

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

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



TESIS

**“Análisis de Vibraciones Para Disminuir Efectos
por Voladura**

**RP (-) 690 en la Mina Consorcio Minero
Horizonte”**

TRABAJO PARA OPTAR TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

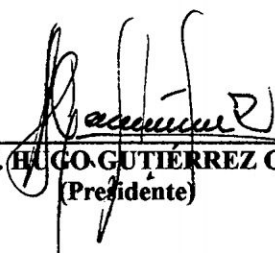
JOHNNY HENRRY CCATAMAYO BARRIOS
Bachiller de Ingeniería de Minas


Ayacucho - Perú
2012


**“ANÁLISIS DE VIBRACIONES PARA DISMINUIR EFECTOS POR
VOLADURA RP (-) 690 EN LA MINA CONSORCIO MINERO HORIZONTE”**

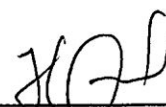
RECOMENDADO : 13 DE JUNIO DEL 2012


APROBADO : 20 DE JUNIO DEL 2012


Dr. Ing° N. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
(Presidente)

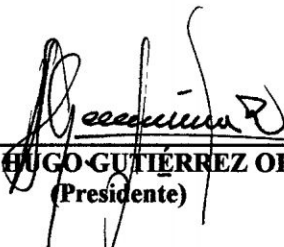

Ing° VÍCTOR FLORES MORENO
(Miembro)


Ing° JONY QUISPE POMA
(Miembro)


Ing° JOSÉ DE LA CRUZ FLORES
(Miembro)


Ing° FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)


Según el acuerdo constatado en el Acta, levantado el 20 de junio del 2012, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas, Sr. JOHNNY HENRRY CCATAMAYO BARRIOS, con el trabajo titulado: "ANÁLISIS DE VIBRACIONES PARA DISMINUIR EFECTOS POR VOLADURA RP (-) 690 EN LA MINA CONSORCIO MINERO HORIZONTE", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



Dr. Ing° N. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
(Presidente)



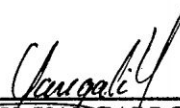
Ing° VÍCTOR FLORES MORENO
(Miembro)



Ing° JONY QUISPE POMA
(Miembro)



Ing° JOSÉ DE LA CRUZ FLORES
(Miembro)



Ing° FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

DEDICATORIA

A ti Dios que siempre me proteges, a mis padres Pio y Gladys por su amor y esfuerzo, a mi Hijo Luciano el motivo de mi vida, a mis dos hermanas Silvia y Katherine por estar a mi lado en todo momento.

AGRADECIMIENTO

El presente trabajo no hubiera sido posible sin el compromiso de superintendente de Operaciones Ing. OTTO SANDOVAL ZEA, Ing. HARRY GUILLÉN VILCA Jefe de geomecánica de Consorcio Minero Horizonte, también por el apoyo incondicional a los ingenieros de la Universidad San Cristóbal de Huamanga Ing. Víctor Flores Moreno y Ing. Hugo Gutiérrez Orozco

RESUMEN

La voladura representa una de las operaciones unitarias de mayor relevancia en toda operación de extracción de mineral. Su objetivo terminal es lograr un adecuado grado de fragmentación de la roca, de tal modo que haga mínimo el costo combinado de las operaciones de perforación, voladura, transporte y chancado primario de la roca, produciendo a la vez el menor daño posible en las cercanías de ésta.

El alto grado de influencia de los resultados de la voladura, en los restantes procesos del ciclo operacional, hace evidente la necesidad de contar con la experiencia y tecnología que permitan evaluar y posteriormente optimizar esta operación unitaria.

El empleo adecuado del Monitoreo de Vibraciones producto de voladuras, es una técnica que provee múltiples ventajas en términos de poder examinar en detalle el proceso de la voladura. En efecto, la medición de los niveles de velocidad de partículas que provoca la detonación de cada carga explosiva, es un medio a través del cual es posible conocer su eficiencia relativa, su interacción con las cargas adyacentes y en definitiva el rendimiento general del diseño.

Así, el monitoreo de las vibraciones en la roca causadas por una voladura, ha sido utilizado como una herramienta de diagnóstico de ésta, ya que la adecuada interpretación del registro de vibraciones permite determinar el grado de interacción entre las variables de una voladura, pudiéndose evaluar por ejemplo: cargas detonando en una secuencia de encendido incorrecta; dispersión en los tiempos de encendido de los retardos; detonación deficiente de cargas; detonaciones instantáneas; detonación de cargas adyacentes por simpatía; además de la cuantificación de los niveles de velocidad, frecuencia, aceleración y desplazamiento de las partículas de roca, etc.

Otro aporte importante del empleo de ésta tecnología, es el de obtener los niveles de velocidad de partícula absolutos, para cada una de las cargas explosivas, las que asociadas a las distancias en que se registra

dichadetonación conforman una base de datos con la cual se ajustan los modelos de comportamiento y se evalúa eldaño potencial que esa vibración puede producir.

Las vibraciones producidas por las voladuras y el conocimiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, permite estimar la probabilidad de ocasionar daño en dicho macizo. Los altos niveles de vibraciónpueden dañar al macizo rocoso, produciendo fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes.

La vibración en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

Se describe en este trabajo algunos casos de aplicación de la técnica de monitoreo de vibracionesparticularmente en Mina Subterránea y su importancia en el diagnóstico, control, modelamiento y optimizacióndel proceso de la voladura. Se analiza su potencial en términos de alcanzar substantivas mejoras técnico económicas, aumentar los rendimientos y minimizar los costos operacionales en esta etapa de la explotaciónminera.

INTRODUCCION

El presente proyecto tiene por objeto contribuir al conocimiento de voladura de rocas y su aplicabilidad en las Operaciones Mineras y obras de Ingeniería Civil orientada a conseguir dos factores preponderantes: Optimizar los costos en la operación unitaria de perforación y voladura, Minimizar el daño al macizo rocoso y construcciones diversas cercanas a la operación. Para ello el principio de la Velocidad de pico partícula, Índice de daño cumplen un rol significativo e importante en la Voladura de rocas.

Considerando que la mayor parte de costo radica en la operación unitaria de perforación y voladura, por lo que requiere optimizar cada vez más utilizando técnicas modernas de voladura de rocas. Para cumplir los objetivos y controlar adecuadamente la influencia de esta operación unitaria en los costos subsiguientes a este proceso, es necesario hacer uso de Instrumentos de medición como: MiniMatePlus, VodMate, utilizando el Software aplicado a Voladura de rocas y mecánica de rocas tales como: BlastWare III.

Dos de los factores más importantes que se deben considerar cuando se hacen voladuras en excavaciones subterráneas, son:

- La voladura tendrá que romper la roca de manera eficiente y económica y producir una rezaga de roca (o de mineral) que sea fácil de quitar, transportar, almacenar y procesar.
- El macizo rocoso que queda, deberá dañarse lo menos posible para reducir al mínimo el sostenimiento adicional.

Evidentemente no habrá modo de satisfacer esos dos requisitos contradictorios si no es con algunos compromisos cuidadosamente programados en el proyecto de la voladura. No podrá llegar a esos compromisos si no se entiende la mecánica de la ruptura explosiva de la roca.

INDICE

CAPITULO I

GENERALIDADES Y GELOGIA

1.- GENERALIDADES	01
1.1 UBICACIÓN Y ACCESO	01
1.2 NOTAS HISTORICAS	02
1.3 OBJETIVOS DEL PROYECTO	04
1.3.1. Objetivo general:	04
1.3.2. Objetivos específicos	04
1.4 HIPÓTESIS	04
1.5. METODOLOGÍA	05

CAPITULO II

GEOLOGÍA DEL DISTRITO DE PARCOY

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL	06
2.1.1 Geomorfología	06
2.1.2 Litología	06
2.1.2.1 Estratigrafía	07
2.1.2.2 Rocas Intrusivas – Batolito de Pataz	07
2.1.3 Geología Estructural	10
2.2 GEOLOGÍA LOCAL	11
2.2.1 Geología económica	11
2.2.2 Consideraciones estructurales	13
2.2.3 Controles	14

CAPITULO III

MINA

3. MINA CONSOSRCIO MINERO HORIZONTE	16
-------------------------------------	----

3.1 PRODUCCION	16
3.2 LABORES DE ACCESO.	16
3.3 METODOS DE EXPLOTACION	17
3.3.1 Corte y relleno ascendente	17
3.3.2. Corte y relleno descendente	18
3.3.3. Corte y relleno ascendente mecanizado	19
3.4 CICLO DE MINADO	20
3.4.1. Perforación	20
3.4.2. Voladura	21
3.4.3. Limpieza	23
3.4.4. Sostenimiento con shotcrete	23
3.4.5. Sostenimiento con pernos hydrobolt	24
3.4.6. Extracción y transporte	24
3.5. SERVICIOS AUXILIARES	25
3.5.1. Aire Comprimido	25
3.5.2. Energía Eléctrica	25
3.5.3. Agua	25
3.6. SEGURIDAD	26
3.6.1. Controles y herramientas	26
3.6.1.1. VEO	27
3.6.1.2. Pasaporte.	27
3.6.1.3. Hoja de ruta	27
3.6.1.4. PRC	28

CAPITULO IV

CARACTERIZACION Y CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO	
4.1 RMR (ROCK MASS RATING)	29
4.1.1 Resistencia a la compresión uniaxial (σ_c).	29
4.1.2 RQD (Rock Quality Designation)	29
4.1.3 Espaciamiento de Discontinuidades	30
4.1.4 Condiciones de Discontinuidades.	31
4.1.5 Aguas Subterráneas	31
4.1.6 RMR Ajustado	31
4.2 ÍNDICE DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA, (Q)	32
4.3 ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI)	32
4.4 DEFORMABILIDAD DE LA ROCA INTACTA (E_i)	34

CAPITULO V

SISMICIDAD POR VOLADURA

5.1 ONDAS PRIMARIAS	38
5.1.1 Ondas de compresión	38
5.1.2 Ondas Transversales	39
5.2 ONDAS SECUNDARIAS	40
5.2.1 Ondas Love	40
5.2.2 Ondas Rayleigh	40
5.3 ALTERACION SISMICA POR VOLADURAS	41
5.3.1 SOBRE EXCAVACION EN LABORES DE AVANCE	41
5.4 VARIABLES QUE INFLUYEN EN LAS VIBRACIONES	44
5.4.1 Geología y Características de la Roca	44
5.4.2 Carga Operante	45
5.4.3 Distancia al Punto de la Voladura	45
5.4.4 Consumo Específico de los Explosivos	46
5.4.5 Tipo de Explosivo	46
5.4.6 Tiempo de Retardo	47
5.4.7 Geometría de la Voladura	47
5.5 CARACTERÍSTICAS DE LAS VIBRACIONES	48
5.6 INSTRUMENTACIÓN PARA MONITOREO DE VIBRACIONES	48
5.7. MINIMATE PLUSTM	50
5.8. BLASTWARE III	52
5.8.1. Descarga de Datos	53
5.8.2. Sensibilidad	53

CAPITULO VI

ANÁLISIS Y MODELAMIENTO DE LAS VIBRACIONES

6.1 MEDICIÓN VIBROGRÁFICA RP(-)690 profundización.	54
6.2 ANÁLISIS DE LA ONDA	59
6.2.1 Análisis de vibraciones producidas por voladura	61
6.2.2 Comportamiento de la Velocidad de Partícula	62
6.2.2.1 Modelo General	63
6.2.2.2 Modelo Holmberg & Persson	64
6.2.3 Velocidad De Propagación De Onda (Vp)	65

6.2.4 Velocidad de Crítica de Partícula (V_{crit})	66
6.3 ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE LOS RETARDOS	71
6.4 DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA	74
6.5 ANÁLISIS DE FRECUENCIA	76
6.6 ATENUACIÓN DE VIBRACIÓN DE PARTÍCULA (LEY DE ATENUACIÓN)	78
6.7 NORMATIVAS PARA EL CONTROL DE VIBRACIONES	80
6.7.1. Aspectos básicos	81
6.7.2. Normativas internacionales	83
6.7.2.1. Normativa Alemana DIN 4150	84
6.7.2.2. Normativa sueca SS 460 48 66 1991	86
6.7.2.3. Directriz Alemana KDT 046/72 (1972)	86
6.7.2.4. United States Bureau of Mines (USBM)	88
6.7.2.5. Office of Surface Mining (OSM)	90
6.7.3. Normativas peruanas de vibraciones	91

CAPITULO VII

CRITERIO DE DAÑOS

7.1 VUOLIO AND JHONSSON, USBM Y DIN 4150	93
7.2 EDWARD Y NORTHWOOD	93
7.3 ÍNDICE DE DAÑO POR VOLADURA (BDI)	96
7.3.1 Esfuerzo De Tracción Inducido (σ)	96
7.3.2 Índice De Cálida De Roca Corregido (RQDE)	97
7.3.3 Factor de Volabilidad (K_v)	97

CAPITULO VIII

AJUSTE POR ANALISIS DE VIBRACION

8.1 CARGA OPERANTE MÁXIMO (Q_{MAX})	101
8.2 RESULTADOS DE MONITOREO CON DISEÑO AJUSTADO	103
8.3 MEDICION SISMOGRAFICA POST ANALISIS DE VIBRACIONES	104
8.4 NIVELES DE VELOCIDAD CRÍTICA PARA OTRO TIPO DE ROCA	111

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

CAPITULO I

GENERALIDADES Y GELOGIA

1.- GENERALIDADES

1.1 UBICACIÓN Y ACCESO

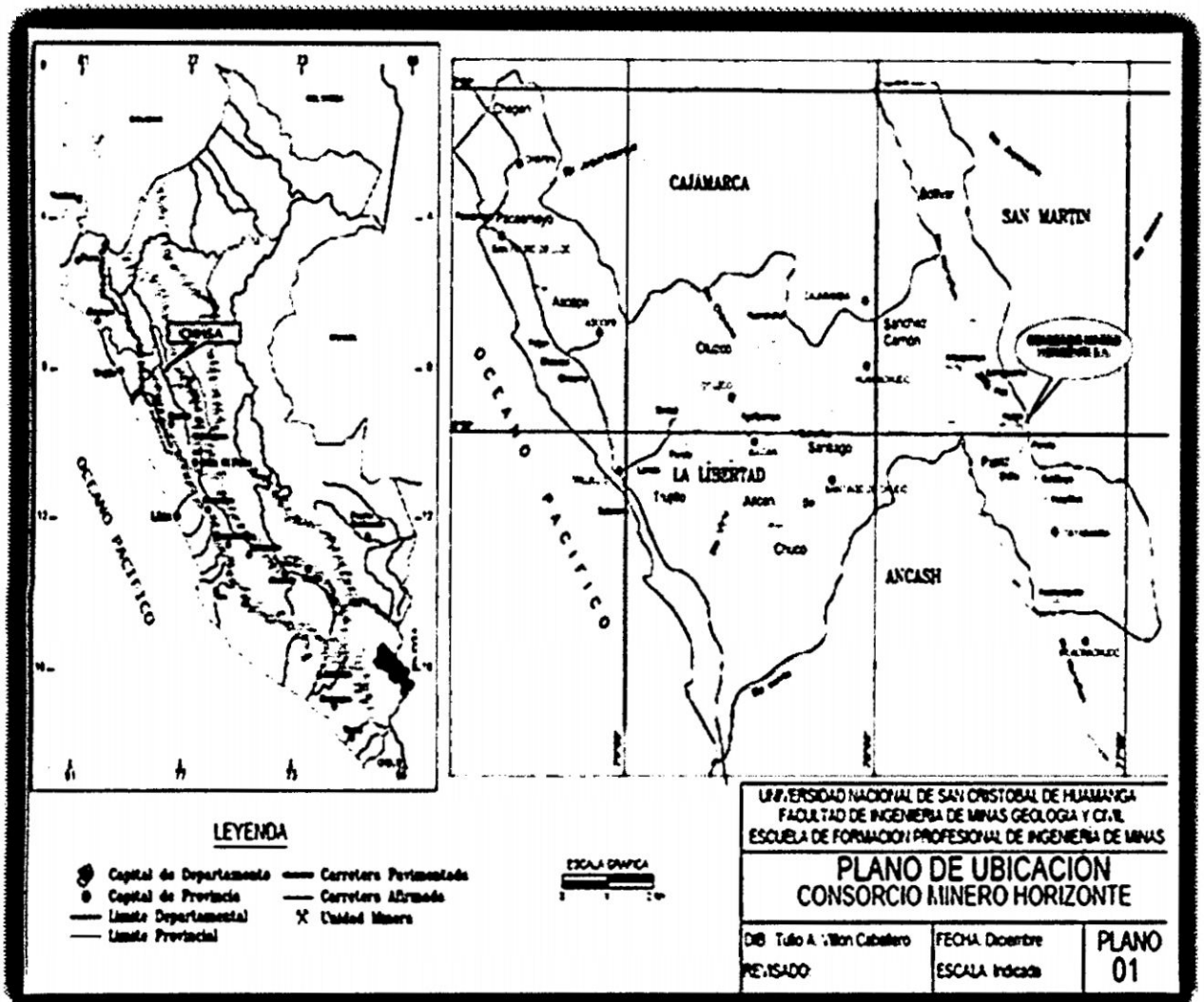
Se encuentra en el Distrito minero de Parcoy, Provincia de Pataz y Departamento de La Libertad, sus coordenadas geográficas son:

Latitud: 08° 01' 06" S

Longitud: 77° 28' 45" W

Altitud: 2,600 a 4,100 m.s.n.m

Plano # 01 de ubicación de la región Pataz



La zona es accesible por tierra, desde la ciudad de Lima hasta el campamento con 785 kilómetros, conforme el siguiente itinerario:

Lima – Trujillo	350 Km. (carretera asfaltada)
Trujillo – Huamachuco	185 Km. (carretera afirmada)
Huamachuco – Chagual	162 Km. (carretera afirmada)
Chagual – Retamas	58 Km. (carretera afirmada)

La zona también es accesible por servicio aéreo, empresa Aéreo Lider, son avionetas privadas a servicio de Minas: Poderosa, Horizonte y Marsa, conforme el siguiente itinerario:

Lima – Chagual 1h, 30min
Trujillo – Chagual 0h, 30min

1.2 NOTAS HISTORICAS

Consorcio Minero Horizonte S.A. cuyo denuncia minero abarca más de 35.000 has. Es una de las principales empresas mineras auríferas del Perú. La importancia económica de la zona se debe a los trabajos realizados por los exploradores Raymondi y Tarnawiecki. La exploración y explotación de oro en la región de Pataz data desde el incanato, pues se conocen extensas labores de explotación de antigua data; sin embargo durante el presente siglo se inicia la explotación sistemática del oro en la provincia a través de empresas mineras como Sindicato Minero Parcoy, Aurífera Buldibuyo, Compañía Poderosa, Consorcio Minero Horizonte (CMHSA), MARSa, entre otras empresas, pequeñas y de mediana envergadura, que han tratado mineral con promedios anuales de 12 gr. Au/TM. Mediante métodos subterráneos. Consorcio Minero Horizonte S. A. actualmente produce 150,000 oz. Au y cuenta con una capacidad de tratamiento de 1500 t/día.

El asiento minero de Horizonte pertenece a una zona aurífera que fue explotada primero por los incas y posteriormente por los españoles, quienes descubrieron el potencial minero en la zona. A mediados del siglo XX disminuyó notablemente la explotación de las vetas, debido al agotamiento de los minerales con oro libre, lo que motivó bajas recuperaciones. Como consecuencia de ellos los trabajos fueron esporádicos en la zona.

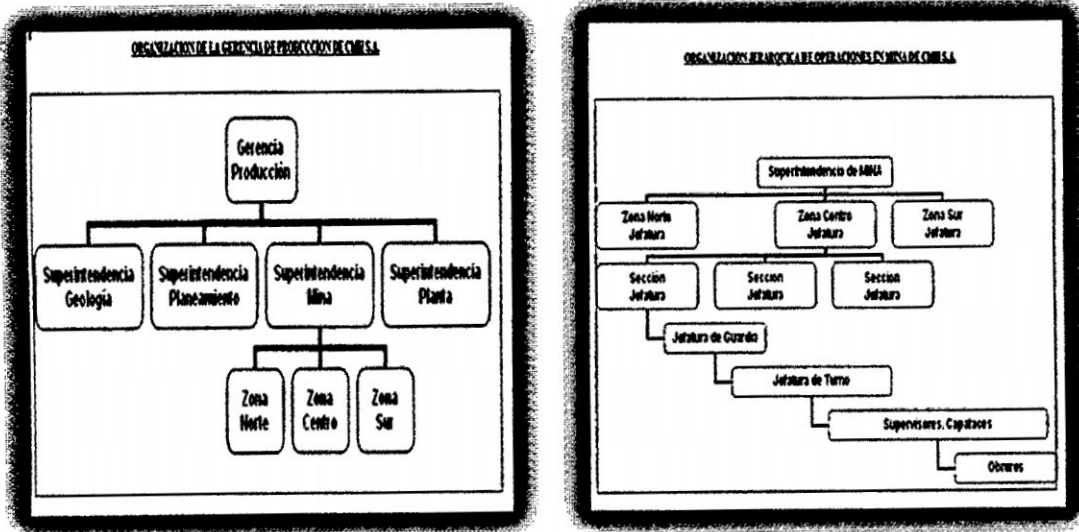
En 1982 luego del informe geológico preliminar y un estudio geológico minero se inició la rehabilitación de algunas labores. Se exploró la parte alta, San Antonio; la parte baja, Bonita, pero no fue suficiente para alimentar debidamente la planta.

En 1984, al reabrir el socavón Fernandini, se consiguieron mejores resultados hasta llegar a mediados de 1986 a una porción mineralizada que hizo despertar el yacimiento. La explotación inicial fue de 10 ton/día, teniendo únicamente una veta en un solo nivel. Posteriormente se abrió un nivel superior, incrementando la producción a 30, 50 ton/día hasta estabilizar la producción de 100 ton/día en 1988, en 1989a 159 ton/día con una reserva aproximada de 100000 TN con 10 gr Au/ton en promedio.

A nivel nacional la producción y exportación aurífera peruana ha crecido sostenidamente los últimos doce años.

En lo transcurrido del año 2011 Consorcio Minero Horizonte ha producido 500 Kg de oro en promedio por mes.

ORGANIZACIÓN JERARQUICA DE LA SUPERVISION



1.3 OBJETIVOS DEL PROYECTO

1.3.1. Objetivo general:

- ♦ Disminuir el daño ocasionado por la voladura en la Rp (-) 690 mejorando la calidad de sostenimiento y disminuir los costos de sobre rotura.
- ♦ Contribuir al conocimiento de voladura de rocas y su aplicabilidad en las Operaciones Mineras.

1.3.2. Objetivos específicos:

- ♦ Disminuir los costos unitarios en la perforación y voladura por lo que requiere optimizar cada vez mas utilizando las técnicas modernas de voladura de rocas.
- ♦ Romper la roca de manera eficiente que sea fácil de quitar, transportar, almacenar y procesar.
- ♦ El macizo rocoso que queda, deberá dañarse lo menos posible para reducir al mínimo el sostenimiento adicional.
- ♦ Realizar el siglo de minado por guardia

1.4 HIPÓTESIS

El estudio dependerá de los siguientes parámetros:

- Reconocimiento del tipo de roca

- Reconocimiento del tipo de roca
- Diseño de la voladura (registro de vibraciones, caracterización y clasificación del macizo rocoso)
- Análisis de velocidades pico y frecuencias dominantes de vibración, velocidad de propagación de onda (vp)
- Distancia reducida, carga máxima operante, cálculo de la ley de la propagación
- Velocidad crítica de partícula de la roca
- Distancia del área de voladura a la estructura a proteger criterio de daños
- Monitoreo de voladura

1.5. METODOLOGÍA

El método de investigación será descriptivo, analítico y experimental. Los archivos de base serán obtenidos en la mina Consorcio Minero Horizonte cedidos gentilmente por la empresa donde laboro actualmente.

El estudio comprende las siguientes etapas:

a) Actividad de campo.

Características del macizo rocoso en cada 13 pies de avance efectivo realizado por la voladura.

b) Realizar mapeos geomecánico y el apoyo de softwares (Blastware III) que contribuyeron a la determinación de parámetros los cuales nos sirvieron para su clasificación y por sobre todo establecer la velocidad crítica de partícula promedio de la matriz rocosa.

c) Paralelamente a ello el registro de la liberación de energía, niveles de vibración de partícula y frecuencias dominantes de cada disparo efectuado para su Modelamiento considerando cargas operantes y distancias al punto de la voladura experimentales con un total de 38 sismogramas.

d) Análisis de las vibraciones pico-partículas.

CAPITULO II

2.- GEOLOGIA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

2.1.1 Geomorfología

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera Central, en la unidad de valles interandinos, según Wilson (1,964), se observan valles agudos y quebradas profundas que se han formado por la erosión glacial y fluvial, las que están en procesos de estabilización.

El drenaje principal está conformado por el río Parcoy, que drena hacia el Noreste, pasando por la Laguna Pías, para luego desembocar al río Marañón, el que finalmente llega al río Amazonas.

El clima de la zona es cálido a templado. Es seco en verano (Abril a Octubre) y lluvioso en invierno (Noviembre a Marzo).

2.1.2 Litología

Regionalmente la geología del distrito está dominada por tres franjas (fajas): El basamento Precambriano del Complejo Marañón al Este, el Batolito de Pataz del Carbonífero, y los estratos deformados del Pérmico - Cenozoico al Oeste.

El complejo basal de Marañón consiste de meta sedimentos pizarrosos a esquistosos y rocas meta volcánicas y exhibe plegamiento complejo y formación de clivajes. Los estratos del Pérmico al Cenozoico están plegados en pliegues parados hasta volcados convergiendo hacia el oeste cerca del contacto con el batolito, pero más al oeste son homoclinales.

La Historia Geológica de la región consta de eventos sedimentarios que van del Precámbrico hasta el reciente,

afectados por intrusiones de diversos tipos, composiciones así como de edades.

2.1.2.1 Estratigrafía

La Geología de la zona está vinculada a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera Andina del Norte del Perú, la cual está formada por la superposición de tres ciclos orogénicos, el Precámbrico, el Hercínico y el Andino.

El Precambriano corresponde a las rocas del Complejo Marañon y está formado por fillitas, mica esquistos y meta volcánicos. El Hercínico está formado por las pizarras de la Formación Contaya. El plegamiento Eohercínico sucede en un periodo de distensión con la formación de una cuenca intramontañosa que es rellenada por rocas del Grupo Ambo, en el Permiano superior tenemos una acumulación volcánica andesítica conocida como Volcánico Lavasen, que tiene una amplia distribución en las partes altas de Parcoy principalmente al Este, margen derecha del río Parcoy. Una fase Epirogenética genera una emersión y la acumulación de las rocas ferruginosas del Grupo Mitu. La sedimentación del ciclo Andino que es más notoria en la Cordillera Occidental, comienza con las calizas del Grupo Pucará, cubiertas posteriormente por areniscas del Grupo Goyllarisquizga, calizas de la Formación Crisnejas y por las capas rojas de la Formación Chota.

Finalmente se encuentran depósitos aluviales, coluviales y fluviales del Cuaternario Reciente (ver Columna Estratigráfica).

2.1.2.2 Rocas Intrusivas – Batolito de Pataz

Durante el carbonífero las rocas de la zona hasta ese entonces depositadas, fueron afectadas por una gran

intrusión magmática de composición calcoalcalina, denominada "**Batolito de Pataz**". Posteriormente en el Paleógeno se produjeron emplazamientos intrusivos menores de composición diorítica a cuarzo monzonítica.

La composición litológica del Batolito es ácida a intermedia, caracterizado por granodiorita, diorita y cuarzo-monzonita. Diques aplíticos, microdioríticos y andesíticos posteriores afectan al Batolito y en algunos casos cortan algunas vetas. La textura de las rocas plutónicas es variable, son comunes tonalitas y granodioritas con zonación a bordes dioríticos, así como pulsaciones más jóvenes de cuarzo-monzonita. En los bordes y cúpulas se observan xenolitos de microdiorita.

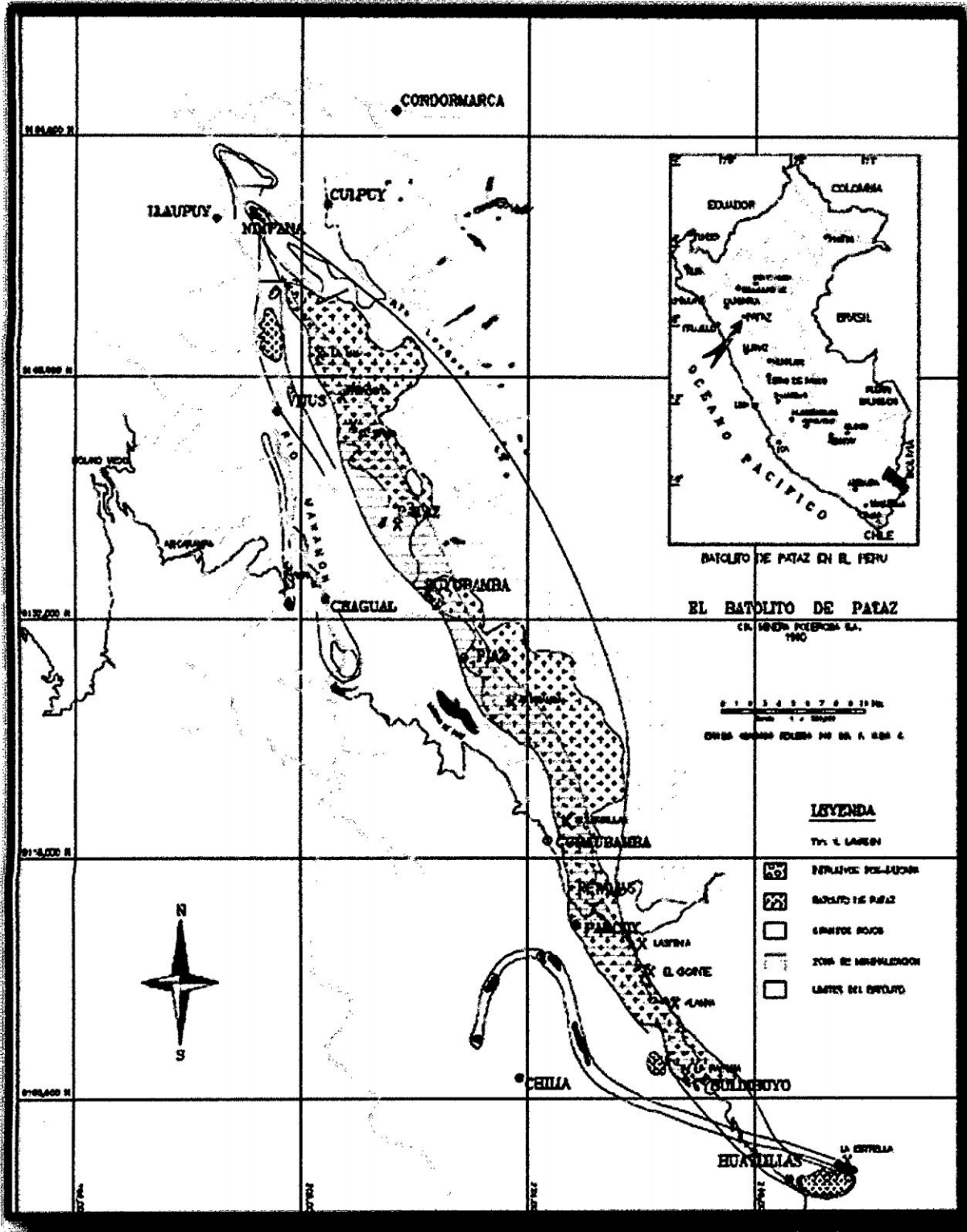
El Batolito de Pataz, aflora con un rumbo promedio N30°W (lineamiento Andino), cuyo contacto con las rocas circundantes es irregular y fallado. Estructuralmente, el Batolito está sumamente fracturado y fallado, probablemente porque es un cuerpo tabular estrecho, que se emplazó en una zona de falla extensional, que subsecuentemente se reactivó como una zona de falla inversa oblicua (E. Nelson).

