

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“DIAGNOSTICO Y PROPUESTA DE MINIMIZACIÓN DE LA SOBRE
EXCAVACIÓN DE LAS GALERIAS EN LA MINA CONSORCIO MINERO
HORIZONTE S.A.”**

TESIS PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. FRETTEL MARÍN SOLIER

Ayacucho - Perú

2019

A Dios, por ser la luz de mi vida, por hacer de mí una persona de bien y por darme fuerzas para salir adelante en los momentos más difíciles de mi vida.

A mí querida Madre Angélica que siempre estuvo apoyándome, guiándome y dándome la fortaleza que necesito en los momentos difíciles.

A mi Papá Nilo, por el apoyo y consejos permanentes durante mi vida y formación profesional.

A mis hermanos Nilo, Efraín, Jorge y Ranulfo, por su constante apoyo y guiarme en mi carrera profesional.

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer en primer lugar a mis padres Angélica y Nilo, por su constante estímulo para enfrentar y superar con éxito cada desafío que se presentó durante este largo trayecto que llega a su fin. También a mi hermano Giancarlo, abuelos, tíos y primos, que con su constante apoyo y cariño han hecho mucho más acogedora esta etapa de la vida.

Agradezco al Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, a sus docentes, alumnos y funcionarios, por su entrega y disposición a formar profesionales de calidad. En especial a los profesores Rubina y Johnny, por su compromiso y ayuda para terminar este trabajo.

A las grandes personalidades que tuve la oportunidad de conocer y compartir clases, tareas, pruebas, informes, recreos, almuerzos y otros eventos, y que hicieron más grata la vida en el peculiar mundo de Módulos, debo reconocerles lo agradecido que estoy de que hayan hecho más cálida la rutina diaria.

RESUMEN EJECUTIVO

El desarrollo del trabajo de investigación da cuenta de un diagnóstico técnico, enfocado a evaluar la sobre excavación, eficiencia general y los actuales estándares de voladura en las galerías de la compañía minera Consorcio Minero Horizonte S.A. La gran cantidad de variables que interactúan en la voladura hace necesario adaptar y desarrollar técnicas que permitan una correcta 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, conducente a lograr un diseño óptimo.

El tema central es la sobre excavación en las galerías. En este sentido, es importante señalar los logros alcanzados con la aplicación de una metodología de evaluación objetiva de aquellos factores técnicos claves de la operación, contando con el soporte de una base de datos de terreno compuesta por antecedentes de los actuales disparos y de disparos de calibración.

Las metodologías que se aplicaron para esta evaluación son de tres tipos: la primera referente al análisis empírico del tipo de macizo rocoso, segundo al registro de vibraciones producto de la voladura (velocidad pico partícula), donde se cuantificó su comportamiento a través del macizo rocoso y la tercera relacionada con la implementación en sí de la voladura.

Como resultado final de este trabajo se elaboró una propuesta de diseño de voladura alternativo, de la cual se pueden esperar impactos importantes en la voladura, tales como:

- Reducción de la distancia de daño a partir del centro de gravedad del disparo (arranque) hacia los contornos de la labor de 3 a 2 m.
- Carga operante máximo (Q_{MAX}) de 10.8 a 3.34 kg de explosivo, asociado a un nivel de vibración de 559. Mm/s.
- Reducción de la sobre excavación de un 30.19 a un 10 %.

A partir de los avances logrados en este trabajo, se recomienda implementar el nuevo diseño y continuar con el mejoramiento de la voladura en otras excavaciones, incluyendo desarrollos mineros como galerías, piques y otros; no sólo con el fin de disminuir el daño y la sobre excavación, sino para obtener una optimización global en estos procesos

CONTENIDO

CAPITULO I

ASPECTOS METODOLÓGICOS

1.1 INTRODUCCIÓN	1
1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2
1.2.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA GENERAL.....	3
1.2.2 PROBLEMAS ESPECIFICOS	3
1.3 PLANTAMIENTO DE LA HIPOTESIS.....	3
1.3.1 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS GENERAL.....	4
1.3.2 FORMULACIÓN DE LAS HIPÓTESIS ESPECÍFICOS.....	4
1.4. OBJETIVOS.....	4
1.4.1 OBJETIVO GENERAL.....	4
1.4.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS	4
1.5 CONTENIDO DE LOS CAPÍTULOS DEL PROYECTO	5
1.6 ALCANCE	5
1.7 TIPOS DE VARIABLES	6

CAPITULO II

ANTECEDENTES GENERALES DEL PROYECTO

2.1 UBICACIÓN.....	8
2.1.1 ACCESIBILIDAD.....	8
2.1.2 CLIMA.....	11
2.2 GEOLOGÍA REGIONAL	11
2.2.1 GEOMORFOLOGÍA.....	11
2.2.2. LITOLOGÍA	11
2.2.3 ESTRATIGRAFÍA	12
2.2.4 ROCAS INTRUSIVAS – BATOLITO DE PATAZ	13
2.2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	17
2.3 GEOLOGÍA LOCAL	17
2.3.1 GEOLOGÍA ECONÓMICA	18
2.4 MINERÍA.....	19
2.4.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	19
2.4.2 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO	20

