perno Hidrabolt



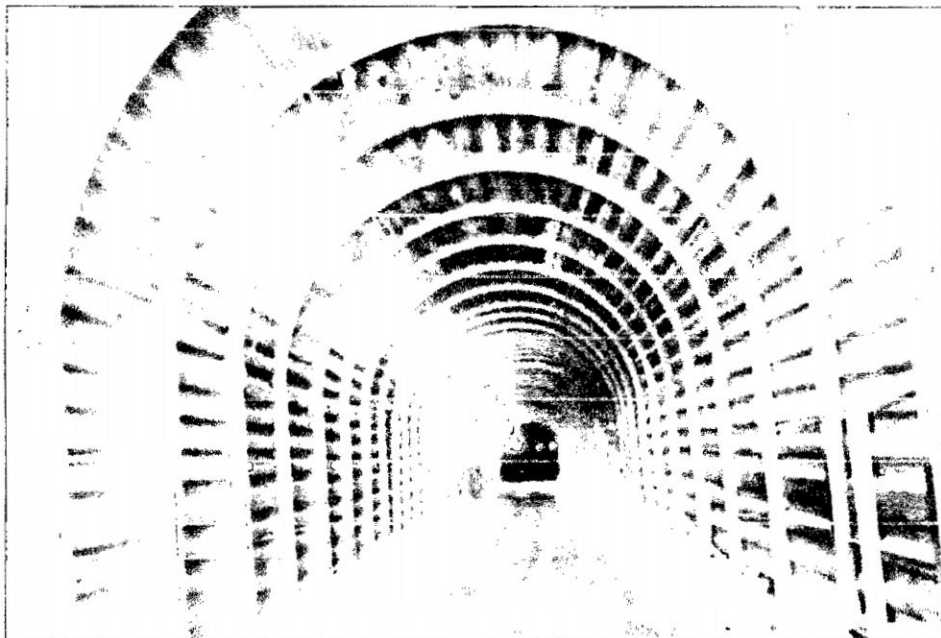
ANEXO N°2: EmpernadorBolter 77 perforando para instalar el perno Hidrabolt en la corona.



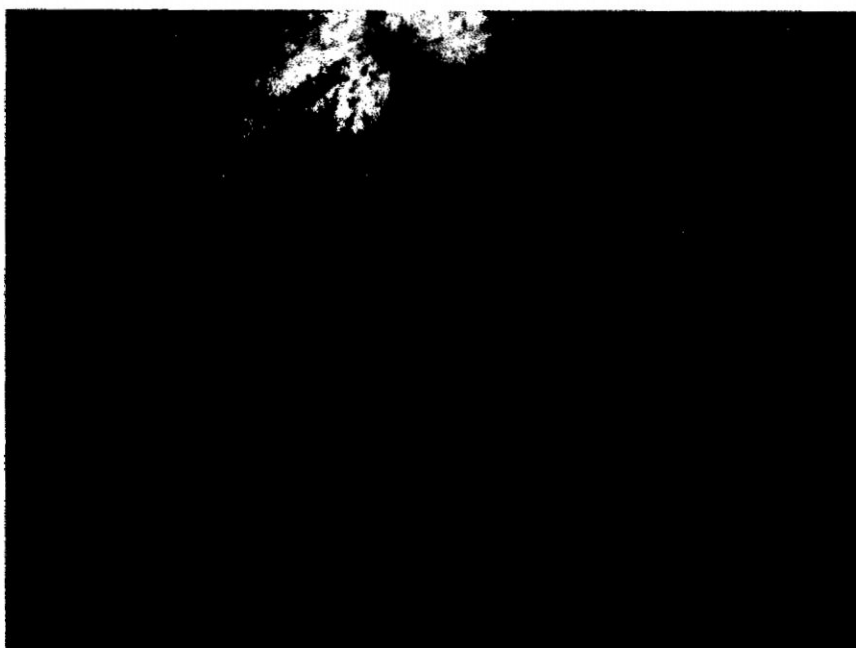
ANEXO N°3: Hastial y parte de la corona sostenida con Pernos Hidrabolt.



ANEXO N°4: Rampa de ingreso hacia interior mina.



ANEXO N°5: Cuatro familias de discontinuidades en bloques cúbicos con planos de alteración con sericita y clorita.



ANEXO N°6: Macizo Rocoso de Granodiorita – C.M.H. S.A.