El Batolito se encuentra afectado por fallas de cizalla producto de varios eventos tectónicos así como por diversas pulsaciones, presentando localmente intensa deformación. Su longitud reconocida en la región es de 210 Km. aproximadamente y con un ancho de 2 Km. en el sector de Parcoy, este macizo rocoso está controlado por dos lineamientos mayores de orientación N 30° W.

(Lamina 2). La edad del Batolito de Pataz han sido datadas en varios estudios, destacando la data de Schreiber et al. (1990), el cual por el método de $40\text{AR}/\text{AR}39$ definió edades

entre 305 M.a. - 321 M.a. Estudios mas recientes de Haeberlin et al (2002) por el mismo método $40\text{Ar}/\text{Ar}39$, registraron edades entre 322 M.a. – 328 M.a.

Lamina 2: Formación Batolito de Pataz



2.1.3 Geología Estructural

El Distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos acaecidos en los últimos 300 M.a. dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone intruyó la corteza superior en una zona extensional. Dicha zona extensional se habría reactivado subsecuentemente como consecuencia de un sistema de fallas inversas oblicuas durante la mineralización y de nuevo por fallamiento post mineralización.

Las fallas producto de los eventos tectónicos Regionales, deben haber tenido un efecto en la distribución de zonas mineralizadas en el distrito de Parcoy, que incluyen fallamiento y plegamiento pre-mineral, sin-mineral y post-mineral. Los eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo en el Complejo Marañon Proterozoico (la orientación estructural o direcciones de compresión no son muy reconocidas), débil acortamiento NW-SE en el Ordoviciano, acortamiento NE-SW en el Devoniano tardío, y extensión NW-SE durante la intrusión del Batolito de Pataz en el Mississippiano (Haeberlin y Fontboté, 2002).

El contacto Occidental del Batolito es una falla Cenozoica tipo "strike-slip" (salto sobre su rumbo) orientada $350^{\circ}/85^{\circ}$, como lo indican las estriaciones de falla horizontal ("slickenlines") observadas en la Quebrada Balcón. Esta falla es casi paralela a todas las vetas occidentales y probablemente sea una reactivación de una falla de primer orden sin-mineral (E.Nelson - 2003).

Como en todos los sistemas de vetas, los controles estructurales de las vetas y clavos en el distrito de Parcoy son varios y complejos. De primera importancia son las fallas de primer-orden (NW-SE) huéspedes del mineral y que, probablemente controlan la inclinación general hacia el Sur de los clavos mineralizados.

Fuerzas tectónicas originaron fallas de cizalla, con movimiento sinistral en la mayoría de casos. Las vetas de cizalla presentan espejos de falla con estrías en varias direcciones y están por lo general limitados por capas pequeñas de panizo.

A lo largo del Batolito (210Km) se conocen varias minas en operación y otras abandonadas, destacando de Sur a Norte:

Bloque Huaylillas: La Estrella, Bloque Buldibuyo: Minas de Marsa, Alaska y El Gigante, Bloque Parcoy: Consorcio Minero Horizonte, Bloque Pías: Minas Culebrillas, Ariabamba, Bloque Pataz: Minas de Poderosa S.A., El Tingo, La Lima y Papagayo.

Es importante destacar que los bloques Buldibuyo (Sur) y Pías, Pataz (Norte) contienen estructuras de muy bajo ángulo de buzamiento (20-40°E), mientras que en el bloque Parcoy (Central) las estructuras tienen altos ángulos de buzamiento (50-80°E) variación de Este a Oeste. Esta diferencia debida posiblemente a movimientos diferenciados de los Bloques post mineralización, que por basculamiento pudieran estar presentando actualmente un buzamiento diferente al original previo al basculamiento.

2.2 GEOLOGÍA LOCAL

CMHS.A. Tiene sus labores mineras en un área de 400has, dicha operación se desarrolla íntegramente dentro del Batolito Pataz. Se estima más de 80,000m de labores mineras realizadas entre antiguas y modernas, tanto horizontales como verticales.

2.2.1 Geología económica

Las vetas son típicamente mesotermales (orogénicas) constituidas por relleno de fractura donde prima la asociación "cuarzo-pirita-oro" así como otros minerales asociados en

menor magnitud como clorita, sericita, calcita, \pm ankerita, \pm galena, y \pm esfalerita.

Las vetas se alinean en una dirección dominante N20°W con buzamientos al NE tanto de alto como de bajo ángulo (50-80°NE).

En la mina Parcoy se han identificado "sistemas" de vetas, constituidos por una veta central o principal con ramales y sigmoides asociados. La mayoría de las vetas presentan marcadas variaciones en rumbo y en buzamiento, generando zonas de mayor apertura y enriquecimiento. Las principales vetas son del sistema NW, emplazados en zonas de debilidad y cizallamiento que favorecieron el relleno mineralizante y la formación de los "clavos" u "ore shoots" conocidos. Las principales Estructuras que sustentan la producción de CMHSA son Candelaria, Rosarito, Profundización, Lourdes y Milagros.

De acuerdo a la Paragénesis del yacimiento, primero se tiene el emplazamiento del cuarzo, pirita y arsenopirita, estos minerales sufrieron fuerte fracturamiento y microfracturamiento; luego se tiene un evento de oro nativo y cantidades menores de sulfuros finos (Zn, Cu, Pb Au Ag), estos rellenaron microfracturas. Especialmente en la pirita y el cuarzo o se depositaron en la inmediaciones de este sulfuro. La pirita es el principal mineral receptor de la mineralización aurífera de las vetas.

La mayoría de las vetas en el distrito de Parcoy se formaron en zonas de cizallamiento con rumbo NW y (salvo Vannya y Maricruz) buzando al Este, pero generalmente son más paradas las vetas que en los distritos al norte (Culebrillas) y al Sur (Marsa).

Esto podría reflejar una diferencia fundamental en cómo se formaron las vetas en esta zona Central, y puede indicar que existe algún control estructural en el Complejo Marañón de capas, foliaciones o fallas pre-existentes. En algunos sistemas de veta (por ejemplo, Milagros) las vetas orientadas al Norte son más

anchas. Las vetas de orientación Este (Candelaria Split I), particularmente donde los buzamientos son más altos, sugieren que estas zonas pueden ser fallas normales en zonas extensionales o estructuras de cola de caballo. Los metales base están más enriquecidos hacia el Sur, mientras que el oro libre es más común en el Norte (Milagros > Lourdes). La Calcita y ankerita son más comunes al Norte.

2.2.2 Consideraciones estructurales

Los sistemas de vetas se encuentran alineadas en dirección NNW, es decir paralelas a los sistemas de fallas regionales de emplazamiento del Batolito. Existen dos fallas principales de emplazamiento, la falla al Oeste que limita el intrusivo del Batolito con las secuencias sedimentarias del Mesozoico y la falla al Este que pone en contacto al intrusivo con las meta-volcánicas y meta-sedimentarios del Complejo Marañon y el Volcánico Lavasen.

Se han reconocido fallas transversales a las regionales, probablemente posteriores a la mineralización, estas son las Fallas: "H", "Beta", "Norte" y "Balcón". Estas fallas dividen al Batolito en bloques menores, los cuales presentan posibles movimientos de basculamiento, esto se puede evidenciar por la variación en el buzamiento de las vetas de Norte (alto), Centro y Sur (bajo).

La mineralización con mejores valores de Oro, se encuentra en los cambios significativos en la inclinación de las vetas así como en la cercanía a las intersecciones de estructuras.

Las cinco estructuras o "clavos" principales del yacimiento de Parcoy son: "Milagros", "Lourdes", "Candelaria", y "Rosarito" estas tienen longitudes de hasta 400 m, con anchos promedios del orden de los dos metros, su inclinación varía de 35° a 90°, siendo en promedio 65° al Este. Estas estructuras se caracterizan por presentar ensanchamientos (clavos) así como

estrangulamientos de las franjas económicas, muestran ramaleos tipo "cola de caballo", desprendimientos de ramales o Splits y sigmoides asociados.

2.2.3 Controles

Los controles estructurales importantes para el emplazamiento de clavos mineralizados son:

- **Cambios de Rumbo:** Variaciones de rumbo tendientes a un Norte-Sur tienen mineral de mejor calidad y/o son más potentes como vetas; esto es causa por el componente dextral de las fallas syn-mineral de strike slip.
- **Cambios de buzamiento:** En varios casos, los cambios a buzamientos de bajo ángulo propician mayor abertura (potencia) y tienden a tener mejores valores de Au; esto es causa por el componente dominante de deslizamiento inverso en las fallas syn-mineral.
- **Intersecciones de Falla:** Las intersecciones normalmente son zonas de aumento de la fracturación de permeabilidad estructural y pueden contener mena de calidad más alta y/o mayor volumen de mena. Los ejemplos son en la mina Candelaria donde ocurren muchas intersecciones.
- **Diques:** varias vetas son paralelas o sub-paralelas a los diques (Lourdes). Algunos diques son syn-mineral a tardío-mineral y están deformados. Otros diques pueden ser post-mineral y haber intruído paralelamente a las vetas. En cualquier de estos casos, los diques constituyen buena guía exploratoria.
- **Litología de la roca huésped:** La variedad de unidades de roca granítica del Batolito tienen propiedades mecánicas diferentes ante un fallamiento. Las fallas normalmente refractan (cambian rumbo y/o buzamiento) al cruzar los contactos entre estas

litologías mecánicamente distintas, lo que podría haber favorecido la depositación mineral en las aperturas estructurales.

· **Fallas Transversales:** Varias fallas transversales ocurren en el distrito y algunas parecen tener alteración y/o mineralización similar a las vetas con mineral. Donde el lineamiento Llacuabamba intersecta el batolito, los sistemas de veta (Candelaria y Rosadito) tiene los más bajos buzamientos y varias extensiones con dirección paralelo o sub-paralelo al lineamiento. Otros lineamientos transversos deben explorarse a lo largo por sistemas de veta similares.

CAPITULO III

MINA

3. MINA CONSORCIO MINERO HORIZONTE

3.1 PRODUCCION

La producción de Consorcio Minero Horizonte S.A. Mensuales de 45,000 toneladas, de las cuales el 60% proviene de tajos convencionales y el 40% de tajos mecanizados. Los mismos que provienen en un 90% de la explotación de los tajeos y en un 10% de los trabajos de preparación y Los tajos convencionales tienen dimensiones de 30 m de largo por 25 m de alto, delimitados por un subnivel inferior y dos chimeneas laterales.

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.

En enero la Mina obtuvo como resultado de su producción 34,837 tms de mineral con una Ley de 14.12 gr.Au/tms, procedentes de tajos y aportes, asimismo 2,584 tms de mineral pobre con ley de 4.71 gr.Au/ton.

La producción de la mina ha incluido 1,407 tms de mineral con ley de 12.95 gr.Au/tms.

En finos la producción de mina se extrajo un contenido de 492,111 gr Au con una ley de 12,174 gr. Au

3.2 LABORES DE ACCESO.

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, Candelaria, Lourdes y Milagros, Rosarito, 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 desde los campamentos mineros por Mina Balcón e ingresan también por la Rampa RNG para llegar a su zona de trabajo.

3.3 METODOS DE EXPLOTACION

En Consorcio Minero Horizonte se aplican los siguientes métodos de explotación:

- Corte y Relleno Ascendente Convencional
- Corte y Relleno Descendente Convencional
- Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

3.3.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Este método se utiliza cuando las cajas no son muy competentes y el buzamiento de la veta es mayor a 45°. A través de la rampa se gana cota para construir ventanas a partir de las cuales se tajea la veta en forma ascendente. Se hacen varios cortes horizontales hasta llegar a un tope en el que se deja un pilar de mineral como sostenimiento. Cada dos cortes se sostiene la labor con relleno hidráulico para utilizarla como piso para seguir realizando nuevos cortes. Para aplicar el relleno se debe construir una losa o plataforma de concreto armado para soportar la carga de finos.

Antes de realizar los cortes se construye una chimenea para acceder al corte y para arrojar el mineral que es explotado y que posteriormente será recogido por el scoop. La chimenea aumenta su longitud a medida que se hacen los cortes.

Este método se aplica en las minas Lourdes donde las vetas tienen un buzamiento entre 45° y 60° con una potencia de

veta de 1.2 m en promedio. Se desarrolla a partir de la galería dejando un puente de mineral y el corte es en forma ascendente.

La limpieza del mineral roto se realiza con winches eléctricos hasta las chimeneas donde se realiza el chuteo por medio de las tolvas

3.3.2. CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

Este método se utiliza cuando las cajas son competentes para evitar que la dilución sea muy alta. La ventaja de este método es que el mineral es recuperado prácticamente en su totalidad ya que no se dejan pilares de mineral. La desventaja es que resulta muy caro por la utilización de cemento para construir la loza de concreto armado y luego se aplique el relleno hidráulico cuando se termina de tajar para que sirva de techo para el siguiente corte.

A diferencia del ascendente, la chimenea se desarrolla por completo antes de empezar a tajar para poder acceder al corte y para arrojar el mineral.

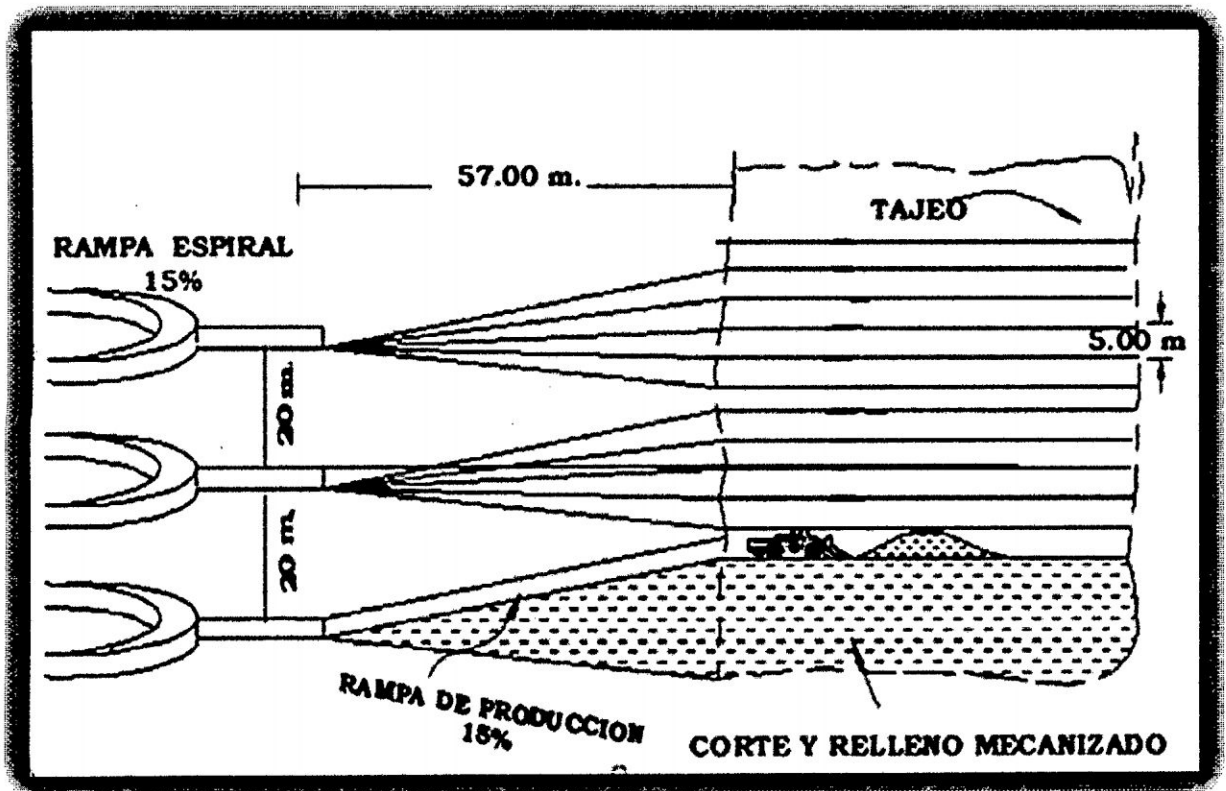
Este método se aplica en la mina Rumpuy donde la veta tiene un buzamiento entre 50° y 70°, y potencias de 2.5 m en promedio, con cajas completamente incompetentes. La preparación se realiza con una chimenea en estéril a partir de una galería inferior, la rotura de mineral se realiza con un primer corte superior en subnivel y a partir de este en forma descendente. Una vez agotado el corte se coloca una loza de concreto y se rellena con relleno hidráulico. El siguiente corte se realiza teniendo como techo la loza de concreto.

La limpieza se realiza con winches eléctricos hacia los buzones que se ubican en la parte inferior.

3.3.3. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

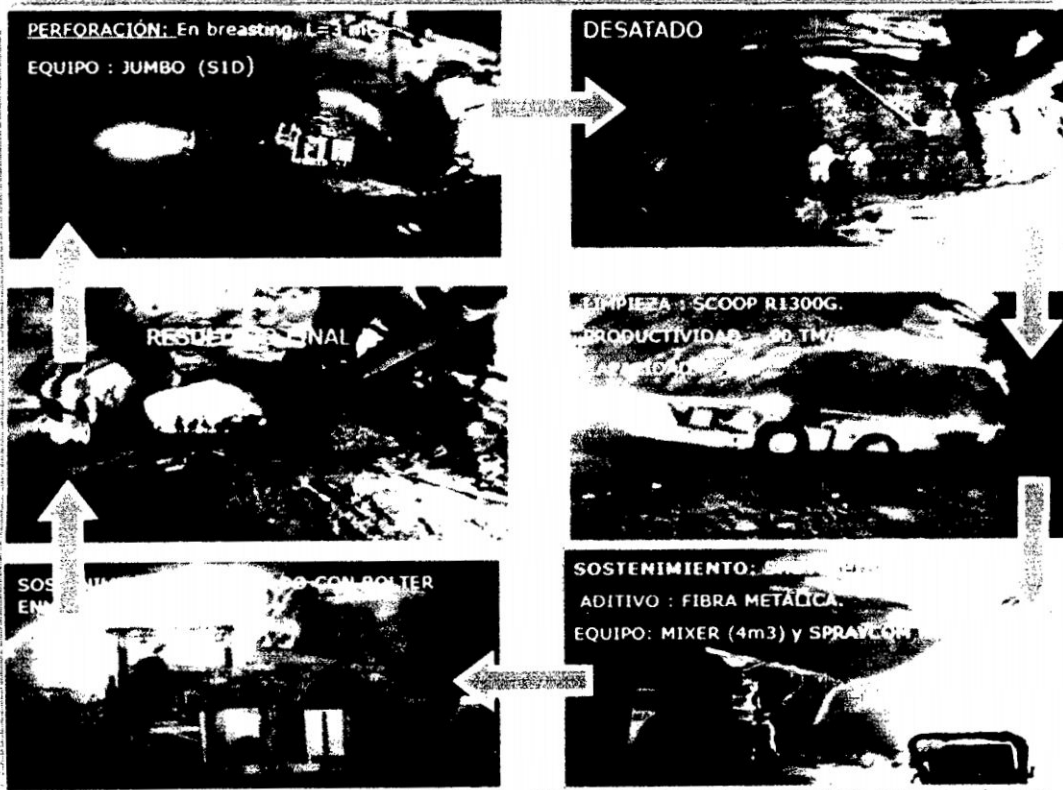
Este método se aplica en las minas Lourdes y Milagros donde las vetas tienen un buzamiento de 65° y 75° y potencias de 2 m en promedio. La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso de la estructura. A partir de la rampa se desarrollan ventanas (gradiente -15%) hacia la estructura. Una vez cortada la estructura se desarrollan galerías norte y sur con longitudes de 35m y 40 m en promedio (límite del tajo). Para el cambio de piso se rellena la galería y se desquincha la ventana de acceso (rebatido).

CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO



3.4 CICLO DE MINADO

CICLO DE MINADO CMH



3.4.1. Perforación

La operación unitaria de perforación, nos permite ver el alto grado de mecanización en sus operaciones, por contar con equipos de última tecnología como es el equipo de perforación ROCKET BOOMER, un equipo de alto rendimiento y disponibilidad mecánica,

De donde como resultado final se determinó que el ROCKET BOOMER 05 tiene:

- ◆ Tiempo de perforación = 1.835 min/taladro
- ◆ Longitud promedio de perforación = 3.35 m
- ◆ Velocidad de perforación = 1.685 m/min


3.4.2. Voladura

Parámetros de diseño utilizado

Actualmente en Consorcio Minero Horizonte en los trabajos de voladura los explosivos utilizados son de la empresa EXSA y tiene los siguientes parámetros de diseño:

- ◆ Factor de carga = 0.81 Kg/m³
 - ◆ Burden en taladros de Producción = 1.0 m
 - ◆ Espaciamiento en taladros de Producción = 1.0 m
- Explosivos utilizados
- ◆ Exsablock 7/8"x7"
 - ◆ Exsablock 11/8"x8"

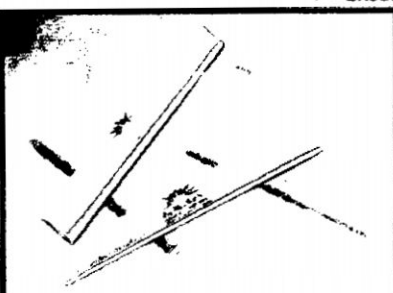
ESPECIFICACIONES TECNICAS EXSABLOCK

	ESPECIFICACIONES TÉCNICAS	UNIDADES	EXSABLOCK
	Densidad	gr/cm ³	0.78
	Velocidad de detonación *	m/s	2000
	Presión de detonación	kbar	30
	Resistencia al agua		Baja
	Categoría de Humos		1
	Vida útil	meses	18
* No confinado			

Descripción	
<ul style="list-style-type: none"> - Es un explosivo especialmente diseñado para la voladura de controlada donde se requiere evitar el rompimiento de la roca fuera de los límites previamente establecidos. - EXSABLOCK tiene la suficiente potencia para generar las fracturas y plano de rotura continuo en la roca sin dañar las áreas periféricas a los taladros. 	<ul style="list-style-type: none"> - Debido a su relativa baja densidad, en combinación con una baja velocidad de detonación y a la reacción endotérmica que se genera (baja temperatura), este producto ofrece un óptimo balance para el acabado superficial en cámaras subterráneas para mejorar el auto sostenimiento de techos y paredes y en túneles de obras hidráulicas o vías.

ESPECIFICACIONES TECNICAS DE EXSADIT 45 7/8" X 7"


➤ Exsadit 45 7/8"x7":

	ESPECIFICACIONES TÉCNICAS	UNIDADES	EXADIT 45
	Densidad	g/cm ³	1.00 ± 3 %
	Velocidad de detonación *	m/s	3400
	Velocidad de detonación **	m/s	4200
	Presión de detonación	kbar	44
	Energía	kcal/kg	800
	Volumen normal de gases	l/kg	945
	Potencia relativa por peso (Anfo = 100)	%	88
	Potencia relativa por volumen (Anfo = 100)	%	108
	Resistencia al agua (Norma Técnica Peruana)	hora	1
	Categoría de humos		1
Vida útil	meses	18	
* Sin confinamiento en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.			
** Confinado en tubo de acero de 38 mm de diámetro.			

Descripción	
<p>Dinamita pulverulenta de mediano poder rompedor.</p> <ul style="list-style-type: none"> - Por la cantidad de gases que genera es un explosivo con mayor efecto empujador ideal para tajos. 	

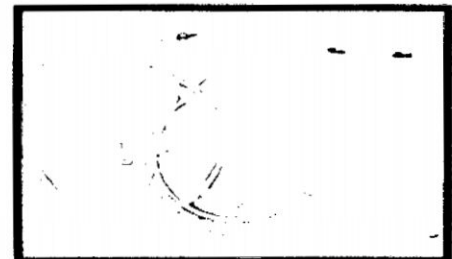
ESPECIFICACIONES TECNICAS DEL EXANEL

➤ Exanel 2.1 mts NO2:

	<p>Descripción</p> <p>EXSANEL es el nuevo detonador no eléctrico, elaborado con componentes de la más alta calidad y con las especificaciones técnicas internacionales más exigentes. Usado para iniciar de forma precisa y segura los explosivos sensibles al detonador (altos explosivos).</p> <ul style="list-style-type: none"> - EXSANEL está compuesto por un fulminante número 12, un tubo de choque de alta resistencia a la tracción y abrasión, un conector plástico resistente "J" y etiqueta. Cuenta con dos puntos de identificación (en el clip y en la etiqueta). 	<p>Ventajas</p> <p>La versatilidad de contar con una serie única y la precisión de los retardos del EXSANEL garantiza:</p> <ul style="list-style-type: none"> - El movimiento de la roca fragmentada hacia la cara libre planeada. - La dirección del movimiento de la roca volada, sea la diseñada. - Una mayor cantidad de retardos necesarios para el diseño de secuencia en una voladura. Esto minimiza las vibraciones. - Mayor control sobre el diseño del desplazamiento de la roca (fly rock) - Un mejor rango de tiempo de retardos necesario para obtener la fragmentación requerida.
---	--	---

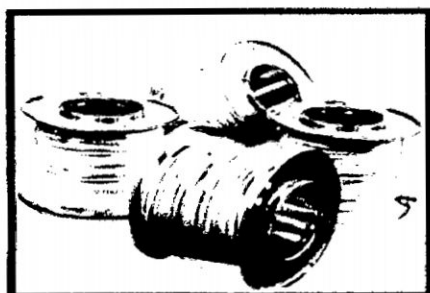
ESPECIFICACIONES TECNICAS CARMEX

➤ Mecha ensamblada 2.4 mts - carmex:

	<p>El Detonador Ensamblado está compuesto por los siguientes accesorios:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Un fulminante simple N° 8. • Un tramo de mecha de seguridad. • Un conector de ignición con su respectivo collar plástico incorporado. <p>Es usado complementariamente con la mecha rápida con la cual se efectuara el circuito de encendido de una voladura planificada.</p> <p>Las ventajas fundamentales que se consiguen con el uso del detonador ensamblado son:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Eliminar los problemas que generalmente existen en la preparación de los detonadores ensamblados en mina. • Evitar el chispeo manual de la mecha de seguridad, reduciendo la exposición de los operadores a los humos de la combustión, permitiendo la salida segura del personal del lugar de disparo.
--	--


ESPECIFICACIONES TECNICAS DE LA MECHA RAPIDA

➤ Igniter Cord:

	<p>La Mecha Rápida es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura.</p> <p>Es un cordón delgado y flexible, que está conformado por una masa pirotécnica inflamable, dos alambres y un torro plástico. Se quema con flama abierta a mayor velocidad que la mecha de seguridad.</p> <p>En el momento de efectuar el circuito de conexión la Mecha Rápida se introduce en la ranura de los conectores y se asegura con el respectivo collar plástico incorporado. En estas condiciones la Mecha Rápida está lista para ser activada por medio de la flama de un torro u otro agente externo.</p> <p>El objetivo fundamental de este accesorio es eliminar el chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando la exposición de los operadores a los humos de la combustión. Además permite la salida segura del personal del lugar de disparo.</p>
---	---

ESPECIFICACIONES TECNICAS DEL PENTACORD

➤ **Cordón detonante (Pentacord):**



Es un cordón explosivo resistente y flexible, que contiene un núcleo de alto explosivo (pentrita) que está cubierta con un papel de características especiales, fibras sintéticas e hilos de algodón y un recubrimiento final de plástico.

Se activa generalmente por medio de un fulminante común, eléctrico o no-eléctrico. El núcleo de explosivo detonará a una velocidad de 7 000 m/s aproximadamente, creando una onda de choque que permitirá activar explosivos sensibles a detonador. Es manipulado con gran facilidad y seguridad.

3.4.3. Limpieza

Se realiza el acarreo y transporte de minerales con un Scoop y dos Dummer, de 2.5 yd³ en el caso del Scoop y de los Dummer son de 6 Ton y otro de 10 Ton. El desempeño en las operaciones de transporte y acarreo de material de mina, de acuerdo a las condiciones y expectativas de la compañía, uno de los puntos más importantes que requiere la compañía es que la maquina tenga versatilidad en sus funciones, buena maniobrabilidad, velocidad de desplazamiento, velocidad de carga y descarga.

El scoop hyd de 2.5 yd³: Este Scoop era el que generalmente limpiaba la carga producto de la voladura siendo las distancias recorridas muy grandes; se debió a que el tajo era llevado en una sección de 3mx3m generalmente y solo este podía hacer la respectiva limpieza.

3.4.4. Sostenimiento con shotcrete:

Shotcrete con robot y mixer: Para el lanzado shotcrete el equipo es el ROBOT DE GUTINADO SPRAYCOM, más el MIXER que generalmente era el MX-08

Con volumen de shotcrete de 3.0 m³.

Por lo tanto el tiempo de sostenimiento con shotcrete en un volumen de 3.0 m³, con un espesor de 2" en una sección de 3x3m y longitud de avance de 3.051m es **1 hora 30 minutos**.

3.4.5. Sostenimiento con pernos hydrobolt:

Sostenimiento con bolter: En el caso de sostenimiento con Pernos Hydrabolt, el equipo encargado de sostener era el Bolter. Con la aplicación de la estadística se pueden calcular muchos parámetros los cuales son detallados:

- Tiempo Promedio de Sostenimiento (min/Perno Hydrabolt) = **2.727**
- Velocidad promedio de la Perforadora del BOLTER (m/min) = **1.090**.
- Longitud promedio de perforación (m) = **2.316**.
- N° Pernos Hydrabolt Promedio colocados en el sostenimiento = **18**.
- Tiempo Total Neto de Sostenimiento = **49:30 seg.**

Por lo tanto el tiempo por fallas o incapacidad del operador en promedio es de **23:25 seg**, entonces el TIEMPO TOTAL DE SOSTENIMIENTO CON EL BOLTER 77 es de **1 :12: 55 seg**.

3.4.6. Extracción y transporte

El transporte del mineral del interior de la mina a planta de beneficio se realiza con volquetes de 25 toneladas.

En CMH dado el sistema mixto de explotación (convencional y mecanizado) se cuenta con locomotoras a baterías y locomotoras a trolley, con carros mineros U-35 para el traslado de mineral y desmonte a las tolvas principales de superficie., hacia las canchas principales.

Consorcio Minero Horizonte S.A. cuenta con 10 locomotoras a baterías y 03 locomotoras de 5 TN a trolley.

3.5. SERVICIOS AUXILIARES

3.5.1. Aire Comprimido

El consumo del aire comprimido actual de la mina a los que va el año 2012 está en un promedio de 103'524,720 pies³/mes, siendo el costo de 0.0009 \$/pie³, por lo cual, se genera un costo en aire comprimido promedio de 93,172.24 \$/mes.

Dicho consumo de aire está distribuido en sus 8 unidades de operación inclusivamente en 95% para la perforación, limpieza y winches, en los diferentes laboreos de la mina y 5% para la ventilación en zonas donde la ventilación es deficiente.

3.5.2. Energía Eléctrica

Actualmente la empresa Consorcio Minero Horizonte S.A. en su afán de reducir sus costos de consumo de energía eléctrica, adquiere nuevos grupos y se hace un estudio para realizar una Redistribución del tendido de los cables de alto y baja tensión, tanto en mina y superficie.

El costo de 1 KW/H es de 0.18 Dólares y el consumo actual de toda mina es de 1'730,433.00 Kw. /h, haciendo un costo de 311, 477.94 Dólares en consumo de energía eléctrica.

3.5.3. Agua

Para la actividad de la perforación, regado de carga, afiladores de barrenos y otros, se cuenta con reservorios de almacenamiento de agua, en los niveles principales y los auxiliares en niveles intermedios, esto con la finalidad de suministrar el agua por gravedad a los diferentes zonas de trabajo, por medio de tubería de polietileno de 2" y 4", así mismo se tiene pozas en superficies en 3 puntos estratégicos para en caso de emergencia. Para la planta

concentradora se capta agua de la quebrada de Rumpuy y Bonita.

3.6. SEGURIDAD

Consortio Minero Horizonte S.A. trabaja con el sistema NOSA (National Occupational Safety Association) con su eslogan "SEGURIDAD ES HACER LAS COSAS BIEN" la empresa cuenta con una carga social de 1800 trabajadores en toda la mina, entre obreros y empleados, 917 trabajadores pertenecen a las empresas especializadas (contratas),

Se ha creado como herramientas de trabajo para poder cumplir los objetivos del área de seguridad: El desarrollo y disfunción de los PETS (Procedimientos escritos de trabajos seguros), elaboración del Reglamento Interno de Seguridad, los formatos de Reporte de Incidentes, los Programas de capacitación para el personal nuevo por espacio de 15 días, la evaluación psicológica del trabajador para obtener el perfil del puesto de trabajo, talleres de autoestima y talleres de alto rendimiento. Estas herramientas son aplicadas para el personal de empresa y contrata, donde el objetivo es hacer de cada hombre un ente responsable de la seguridad

Uno de los aspectos más importantes en CMH es la seguridad y salud de nuestros trabajadores. La empresa cuenta con un sistema certificado de Gestión en Seguridad y Salud Ocupacional basado en la norma internacional OHSAS 18001:2007, el cual se aplica a las líneas de acción.

3.6.1. Controles y herramientas

CMH ha desarrollado herramientas de control propias, basadas en principios de ingeniería y seguridad, con las que se han logrado gran parte de los resultados positivos en el control de pérdidas. Estas herramientas son constantemente mejoradas y cuentan con un fuerte soporte informático:

- veo

- pasaporte
- hoja de ruta
- prc

3.6.1.1. VEO. (Verificación de Estándares Operativos)

Esta herramienta nos permite controlar las condiciones de las labores, determinando el nivel de riesgo y los criterios operacionales que deben corregirse antes de continuar con los trabajos. Uno de los objetivos es contar con información cada vez más rápida y certera de la evolución de los niveles de riesgo en las diferentes labores o zonas de la mina durante la jornada de trabajo, lo que permite para una gestión cada vez más eficiente de los mismos.

3.6.1.2. Pasaporte.

Es un archivo de información disponible en el campo que establece los parámetros de planificación y ejecución de las labores. Cuenta con planos de la labor, diseño de malla de voladura, información geomecánica, especificación de los servicios y, en general, los estándares técnicos y de diseño a aplicar. Esta herramienta de control tiene constantes actualizaciones y ha sido desarrollada como soporte de la operación. Como estándar de la organización, es de cumplimiento obligatorio.

3.6.1.3. Hoja de ruta.

Basada en principios de la administración de riesgos, es una reciente e importante herramienta puesta en funcionamiento en el 2010. En ella se establece un orden de prioridades para la atención y verificación de las labores en la operación, consolidando la información disponible, como los reportes de niveles de seguridad de cada una de ellas, la evaluación del comportamiento de los trabajadores,

el grado de supervisión, los antecedentes de accidentes, entre otros factores clave.

3.6.1.4. PRC (Identificación de Peligros, Evaluación de Riesgos, Aplicación de Controles).

Herramienta implementada por CMH para situaciones específicas en actividades nuevas, no rutinarias o anormales y de alto riesgo. El PRC marcó un hito en la prevención dentro de nuestra organización y, por la sencillez de su aplicación, se ha consolidado en el tiempo. Es importante señalar que este concepto y herramienta de control se ven recogidos en el nuevo Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Minero con la denominación de IPERC.

CAPITULO IV

CARACTERIZACION Y CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO

4.1 RMR (ROCK MASS RATING)

El Rock Mass Rating (RMR) se determinó mediante mapeos geomecánicos a cada tramo de avance por voladura (mapeo de líneas por detalle) en una longitud aproximadamente de (100) m de avance (progresiva +2300 al +2400), el valor comprende a un promedio correspondiente a la longitud estimada.

Toda la valoración se obtiene del (Anexo 1a y 1b).

4.1.1 Resistencia a la compresión uniaxial (σ_c).

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 \times IR \times \delta + 1.01)} \quad (\text{Ec. 1})$$

Donde:

- IR : Índice de rebote del martillo Schmidt
- δ : Peso Específico de la roca
- σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca
- IR : 24.63
- D : 26.46 KN/m³

Entonces reemplazando en la ecuación 1.

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 \times 24.63 \times 26.46 + 1.01)}$$

$$\sigma_c = 38.33 \text{ MPa}$$

Valoración: 4

4.1.2 RQD (Rock Quality Designation)

Para el cálculo de RQD emplearemos la siguiente formula

$$\text{RQD} = 100e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1) \quad (\text{Ec. 2})$$

Donde:

- λ : N° de discontinuidades por metro lineal

λ : 1550 (promedio para nuestro mapeo).

Longitud de la línea: 100 m

Entonces reemplazando en 2

$$\lambda = 1550/100 = 15.05 \text{ disc./m.}$$

$$RQD = 100e^{-0.1 \times 15.05} \times (0.1 \times 15.05 + 1)$$

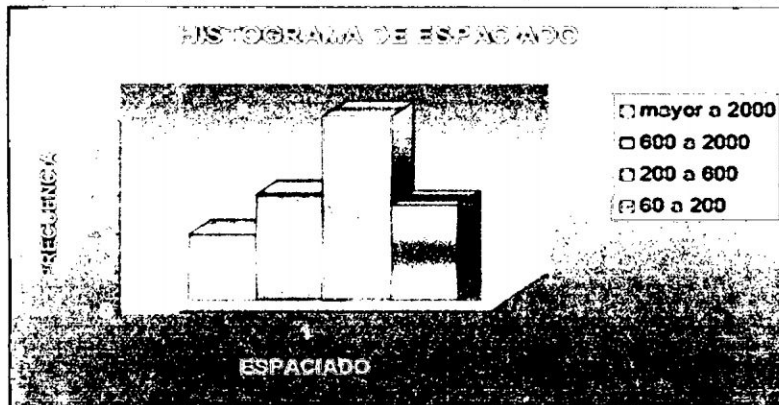
$$RQD = 55.6\%$$

Valoración: 8

4.1.3 Espaciamiento de Discontinuidades

Se empleo un procedimiento estadístico para determinar el espaciamiento de con mayor frecuencia, moda (fig.1) de un total de 200 datos (cuadro 1).

(Figura 1)



(Cuadro 1)

Espaciado (mm)	Espaciado	Nº de datos
mayor a 2000	1	34
600 a 2000	1	55
200 a 600	1	96
60 a 200	1	49
TOTAL		200

Espaciamiento 200 mm a 600 mm

Valoración: 10

4.1.4 Condiciones de Discontinuidades.

La roca presenta en todo ese dominio estructural

- Ligeramente rugosa. (5)
- Apertura promedio 0.1 mm a 1.0 mm. (5)
- Relleno duro mayor a 5 mm. (4)
- Moderadamente intemperizado. (5)
- Con una persistencia que varía de 3 a 10 m. (4)

Valoración: 14

4.1.5 Aguas Subterráneas

La zona presenta goteo incesante en la mayoría de los tramos analizados

Valoración: 4

Sumando los valores anteriores de tiene **RMR (Básico): 40**

4.1.6 RMR Ajustado

Presenta 3 las familias es perpendicular al eje de la excavación en avances con el buzamiento con un buzamiento promedio de 60° y una dirección de buzamiento (rumbo) N90°W. Por lo que constituye una condición muy favorable.

RMR (Ajustado): 40+0: 40

El valor concluyente corresponde según la Clasificación de Bieniawsky 1989 (Tabla 1) y empelada en Consorcio, a una roca **mala-A, clase IV-A**, roca muy fracturada con presencia de fallas panizadas con moderado goteo en fracturas y fallas según detalla en el siguiente cuadro.

Tabla 1: Clasificación de Bieniawsky 1989

TIPO MACIZO ROCOSO	CLASE	COLOR	R.M.R.	ALGUNAS CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO
BUENA	II	ROJO	61 - 80	Roca dura con muy pocas fracturas y ligera alteración, húmeda en algunos casos.
REGULAR - A	III - A	VERDE CLARO	51 - 60	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda.
REGULAR - B	III - B		41 - 50	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas y con presencia de algunas fallas menores, ligera a moderada alteración, húmeda - mojado.
MALA-A	IV-A		31 - 40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas panizadas de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas
MALA-B	IV-B	ROJO	21 - 30	Roca suave muy fracturada, con múltiples fallas panizadas, fuertemente alterada, con goteo o flujo constante de agua.
MUY MALA	V	MARRON	0 - 20	Roca muy suave intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.

4.2 ÍNDICE DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA, (Q)

El índice Q (Nick Barton) se determinó a partir de la relación logarítmica que establece Bieniawsky 1989 (Ecuación 3) en función del RMR, para luego determinar el valor con la fórmula despejada. El valor nos ayudará a estimar la velocidad de Propagación de onda el cual es el objetivo de caracterización de la masa rocosa en este estudio.

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (\text{Ec. 3})$$

$$Q = e^{\frac{RMR - 44}{9}}$$

Entonces reemplazando en la Ecuación 3.

$$Q = e^{\frac{40 - 44}{9}} Q = 0.64$$

4.3 ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI)

El Índice de Resistencia Geológica (GSI) establecido por Hoek y Marinos (2000), (Tabla 2); esta dado por dos condiciones la primera es la resistencia a los golpes con picota y la segunda el número de fracturas

por metro línea el cual se obtiene mediante la Tabla 2 o según la expresión de la ecuación 4.

Tabla 2: Índice De Resistencia Geológica (GSI)

MINERO HORIZONTE		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)		
Categoría de sostenimiento mecanizado aplicado para excavaciones de 2.40 x 2.40 m - 4.0 x 4.0m		MUY BIEN TRABADA (MB) Discontinuidad muy rugosa (6), sin relleno (6), inalteradas (6), cerrada (6), persistencia < 1m. (6), (se astilla con golpes de picota) (15)		
A Sin soporte o pernos puntuales (control de bloques inestables)		BUENAMENTE TRABADA (B) Discontinuidades rugosas (5), relleno duro (4), lev. alt. (5), abierta < 0.1mm (5), pers. 1-3m (4), (se rompe con 3 o mas golpes de picota) (12)		
B Pernos sistemáticos (1.4 x 1.4 m) con malla galvanizada ocasionalmente		REGULAR (R) MOD. RESIST. LEV. ANOD. V. IER. (R) Disc. Lig. Rugosas (3), relleno duro > 5mm (2), mod. alt. (3), abierta 0.01 a 1mm (4), pers. 3 a 10m (2), (se rompe con 1 ó 2 golpes de picota) (7)		
C Perno sistemático (1.2 x 1.2 m) malla obligatoria (4" x 4") o shotcrete de 1"		POBRE (P) BUENAMENTE TRABADA (B) Disc. liza (1), rell. blando < 5mm ó duro > 5mm (2), mod. alt. (1), abierto 1 a 5mm (1), persis. 10 - 20m (1), (se indenta superficialmente) (4)		
D perno sistemático (1.3 x 1.3 m) shotcrete de 2" fibra metálica 30kg.		MUY POBRE (MP) BUENAMENTE TRABADA (B) Superficie pulida, falla (0), rell. blando > 5mm (0), pers. > 20m (0), (se indenta mas de 5mm.) (0 - 2)		
F Cimera metálica ó cuadros de madera				
ESTRUCTURA		TABLA GSI		
LEVEMENTE FRACTURADA (LF) Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre si. RQD (75 - 90) (2 - 6 friccunas por metro).	95 90 85	80 75 70	65 60 55	
MOD FRACTURADA (F) Muy bien trabada, no disturbada, bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales (RQD 50 - 75) (6 - 12 fracturas por metro).	75	70	65	
MODERADAMENTE FRACTURADA (MF) Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos, formados por 4 ó mas familia de discontinuidades (RQD 25 - 50), (12 - 20 F/M)	70	65	60	
INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interseptadas formando bloques angulosos e irregulares. (RQD 10 - 25) (mas de 20 F/M)	65 60	60	55	
TRITURADA O BRECHADA (T) Ligeramente trabada masa rocosa extremadamente fracturada con una mezcla de fragmentos facilmente disgregable, angulos y redondeados. (sin RQD).	55 50	50	45	
		45 40 35	30 25	20 15 10 5
				20 15 10 5

$GSI = RMR_{89} - 5$

(Ec. 4)

$GSI = 40 - 5$

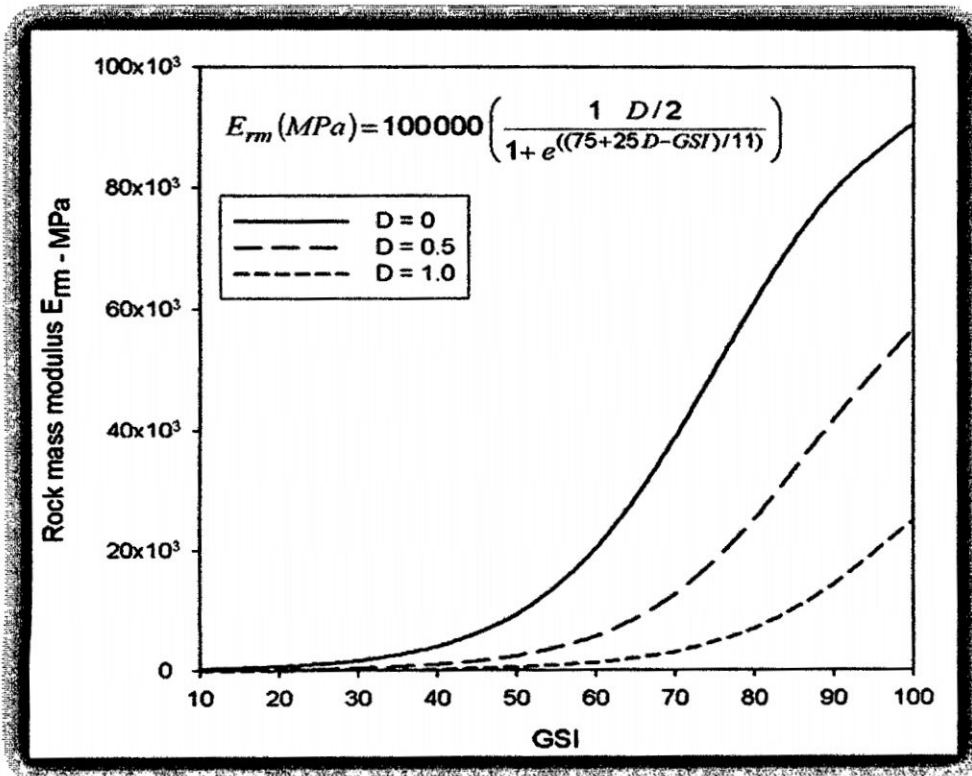
Por tanto

$GSI = 35$

4.4 DEFORMABILIDAD DE LA ROCA INTACTA (Ei)

E. Hoek and M.S. Diederichs han propuesto dos ecuaciones para estimar de forma empírica el módulo de deformación de la masa rocosa (Em) y la roca intacta (Ei) que están basadas en el Índice de Resistencia Geológica (GSI) y el factor de daño a la masa rocosa (D) Estas pruebas empíricas fueron realizados en la china y Taiwán las fig. 2 y fig. 3 muestran las curvas del factor de daño que se considera en tres estados sin daño, daño moderado, daño severo a los cuales les asigna los valores de 0, 0.5 y 1 respectivamente.

(Fig. 2)



(Fig. 3)

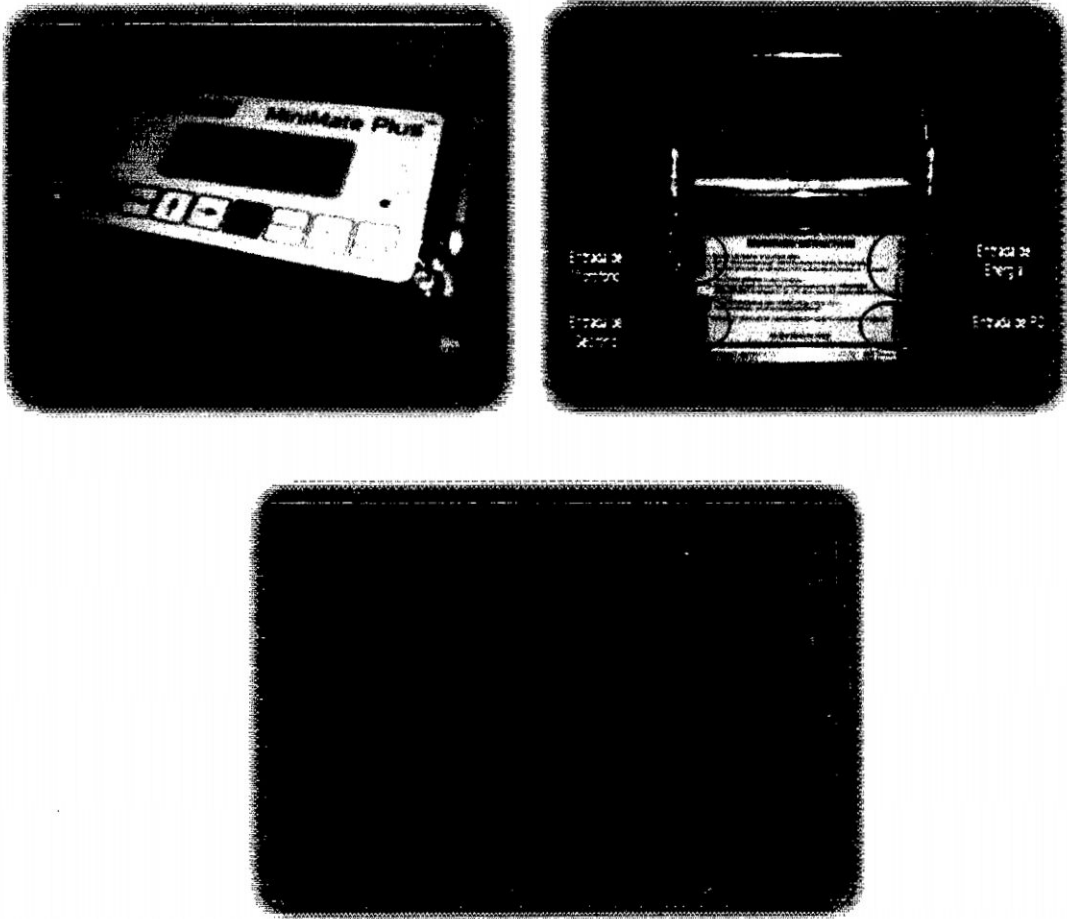
CAPITULO V

SISMICIDAD POR VOLADURA

Se estableció un plan de trabajo el cual consta como inicio la caracterización del macizo en cada metro de avance realizado por la voladura mediante mapeos geomecánico y el apoyo de softwares (RocLab, Dips, Phase2) que contribuyeron a la determinación de parámetros los cuales nos sirvieron para su clasificación y por sobre todo establecer la velocidad crítica de partícula promedio de la matriz rocosa, paralelamente a ello el registro de la liberación de energía, niveles de vibración de partícula y frecuencias dominantes de cada disparo efectuado para su modelamiento considerando cargas operantes y distancias al punto de la voladura experimentales los cuales se realizaron del 01 al 25 de Marzo de 2012 con un total de 38 sismogramas.

El siguiente trabajo se realizó en el proyecto de profundización RP690(-) con el objeto de disminuir el daño ocasionado por la voladura, mejorando la calidad del sostenimiento y disminuir los costos de sobre rotura como uno de los propósitos principales del proyecto. El análisis de vibración permite establecer un comportamiento de vibración en función a la distancia y carga operante representado por una curva potencial denominado "Ley de Atenuación de Vibración de Partícula" que difiere según la calidad del macizo rocoso, en el cual se realiza una interpolación para determinar los niveles de vibración a distancias cercanas al límite de la sección y establecer el nivel de daño producido por el disparo. Paralelo a la caracterización del macizo se realizó el registro de vibraciones para lo cual se contó con dos sismógrafos, instrumentos obtenidos por la empresa inicialmente para el control medio ambiental los sismógrafos son de la marca INSTANTEL, **MiniMate™** Blaster (figura 4) y **Minimate Plus™** (figura 5) que cuentan con registro de calibración vigente.

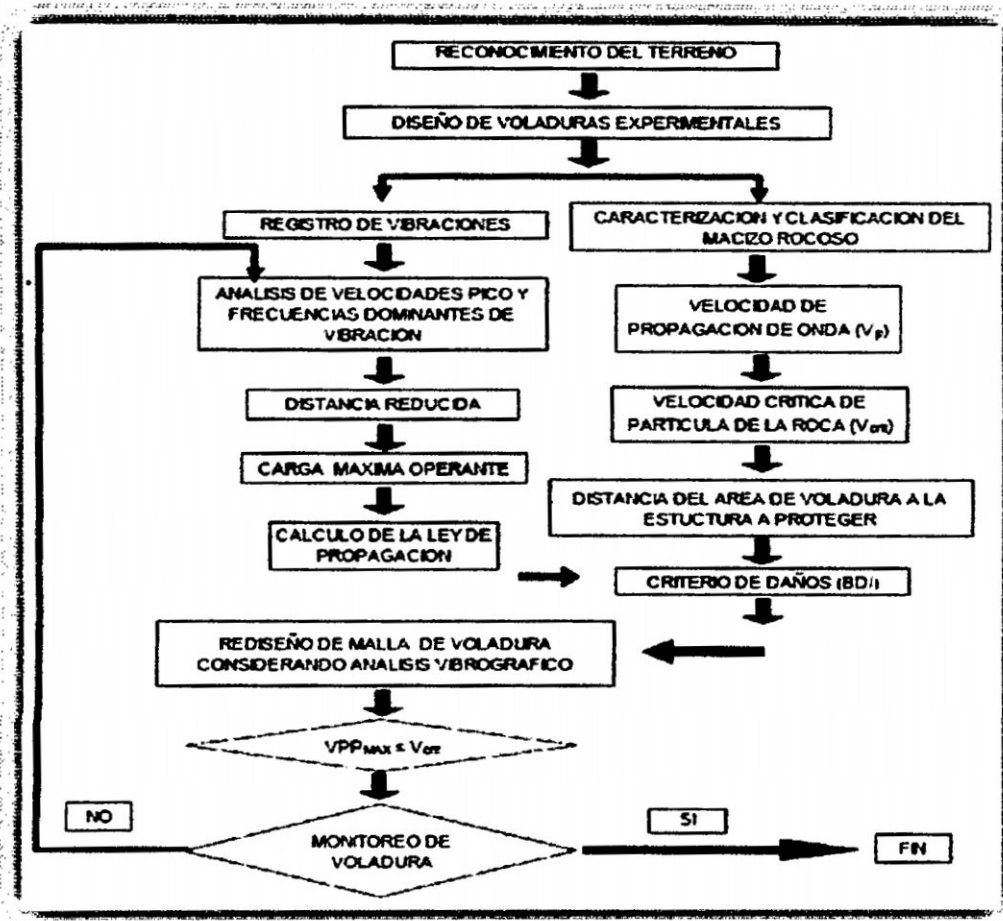
(Figura 4)



Los sismos o movimientos terrestres son el resultado de la liberación súbita de energía (Voladura), en el interior de la tierra, ésta energía viaja en forma de ondas a través del interior de la tierra (ondas primarias) o a través de la superficie de la tierra (ondas superficiales o secundaria).

El siguiente flujo grama (figura 6) resume el proceso en que se hizo el estudio.

(Figura 6: Flujo grama Campaña Vibrográfica)



5.1 ONDAS PRIMARIA

5.1.1 Ondas de compresión

Conocidas como ondas P, o primarias consisten en movimientos repetidos de compresión y enrarecimiento; son análogas a las ondas del sonido, en el cual la partícula se mueve en la misma dirección del movimiento de la onda, su velocidad V_p viene dada por la ecuación 7.

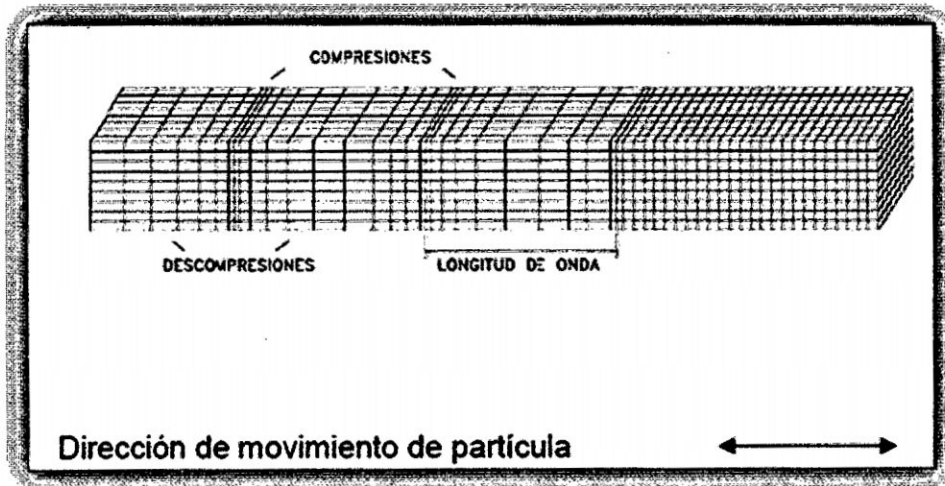
$$V_p = (E (1 - \sigma) / (\rho (1 - 2\sigma)(1 + \sigma)))^{0.5} \quad (\text{Ec. 7})$$

Donde:

E = Es el módulo de elasticidad de Young

ρ = Es la relación de Poisson

σ = Es la densidad de las rocas a través de las cuales viaja la onda



5.1.2 Ondas Transversales

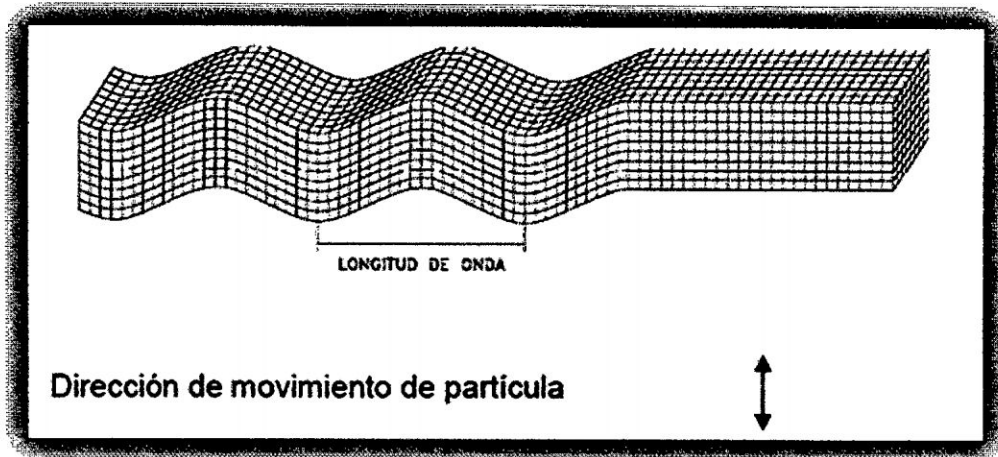
También denominadas ondas "S" u ondas secundarias, la dirección del movimiento de las partículas es perpendicular a la dirección de propagación de las ondas, en forma similar a las ondas del agua y esta dada por la ecuación 8.

$$V_s = (E / (2\rho (1 + \sigma)))^{0.5} \quad (\text{Ec. 8})$$

En donde hay que notar que:

$$V_p / V_s = ((1 - \sigma) / (0.15 - \sigma))^{0.5}$$

Esta relación es siempre mayor que 1, es decir que las ondas "P" llegan siempre antes que las "S".

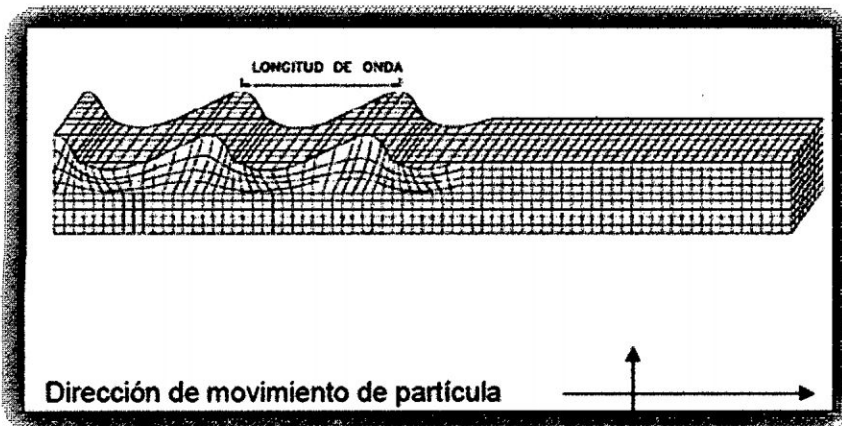


5.2 ONDAS SECUNDARIAS

5.2.1 Ondas Love

Se forman cuando existe una interfase que separa una capa de baja velocidad, de un material de velocidad mayor situada debajo.

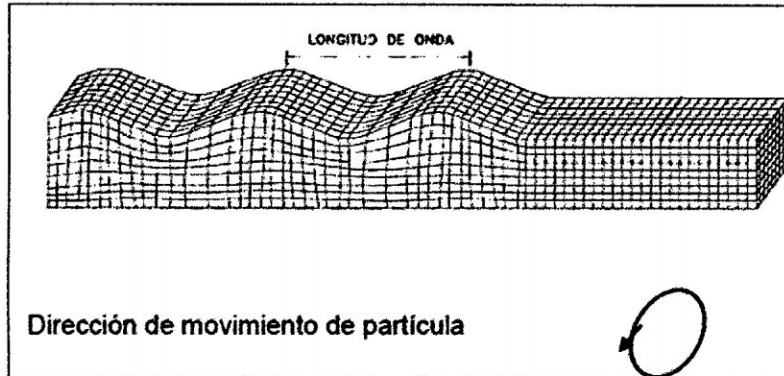
El movimiento de la partícula es horizontal y en ángulo recto a su dirección de propagación. La velocidad de las ondas Love varía entre V_s del material situado por encima y V_s del material situado debajo.



5.2.2 Ondas Rayleigh

El movimiento de las partículas se produce en un plano vertical en el que se encuentra la dirección del movimiento de la onda y que es elíptico y retrógrado con respecto a la dirección de

propagación. La amplitud del movimiento de las partículas decrece exponencialmente con la profundidad. La velocidad de las ondas Rayleigh V_r es normalmente: $V_r = 0.9 V_s$.



5.3 ALTERACION SISMICA POR VOLADURAS

Las voladuras producen ondas sísmicas, generalmente de alta frecuencia. El paso de la alteración sísmica en un medio rocoso produce un movimiento que se conoce como “vibración”.

La intensidad de la vibración producirá alteraciones en el macizo rocoso como: rotura de la matriz rocosa, fisuración, trituración, abertura de grietas pre-existentes etc. Una de las etapas fundamentales en el estudio y control de las vibraciones es la determinación de las leyes que gobiernan la propagación de la misma en los distintos medios, roca, suelo o aire.

Para minimizar los daños por voladura en una excavación, se requiere conocer hasta que nivel de vibración pueden ser sometidos los hastiales sin que se produzcan daños que acarreen problemas de inestabilidad más allá de la línea de corte, evitando de esta manera desprendimientos, mayor sostenimiento, sobrerotura, etc.

5.3.1 SOBRE EXCAVACION EN LABORES DE AVANCE

Se realizó un muestreo en diferentes labores de avance de la mina, con distintas calidades de macizo rocoso midiendo la sección real y

comparando con la sección de diseño se determinó que el factor de sobre excavación es del 15.6%. Ver anexo N° 02.

Realizar el análisis de vibraciones como objeto principal implica reducir índice de sobre rotura, lo que involucra directamente a extraer y transportar menos cantidad de desmonte, disminuir el consumo de materiales para el sostenimiento, menos consumo de energía considerados los gastos más significativos en labores lineales.

Considerando 10 cm de sobre rotura a cada hastial la reducción del índice de sobrerotura sería 9.2% el que se logrará estableciendo parámetros de diseño y carga en la voladura El siguiente análisis se realizó con datos del 2011 y costos a 15.6% y 9.2% en proyección de sobrerotura.

COSTO DE SOSTENIMIENTO				
Desmonte 2011 TMS	Costo 2011 \$	\$/ TMS	Costo \$ a 9.2%	Diferencia en \$
308.121	1468,995	4.8	1333,847	98,658

En el año 2011 el costo sostenimiento de labores de avance fue US\$/.
1'468,995

COSTO POR CONSUMO DE ENERGIA								
Desmonte 2011 TMS	Total 2011 TMS	Consumo 2011 Kwh	(Kwh/TMS)	\$/Kwh	\$/TMS	Costo 2011 (\$/TMS) a 15.6%	Costo (\$/TMS) a 9.2%	Diferencia en \$
308.121	822,458	17322,844	21,06	0,25	5,27	1622,433	1473,169	149,264

El índice del costo por consumo de energía para el año 2011 fue 5.27 \$/TMS, considerando a 9.2% el ahorro hubiese sido de \$ 149,264 anuales.

COSTO POR TRANSPORTE				
Desmonte 2011 TMS	Costo 2011 \$	\$/ TMS	Costo \$ a 9.2%	Diferencia en \$
308.121	352,967	1,15	320,494	32,473

El costo promedio por transporte de desmote para el año 2011 fue 1.15 \$/TMS, reduciendo la sobre excavación en el 9.2% se tendría \$ 32,473 anuales. El desmote es transportado en volquetes de las diferentes tolvas de superficie a Curaubamba.

COSTO DE EXTRACCION				
Desmote 2011 TMS	Costo 2011 \$	\$/ TMS	Costo \$ a 9.2%	Diferencia en \$
308. 121	152,009	0,49	138,024	13,985

El costo promedio de extracción de desmote para el año 2011 fue 0.49 \$/TMS, reduciendo la sobre excavación en el 9.2% se tendría \$ 13,985 de ahorro.

COSTO DE MATERIALES						
Desmote 2011 TMS	Total Rot-2011 TMS	Total 2011 \$	\$/ TMS	Costo 2011 (\$/TMS) a 15.6%	Costo (\$/TMS) a 9.2%	Diferencia en \$
308. 121	822,458	2317,336	2.82	868,154	788,283	58,305

El costo por concepto de materiales para el 2011 fue US\$/ 2'317,336.

Comprende materiales para labores de rehabilitación y pasivos de sostenimiento.

En resumen se tendría una proyección en ahorro al 9.2% de \$ **352.685** anuales a comparación del 2012.

En una voladura, se conoce como carga operante al peso de la carga explosiva que detona por período de retardo.

La magnitud de las vibraciones terrestres y aéreas en un punto determinado varía según la carga explosiva que es detonada y la distancia de dicho punto al lugar de la voladura. En voladuras donde se emplea más de un número de detonadores, es la mayor carga por retardo la que influye directamente en la intensidad de las vibraciones

y no la carga total empleada en la voladura, siempre que el intervalo de retardo sea suficientemente grande para que no existan interferencias constructivas entre las ondas generadas por los distintos grupos de taladros.

Cuando existen varios taladros con detonadores que poseen el mismo tiempo de retardo nominal. La carga máxima operante suele ser menor que la total, debidos a la dispersión en los tiempos de salida de los detonadores empleados. Por esto, para determinar dicha carga operante, se estima una fracción del número total de cargas iniciadas por detonador del mismo número nominal, Así por ejemplo, para los detonadores fabricados por Nitro Novel AB, se estiman las fracciones de cooperación que se muestran en la Tabla N° 3, (Persson, 1980) Los cuales se emplearon para los cálculos en el presente trabajo.

(Tabla 3)

TIPO	N°	INTERVALO DE TIEMPO (ms)	DISPERSIÓN (ms)	FRACCIÓN COOPERANTE
VA MS NONEL	1 - 10	25	5 - 10	1/2
VA MS NONEL	11 - 20			1/3
VA MS NONEL	24 - 80	100	20 - 50	1/4
VA LT NONEL	1 - 12	500	100 - 200	1/6

Valores validos para frecuencias superiores a 20 Hz

5.4. VARIABLES QUE INFLUYEN EN LAS VIBRACIONES

5.7.1 Geología y Características de la Roca

En los macizos homogéneos y masivos las vibraciones se propagan en todas las direcciones, pero en estructuras geológicas complejas la propagación de las ondas pueden variar con la dirección y por consiguiente presentar diferentes leyes de atenuación.

La presencia de suelos de recubrimiento sobre los substratos rocosos afecta generalmente a la intensidad y frecuencia de las vibraciones, la frecuencia de vibración disminuye mientras que el

desplazamiento aumenta significativamente conforme los espesores de recubrimiento son mayores.

5.4.2 Carga Operante

En voladura donde se emplea mas numero de retardo es la mayor carga por retardo la que influye en la vibración y no así la carga total empleada en la voladura, siempre que el intervalo de retardo sea suficientemente grande para que no existan interferencias constructivas entre ondas generadas por distintos taladros.

Cuando existen varios taladros que poseen el mismo tiempo de retardo nominal, la carga operante suele ser menor que la total debido a la dispersión en los tiempo de salida de los accesorios empleados.

El peso de la carga operante es el factor individual más importante que afecta a la intensidad de las vibraciones, según las investigaciones llevadas por el U.S. Bureau of Mines indican que el valor de a es aproximadamente igual a 0.8 en la siguiente expresión (ecuación 9) para determinar los niveles de vibración.

$$V \approx Q^a \quad (\text{Ec. 9})$$

Donde:

V = Velocidad de vibración de (mm/s)

Q =Carga Operante (Kg)

a =Factor Exponencial.

5.4.3 Distancia al Punto de la Voladura

Conforme incrementa la distancia los niveles de vibración disminuyen conforme a la siguiente ley. (Ecuación 10).

$$V \approx \frac{1}{D^b} \quad (\text{Ec. 10})$$

Donde:

V = Velocidad de vibración de (mm/s)

D = Distancia al punto de Voladura (m)

b = Factor Exponencial.

Donde el valor de **b** según U.S. Bureau of Mines es del orden de 1.6

Otro efecto de la distancia es el debido a la atenuación de componentes de la onda de alta frecuencia ya que la tierra actúa como un filtro pasa-baja. Así a grandes distancias de las voladuras las vibraciones del terreno obtendrán más energía en el rango de las frecuencias bajas.

5.4.4 Consumo Específico de los Explosivos

La mala distribución espacial y el confinamiento excesivo que originan una falta de energía para desplazar y esponjar la roca fragmentada hace que parte de la energía liberada por la voladura se convierta en energía sísmica lo cual incrementa los niveles de vibración en 2 o 3 veces más.

5.4.5 Tipo de Explosivo

Existe una correspondencia entre las velocidades de partícula y las tensiones inducidas en las rocas y tal constante de proporcionalidad es la impedancia de la roca.

En tal sentido los explosivos que generan bajas presiones de detonación provocan niveles de vibración inferiores los cuales corresponde a los de baja densidad y velocidad de detonación.

Si se utilizan explosivos de potencias muy dispares las cargas deben ser normalizadas a un explosivo patrón de potencia conocida, normalmente se elige al anfo como explosivo de referencia.

5.4.6 Tiempo de Retardo

El intervalo de retardo entre la detonación de los taladros puede referirse al tiempo nominal o efectivo.

Podría darse dos casos, el primero en el que las ondas interactúan entre sí generando un efecto destructivo en el medio debido a la suma de las intensidades de energía que llevan y el segundo un efecto destructivo en el cual llegan a atenuarse entre sí generando una colisión de energías el cual atenúa los niveles de vibración en el medio.

En lo relativo al tiempo mínimo de retardo para eliminar las interferencias constructivas o con efectos sumatorios, en los primeros estudios realizados por Duvall et al (1963) se proponían intervalos de 8 ms a 9 ms, Langerfor (1963) señala que con intervalos mayores a 3 veces al periodo de vibración puede suponerse de que no existe colaboración entre taladros adyacentes detonados de forma secuenciada debido a la amortiguación de señales.

Wiss y Linehan (1978) sugieren un tiempo de retardo nominal secuencial de 17 ms para eliminar efectos sumatorios. En otros estudios de la Novel's Explosives co. De Gran Bretaña sobre voladuras secuenciadas con tiempos de retardos entre cargas operantes inferiores a los 25 ms se confirma la existencia de interferencias constructivas en el nivel máximo de vibración.

5.4.7 Geometría de la Voladura

Entre los principales son identificados los siguientes

- Diámetro de perforación
- Longitud de perforación
- Espaciamiento Burden

- Retacado
- Desacoplamiento
- Numero de taladros a disparar (tamaño de la voladura).

5.5 CARACTERÍSTICAS DE LAS VIBRACIONES

La señal de vibraciones producida por una voladura consta de un número discreto de paquetes de ondas, cada uno de ellos corresponde a cargas o grupo de cargas detonando en un determinado tiempo.

La forma y amplitud de las ondas de vibración, nos otorga la efectividad relativa de la detonación, es así que la amplitud es una medición de la energía transferida por el explosivo al macizo rocoso, con la cual es posible determinar el tiempo real de detonación de una o varias cargas, velocidad de partícula, detonación de cargas de baja eficiencia o no detonadas, detonación instantánea y detonación de cargas por simpatía; a la vez que podemos calcular desplazamiento, aceleración y frecuencia de las partículas de la roca. Pero como objeto principal del presente trabajo establecer el comportamiento de atenuación de vibración para el tipo de terreno en la que se realiza la construcción de la Rampa para realizar ajustes en los diseños de voladura que reduzcan los niveles de daño.

Las principales características de las vibraciones medidas en la vecindad a una voladura de producción, pueden ser resumidas como sigue.

- Velocidad de partículas 10-1000 mm/s
- Desplazamiento dinámico 0.01-2.0 mm
- Rango de frecuencia 10-1000 Hz.
- Frecuencia dominante 50-500 Hz.

5.6 INSTRUMENTACIÓN PARA MONITOREO DE VIBRACIONES

La instrumentación es vital y su propósito es localizar transductores en puntos estratégicos a objeto de obtener una base de información consistente y representativa.

Para ello pasa por manejar algunos conocimientos de las ondas sísmicas generadas por la voladura a su alrededor. Estas son importantes puesto que transportan la energía vibracional, por lo tanto, debemos tener presente sus relevancias que dependen de la geometría, posición de la voladura y sistema estructural, por ejemplo, la onda superficial es de menor amplitud y viaja más distancia, por lo tanto son importantes su medición en un campo lejano, al contrario de las ondas P y S que son más significativas cerca de la voladura.

Por esto los registros de las vibraciones producidas por voladuras son almacenados en los sismógrafos, los cuales graban las amplitudes y duración de los movimientos de la tierra, producto de dichas voladuras, usando los siguientes componentes

Transductores: Geófonos o acelerómetros que se instalan en el lugar que se desee monitorear.

Sistema de cables: Se encargan de llevar la señal captada por los transductores al equipo de monitoreo (sismógrafo).

Equipos de monitoreo: Recibe la señal y la guarda en memoria.

Un computador: Al cual se le incorpora el software apropiado (Blastware III) para el traspaso y análisis de la información. (figura 6)

(figura 6)



5.7. MINIMATE PLUSTM

A.- Enter *

Encendido. Es importante saber que la batería del equipo debe estar constantemente en recarga ya que por estar conectado se descarga si no se usa. 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.

Batt: E ===== F (nivel de batería, 0.1V/bar, 6.5 Vmax)

Serial 4677 V 4.0 (N° de serie del equipo y versión del software)

%128K Mem left: 95 (memoria disponible en el equipo)

Fecha

Hora

READY TO MONITOR (mensaje de inicio)

B.- El botón CANCEL:

Se usa cuando se quiere salir de determinado menú sin cambiar las variables. Apretar el botón CANCEL repetidamente nos lleva al mensaje de inicio.

C.- El botón SETUP:

Los setup o datos de ingreso son los que se ingresan en el equipo para que haga una determinada lectura de la medición.

El Setup contiene en el menú los siguientes parámetros: RECORD MODE (modo de grabación), SOURCE (fuente de información), TRIGGER LEVEL (nivel de encendido), RECORD TIME (tiempo de grabación), TEXT NOTES (notas), JOB

NUMBER (número de trabajo), TIME (hora) y DATE (Fecha).

C.1.- Record Mode

Permite darle modos de grabación al equipo dependiendo de la fuente que se va a evaluar.

Continuos: Hace un registro de varios disparos, los cuales pueden estar separados en pequeños intervalos. Es recomendable usar más este modo para no perder eventos posteriores que se pueden dar en un disparo.

Single-Shot: Opera de la misma manera del continuo con excepción que graba un solo disparo.

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

C.2.- Source

Nos pide ingresar el equipo a usar durante la medición o es GEOPHONE, MICROPHONE o GEO/MIC. Normalmente se usa el micrófono para hacer mediciones de golpes de aire o airblast.

C.3.- Trigger Level

Este modo indica el nivel de sensibilidad del equipo que requiere para ser encendido. Se coloca a aproximadamente 1 a 5 mm/seg., pero dependiendo de la distancia escalar (SD) se sugiere:

SD \geq 30, 10 mm/seg.

SD = 15, 15mm/seg.

SD \leq 7.5, 20mm/seg.

Es importante considerar algunas circunstancias externas a la voladura que pueden iniciar el equipo como:

Salir corriendo después de colocar el equipo.

Ubicarlo en posición inestable

Encendido por equipo pesado como tractores o camiones operando cerca.

Si se va a usar en el modo manual, no es necesario determinar un nivel de encendido, sino continuar con el botón de inicio (START MONITOR).

En caso de usar solo el Geófono, los rangos de valores que maneja son desde 0.25mm/s hasta 1270mm/s. Si se va a emplear el micrófono los rangos de encendido son de 4Pa a 250 Pa (106dB a 142 dB). Si se va a colocar en el nivel de uso de ambos instrumentos

(GEO/MIC) se selecciona un nivel para cada uno, pero el encendido va a ocurrir con el primer equipo que se encienda.

C.4.- Record Stop Mode

El Tiempo de registro, se le dan valores de tiempo de grabación del equipo. Para un mejor manejo del sismógrafo, es recomendable hacer una suma de las secuencias de salida de los retardos para así tener una sumatoria del tiempo total del disparo y poder ingresarlo al equipo, ya que si se le ingresa un tiempo muy prolongado corremos el riesgo de registrar información falsa e innecesaria que nos puede confundir al momento del análisis.

C.5.- Text and Notes

Se ingresan notas o apuntes sobre el registro.

C.6.- Job Number

Se incluye un número de registro, puede ir de 0 a 9999.

C.7.- Time

Se ingresa o cambia la hora de aplicación del evento.

C.8.- Date

Al igual que el anterior pero para ingresar la fecha.

D.- El botón TEST:

Nos da información del estado del equipo.

E.- El botón START MONITOR:

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

5.8. BLASTWARE III

Para hacer el análisis, necesitamos recoger la información del sismógrafo a una computadora, la cual debe tener instalado un software específico. Para el caso del Minimate Plus se usa el software Blastware III.

La utilización de un software de interpretación de mediciones de vibraciones provocadas por voladura de rocas, como el BLASTWARE III, presenta muchas ventajas, tales como:

Definición de los valores pico de la amplitud en cada dirección del espacio (PPV) y tiempos representativos de ocurrencia.

Definición del valor resultante de la amplitud de vibración.

Definición de las frecuencias asociadas al evento de vibración.

Como fue referido, la definición de los niveles máximos de vibración admisibles depende no solo de la amplitud, sino también de la frecuencia.

De hecho, la mayoría de las normas internacionales, por ejemplo USBM - RI 8507 (1981, USA), DIN 4150

(1984, Alemania), Norma UNE 22-381 (1993, España), entre otras, establecen los criterios de daño para estructuras sometidas a vibraciones, a partir de una serie de amplitudes (normalmente velocidades de vibración) que son directamente proporcionales a la frecuencia de la vibración. Se puede ver que, no todas esas normas trabajan con los valores de PVS, "peak velocitysum". Algunas consideran la mayor de las componentes (PPV) asociadas a la medición.

5.8.1. Descarga de Datos

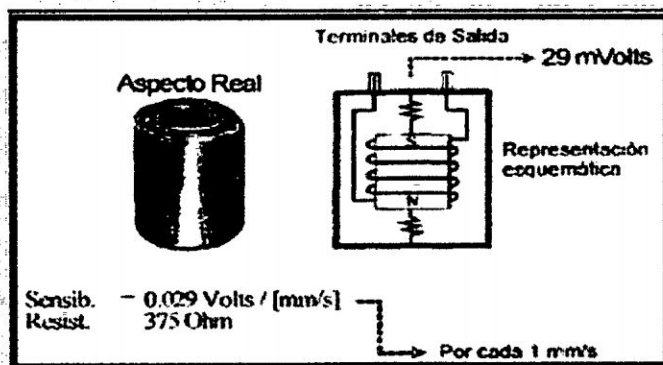
Para el Minimate Plus, se requiere del cable de conexión modelo 712A2301, que traen todos los equipos, con una salida al sismógrafo y otra a la computadora.

Una vez conectado, se abre el Software Blastware III

5.8.2. Sensibilidad:

Por otra parte existe la sensibilidad del geófono, la cual indica la magnitud máxima de vibraciones que puede recibir un geófono, y ésta se indica en unidades de volt/(mm/s).

Para obtener el rango máximo de vibración que permitiría registrar un geófono es necesario ingresar el valor de sensibilidad de éste y el equipo de medición entregará el valor máximo de velocidad en forma automática.



CAPITULO VI

ANÁLISIS DE LAS VIBRACIONES

Analizaremos dos aspectos principales (velocidad de partícula y la frecuencia) proporcionados por los instrumentos de medición que nos diagnostican el estado probabilístico del terreno luego de haber soportado el paso de la energía liberada por la voladura transportada mediante la formación de múltiples ondas que viajan a través del Macizo.

6.1 MEDICIÓN VIBROGRÁFICA RP 690

El periodo de medición comprendió desde el 01 al 25 de Marzo obteniéndose un total de 38 mediciones (sismogramas), durante las cuales la carga operante y las distancias del punto de disparo al de medición fueron variando para generar distancias reducidas variables

$$DR = \frac{d}{\sqrt[3]{Q}} \quad (\text{Ec. 11})$$

Dónde.

DR : Distancia Reducida o Escalar

Q : Máxima Carga Operante del disparo, considerada carga cilíndrica (Kg)

D : Distancia entre los puntos de medición y de detonación (m).

El modelo empleado para el análisis fue el de Devine (modelo General) el cual considera la geometría de la carga y empleado para el estudio del comportamiento de atenuación de Velocidades de Vibración (ecuación

12)

$$V = K \times \left[\frac{d}{Q^{1/3}} \right]^{-\alpha} \quad (\text{Ec. 12})$$

Modelo General

$$V = K \times DR^{-\alpha} \quad (\text{Ec. 13})$$

Donde:

V = Velocidad de Partícula (mm/s)

DR = Distancia Escalar

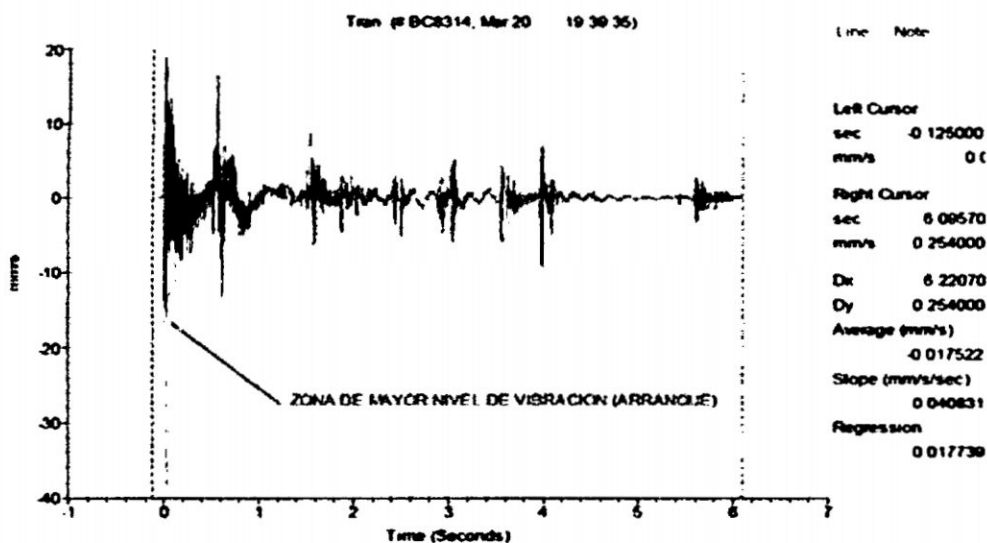
K = Factor de Velocidad

a = Factor de Decaimiento

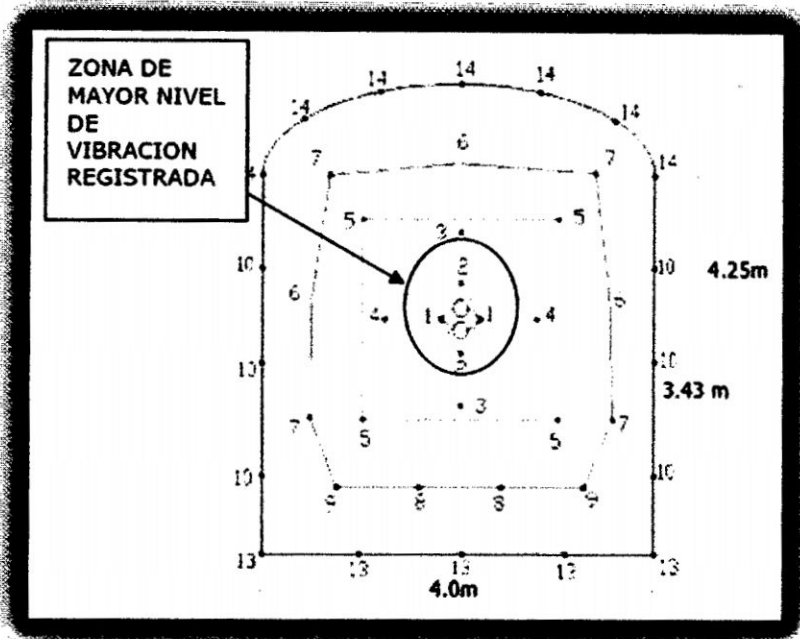
El término "DR" o distancia escalar o reducida, da cuenta de la influencia de la distancia en (m), y la cantidad de explosivo en (Kg). El diseño y las dimensiones de la malla de perforación y Voladura (sección 4m x 4.25m) inicial se mantuvo (lamina 3 y 4) variando por consiguiente las distancias y cargas operantes, captando niveles de vibraciones correspondientes, en los cuales se pudo observar que un 70% de las Velocidades Pico (VPP) se registra en la zona del arranque (figura 7), 20% en los arrastres, 5% en los taladros de contorno ayudas, 5% ayuda de cuadrador. Por consiguiente se considero como centro de gravedad de la voladura el arranque a partir del cual se realizo el análisis de atenuación vibración.

Como VPP de cada lectura fue considerada la mayor respecto a las tres direcciones de propagación no así a la VPP resultante emitido por el sismógrafo.

Figura 7: Mayor Liberación de Energía en el Arranque



Lamina 3: Malla de perforación inicial RP 690 (-), 20 de Marzo del 2012



Lamina 4: Diseño de carga Inicial

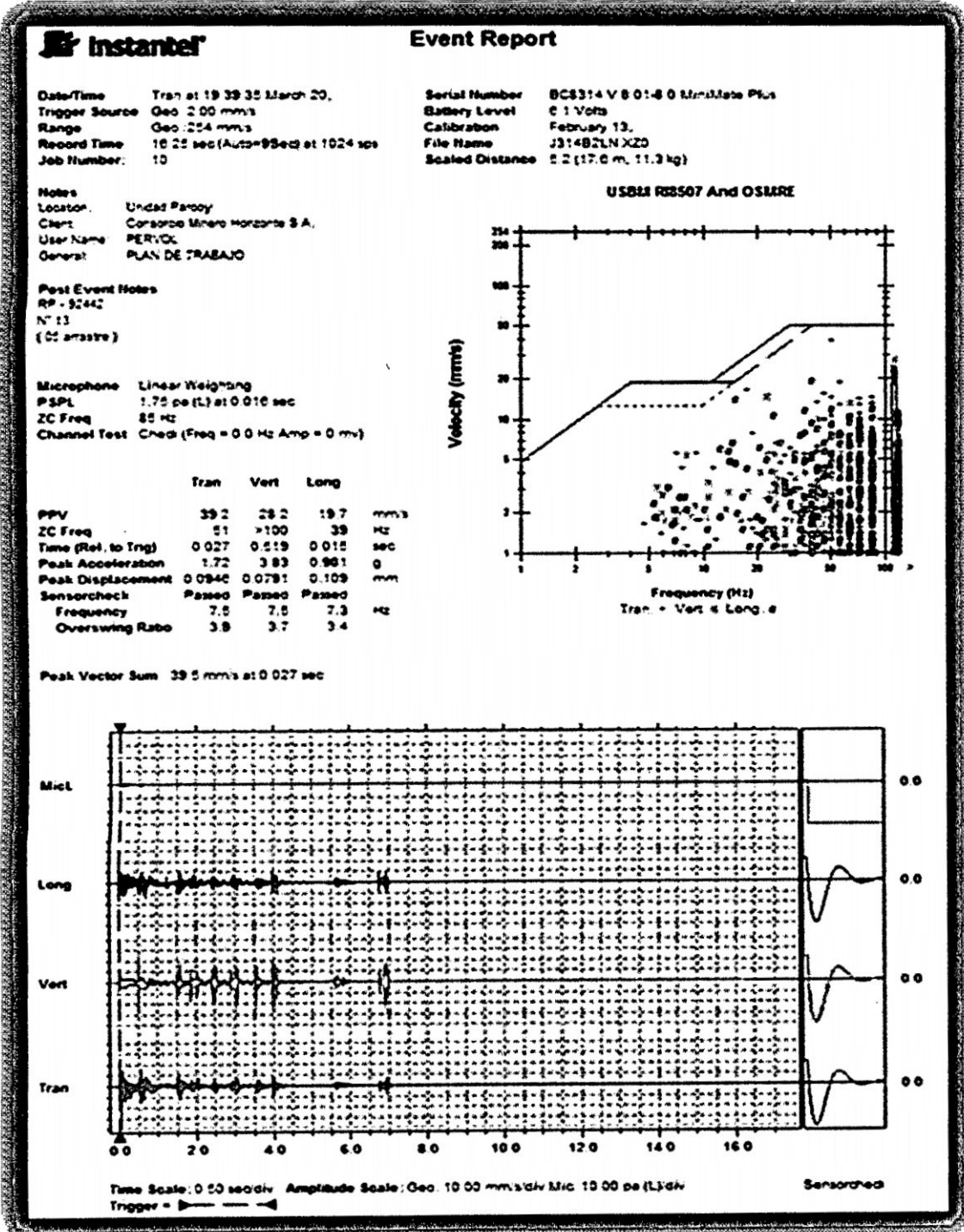
DISTRIBUCION DE CARGA

TALADROS	Nº TAL.	EMULSOR 3000	CART./TAL	TOTAL
ARRANQUE	2	1 1/8" x 12"	10	20
1º AYUDA	2	1 1/8" x 12"	9	18
2º AYUDA	4	1 1/8" x 12"	8	32
3º AYUDA	4	1 1/8" x 12"	8	32
AYUDA DE ARRASTRE	4	1 1/8" x 12"	7	28
AYUDA DE CUADRADOR	4	1 1/8" x 12"	5	20
AYUDA DE CORONA	3	1 1/8" x 12"	4	12
ARRASTRES	6	1 1/8" x 12"	8	48
CUADRADORES	6	1 1/8"	5	30
CORONAS	7	1 1/8"	3	21
ALFAROS DE CONTORNO	6			
TALADROS REMANOS	2			
TOTAL CARGADOS	41			280

Kilos de Explosivos	69.66
Longitud de Taladro	3.0 m
Volumen Roto	61 m ³
Toneladas Rotas	132.8
Avance Promedio	3.0 m
Factor de Carga	1.38 Kg / m ³
Factor de Potencia	0.62 Kg / Ton

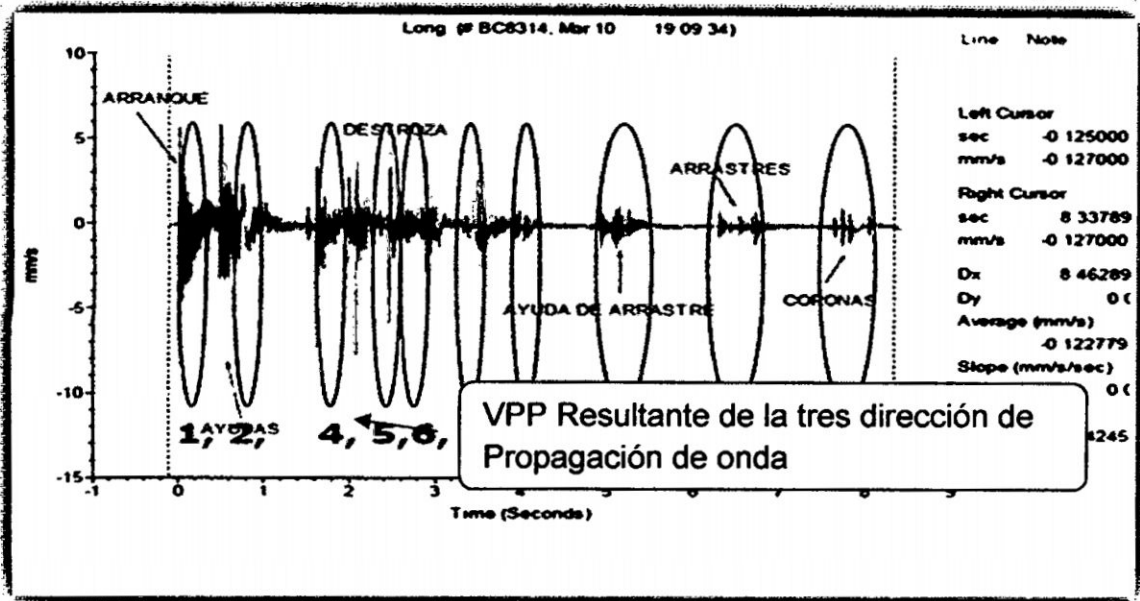
Las zonas enmarcada color blanco en el diseño de malla muestra las secciones de voladura que da niveles máximos de vibración en gran parte de las mediciones y los números indican el retado de periodo largo empleado en la voladura.

Figura 8: Resumen de la lectura sismografica en las tres propagaciones de onda Longitudinal, Transversal y Vertical.

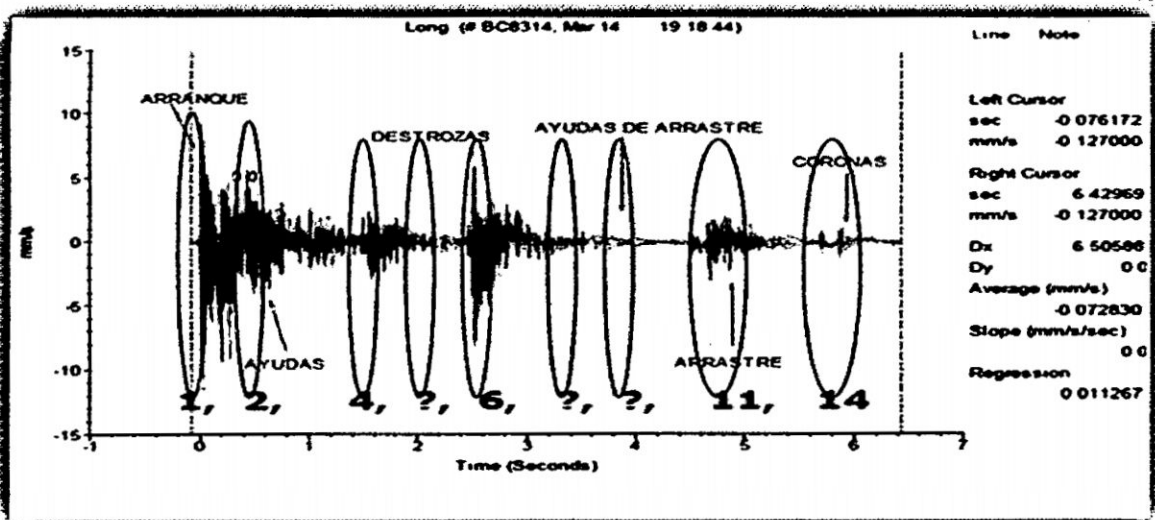


Cada registro de los monitoreos, es analizado de varios aspectos, como son: investigar el rendimiento del diseño en términos de su eficiencia de detonación (figura 9) la precisión de los retardos, y el desarrollo correcto del disparo. Típicamente el análisis incluye un exhaustivo conocimiento del diagrama del disparo, considerando todos los datos de diseño previo se tiene.

Figura 9



En este Sismograma del 10 de marzo se observa los tiempos de liberación de energía por número de retardo, todos los taladros salieron con normalidad en esta voladura, en el cual no presenta tiros cortados con exceso de carga en las destrozadas.



El histograma del mismo diseño de voladura inicial muestra que no hay liberación de energía en los números 5,7 y 8 (Figura 10) al parecer el numero 5 no detono, el 7 detono por simpatía y el 8 se corto según el diseño de voladura previo, que en conclusión representa una mala voladura.

La base del análisis es el registro de vibración propiamente tal, se muestra en forma completa en la (Figura 10) De éste registro, es posible obtener con exactitud los tiempos de detonación de cada carga (y por lo tanto la precisión de los retardos), además de la eficiencia de la detonación de cada carga en base de su amplitud relativa, su vibración en valor absoluto y posteriormente analizar cada sección del diseño (por ejemplo el arranque) por separado en más detalle, incluso haciendo comparaciones entre un resultado satisfactorio (Figura 9) y uno que indica la existencia de varios problemas en el funcionamiento del diseño o su ejecución (Figura 10).

A continuación se detallan los resultados al realizar a cada diseño estudiado, los análisis respectivos.

6.2 ANÁLISIS DE LA ONDA

La señal de vibraciones producida en una voladura consiste en un número discreto de paquetes de ondas, donde cada uno de éstos corresponde a cargas o grupos de cargas detonando en un determinado tiempo, por lo que el primer paso en el análisis de la señal, es determinar que carga representa cada paquete de vibración. La forma y amplitud de un paquete de vibración da la efectividad relativa de la detonación de las cargas. La amplitud de 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** Es la distancia de desplazamiento de la partícula de un punto A hacia un punto B y esta dado en mm.

Velocidad Es la velocidad a la cual las partículas se mueven. La máxima velocidad es la llamada velocidad pico partícula (PPV) y se usa para determinar la posibilidad de daño.

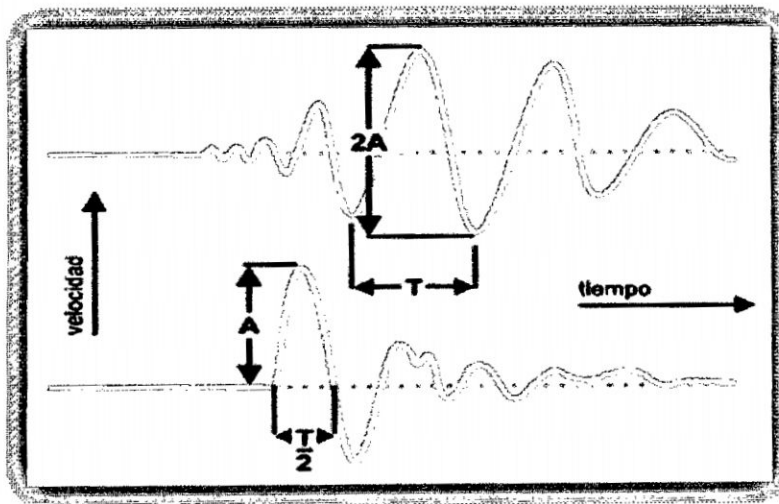
Frecuencia Es el número de veces que una partícula se desplaza hacia delante y atrás en un segundo. El movimiento completo se conoce como oscilación o ciclo.

Periodo Es la inversa de la frecuencia.

Aceleración Es la variación de la velocidad en un tiempo y espacio determinado.

En la figura 11, se muestran en detalle cada una de estas características para una onda ideal.

(Figura 11)



V = Amplitud de la Vibración (mm/s)

T = Periodo de la onda (ms)

f = Frecuencia de la onda ($f=1/T$) (Hz)

Los sismógrafos contiene tres Geófonos, los cuales montados adecuadamente registran las tres ondas: vertical, radial y transversal.

Cada una de estas tres componentes del movimiento de la tierra tendrá una velocidad pico partícula (VPP) o máxima amplitud de la onda. La velocidad pico partícula que se considera es la de mayor valor, es decir, el pico puede ocurrir en cualesquiera de las tres ondas, por lo que es importante considerar también que el Vector Resultante no debe ser confundido con la velocidad pico partícula.

6.2.1 Análisis de vibraciones producidas por voladura

La señal de vibraciones producida por una voladura, consiste en un número discreto de paquetes de ondas, cada uno de estos corresponde a cargas o grupos de cargas detonando en un determinado tiempo. El primer paso en el análisis de la señal, es determinar que carga representa cada paquete de vibración. De la capacidad para realizar esto depende determinar la diferencia entre la detonación real y la secuencia diseñada.

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 vibración es una medición de la energía transferida por el explosivo al macizo rocoso por lo que para un determinado tipo de carga y geometría de monitoreo, la amplitud relativa puede ser usada como una medición de la eficiencia de cada carga.

Con el Monitoreo y Análisis de las Ondas de Vibraciones es posible determinar y calcular lo siguiente:

Tiempo real de detonación de una carga o cargas (Dispersión)

- Velocidad de partículas de cada carga en la voladura.
- Detonación de cargas con baja eficiencia o no detonadas.
- Detonación instantánea de cargas; detonación de cargas por simpatía, acoplamiento por insuficiente tiempo entre retardo de los taladros.
- Eficiencia relativa en la detonación de cargas similares.
- Diferencia entre Cargas Explosiva de Producción y Contorno.
- Diferencia entre cargas detonadas con distinto confinamiento.

- Análisis de Frecuencia, etc

Tiempo real de detonación de una carga o cargas (Dispersión)

- Velocidad de partículas de cada carga en la voladura.
- Detonación de cargas con baja eficiencia o no detonadas.
- Detonación instantánea de cargas; detonación de cargas por simpatía, acoplamiento por insuficiente tiempo entre retardo de los taladros.
- Eficiencia relativa en la detonación de cargas similares.
- Diferencia entre Cargas Explosiva de Producción y Contorno.
- Diferencia entre cargas detonadas con distinto confinamiento.
- Análisis de Frecuencia, etc

Tiempo real de detonación de una carga o cargas (Dispersión)

- Velocidad de partículas de cada carga en la voladura.
- Detonación de cargas con baja eficiencia o no detonadas.
- Detonación instantánea de cargas; detonación de cargas por simpatía, acoplamiento por insuficiente tiempo entre retardo de los taladros.
- Eficiencia relativa en la detonación de cargas similares.
- Diferencia entre Cargas Explosiva de Producción y Contorno.
- Diferencia entre cargas detonadas con distinto confinamiento.
- Análisis de Frecuencia, etc

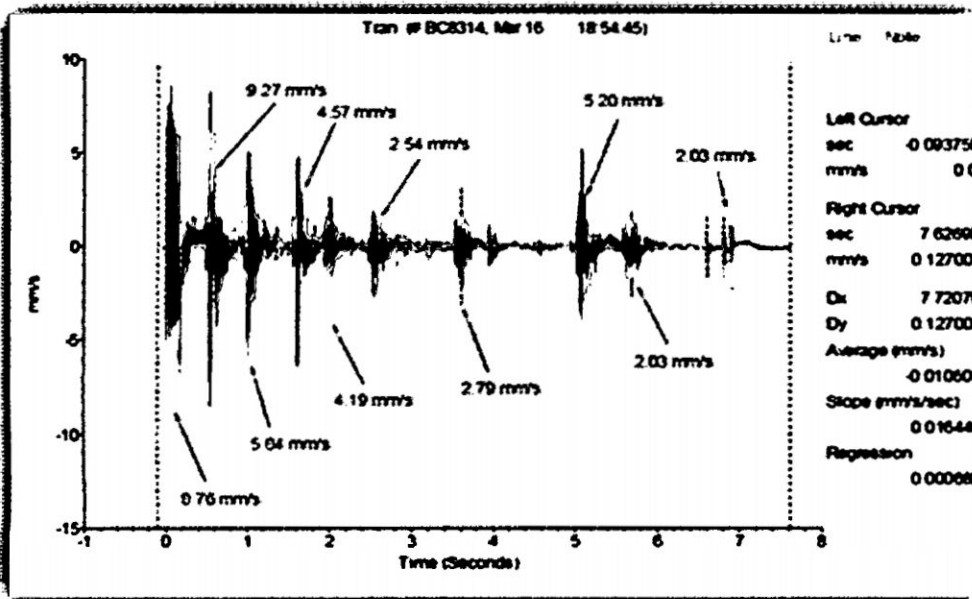
6.2.2. Comportamiento de la Velocidad de Partícula

El análisis de los registros de vibraciones, permite conocer la velocidad de partículas que genera cada carga o grupos de cargas en las distintas secciones de la voladura (figura 12).

Con un análisis más detallado de las vibraciones producidas por cada carga, es posible establecer pares de datos que relacionan la Velocidad de Partícula con la carga explosiva y distancia al detector. El análisis de estos datos permite ajustar los modelos de vibración descritos previamente y utilizar dichas ecuaciones para estimar las vibraciones para una carga o un conjunto de cargas en

el ámbito de distancias en que cada modelo es válido, así se tiene el siguiente sismograma

(Figura 12)



Varios son los modelos experimentales que representan la velocidad de partícula en función del explosivo detonado y la distancia a la que se registra dicha detonación, entre los más conocidos se encuentran el Modelo General y el de Regresión Múltiple del Modelo Holmberg & Persson

6.2.2.1 Modelo General

$$V = K \times DR^{\alpha} \quad (\text{Ec. 13})$$

Donde:

V : Velocidad de Partícula (mm/s)

DR : Distancia Escalar

K : Factor de Velocidad

α : Factor de Decaimiento

El término "DR" (ecuación 14) o distancia escalar o reducida, 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.

$$V = K \times \left[\frac{d}{Q^{1/3}} \right]^{-\alpha} \quad (\text{Ec. 12})$$

Fuente. Presentación de Asistencia Técnica de Orica

En la expresión de esta última expresión, "Q" corresponde al peso de la carga detonada (carga operante) en forma instantánea en kilogramos y "d" la distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula. Teóricamente, éste criterio es el que mejor representa el comportamiento de la vibración, para el campo lejano, generadas por el tipo de cargas explosivas, esto es, columnas explosivocilíndricas, donde se tiene por análisis adimensional que las distancias deben ser corregidas por la raíz cúbica de la carga.

6.2.2.2 Modelo Holmberg & Persson

Otros autores, no consideran una simetría de carga particular y utilizan la siguiente expresión.

$$V = K \times d^{\beta} \times Q^{\alpha} \quad (\text{Ec. 14})$$

En el área más cercana a las cargas explosivas (donde se produce el mayor fracturamiento), esta ecuación 14 puede ser modificada para tomar en cuenta la longitud de una carga de forma cilíndrica.

En la Tabla 4, se presentan diferentes valores para los parámetros del Modelo Devine (K y Alfa), obtenidos en diferentes tipos de roca. Esta gran variabilidad para el factor K desde un mínimo de 99 hasta un máximo de 703 (7 veces mayor) y para el Factor de Atenuación Alfa desde -1.54 hasta -2.49, determinan que el uso indiscriminado de estos modelos

y la transferencia de estos desde una mina a otra o desde un sector a otro en la misma mina puede significar estimar un gran margen de error las vibraciones y como consecuencia de ello las restricciones a las voladuras y los criterios de daño.

Tabla 4: Variabilidad en los parámetros del Modelo de Vibración Devine, para Diferentes Minas y Macizos Rocosos.

Factor de Amplitud K Factor de Atenuación Alfa Factor de Amplitud K Factor de Atenuación Alfa

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 =	-2.49
K Mínimo =	99	Alfa Mínimo =	-1.54
K Promedio =	357	Alfa Promedio =	-2.07

Esta variabilidad en los parámetros del Modelo Devine, da cuenta de la gran importancia que tiene establecer para cada tipo de macizo rocoso en particular, la ecuación de comportamiento de las vibraciones, la que está directamente relacionada con las propiedades geomecánicas, tipos de explosivos, aspectos geométricos, etc., y por tanto, deben ser estimados como consecuencia de una campaña de monitoreo y modelamiento, en forma independiente no sólo en cada mina si no en cada dominio geomecánico de la misma.

6.2.3 Velocidad De Propagación De Onda (Vp)

La velocidad de propagación de onda se define como el paso de la onda sísmica generado por la voladura a través del macizo rocoso en función del tiempo está también es conocida como

velocidad sónica por el comportamiento de propagación parecido al que tiene la propagación de las ondas del sonido.

El NGI (Ingeniería Geológica) propone la relación (ecuación 15) en 1994 a cerca del comportamiento de la Propagación de la onda en función al índice de calidad del macizo el cual es conocido como sísmica de regresión para la caracterización del Macizo rocoso, tecnología que es empleado para el hallazgo de anomalía, bolsonadas, en la búsqueda del petróleo por consiguiente se tienen la siguiente relación y calculo para nuestro estudio.

$$V_p = 3500 + 1000 \log(Q) \quad (\text{Ec, 15})$$

Entonces reemplazando los valores obtenidos se tiene la velocidad de propagación correspondiente a la Granodiorita fracturada del terreno.

$$V_p = 3500 + 1000 \log(0.64)$$

$$V_p = 3306.18 \text{ m/s}$$

6.2.4 Velocidad de Crítica de Partícula (V_{crit})

Los altos niveles de vibración pueden dañar al macizo rocoso, produciendo fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. La vibración en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

Con bajos niveles de vibración, tales como los presentes a grandes distancias de las voladuras, los niveles de deformación son muy pequeños para inducir el fracturamiento del macizo rocoso. A menores distancias, las vibraciones son suficientemente altas para extender las fracturas preexistentes, pero insuficientes para inducir nuevo fracturamiento. Muy cerca de las cargas explosivas, sin embargo, los niveles de vibración son lo

suficientemente altos como para afectar a la matriz de roca y producir diferentes grados de fracturamiento a su alrededor.

La velocidad vibracional de las partículas, frecuentemente es relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento, a través de la relación entre velocidad de partícula y deformación de partícula, 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 (Ec. 16), 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:

$$\varepsilon = \frac{V_{crit}}{V_p} \quad (\text{Ec. 16})$$

Esta ecuación presenta la relación entre la Velocidad Crítica de Partícula (V_{crit}), la deformación inducida (ε), para una roca con Velocidad de propagación de Onda (V_p), 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 Hoek y asumiendo un comportamiento elástico de la roca, la Velocidad crítica de Partícula, que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra el fallamiento por tensión, es estimada conociendo la Resistencia a la compresión (σ_c), el Modulo de Young, (E_i) y la Velocidad de propagación de la Onda (V_p) (Ec. 17).

$$V_{crit} = \frac{0.1 \times \sigma_c \times V_p}{E_i} \quad (\text{Ec. 17})$$

Donde:

- σ_c : Resistencia a la compresión de roca (MPa)
 E_i : Modulo de elasticidad de la roca intacta (GPa).
 V_p : Velocidad de Propagación de onda (m/s)
 V_{crit} : Velocidad Critica de la roca (mm/s).

La velocidad critica de la roca se determino conociendo la resistencia a la compresión, la velocidad sónica y el modulo de elasticidad de la roca intacta a través de formulas empíricas, la expresión que relaciona estas tres características está dada por la expresión que establece Forsyth en 1993.

Entendiéndose como velocidad crítica de vibración partícula a la igualdad de los esfuerzos de tensión inducidos por la voladura a los esfuerzos de tensión ofrecidos por la roca, a los cuales se presentan inicios de formación de fracturas y abertura de pre existentes.

$$V_{crit} = \frac{0.1 \times \sigma_c \times V_p}{E_i}$$

Donde:

- σ_c : Resistencia a la compresión de roca (MPa)
 E_i : Modulo de elasticidad de la roca intacta (GPa).
 V_p : Velocidad de Propagación de onda (m/s)
 V_{crit} : Velocidad Critica de la roca (mm/s).

Así se tiene para nuestro caso con los datos obtenidos anteriormente.

$$V_{crit} = \frac{0.1 \times 38.33 \times 3306.18}{22.64}$$

$$V_{crit} = 559.64 \text{ mm/s}$$

El criterio de daño establece mantener un rango de 1.4 el valor hallado de la velocidad crítica (de vibración de partícula, para determinar cargas operantes máximas que generen niveles de vibración menores a este en los hastiales, que son halladas a través de una ecuación potencial (Ley de Atenuación de Vibración de Partícula) en función de distancias y cargas operantes determinadas en terreno, en tal sentido nuestro rango de posibles daños estaría dado por.

$V_{crit} = 559.64 \text{ mm/s}$ Como rango inferior

$V_{crit} = 783.64 \text{ mm/s}$ Como rango Superior

Este rango indica formación de fracturas nuevas para el tipo de terreno que es tema de análisis y forma un parámetro de control en la voladura, así se tiene el siguiente criterio de diseño Tabla 5.

Tabla 5: Criterio de Diseño considerando V_{crit}

CRITERIOS DE DISEÑO CON LA VELOCIDAD CRÍTICA DE VIBRACION DE PARTICULA	
$V_{crit} = (0.1 \sigma_c V_p) / E$	Determinación de la Velocidad Crítica
$4 V_{crit}$	Fracturamiento intenso
$(1.4 \text{ a } 1) V_{crit}$	Nivel al que se generan nuevas fracturas
$1/4 V_{crit}$	Nivel al que se generan leves Propagación de fracturas preexistentes

Siendo el valor calculado para el tramo en estudio de

$V_{crit} = 559.64 \text{ mm/s}$

En la última columna, se muestra el cálculo de la V_{crit} , definido como el nivel sobre el cual se generará un daño produciendo nuevas fracturas a la roca. Una estimación del nivel de Velocidad de Partícula sobre el cual se produce el daño más intenso

(trituración), puede ser estimada como el valor aproximado a 4 veces el valor ($4 \times V_{crit}$).

Finalmente, se estima que un nivel equivalente a la cuarta parte, es decir 25% del valor de la V_{crit} , es suficiente para iniciar extensión de fracturas preexistentes. Se sugiere ocupar este nivel de $1/4 V_{crit}$, como un límite conservador y a partir del cual se deben controlar los diseños de carguío para que las voladuras no ocasionen daño al macizo rocoso.

Se empleó la ecuación 17, para estimar en primera aproximación la Velocidad Crítica de Partícula para algunos tipos de roca más frecuentes.

En la Tabla 6, se resumen los datos y el valor calculado para los tipos de roca analizados.

Tabla 6: Estimación de Velocidad de Partícula Crítica Teórica en distintos tipo de Roca

Tipo de Roca	Resistencia a la Tracción (MPa)	Velocidad de Onda P (m/s)	Modulo de Young (GPa)	Velocidad Crítica de Partícula (mm/s)
Cuarzo-1	14,0	5102	55,50	1286
Brecha-1	7,3	4298	30,20	1037
Milonita	1,9	2940	14,60	380
Ox-1	6,7	4373	35,20	836
Ox-2	7,2	4804	44,40	774
Cuarzo-2	8,4	4207	42,70	823
Brecha-2	3,9	4041	39,30	401
Andesita-1	4,9	4975	67,30	1100
Diorita	13,2	4650	48,60	1260
Brecha-3	11,3	4650	58,30	900
Porfido-1	6,7	3829	31,20	823
Porfido-2	5,1	3661	46,60	401

Los valores de Velocidad de Partícula Crítica calculados en la Tabla 6, son producto de las características físicas de la roca, y la precisión en su estimación depende de la calidad y cantidad de los datos de ensayos ocupados en su cálculo, recordándose que sigue siendo una estimación y deben constantemente ajustarse con mediciones en terreno, que den cuenta cuantitativamente del daño y que permitan establecer con mayor precisión en in-situ, la capacidad de macizo rocoso para soportar niveles de vibración en el rango estimado.

Los niveles de Velocidad Partícula Crítica entregados en la Tabla 6, pueden diferir de los mencionados habitualmente en la literatura técnica al respecto. Estas diferencias reflejan la gran importancia que tiene establecer para cada tipo de macizo rocoso en particular los límites de daño, los que están directamente relacionados con sus propiedades geomecánicas y por tanto deben ser estimados en forma independiente no sólo en cada mina si no en cada dominio geomecánico de la misma.

El daño es causado principalmente se da por 3 mecanismos que son; La generación de nuevas grietas en la roca al superar un nivel crítico de velocidad partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases, y finalmente, la desestabilización de bloques, cuñas.

Debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. De estos mecanismos, es importante reconocer que los dos primeros afectan al campo cercano (<50 metros del límite de la voladura), mientras que el último mecanismo puede ocurrir en el campo lejano (> 50 metros).

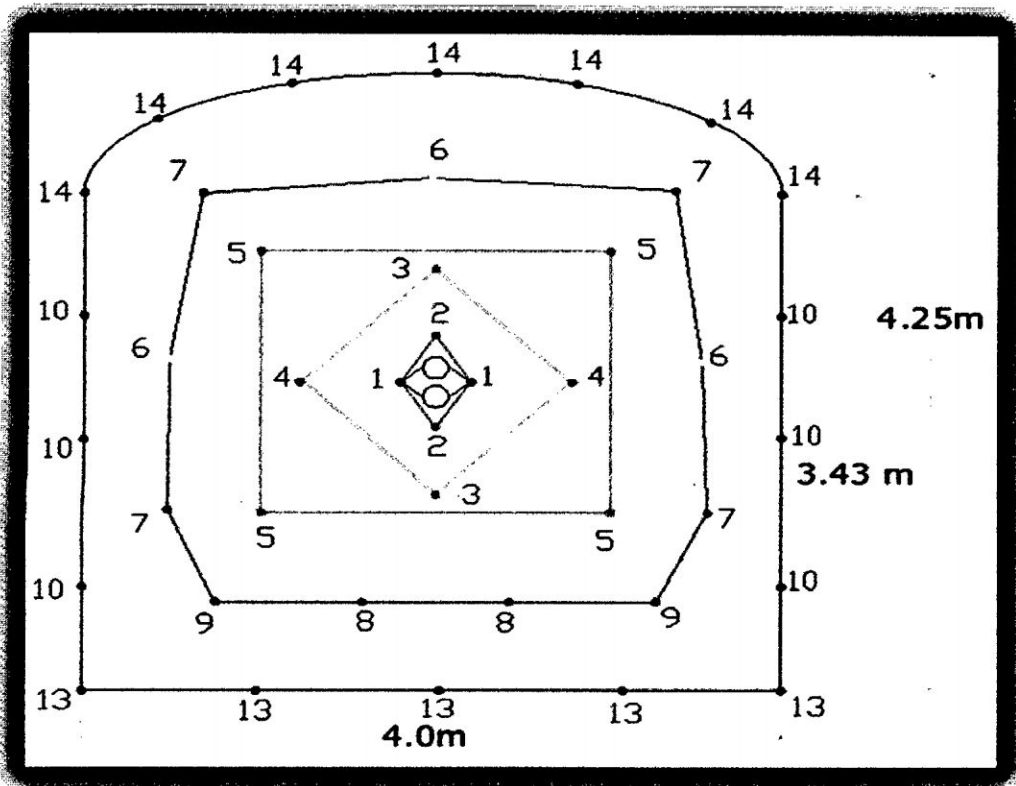
La gran cantidad de variables que interactúan en una voladura, hace necesario el adaptar y desarrollar técnicas que permitan una óptima evaluación de este proceso, antes, durante y después de

su ocurrencia, así como de una adecuada cuantificación y control del daño que ella puede producir.

6.3 ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE LOS RETARDOS

Como se mencionó previamente, a través del monitoreo de las vibraciones producidas por las cargas explosivas analizadas, es posible extraer los tiempos de detonación asociados al retardo nominal empleado por cada una. La tabla 7 muestra como ejemplo los tiempos obtenidos para cada uno de los retardos de la Serie LP empleados en la voladura del 14 de marzo del 2012 (lamina 5) y diseño de malla de perforación adjunta, y un análisis estadístico de ello para el caso con 41 muestras taladros, indicándose los tiempos mínimos y máximos, el promedio y la desviación estándar (figura 13).

Lamina 5: Diseño de malla de perforación RP690 (-) del 14 de Marzo del



2012

En el sismograma de la figura 13 se puede estimar los tiempos de salida de cada retardo y estimar cuáles fueron las que fallaron atribuyendo a ello el grado

de dispersión que estima el fabricante comparación del estimado por el sismograma

(Figura
3)

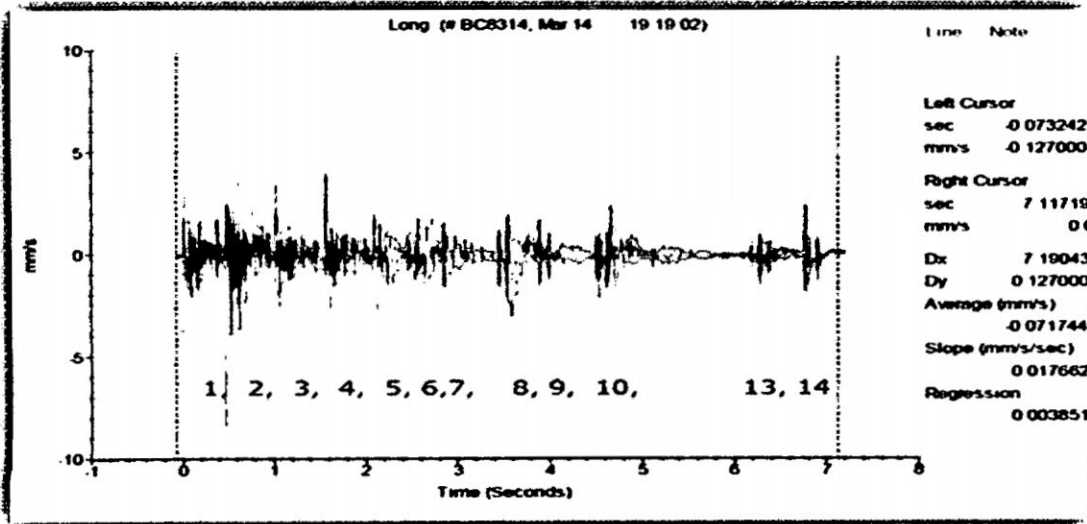


Tabla 7: Resumen y Análisis de los Tiempos de Retardos.

N° Retardo	Tiempo Nominal (ms)	Cantidad	Rango de tiempo (ms)		Tiempo Promedio (ms)	Desviación	
			Min	Max		(ms)	(%)
1 LP	500	2	499,0	557,6	528,3	28,3	5,7%
2 LP	1000	2	969,7	1115,2	1042,5	42,5	4,2%
3 LP	1500	2	1499,0	1570,0	1534,5	34,5	2,3%
4 LP	2000	2	2053,0	2218,0	2135,5	135,5	6,8%
5 LP	2500	4	2573,0	2665,0	2619,0	119,0	4,8%
6 LP	3000	3	3028,0	3092,0	3060,0	60,0	2,0%
7 LP	3500	4	3316,0	3383,0	3349,5	150,5	4,3%
8 LP	4000	2	3922,0	4037,0	3979,5	20,5	0,5%
9 LP	4500	2	4374,0	4484,0	4429,0	71,0	1,6%
10 LP	5000	6	4985,0	5149,0	5067,0	67,0	1,3%
13 LP	6800	5	6684,0	6888,0	6786,0	14,0	0,2%
14 LP	7400	7	7254,0	7396,0	7325,0	75,0	1,0%
Total		41					

El valor de color rojo en los porcentajes significa el retraso que tienen los retardos a llegar a su periodo nominal. Se puede objetar la no corrección de estos tiempos por la variable tiempo de viaje de las ondas, aspecto que sin embargo es de menor relevancia en mina subterránea dado la

calidad del macizo rocoso y su velocidad de propagación (V_p). Dada la condición de que todas las mediciones estuvieron en un rango 20 m el tiempo de viaje toma valores entre 2.5 ms a 5 ms con una V_p de 3306.18 m/s, los que no modifican substancialmente los resultados del análisis dado la magnitud de los tiempos involucrados. Los resultados del análisis estadístico, describen en general una baja calidad de los accesorios, particularmente en el aspecto de precisión, es decir la variación de tiempo registra en mayor proporción 135.5 ms en el fanel N° 4 con un porcentaje de dispersión aproximado de 6.8%

Otro aspecto que cabe destacar es la no existencia de superposición alguna entre los retardos de la Serie LP analizada, respecto de los tiempos mínimos y máximos de retardos consecutivos. Esta cualidad, asegura el correcto desarrollo de la voladura en términos de la secuencia de salida y detonación.

Con el análisis realizado a los registros de vibraciones de cada voladura, es posible establecer la eficiencia relativa de cada sector de la voladura y la eficiencia general de la voladura, en base al número detectable de cargas respecto del total empleado.

6.4 DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA

En base a los diseños teóricos asociados a las voladuras evaluadas, es posible realizar un análisis de la distribución de la energía o factor de carga, tanto a nivel de disparo completo como al sector específico del arranque.

La Figura 14, muestra la distribución espacial de la energía para todo el disparo, considerando la posición teórica (ideal) de los tiros en toda el área, la Figura 15, muestra la misma distribución pero ahora reproduciendo aproximadamente la distribución de los tiros observada en terreno para la misma voladura, lo que ratifica claramente un rendimiento deficiente detectado por el análisis de las vibraciones. La altas concentraciones de cargas producidas por la perforación

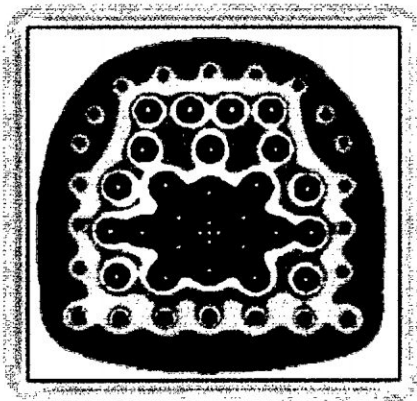
inadecuada, explica y justifica el que varios tiros del arranque y del resto del disparo trabajen deficientemente.

Este análisis demuestra claramente lo importante que es perforar cada disparo con el máximo cuidado y atención, para que el diseño se realice y funcione correctamente.

Si algunas perforaciones se acercan en demasía, puede ocurrir una interacción negativa entre algunas de las cargas explosivas, significando el no funcionamiento o la detonación deficiente de ellas. Las consecuencias de tal efecto tienen gran influencia en el rendimiento general del diseño, (avance, granulometría, daño, etc.). La técnica de evaluación de distribución de energía, también nos permite evaluar varias opciones distintas de diseño, con respecto a la perforación y la carga explosiva contenida en cada tiro, analizándose las posibles diferencias en eficiencia según la distribución de energía que resulta de cada alternativa.

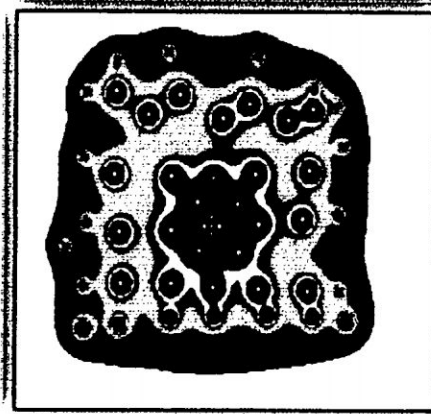
(Figura 14)

CASO NOMINAL



(Figura 15)

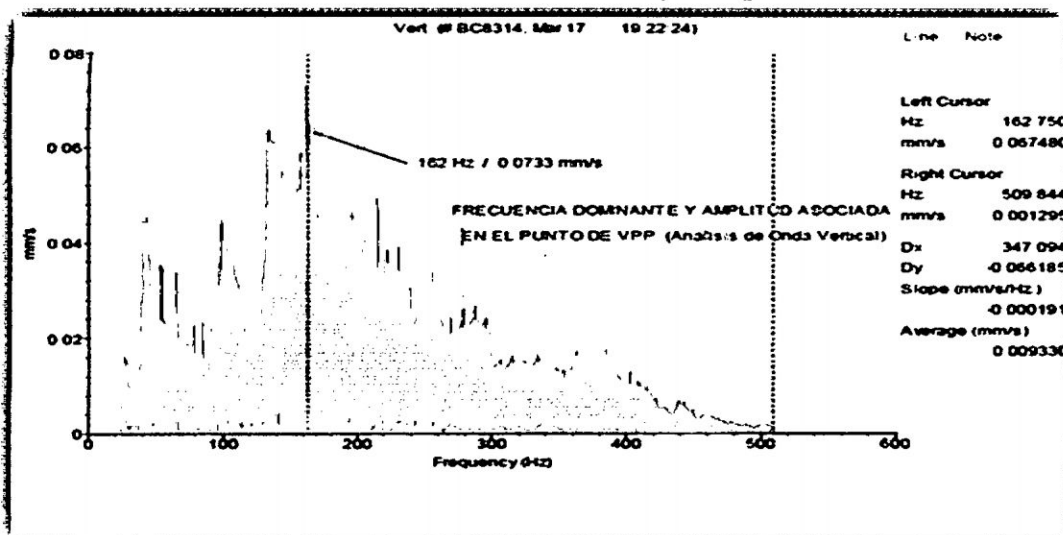
CASO REAL



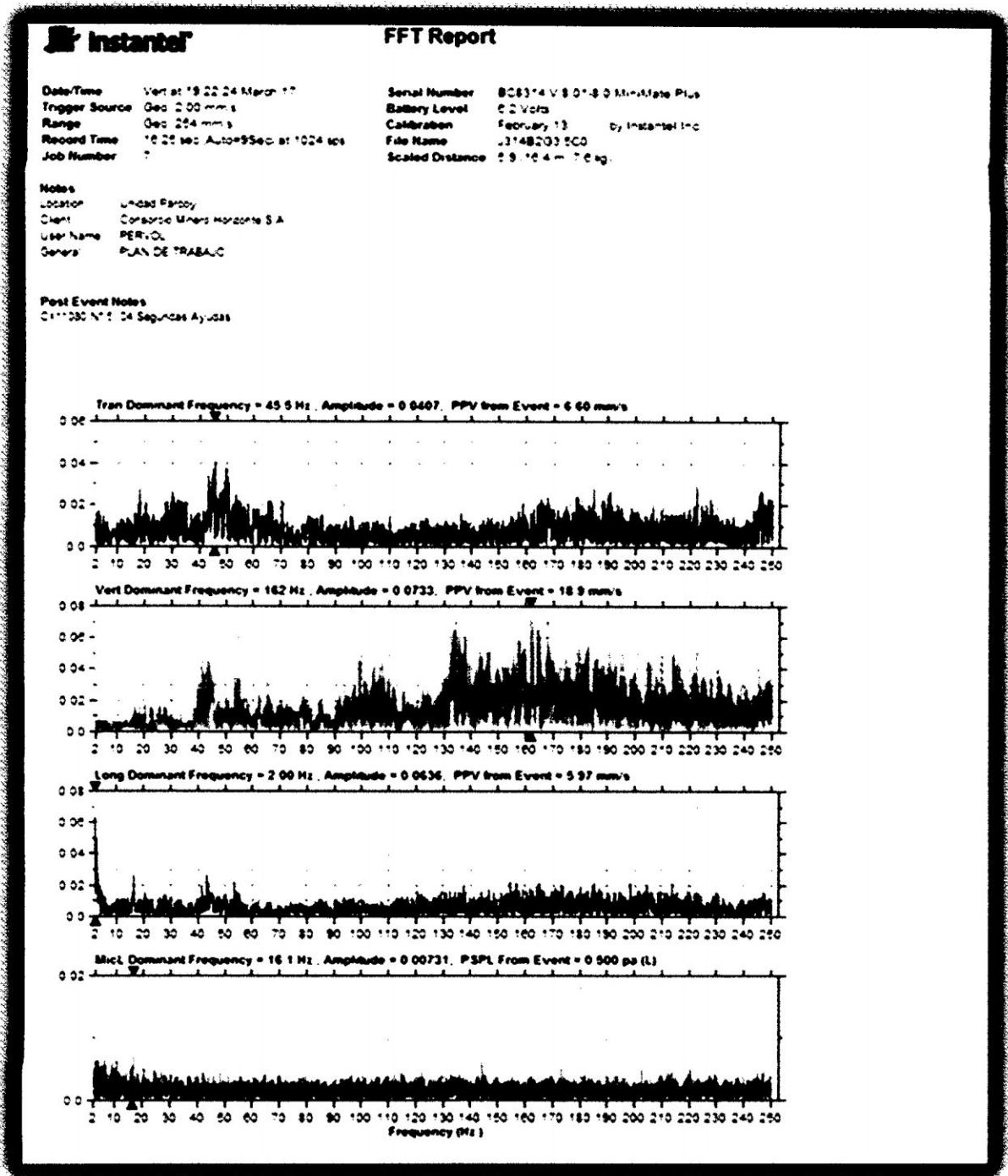
6.5 ANÁLISIS DE FRECUENCIA

Producto de la voladura se genera dominio de frecuencias en las direcciones de propagación, longitudinal, transversal y vertical que son captadas por el sismógrafo el cual se considera aquel dominio cuya propagación se encuentre en sentido de la salida del disparo. Como síntesis a mayores frecuencias las aceleraciones tienen también valores altos así como las velocidades, sucediendo en caso análogo con las frecuencias bajas, obteniendo mayores desplazamientos debido al mayor transporte de energía.

(Figura 16)



(Figura 17)



En las figuras 16 y 17 anteriores se observa el análisis de Fourier (FFT), en el primero indica la frecuencia dominante en el cuadrante Vertical con la amplitud asociada y en el segundo la velocidad pico en la que fue Frecuencia dominante en el dominio Vertical determinada la

frecuencia dominante. Esta puede ser analizada en cualquiera de los cuadrantes según propósitos del análisis

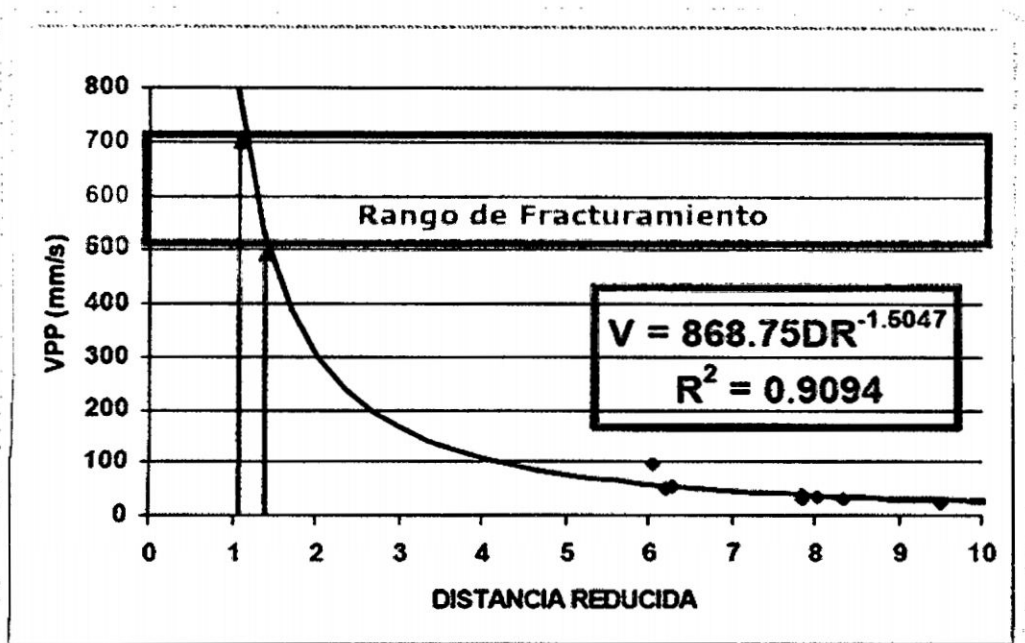
6.6 ATENUACIÓN DE VIBRACIÓN DE PARTÍCULA (LEY DE ATENUACIÓN)

Luego del análisis realizado a los sismogramas se hizo una correlación potencial de la data entre las velocidades pico (VPP) y distancia reducida (DR) que da como resultado la una curva potencial (figura 18) que representa aproximadamente el comportamiento de las vibraciones de partícula.

Cabe resaltar que hubo datos que se eliminaron por la mala ubicación de los puntos en los que se tomo por lo que sus valores no presentaban relación con alguna con las características de peso de carga, distancia del frente disparado y calidad de terreno.

En la tabla 8 se adjunta el resumen de la data obtenida.

Figura 18: Ecuación del modelo Logrado RP 690 (-)



RESUMEN DATA VIBROGRAFICA RP 690(-)

Nº disp	VPP (mm/s)	Q (Kg)	d (m)	DR (m)
1	13,2	12,2	42	18,26
2	9,1	12,2	42	18,26
3	14,6	12,2	32,1	13,96
4	15,6	12,2	24,5	10,65
5	16,6	4,2	22	13,64
6	12,7	11,6	43	19,01
7	18,4	4,2	34	21,08
8	37,7	11,6	56	24,76
9	51,8	9,2	13	6,21
10	30,9	9,2	16,4	7,83
11	13,0	6,48	19,7	10,57
12	9,0	6,48	25	13,42
13	6,4	6,5	51,7	27,72
14	15,1	6,5	44,9	24,07
15	39,2	11,3	17,6	7,85
16	35,8	11,3	18	8,03
17	8,5	5,7	29,3	16,41
18	20,0	5,7	24,5	13,72
19	6,4	8,1	32,4	16,14
20	11,0	8,1	41,7	20,78
21	54,8	12,1	14,4	6,28
22	22,2	11	21,1	9,50
23	31,2	7,6	16,4	8,35
24	9,4	7,6	24,1	12,27
25	39,9	11,1	22	9,87
26	98,6	11,1	13,5	6,06
27	26,8	9,4	23,5	11,14
28	30,9	9,4	21,7	10,29

La correlación da como resultado la siguiente expresión

$$V = K \times DR^{\alpha}$$

$$V = 868.75 \times DR^{-1.5047} \quad (\text{Ec. 18})$$

Donde

$$K = 868.75$$

$$\alpha = -1.5047$$

En la figura 18 se establece el rango de fracturamiento establecido por la velocidad crítica del macizo rocoso (limitado por el rectángulo azul). La ecuación potencial precedente (ecuación 18) da como resultado un factor de Amplitud (K) de 868.75 con un factor de Atenuación (a) de -1.5047, para una Granodiorita de roca mala.

Si

$$DR = \frac{d}{\sqrt[3]{Q}} \quad (\text{Ec. 11})$$

Reemplazando la ecuación 11 en 18 (Ley de Atenuación) se tiene.

$$V = 868.75d^{-1.5047}Q^{0.5} \quad (\text{Ec. 19})$$

Que a semejanza del Modelo Holmberg & Persson de regresión múltiple el que se tendría.

$$V = K \times d^\beta \times Q^\alpha$$

Donde:

$$K = 868.75$$

$$\beta = -1.5047$$

$$\alpha = 0.5$$

6.7 NORMATIVAS PARA EL CONTROL DE VIBRACIONES

En la mayoría de países desarrollados se ha diseñado normas aplicadas a su realidad (Tipos de Estructuras), las cuales les brinda la posibilidad a las unidades mineras ubicadas en esos países, de tener pautas para saber si sus voladuras realizadas en sus áreas pueden generar daño a las estructuras cercanas. De esta forma estos estados pueden regular las vibraciones generadas proponiendo criterios de limitación a las minas.

En estos países, los límites generados equivalen a patrones de orden ambiental, los cuales son respetados por las empresas mineras. Los países que no han generado estos límites permisibles para los tipos de estructuras ubicadas en su terreno, mayormente utilizan las normas realizadas por estos países, lo cual debemos anotar pueden no aplicarse adecuadamente para los diferentes tipos de estructuras que se tienen. Por lo que se recomienda que cada país genere sus propias leyes con respecto a estos temas para evitar los problemas existentes entre las diferentes realidades que hay entre las estructuras de los países

desarrollados vs las estructuras de los países en vías de desarrollo. A continuación describiremos las diferentes normativas de vibraciones existentes en el mundo. Describiendo después la utilizada por el estado peruana en su Guía Ambiental para la Perforación y Voladura en Operaciones Mineras, realizada por el Sub Sector de Minera por la Dirección General de Asuntos Ambientales, en el año 1995.

6.7.1. Aspectos básicos

Las vibraciones causadas por el ser humano pueden causar daños desde estructurales a cosméticos en las edificaciones; en la mayoría de los casos tales vibraciones son generadas por voladuras, maquinaria de construcción y tráfico vehicular o férreo. Estas vibraciones inducen esfuerzos dinámicos en edificaciones, generando deformaciones temporales en todos los elementos constitutivos de la edificación. Sumados a los esfuerzos estáticos preexistentes, estas deformaciones dinámicas pueden causar daños en la edificación. La relación entre velocidad de vibración – velocidad de partícula o resultante– y esfuerzos, en el caso idealizado de una onda plana en un medio elástico infinito, está dada por

$$\sigma = \varepsilon E, \varepsilon = \dot{u}/c, \sigma = \dot{u}E/c,$$

Siendo el esfuerzo, σ la deformación, E el modulo de elasticidad, u la velocidad de partícula y c la velocidad de propagación de la onda sísmica (Persson et al., 1994). En consecuencia, para un substrato geológico y un tipo de edificación determinado (velocidad de propagación y modulo de elasticidad constante), la velocidad de vibración de partícula es la variable decisiva, es decir es la que determina los esfuerzos, los que pueden ser los causantes de daños. Por esta razón, todas las normas y recomendaciones relativas al potencial de daños por estremecimientos generados por

vibraciones de causa humana utilizan la velocidad de vibración como variable básica. Por otro lado, la magnitud de las deformaciones que un nivel de vibración dado genera en una estructura también depende del comportamiento dinámico de esta, y en particular de sus frecuencias de resonancia o respuesta (las de la estructura en conjunto y las de los elementos individuales). Por esto, la frecuencia (el inverso del período) de la vibración incidente es la segunda variable básica en la evaluación del potencial de daños. Sin embargo, la probabilidad de daños por vibraciones depende de muchos otros factores, tales como:

- La duración de las vibraciones,
- La cantidad de solicitaciones a las que es sometida la estructura,
- La resistencia de los materiales que constituyen la estructura,
- La calidad de la construcción - los esfuerzos estáticos preexistentes (incrementados por ejemplo por asentamientos del suelo)
- El nivel de mantenimiento y conservación de la estructura.

Hoy en día el control de los efectos adversos de vibraciones causadas en la Ingeniería Civil y Minería, se logra mediante el acatamiento de los niveles sugeridos en las normas específicas, así como mediante el diseño y manejo apropiado de los respectivos equipos y procesos causantes de las vibraciones. Por ejemplo los niveles de vibración causados por voladuras se pueden reducir mediante la limitación de las cargas o secuenciando las voladuras de tal forma que la energía transmitida al suelo sea distribuida en el tiempo, lo cual disminuye las velocidades máximas de vibración. Hoy en día hay técnicas aun más sofisticadas, que mediante una secuenciación muy controlada (y previamente diseñada) logran fenómenos de interferencia destructiva y directividad en el campo de ondas generado por la voladura. Los valores máximos de velocidades de partícula permitidos o recomendados varían de una

norma a otra. Quizás el valor indicativo que más se ha implantado es el de 2 pulg/s (50.8 mm/s), que se fundamenta en voluminosas observaciones de Langefors y Kihlstrom (Bollinger, 1980; Persson et al., 1994), quienes en 1963 establecieron, para diversos tipos de suelos, valores de la velocidad de partícula pico y sus efectos asociados. Por otro lado, es importante evaluar las vibraciones en 3 direcciones ortogonales (como algunas normas lo exigen), con el fin de observar asimetría de radiación en las voladuras, propiedades de los diferentes tipos de onda generadas, así como observar particularidades de la transmisión de ondas elásticas en el suelo.

6.7.2. Normativas internacionales

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

- Alemania: DIN 4150
- Francia: GFEE

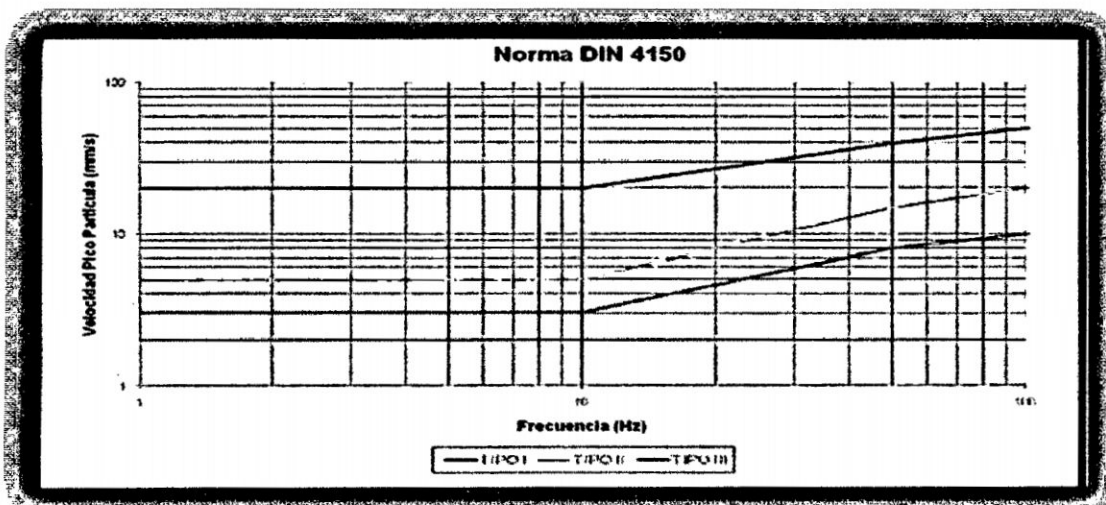
- Gran Bretaña: BS 7385
- Suecia: SS460 48 66
- Portugal NP-2074
- Internacional: ISO 2631
- Estados Unidos: USBM RI 8507
- Borrador de Norma Europea

6.7.2.1. Normativa Alemana DIN 4150

La normativa alemana DIN 4150 en su tercera parte trata los efectos en edificios y sus elementos estructurales de vibraciones de carácter internas o externas. Para la valoración mediante este criterio, las velocidades, las frecuencias o las tensiones debidas a las cargas dinámicas si es necesario, se comparan con los valores del criterio. Partiendo de los tiempos de actuación de las vibraciones aparecen tres criterios de aceptación:

- Vibraciones estructurales de corta duración (transitorias).
- Vibraciones estructurales permanentes.
- Vibraciones permanentes particulares de los forjados.

FIGURA 1 NORMA ALEMANA DIN 4150



Fuente. Grafico realizado en archivo Excel – Asistencia Técnica Orica Para el caso de estudio de los forjados, la norma alemana establece como valor límite, para no producirse reducción del servicio o uso de los edificios sometidos a vibraciones de corta duración, una velocidad no superior a los 20 mm/s. En los edificios encuadrados en la “Tipo 3” será necesario prever valores inferiores para evitar los daños.

FIGURA 2 NORMATIVA SUECA SN 640312 (1978)

structural category	source M		source S	
	f [Hz]	v _{max} [mm/s]	f [Hz]	v _{max} [mm/s]
I	10 ÷ 30	12	10 ÷ 60	30
	30 ÷ 60	12 ÷ 18*	60 ÷ 90	30 ÷ 40**
II	10 ÷ 30	8	10 ÷ 60	18
	30 ÷ 60	8 ÷ 12*	60 ÷ 90	18 ÷ 25**
III	10 ÷ 30	5	10 ÷ 60	12
	30 ÷ 60	5 ÷ 8*	60 ÷ 90	12 ÷ 18**
IV	10 ÷ 30	3	10 ÷ 60	8
	30 ÷ 60	3 ÷ 5*	60 ÷ 90	8 ÷ 12**

source M: machinery, traffic, construction works – (*) the lower value applies to 30 Hz, the upper to 60 Hz, with interpolation in between.
source S: blasting operations – (**) the lower value applies to 60 Hz, the upper to 90 Hz, with interpolation in between.

6.7.2.2. Normativa sueca SS 460 48 66 1991

La norma sueca tampoco considera las molestias causadas a humanos, ni el riesgo de equipos sensibles a vibración, pues solo contempla el efecto de las vibraciones producidas por voladuras sobre las edificaciones. Esta norma está sustentada en cientos o miles de observaciones en el lecho rocoso escandinavo, donde se han podido estimar con buena certeza niveles de daño en las estructuras. Esto ha hecho que la norma tenga en cuenta varios tipos de estructuras geológicas, que otras normas no han tenido en cuenta; sin embargo, el no incluir información de frecuencias y de otras componentes diferentes a la vertical hace que sea desactualizada respecto a los estándares actuales.

FIGURA 3. NORMATIVA SUECA SS 460 48 66 1991

Norma Sueca SS 460 48 66 del año 1991

PPV = $V_0 \times F_b \times F_m \times F_d \times F_t$

V_0 Velocidad peak de partícula para la componente vertical sin corregir
 F_b Factor descriptor del tipo de Edificio según tipo de Construcción
 F_m Factor que considera el material de la construcción
 F_d Factor que da cuenta de cambio de frecuencia de la vibración con la distancia
 F_t Factor del tiempo de duración de la actividad de tronadura

TIPO DE TERRENO, Velocidad de partícula vertical sin corregir, V_0

Rocas blandas, Granas, arenas	18
Rocas Médias	35
Rocas duras, Granitos, cuarza	70

Puede también ser calculado como: $V_0 = V_2$ (m/s) / 65

TIPO DE CONSTRUCCIÓN, Factor F_b

Construcc pesadas tipo puertas, portuarios	1.7
Edificios industriales y de oficinas	1.2
Edificios de viviendas estándar	1
Edificios especialmente sensibles, iglesias, museos	0.65
Edificios históricos en mal estado y ruinas	0.5

TIPO DE MATERIAL DE CONSTRUCCIÓN, Factor F_m

Hormigón armado, acero o madera	1.2
Hormigón en masa, ladrillos o cemento	1
Hormigón poroso prefabricado	0.75
Tabiques prefabricados	0.65

FACTOR DE DISTANCIA, Factor F_d

	Si $1 < d < 10$	$F_d = 1.91 \times d^A$	-0.28
Arcoña	Si $10 < d < 350$	$F_d = 1.56 \times d^A$	-0.19
Marmes	Si $10 < d < 350$	$F_d = 1.91 \times d^A$	-0.29
Roca	Si $10 < d < 350$	$F_d = 2.57 \times d^A$	-0.42

TIPO DE ACTIVIDAD, Factor F_t

Trabaje de construcción	1
Trabaje estacionarios, tipo minería	0.75 - 1.3

Fuente. Informe Tecnico de Orica (2008)

6.7.2.3. Directriz Alemana KDT 046/72 (1972)

La directriz presentada por la Cámara Tecnológica de la antigua República Democrática Alemana, también diferencia cuatro tipos de edificaciones o construcciones para los que proporciona unos valores límite para sus velocidades pico en caso de oscilaciones, tal como se puede ver en la tabla inferior

La norma de Suiza fue elaborada para ser aplicada a las vibraciones causadas por: voladuras, maquinaria y trafico y que pueden causar daño cosmético en la edificación. Al igual la mayoría de las normas de control de vibraciones, no tiene en cuenta: la percepción humana, los daños en equipos delicados, y los efectos en suelos blandos de las vibraciones causadas por las fuentes antes mencionadas.

Esta norma contempla frecuencias desde los 8 hasta los 150 Hz, y establece que por fuera de este rango deben ser estudiadas con base en otras normas y consideraciones. La inclusión del número de solicitaciones –cantidad de vibraciones en la señal y su correspondiente diferencia en los valores indicativos máximos de velocidad, es la responsable de que esta norma sea realmente aplicable a una amplia gama de vibraciones, y que por lo tanto sea versátil

Según la norma, las mediciones deben realizarse con geofonos, es decir sensores cinemáticas que midan velocidad y que deben tener una respuesta lineal entre 5 y 150 Hz. Prácticamente todos los sismómetros de ingeniería (sensores activos) cumplen con este objetivo. Adicionalmente la norma espera que los sensores sean rutinariamente calibrados con el fin de obtener valores de vibraciones correctos. El sitio definido por esta norma para instalar los sensores es dentro de la estructura estudiada en los pisos superiores, ya que se espera que bajo esa condición la velocidad de partícula sea superior a la que se registra en la base de la estructura.

Clases de susceptibilidad	Frecuencia de solicitaciones	Valores max. del vector de velocidad resultante (mm/s)		
		Frecuencia dominante		
		<30 Hz	30 - 60 Hz	>60 Hz
1) muy poco susceptible	Ocasional	Valores indicativos: hasta el triple de los valores correspondientes de la clase de susceptibilidad 3)		
	Frecuente			
	Permanente			
2) poco susceptible	Ocasional	Valores indicativos: hasta el doble de los valores correspondientes de la clase de susceptibilidad 3)		
	Frecuente			
	Permanente			
3) susceptibilidad normal	Ocasional	15	20	30
	Recurrente	6	8	12
	Permanente	3	4	6
4) particularmente susceptible	Ocasional Frecuente	Valores indicativos: entre los valores indicativos de la clase 3) y la mitad de éstos		

Fuente. Manual de Tronadura Enaex (2002)

6.7.2.4. United States Bureau of Mines (USBM)

El USBM es una organización líder en el campo de la investigación de los efectos de una voladura, analizando desde hace varias décadas la generación de vibraciones, su propagación y el impacto que tienen en las diferentes estructuras que existen. Una de las primeras investigaciones relacionadas a las vibraciones producto de voladuras consistió en hacer detonar cierta cantidad de explosivo en un desmonte de rocas, para posteriormente, medir los daños causados en las estructuras cercanas. Este fue el inicio de un programa de investigaciones por el USBM en 1930. El primer trabajo que realizó este equipo fue el de desarrollar un tipo de sismógrafo que se pudiera adaptar a la tarea de captar vibraciones producidas durante las operaciones normales de explotación de minas. Luego de estudiar los aparatos utilizados en la captación de vibraciones originadas por movimientos telúricos, y a varios proyectos, se fabricaron algunos modelos, los cuales fueron los precursores de los modernos sismógrafos de ingeniería.

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

TABLA 08. NORMATIVA UNITED STATES BUREAU OF MINES (USBM)

Tipo de estructura	Baja Frecuencia	Alta Frecuencia
Casas modernas con paredes revestidas de material diferente del revoque común (yeso, etc.)	19 mm/s	50 mm/s
Casas antiguas, con paredes revocadas	12.5 mm/s	50 mm/s

Baja frecuencia: < 40 Hz, todo pico espectral que se produzca por debajo de 40 Hz y dentro de una faja de 6 dB (o sea, 5% de la amplitud verificada a la frecuencia predominante) justifica el empleo del criterio de baja frecuencia

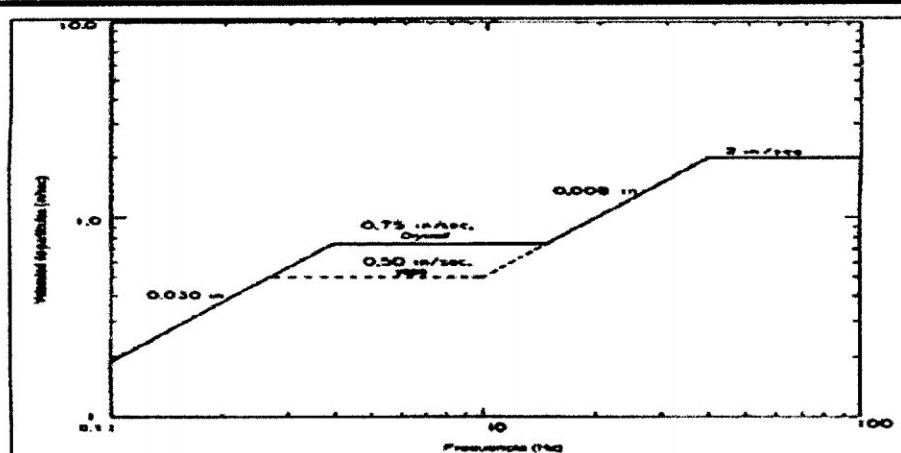
Alta frecuencia: > 40 Hz

Fuente: Informe Tecnico de Orica Mining Services (2009)

Fuente: Informe Tecnico de Orica Mining Services (2009)

Debido a que el daño en las estructuras se encuentra directamente relacionado a las velocidades de la partícula y al nivel de la frecuencia, el USBM creó un gráfico donde se combinan ambos parámetros, para así, establecer los límites donde es posible que ocurra una falla.

FIGURA 23. NORMATIVA UNITED STATES BUREAU OF MINES (USBM)



Fuente: Informe Tecnico de Orica Mining Services (2009)

6.7.2.5. Office of Surface Mining (OSM) Por último, la Oficina de Minería de Superficie (OSM), cuando preparaba sus normas, modificó los criterios propuestos por la USBM basados en contrapropuestas que recibieron y que contenían estándares menos rigurosos, similares al criterio alternativo de voladuras de la USBM. Reconociendo una dependencia de la frecuencia para la vibración asociada con la distancia, la Oficina de Minería de Superficie presentó su norma de la siguiente manera:

TABLA 09. NORMATIVA OFFICE OF SURFACE MINING (OSM)

DISTANCIA AL AREA DE LA VOLADURA	VELOCIDAD MAXIMA DE PARTICULA (mm/s)	DISTANCIA REDUCIDA QUE SE ACONSEJA CUANDO NO SE DISPONE DE INSTRUMENTACION (m kg ⁻¹)
0 a 90 m	32	22.50
90 a 1500 m	25	24.50
> 1500 m	19	29.00

Fuente: Informe Tecnico de Orica Mining Services (2009)

Fuente: Informe Tecnico de Orica Mining Services (2009)

Esta tabla combina los efectos de la distancia y de la frecuencia, en distancias cortas, predomina la vibración con alta frecuencia. En distancias más grandes, la vibración de alta frecuencia se ha atenuado o disipado y predomina la vibración de baja frecuencia. Los edificios tienen características de respuesta de baja frecuencia, entrarán en resonancia y pueden resultar con daños. Por lo tanto, para distancias grandes se ordena una velocidad pico de partícula más baja, 19 mm/s. y una distancia escalada mayor $D_s = 29.5$. En las distancias más cortas se permite una velocidad pico de partícula más alta, 31.8 mm/s. y una distancia escalada menor, $D_s = 22.7$

6.7.3. Normativas peruanas de vibraciones

6.7.3.1. Guía Ambiental para Perforación y Voladura en Operaciones Mineras.- Sub Sector de Minería – Dirección General de Asuntos Ambientales – Setiembre 1995

Los límites de vibración son importantes; el nivel por encima del cual es probable la ocurrencia de daños y que se quejen los residentes vecinos. No hay un nivel preciso en el cual empiecen a ocurrir daños. El nivel de daños depende del tipo, condición y edad de la estructura, el tipo del terreno sobre el cual se ha construido la estructura y la frecuencia de la vibración en hertz. En general, todos los edificios públicos y privados, viviendas y otras instalaciones (por ejemplo torres de agua, tuberías y otros servicios públicos, túneles, minas subterráneas, represas, pozas, etc.) deberán protegerse de daños inducidos por voladuras, que sean el resultado de vibraciones de tierra.

Velocidad Máxima Partícula Pico La vibración máxima de tierra no deberá exceder los siguientes límites en donde se encuentre cualquier vivienda, edificio público, colegio, iglesia, o edificios comunal o institucional fuera del área de coladura:

TABLA 10. NORMATIVA PERUANA DE VIBRACIONES

Distancia (D) desde el área de voladura en pies	Velocidad de partícula pico máxima permitida (v_{max}) para vibración de tierra en pulgadas/segundo ¹	Factor de distancia a escala por aplicación sin monitoreo sísmico ² D
0 a 300	1,25	50
301 a 5000	1,00	55
5001 a más	0,75	65

Fuente. Guía Ambiental para Perforación y Voladura- Setiembre 1995

**Fuente. Guía Ambiental para Perforación y Voladura- Setiembre
1995**

La vibración de tierra se medirá como velocidad de partícula. La velocidad de partícula deberá registrarse en tres direcciones recíprocamente perpendiculares. La velocidad de partícula pico máxima permitida se deberá aplicar a cada una de las tres mediciones. Aplicable a la ecuación de distancia a escala.

Ecuación de distancia a escala: Un operador podrá usar la ecuación de distancia a escala $W=(D/Ds)^2$, para determinar el peso de carga permitido de los explosivos por detonarse en cualquier período de 8 milésimas de segundo, sin monitoreo sísmico, donde: **W** = el peso máximo de explosivos, en libras; **D** = la distancia, en pies, desde el área de voladura hasta la estructura protegida más cercana; y **Ds** = el factor de distancia a escala

El desarrollo de un factor de distancia a escala modificado puede ser utilizado por el operador, si se justifica en base a registros sismográficos de las operaciones de voladura en el área de la mina. El factor de distancia a escala modificado deberá ser determinado de manera tal que la velocidad de partícula de la vibración de tierra pronosticada no exceda los valores establecidos en el cuadro anterior. **En general, las vibraciones de tierra de menos de 2 pulgadas por segundo (5,1cm/seg) rara vez ocasionan daños a la propiedad o a estructuras construidas. (51 mm/seg)**

CAPITULO VII

CRITERIO DE DAÑOS

El análisis anterior, nos sirve para introducir los criterios de daño, producidos por vibraciones debido a voladuras. La mayoría usa el criterio de Velocidad Pico Partícula Crítica, pero actualmente se está incorporando al proceso de cuantificar los posibles daños el concepto de la frecuencia.

La mayoría de criterios sobre frecuencia se refiere a edificaciones y entre los más importantes se tienen los siguientes:

7.1 VUOLIO AND JHONSSON, USBM Y DIN 4150

Considera para construcciones sólidas una VPP crítica de 50 mm/s para frecuencias superiores a 50 Hz. y que van decreciendo linealmente conforme se producen menores frecuencias.

7.2 EDWARD Y NORTHWOOD

Considera que la VPP crítica está relacionada a la V_p de la onda que se produce en un determinado terreno en el cual se asienta la edificación. Es decir, que en una edificación con un terreno que tiene por ejemplo de $2000 < V_p < 3000$ m/s, establece un valor de 35 mm/s como VPP crítica y de 75 mm/s para terrenos con $4500 < V_p < 5000$ m/s (tabla 9). La velocidad y frecuencia en macizos rocosos influyen en la respuesta que la estructura (edificación) tenga, así.

(Tabla 9)

Probabilidad de Daño	VPP crítica	Frecuencia
Mínimo	15 mm/s	< 40 Hz.
Mayor	110 mm/s	> 40 Hz.

Existe poca cuantificación para establecer los niveles de daño en los taludes. En la bibliografía adecuada podemos encontrar valores límites, por ejemplo en Canmet Pit Slope Manual, Hoek Y Bray, Holmberg Y Persson, Bauer Y Calder y otros (tabla 10, 11 y 12).

A continuación mencionaremos algunos de esos valores; y como se podrá, notar ciertos valores umbrales son probablemente imposibles de alcanzar, especialmente en tajos abiertos en donde se usan grandes diámetros de perforación. El nivel de vibración para un taladro de 311 mm. De diámetro será del orden de 1000 mm/s, a una distancia de aproximadamente 15 a 20m. Entonces el control de cada banco será extremadamente difícil de alcanzar excepto en masas rocosas muy competentes, así tenemos.

(Tabla 10).

HOEK Y BRAY	
FORMA DE DAÑO	VPP (mm/s)
Quiebre de roca	2500
Inicio de quiebra	650
Caída de roca en galerías no revestidas	300
Daño menor, agrietamiento de yeso o estuco	130

(Tabla 11).

ORIAD	
FORMA DE DAÑO	VPP (mm/s)
Caída ocasional de roca suelta	05 , 10
Caída de secciones de roca parcialmente suelta	130 , 380
Daño de rocas poco competentes	> 600
Daño significativo de rocas competentes	> 2500

(Tabla 12).

BAUER Y CALDER	
EFECTO SOBRE EL MACIZO ROCOSO	VPP (mm/s)
No hay peligro en roca sana	< 250
Puede aparecer descostramiento en lajas por rotura de tracción	250 , 650
Grandes roturas por tracción o algunas grietas radiales	650 , 2500
Agrietamiento total del macizo rocoso	> 2500

Son pocos los estudios que se tiene para analizar las vibraciones en un macizo rocoso. Uno de ellos es la ecuación de Langerfors, la cual relaciona el daño a construcciones, pero puede ser extendida como criterio en daños al macizo rocoso y otros medios usando la siguiente relación.

$$\varepsilon = \frac{V_{\text{crítico}}}{V_p} \quad (\text{Ec. 16})$$

Donde:

ε : Deformación inducida (mm/m).

Con esta relación, y usando los últimos avances de geofísica establecen un valor de $\varepsilon > 0.1$ mm/m como valor en el cual ocurre daño a la matriz rocosa, por lo tanto al conocer la velocidad de Propagación (V_p), podríamos establecer una velocidad crítica límite, que se asocia a un cierto nivel potencial de daño que se puede determinar.

Sin embargo el tema de análisis para nuestro caso es la voladura en el cual se puede registrar en los hastiales luego de un disparo diseños de voladura que no considera el análisis de vibración, deformaciones que van en un rango de 0.1 a 2 mm/m así se tiene para nuestro caso tomando el límite inferior.

$$\varepsilon = \frac{559.64}{3306.18}$$

$$\varepsilon = 0.169 \text{ mm/m}$$

Con estos valores podemos establecer usando los modelos empíricos, por ejemplo de Devine, la cantidad de kilos máximos de explosivos por retardo a fin de no sobrepasar la VPP crítica.

7.3 ÍNDICE DE DAÑO POR VOLADURA (BDI)

Se estableció el BDI (Blasting Damage Index) como índice de criterio de daño para la evaluación de los resultados de la voladura en la RP92442S (Ec. 20), por considerar en su cálculo parámetros como velocidades límites y esfuerzos de tensión inducidos por voladura dada por la siguiente expresión.

$$BDI = \frac{V_{crític} \times \rho \times V_p}{K_v \times \sigma_t} \quad (\text{Ec. 20})$$

Donde:

σ_t : Esfuerzo de tracción inducido (MPa).

ρ : Gravedad específica de la roca (2.6Tn/m³).

V_{crit} : Velocidad Crítica de la roca (mm/s).

V_p : Velocidad de Propagación de onda (m/s).

K_v : Factor de Volabilidad.

El cuadro abajo muestra el rango de valores que indica el índice y va asociado el comentario que indica la intensidad del daño ocasionado.

Conociendo el esfuerzo de tracción inducida (σ_t) y el factor de volabilidad (K_v) determinaríamos el BDI asociado a la velocidad crítica establecida para este macizo que nos indica el daño potencial al llegar a estos niveles de vibración que no son aceptables y que una vez sobrepasados el daño sería considerable o mayor.

7.3.1 Esfuerzo De Tracción Inducido (σ_t)

Este dado por la siguiente expresión, que en resumen representa la décima parte del esfuerzo a la compresión de la roca intacta

(Ec. 21).

$$\sigma_t = \epsilon \chi \bar{E}_i \quad (\text{Ec. 21})$$

Entonces

$$\sigma_t = 0.169 \times 22.64$$

$$\sigma_t = 3.82 \text{ GPa}$$

7.3.2 Índice De Calidad De Roca Corregido (RQDE)

El RQDE es uno de los parámetros importantes que propone Deere definido como el producto entre es el índice de calidad RQD (Rock Quality Designation) y el coeficiente de alteración JSF (tabla 13), que tiene en cuenta La resistencia de las discontinuidades en función de la abertura de éstas y el tipo de relleno que lo constituye.

$$\text{RQD} = 55.6\%$$

(Tabla 13)

RQD %	CALIDAD DE LA ROCA	RESISTENCIA DE DISCONTINUIDADES	FACTOR DE CORRECCION (JSF)	RQDE %
0 - 25	Muy mala	Mala	0.6	7.5
25 - 50	Mala	Muy baja	0.7	26.2
50 - 75	Media	Baja	0.8	50
75 - 90	Buena	Media	0.9	74.2
90 - 100	Excelente	Alta	1	95

Luego de la tabla anterior se tiene.

$$\text{RQDE} = 0.8 \times 55.6\%$$

$$\text{RQDE} = 44.48\%$$

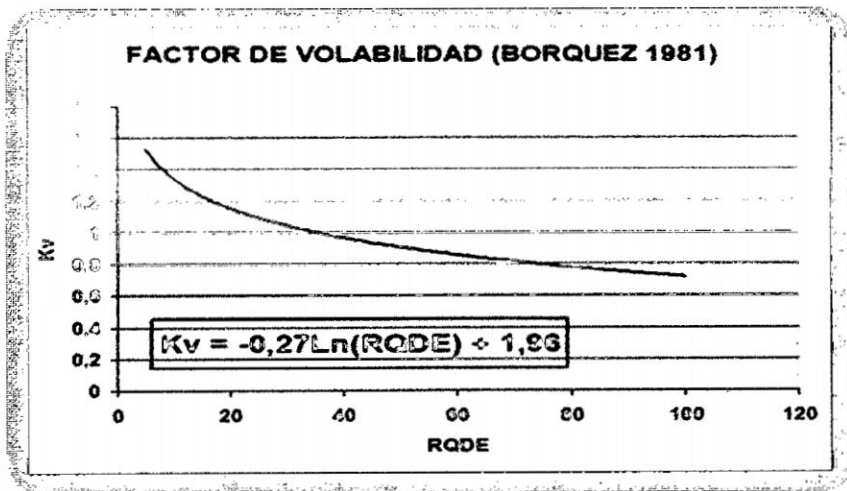
7.3.3 Factor de Volabilidad (Kv)

Establecido por Borquez (1981) para determinar el burden (figura 19) el cual indica el grado de facilidad que tiene la roca a ser volado determinado empíricamente en función del RQDE

(Ecuación 22)

$$K_v = 1.97 - 0.26 \ln(RQDE) \tag{Ec. 22}$$

(Figura 19)



De la correlación se tiene.

$$K_v = 1.97 - 0.26 \ln(44.48)$$

$$K_v = 0.98$$

Reemplazando en la ecuación 20 (BDI) se obtiene.

$$BDI = \frac{V_{crítico} \times \rho \times V_p}{K_v \times \sigma_t}$$

$$BDI = 1.3$$

Según el cuadro de criterio de Daño por Voladura (Tabla 14) debajo de se tiene.

(Tabla14)

CRITERIOS DE DAÑOS POR VOLADURA INDICE DE DAÑOS POR VOLADURA BDI (Blasting Damage Index)		
BDI	TIPO DE DAÑO	SIGNIFICADO
< = 0,125	No hay daño	Máximo daño para trabajos permanentes
0,25	Daños no considerables	Máximo tolerable para trabajos generales
0,5	Menores efectos por excavaciones	Máx. valor tolerable. para trabajos intermedios
0,75	daños moderados y discontinuos	Máximo tolerable para trabajos temporales
1	Mayor sobre excavación	Rehabilitación intensiva
1,5	sobre excavación	Rehabilitación difícil o imposible
> = 2	Excesiva sobre excavación	Abandono de la labor

Se tiene $1 < 1.3 < 1.5$ el cual indica una sobre excavación que requiera una rehabilitación intensiva.

En terreno se puede observar que el tipo de sostenimiento recomendado por el área de Geomecánica es el de Shotcrete de 3" a 4" con perno helicoidal de 8 pies y malla electro soldada y hasta en algunos tramos cimbra metálica tipo "H" de 6 Pulg. (Zonas con presencia bastante flujo de agua).

Determinada la ley de atenuación para el análisis de regresión múltiple con tres variables; velocidades de vibración de partícula (V), distancia real (d) y carga operante (Q) de la siguiente expresión hallada (ecuación 23).

$$V = 868.75d^{-1.5047}Q^{0.5} \quad (\text{Ec. 23}).$$

Donde se considero distancias desde el centro de gravedad del disparo (Arranque), al hastial manteniendo la carga operante constante a 10.8 Kg (como dato asumido) promedio empleado en los disparos experimentales y calcular las velocidades de vibración para asociarlos a un BDI y determinar distancias afectadas por la voladura a partir del límite del contorno de la sección programada. (Tabla 15).

De este modo establecer la zona circundante al contorno de la sección afectada por la voladura.

(Tabla15)

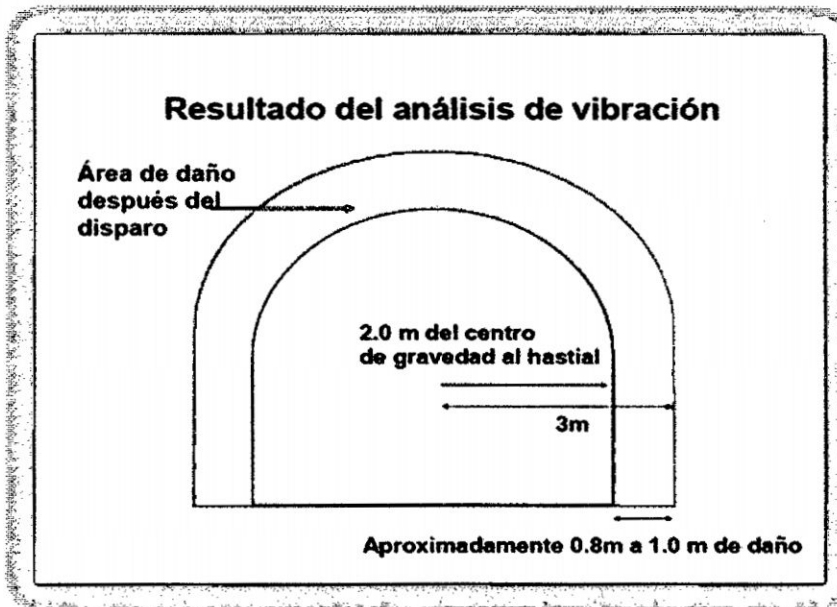
Q (Kg)	d (m)	DR (m)	V (mm/s)	BDI	COMENTARIOS
10.8	2.1	0.95	937.27	1.86	Rehabilitación difícil o imposible
10.8	2.2	1	873.9	1.73	Rehabilitación difícil o imposible
10.8	2.3	1.04	817.36	1.62	Rehabilitación difícil o imposible
10.8	2.4	1.09	766.66	1.52	Rehabilitación difícil o imposible
10.8	2.5	1.13	720.99	1.43	Rehabilitación intensiva
10.8	2.8	1.27	607.95	1.21	Rehabilitación intensiva
10.8	3	1.36	548	1.09	Rehabilitación intensiva
10.8	3.2	1.45	497.29	0.99	Máx. tolerable para trab. temporales
10.8	3.4	1.54	453.93	0.9	Máx. tolerable para trab. temporales
10.8	3.5	1.58	434.56	0.86	Máx. tolerable para trab. temporales

Del cuadro anterior se resume que a 3 m del centro de gravedad del disparo y a 1 m del contorno de la labor los efectos de la voladura (figura 20) serian considerables siendo la sección programada de 4.0 m x 4.25 m manteniendo una carga operante de 10.8 Kg.

Nótese que los valores de velocidad obtenidos son menores o igual a la velocidad critica de vibración de partícula (559.64 mm/s).

Por lo expuesto considerar el peso de las cargas operantes que disminuyan los valores de vibración de partícula y por consiguiente el efecto que tienen estas al contorno de la labor seria uno de los criterios principales para el rediseño y ajuste de la voladura, lo sucesivo seria reducir la cantidad de piezas de fanel a emplear de una misma serie por lo contrario pedir al proveedor amplié la serie de accesorios (faneles) que normalmente es abastecido a la unidad (del N° 1 al N° 16).

(Figura 20)



CAPITULO VIII

AJUSTE POR ANALISIS DE VIBRACION

8.1 CARGA OPERANTE MÁXIMO (Q_{MAX})

A partir de los valores empíricos determinados la carga operante máximo permisible se podría determinarse despejando de la ecuación 23, determinada por la curva potencial de Ley de Atenuación considerando como velocidad a la velocidad crítica de partícula y la distancia a partir del centro de gravedad del disparo (Arranque) hacia los contornos de programa de la labor de 2 m estimado radialmente de una manera nominal así se tiene.

$$V = 868.75d^{-1.5047}Q^{0.5} \quad (\text{Ec. 23})$$

Despejando se tiene.

$$Q_{MAX} = \left(\frac{V \times d^{1.5047}}{868.75} \right)^2 \quad (\text{Ec. 24})$$

$$Q_{MAX} = \left(\frac{559.64 \times 2^{1.5047}}{868.75} \right)^2$$

$$Q_{MAX} = 3.34 \text{ Kg}$$

Este valor y fue contrastado con la interpolación de valores de carga operante manteniendo la distancia de 2 m. (tabla 16).

(Tabla 16)

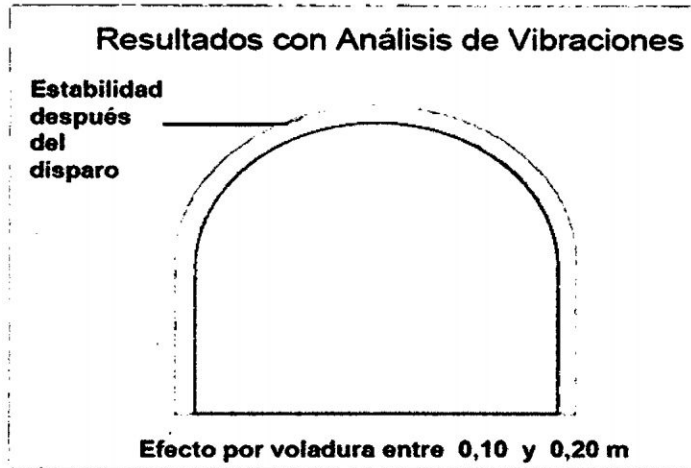
Q (Kg)	d (m)	DR (m)	VPP (mm/s)
3,1	2	1,37	539,68
3,2	2	1,36	548,34
3,3	2	1,34	556,86
3,4	2	1,33	565,25
3,5	2	1,32	573,52
3,6	2	1,31	581,67
3,7	2	1,29	589,71

Del cálculo en contraste del cuadro anterior la carga operante máximo a emplearse por disparo corresponde a 3.40 kg asociado a un nivel de vibración límite de 559.64 mm/s el cual conlleva al rediseño de la malla de perforación en cuanto a la secuencia y cantidad de explosivo por retardo.

Seguidamente se muestra el detalle de las cargas operantes empleadas por retardo en el que se nota que los números 1, 5,6 y 7 rojos indican la salida en periodos cortos (milisegundos) y el resto de la serie en periodos largos (medio segundos) con el objeto de ampliar el número de retardos y llegar a la carga operante máxima establecida por taladro, las laminas 6 y 7 muestran el rediseño de malla de perforación y Voladura.

Lamina 6: Malla De Perforación RP690 (-) Considerando Carga Operante Máxima

(Figura 21)



Esta ultima figura expresa de forma teórica el resultado proyectado según análisis anterior por lo que se hizo tres mediciones para contrastar la hipótesis

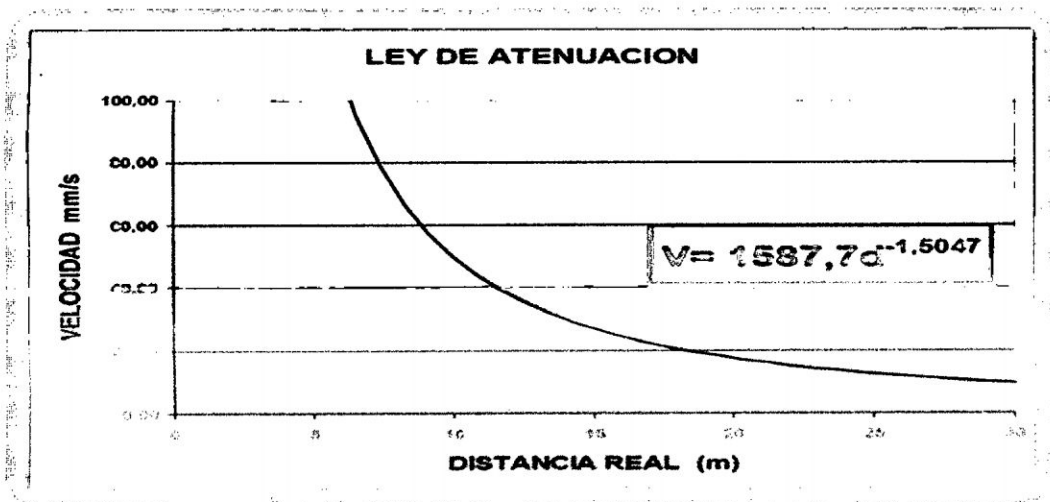
8.3 MEDICION SISMOGRAFICA POST ANALISIS DE VIBRACIONES

De la ecuación 23 manteniendo constante la carga operante determinada (3.34 Kg) se establece la siguiente relación (ecuación 25) en función de dos variables. La velocidad (V) y la distancia real (d).

$$V = 1587.69d^{-1.5047} \quad (\text{Ec. 25})$$

Donde resulta la correlación de la figura 22.

(Figura 22)



La figura 22 establece en particular los límites de vibración por ejemplo se tiene la lectura de las tres mediciones en donde los picos más altos entre las tres direcciones de Propagación de onda son en el cuadrante vertical según se muestra la tabla 17

Tabla 17

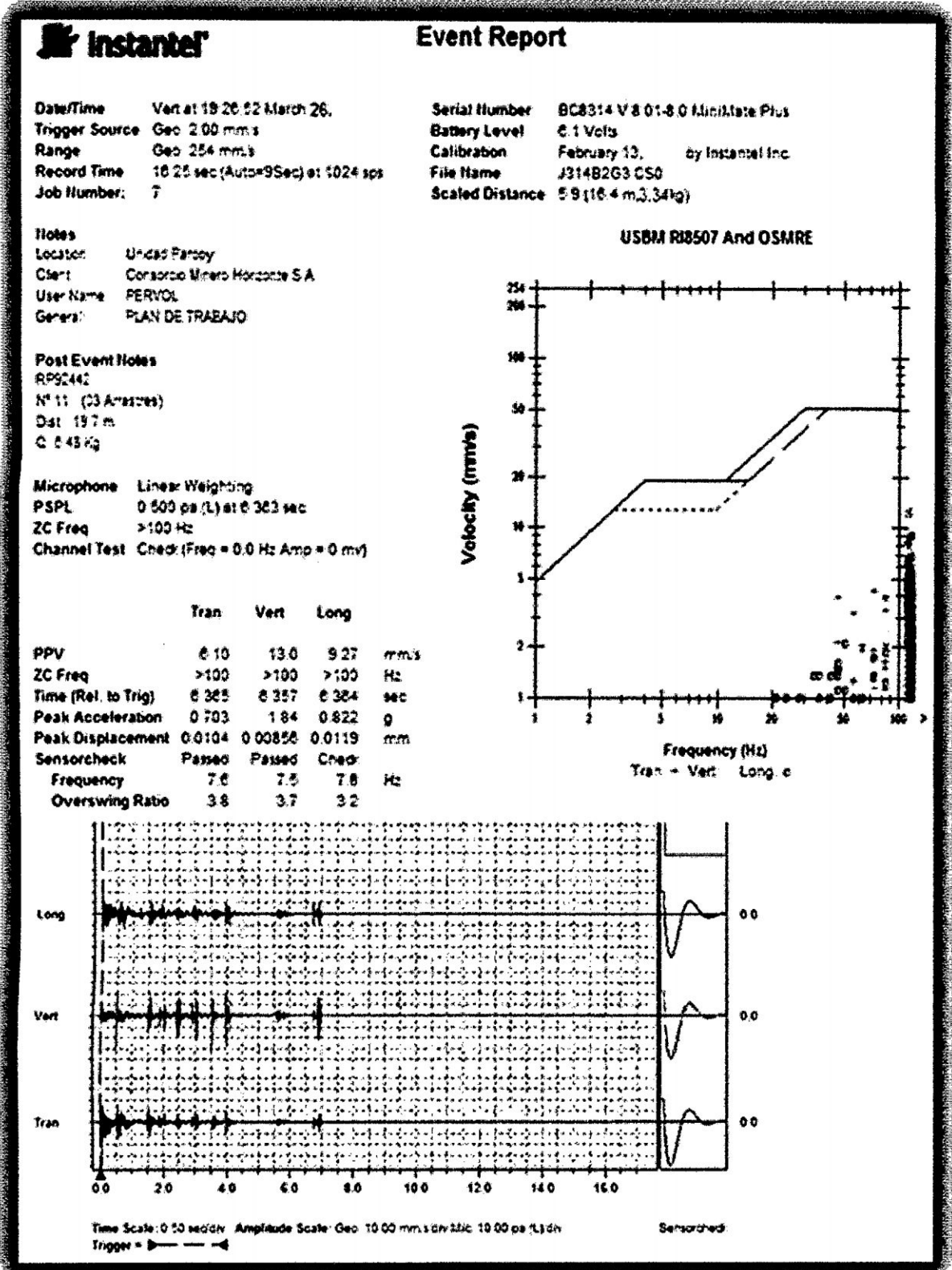
Nº de medición	VPP mm/s se obtuvo	d (m)	Cuadrante	VPP mm/s debió obtenerse
1	13.00	16.40	Vertical	23.59
2	6.35	34.20	Vertical	7.80
3	20.00	16.40	Vertical	23.59

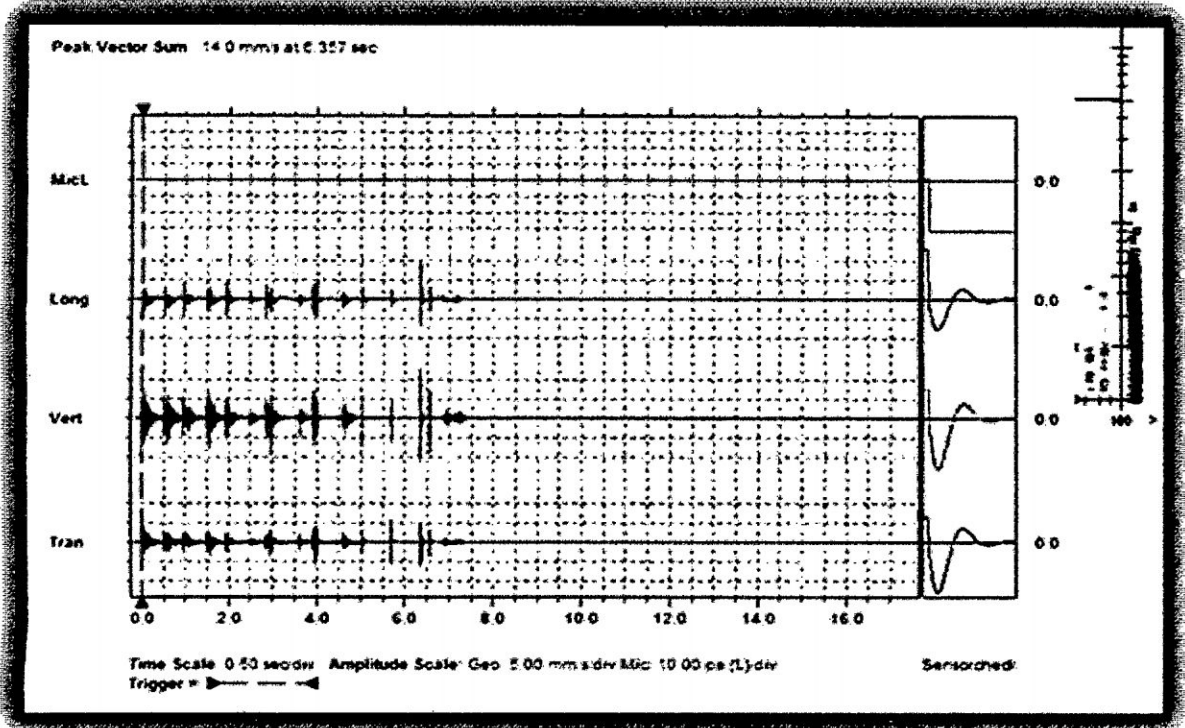
De la tabla anterior se resume.

- Primera lectura tomada a 16.40 m del frente dio como resultado 13.00 mm/s, con una diferencia de 10.59 mm/s menos de lo esperado en el punto de medición.
- Segunda lectura tomada a 34.20 m del frente dio como resultado 6.35 mm/s, con una diferencia de 1.45 mm/s menos de lo esperado en el punto de medición
- Tercera lectura tomada a 16.40 m del frente dio como resultado 20.00 mm/s, con una diferencia de 3.59 mm/s menos de lo esperado en el punto de medición Estos resultados indican que las VPP obtenidas en el campo son menores a lo esperado con la carga operante máxima sin embargo aunse tiene que realizar más mediciones para tener mayor certeza Se puede observa en terreno los resultados (figura 26y 27).

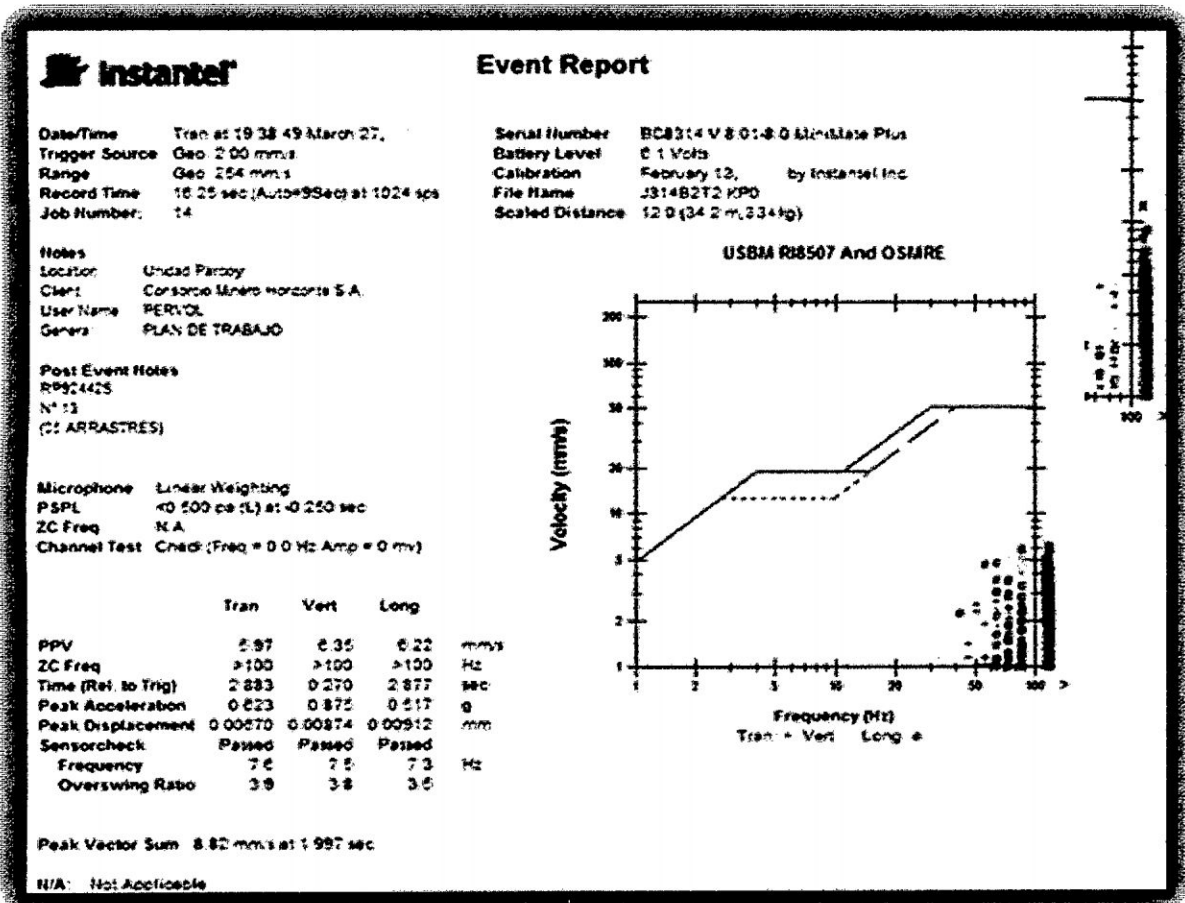
Así mismo se tienen los sismogramas de los cuales salieron estas observaciones (Figura 23, 24 y 25).

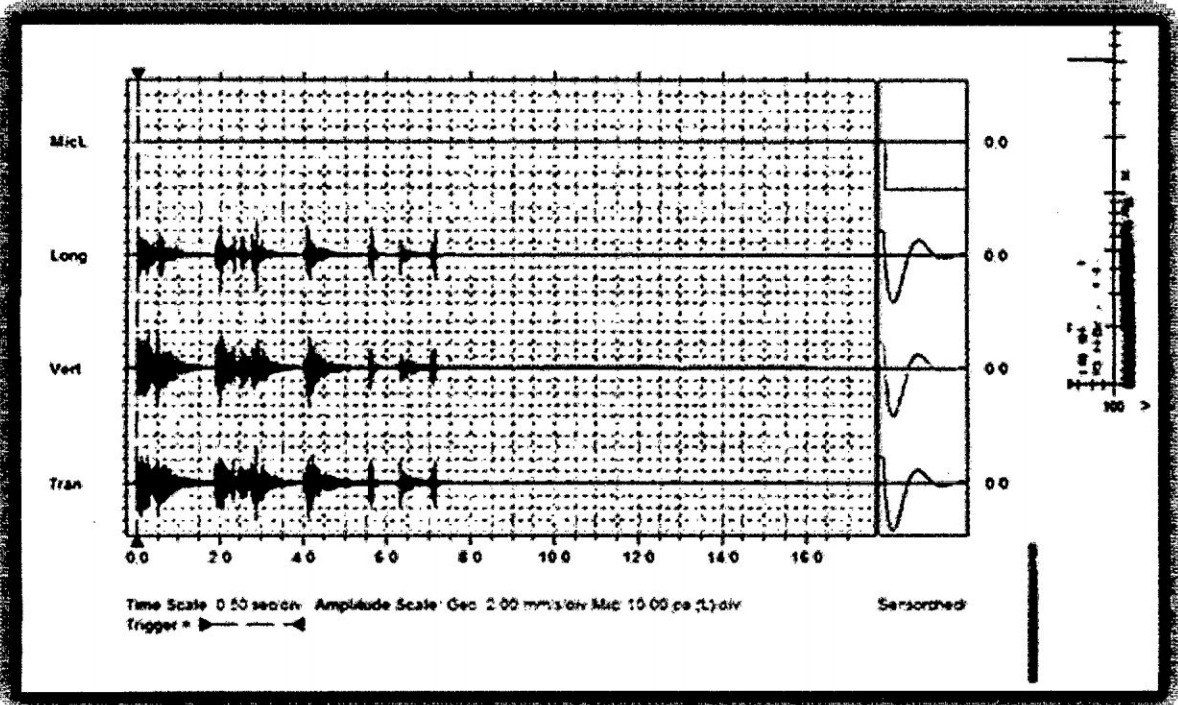
(Figura 23)





(Figura 24)





(Figura 25)

Event Report

Date/Time Long at 19:43:22 March 25.

Trigger Source Geo 2.00 mm/s

Range Geo 254 mm/s

Record Time 10.25 sec (Auto=3Sec) at 1024 sps

Job Number: 5

Serial Number BE10817 V8 01-1.0 Minimate Blaster

Battery Level 6.4 Volts

Calibration January 20, by Instantel Inc.

File Name L817B2CE T40

Scaled Distance 5.4 (16.4 m, 3.34kg)

Notes

Locator

Client: CMH

User Name: PERVOL

General: TOMA DE VIBRACIONES

Post Event Notes

R992442 N° 13 (35 Anillos)

Microphone Linear Weighting

P SPL 6.50 pa (1) at 0.009 sec

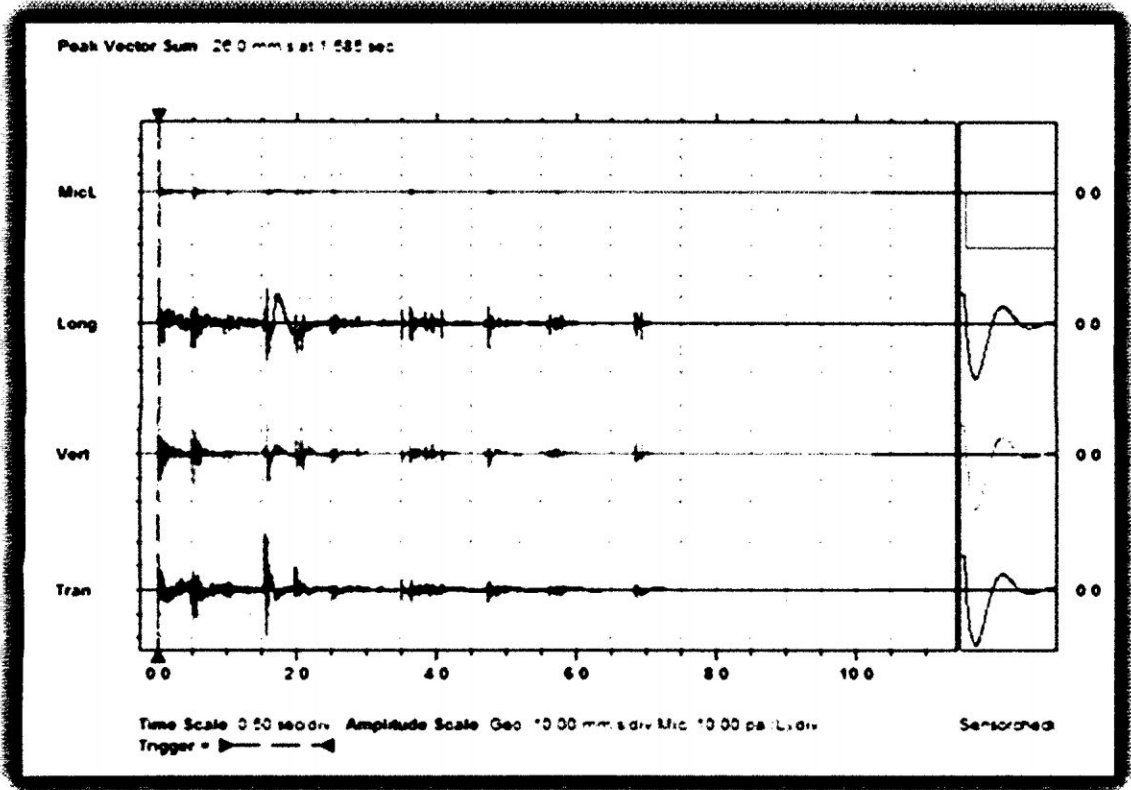
ZC Freq >100 Hz

Channel Test Ched: (Freq = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

USBA R8507 And OSMRE

	Tran	Vert	Long	
PPV	23.0	15.0	10.0	mm/s
ZC Freq	37	64	64	Hz
Time (Rel. to Trig)	1.529	0.012	1.585	sec
Peak Acceleration	0.756	0.908	1.27	g
Peak Displacement	0.140	0.134	0.682	mm
Sensorcheck	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.5	7.5	7.4	Hz
Overswing Ratio	3.7	3.5	3.4	

Peak Vector Sum 26.0 mm/s at 1.585 sec

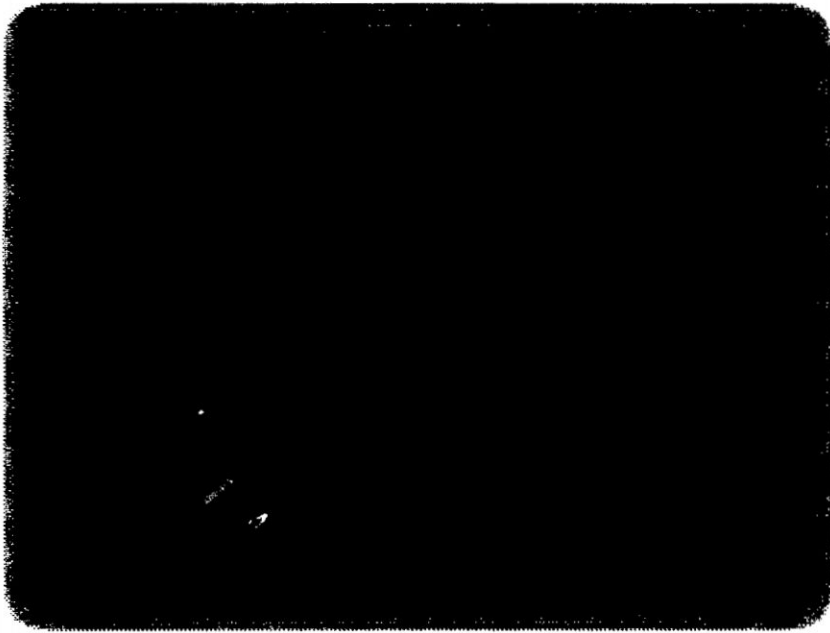


Resultados de la voladura Rp 690 (-) profundización.

(Figura 26)



(Figura 27)



(Figura 28)



Resultado de la voladura de la Rp 690 (-)

8.4 NIVELES DE VELOCIDAD CRÍTICA PARA OTRO TIPO DE ROCA

La interpretación geomecánica juega un rol indispensable en la determinación de niveles de vibración críticas para un dominio estructural, varios autores estiman valores así como se muestra en la Tabla 18, el cual sirve de referencia para iniciar el estudio de daño al macizo, nada recomendable ser aplicado al terreno en el que se trabaja.

Tabla 18: Estimación de Velocidad de Partícula Crítica Teórica en distintos tipo de Roca

Tipo de Roca	Resistencia a la Tracción (MPa)	Velocidad de Onda P (m/s)	Modulo de Young (GPa)	Velocidad Crítica de Partícula (mm/s)
Cuarzo-1	14,0	5102,0	55,5	1286,0
Brecha-1	7,3	4298,0	30,2	1037,0
Milonita	1,9	2940,0	14,6	380,0
Ox-1	6,7	4373,0	35,2	836,0
Ox-2	7,2	4804,0	44,4	774,0
Cuarzo-2	8,4	4207,0	42,7	823,0
Brecha-2	3,9	4041,0	39,3	401,0
Andesita-1	14,9	4975,0	67,3	1100,0
Diorita	13,2	4650,0	48,6	1260,0
Brecha-3	11,3	4650,0	58,3	900,0
Porfido-1	6,7	3829,0	31,2	823,0
Porfido-2	5,1	3661,0	46,6	401,0

CONCLUSIONES

- Los costos indicativos de operación (2011) en Consorcio (RP 690-) fueron como se detalla.
 - Sostenimiento 4.80 (\$/TMS)
 - Energía 5.27 (\$/TMS)
 - Transporte 1.15 (\$/TMS)
 - Extracción 0.49 (\$/TMS)
 - Materiales 2.82 (\$/TMS)

Que hacen un total de **14.71 \$/TMS**, siendo que el 2011 se movió **308121.0 TMS** con un total de **\$ 4'476998.13**. Ese año la sobre rotura se estimo en **15.6%** (Anexo 2) en labores lineales. Para el 2012 la rotura fue de **265019.54 TMS** con un total de **\$ 3'103378.81** con sobre rotura de **14%**.

Considerando el ajuste de diseño en la Voladura por modelamiento de vibraciones se hubiese tenido un ahorro al **9.2%** de sobre rotura, de **\$ 286527.88** para el 2012 y **\$ 148962.183**. Con una proyección anual de **\$ 352.685**. Deahorro sin considerar el consumo específico del explosivo.

- El consumo específico del explosivo fue bajo en el 2012 por el control en la dosificación y el cambio de la dimensión de la Emulsión de 11/4"X12" a 11/8"X12" que se sugirió por generar elevados niveles de vibración. (Anexo 3).
- El empleo adecuado del Monitoreo de Vibraciones de voladuras, es una técnica que provee múltiples ventajas en términos de poder examinar en detalle el proceso de la voladura, constituyéndose en una muy buena herramienta para el diagnóstico, ya que la adecuada interpretación del registro de vibraciones permite determinar el grado de interacción entre las variables de una voladura, pudiéndose evaluar por ejemplo: cargas detonando en una secuencia de encendido incorrecta; dispersión en los tiempos de encendido de los retardos; detonación deficiente de cargas; detonaciones instantáneas; detonación de cargas adyacentes por simpatía; además de la cuantificación de los niveles de velocidad,

frecuencia, aceleración y desplazamiento de las partículas de roca, etc., en definitiva el rendimiento general del diseño.

- Los taladros que no salen (soplan) producto de un exagerado dimensionamiento de Espaciamiento y Burden o innecesaria cantidad de explosivo generan ondas sísmicas de alta frecuencia en el interior del Macizo y baja en la superficie alta velocidad.
- Se demostró que los parámetros de ajuste de estos modelos son directamente dependientes del comportamiento de las vibraciones en cada tipo de roca, los que presentan un amplio rango de variabilidad, y lo que influye fuertemente en los niveles de vibración predichos por cada uno de ellos, restringiéndose su aplicación sólo a la mina y sector donde fueron obtenidos.
- Las vibraciones producidas por voladura y el conocimiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, permiten estimar la probabilidad de ocasionar daño en dicho macizo. Los altos niveles de vibración afectan la roca, produciendo fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. La vibración en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

RECOMENDACIONES

- Reducir el consumo específico del explosivo determinando cargas operantes óptimas en cada sección de la voladura para un determinado tipo de macizo rocoso.
- Ampliar la serie de los retardos que actualmente se tiene del 1 al 15, evitando las concentraciones excesivas de carga operante por secciones siendo lo ideal que salgan un taladro a la vez.
- Considerar como máximo 2% de dispersión en el accesorio para evitar interacción de taladros que incrementen las cargas operantes.
- Establecer límites de vibración para cada dominio estructural que sirva de parámetro principal en el control de la Voladura.
- Específicamente en las Voladuras de desarrollo horizontal e inclinado, debe reconocerse al arranque como la parte más importante en el diseño, en la cual por tanto, deben concentrarse los esfuerzos para tener el mejor diseño teórico y la mayor atención en su implementación práctica. Una baja eficiencia en ella, determinará irremediablemente una menor eficiencia del disparo en su totalidad, dado que el resto de los tiros realiza fundamentalmente un papel de desquinchar hacia la “cara libre” dejado por el arranque.
- En general, las dimensiones de los arranques están entre los 500 y 700 cm², conteniendo entre 1 y 9 tiros, los que se ubican siempre en rangos de distancias críticas de influencia entre cargas explosivas cercanas, más aún, si la perforación incorpora márgenes de error por aspectos de empate y desviación.

La definición del diseño óptimo, pasa necesariamente por un proceso de experimentación práctica orientado a una ampliación controlada de las dimensiones o distancias entre taladros (o menos taladros), que permita establecer la mejor cantidad de cargas y tiempos de iniciación para cada tipo de roca.

- El monitoreo debe extenderse al aspecto medio ambiental para determinar niveles de vibración provocados por voladura a poblados adyacentes, construcciones industriales, estructuras de valor arqueológico, etc. Para mantenerlos por debajo de los límites permisibles (UNE 22-381-93 Española). (anexo 4).
- Todo lo indicado en los párrafos anteriores será posible sólo si la técnica es empleada correctamente, mereciendo especial atención los aspectos de: ubicación, orientación y acoplamiento de los geófonos utilizados como sensores, según y cómo el instrumento empleado como capturador y analizador de la onda ha sido configurado para la medición, particularmente en relación a la resolución de tiempo de muestreo, rangos de velocidad y procedimientos de análisis.

Bibliografía

1. E. Hoek and M.S. Diederichs · "Empirical Estimation of Rock Mass Modulus".
2. Geología y Metalogénia del distrito Minero Parcoy. Provincia Aurífera de Pataz, La Libertad. Volumen Jubilar Alberto Benavides - Octubre, 1995; Cesar R. Vidal, Jorge Paredes, Andrew W. Macfarlane, Richard M. Tosdal.
3. Jimeno, C.L.; Jimeno, E.L.; García, B.P. "Manual de Perforación y Voladura de Rocas".
4. Luís Enrique Sánchez, Departamento de, Engenharia de Minas, Escola Politécnica da Universidad de São Paulo, II "CURSO INTERNACIONAL DE ASPECTOS GEOLÓGICOS DE PROTECCIÓN AMBIENTAL".
5. Manual de Geomecánica UNI 2004.
6. Nick BARTON y Eystein GRIMSTAD. NORWEGIAN GEOTECHNICAL INSTITUTE "El sistema Q para la selección del sostenimiento en el método Noruego de excavación de túneles".
7. PERSSON & HOLMBERG, "Rock Blasting and Explosives Engineering", New México, USA. 1994.
8. Publicación de Exsa Lima-Perú división de Explosivos "Manual Práctico de Voladura" 4ta Edición.
9. SCHERPENISSE C. R., DÍAZ J. C, "Monitoreo y consideraciones generales del Modelamiento de vibraciones para la optimización de las voladuras en desarrollo horizontal", 2do Simposium Internacional de Informática Aplicada a la Minería, Infomina 98, del 26 al 29 de Mayo de 1998, Lima - Perú.

ANEXOS

Anexo 1-a

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES								
Parámetro		Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
	Índice de resistencia bajo carga puntual	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Puntuación	20	15	10	8	5		
3	Espaciado entre discontinuidades	>2 m	0.6-2 m	300-600 mm	60-200 mm	< 60 mm		
	Puntuación	20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)	Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficies ligeramente rugosas Separación < 1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación < 1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas o relleno de falla 5mm de espesor o Separación 1-5mm Continuas	Relleno de falla suave > 5mm de espesor o Separación > 5mm Continuas		
	Puntuación	30	25	20	10	0		
5	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
	Agua subterránea (Presión de agua en las juntas) (σ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
	Puntuación	15	10	7	4	0		

Anexo 1-b

B. AJUSTE DE LA PUNTAJACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver E)					
Orientaciones de rumbo y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DE TERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTAJACIÓN TOTAL					
Valoración	100-81	80-61	60-41	40-21	<21
Categoría	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA					
Categoría	I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto-soporte	20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15
E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD					
Longitud de discontinuidad (persistencia)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntuación	6	4	2	2	0
Separación (apertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
Puntuación	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntuación	6	5	3	1	0
Relleno (relleno de falla)	Ninguna	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <3mm	Relleno blando >3mm
Puntuación	6	4	2	2	0
Meteorización	No meteorizada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
Puntuación	6	5	3	1	0
F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TÚNELES**					
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Excavación hacia el buzamiento-buz 45-90°		Excavación hacia el buzamiento-buz 20-45°		Buzamiento 45-90°	
Muy favorable		Favorable		Muy desfavorable	
Excavación contra el buzamiento-buz 45-90°		Excavación contra el buzamiento-buz 20-45°		Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo	
Regular		Desfavorable		Regular	

ZONA	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	PROM
Kg/m3	1,43	1,48	1,43	1,4	1,09	1,45	1,19	1,09	1,32

Anexo 4

Tabla 3.7. Resumen de la norma UNE 22-381-93 (España)

Campo de aplicación	Vibraciones producidas por voladuras.
Variables medidas	máxima velocidad pico en las componentes ortogonales en [mm/s] y frecuencia en Hz.
Valores indicativos	véase Tabla 3.8.
Sensores utilizados	Sensores de tres componentes que registre velocidad (preferiblemente), desplazamiento o aceleración; respuesta lineal del equipo en el rango 2 a 200 Hz, capacidad de detección de niveles pico de al menos 1 a 100 mm/s.
Ubicación sensores	Sobre el suelo cercano a la(s) estructuras que van a estar sometidas a las vibraciones.
Fuente	— Cubre gran cantidad de tipos estructurales; — por medio de un procedimiento sencillo se puede determinar el tipo de estudio de vibraciones requerido por el proyecto.

Tabla 3.8. Valores de velocidad máximos en mm/s y frecuencias para la prevención de daños según la norma española UNE 22-381-93

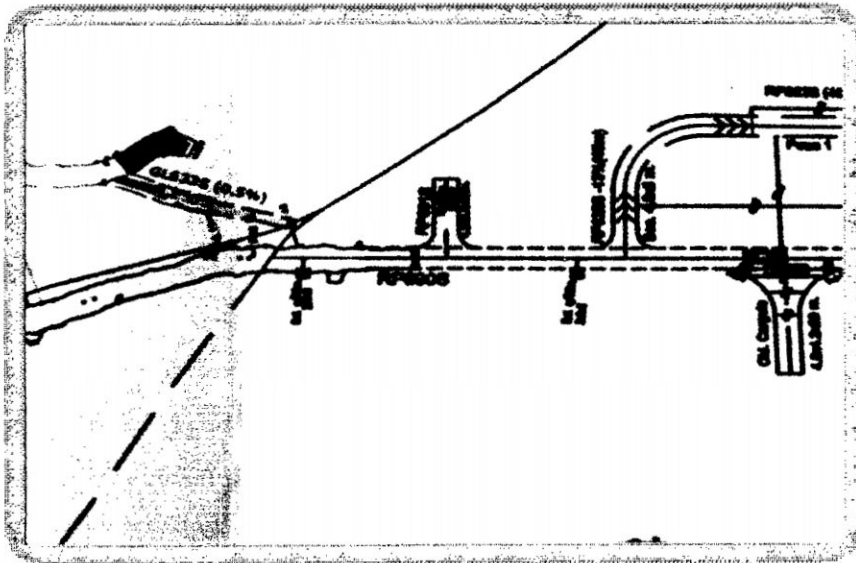
Tipo de estructura	Frecuencia principal (Hz)		
	2-15	15-75 ^a	>75
	Vel. ^b	Desp. ^c	Vel.
I Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.	20	0.212	100
II Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa española. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presenten especial sensibilidad a las vibraciones	9	0.095	45
III Estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que presenten una especial sensibilidad a las vibraciones por ellas mismas o por elementos que pudieran contener	4	0.042	20

^a Con base en AENOR (1993).
^b En el rango de frecuencias susceptible entre 15 y 75 Hz, en los que el nivel está dado en desplazamiento, se podrá calcular la velocidad equivalente conociendo la frecuencia principal o través de la ecuación

$$V = 2\pi f d,$$

donde V es la velocidad de vibración equivalente en mm/s, f es la frecuencia principal en Hz y d es el desplazamiento admisible en mm indicado en la tabla.
^b Velocidad máxima en mm/s
^c Desplazamiento máximo en mm por componente x y

Anexo 5 Zonificación Geomecánica RP 690 (-)



Anexo 6 RP 690 (-)



Anexo 7 RP 690 (-)