2.5 BASES TEÓRICAS	21
2.5.1 VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA (PPV)	21
2.5.1.1 ANÁLISIS DE VIBRACIONES INDUCIDAS POR VOLADURA	21
2.5.1.2 MODELOS DE LA VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA (PPV).....	22
2.5.2 MODELO DE CAMPO LEJANO	23
2.5.2.1 MODELO GENERAL	23
2.5.3 MODELO DE CAMPO CERCANO	26
2.5.3.1 COMPARACIÓN ENTRE LOS DEVINE Y HOLMBERG & PERSSON:.....	28
2.5.4 ESTIMACIÓN DE LA VELOCIDAD PICO DE PARTÍCULA CRÍTICA (PPVC).	29
2.6 PROPIEDADES DE FRECUENCIA Y TIEMPO EN VOLADURA.....	32
2.7 INSTRUMENTACIÓN PARA MONITOREAR LAS VIBRACIONES	34
2.7.1 TRANSDUCTORES DE VIBRACIONES	35
2.7.1.1 ACELERÓMETROS	36
2.7.1.2 GEÓFONOS	37
2.7.1.3 FRECUENCIAS DE REGISTRO DE LOS GEÓFONOS	39
2.7.1.4 SENSIBILIDAD	39

2.7.1.5 MÁXIMO DESPLAZAMIENTO DEL GEÓFONO	40
2.7.2 NÚMERO DE TRANSDUCTORES	40
2.7.2.1 INSTALACIÓN DE TRANSDUCTORES	41
2.7.2.2 ORIENTACIÓN	42
2.7.2.3 ACOPLAMIENTO.....	42
2.7.2.4 EQUIPO DE ADQUISICIÓN	42
2.7.2.5 MODO DE ACTIVACIÓN DEL SISMÓGRAFO.....	44
2.7.3 EQUIPO DE ANÁLISIS	44
2.8 ONDAS PRIMARIAS.....	45
2.8.1 ONDAS DE COMPRESIÓN	45
2.8.2 ONDAS TRANSVERSALES	45
2.8.3 ONDAS SECUNDARIAS.....	46
2.8.3.1 ONDAS LOVE.....	46
2.8.3.2 ONDAS RAYLEIGH	47
2.8 ALTERACION SISMICA POR VOLADURAS	47
2.9 VARIABLES QUE INFLUYEN EN LAS VIBRACIONES	48

2.9.1 GEOLOGÍA Y CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA.....	48
2.9.2 CARGA OPERANTE.....	48
2.9.3 DISTANCIA AL PUNTO DE LA VOLADURA.....	49
2.9.4 CONSUMO ESPECÍFICO DE LOS EXPLOSIVOS.....	50
2.9.5 TIPO DE EXPLOSIVO.....	50
2.9.6 TIEMPO DE RETARDO.....	50
2.9.7 GEOMETRÍA DE LA VOLADURA.....	51

CAPITULO III

MÉTODOLOGIA DE TRABAJO DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 CARACTERIZACIÓN Y CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	53
3.2 SOBRE EXCAVACIÓN EN LABORES DE AVANCE.....	58
3.3 ANALISIS Y MODELAMIENTO DE LAS VIBRACIONES.....	59
3.4 ANALISIS DE LA ONDA.....	60
3.4.1 COMPORTAMIENTO DE LA VELOCIDAD DE PARTÍCULA.....	62
3.4.1.1 MODELO GENERAL.....	62
3.4.1.2 MODELO HOLMBERG & PERSSON.....	63

3.5. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDA (VP)	64
3.5.1 VELOCIDAD DE CRITICA DE PARTÍCULA (VCRIT).....	65
3.6 ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE LOS RETARDOS	66
3.7 DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA.....	67
3.8 ANÁLISIS DE FRECUENCIA.....	67
3.9. ATENUACIÓN DE VIBRACIÓN DE PARTÍCULA (LEY DE ATENUACIÓN)	67
3.10. CRITERIO DE DAÑOS	68
3.10.1 VUOLIO AND JHONSSON, USBM Y DIN 4150	68
3.10.2 EDWARD Y NORTHWOOD	68
3.11. ÍNDICE DE DAÑO POR VOLADURA (BDI).....	70
3.11.1 ESFUERZO DE TRACCIÓN INDUCIDO (σ_t).....	71
3.12. ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA CORREGIDO (RQDE)	71
3.13. FACTOR DE VOLABILIDAD (KV)	72
3.14. CARGA OPERANTE MÁXIMO (QMAX).....	72

CAPITULO IV

CARACTERIZACIÓN Y CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

4.1 RMR (ROCK MASS RATING) DE BIENIAWSKI	73
4.1.2 RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL (S_c).....	73
4.1.3 RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION).....	74
4.1.4 ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES	74
4.1.5 CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES	75
4.1.6 AGUAS SUBTERRÁNEAS	76
4.1.7 RMR AJUSTADO	76
4.2 ÍNDICE DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA. (Q).	77
4.2 ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI).....	77
4.4 DEFORMABILIDAD DE LA ROCA INTACTA (E_i).....	79
4.5 SOBRE EXCAVACION EN LAS GALERIAS	80
4.5.1 CASO DE ESTUDIO	80
4.5.2 RESULTADOS OBTENIDOS	84
4.5.2.1 SOBRE EXCAVACIÓN	84

CAPITULO V

ANALISIS Y MODELAMIENTO DE LAS VIBRACIONES

5.1 MEDICIÓN VIBROGRÁFICA	87
5.2. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDA (VP)	94
5.3 ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE LOS RETARDOS	98
5.4 DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA	101
5.5 ANÁLISIS DE FRECUENCIA.....	103
5.6 ATENUACIÓN DE VIBRACIÓN DE PARTÍCULA (LEY DE ATENUACIÓN)	105
5.7 CRITERIO DE DAÑOS	107
5.8 ÍNDICE DE DAÑO POR VOLADURA (BDI).....	108
5.8.1 ESFUERZO DE TRACCIÓN INDUCIDO (σt)	109
5.9 ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA CORREGIDO (RQDE).....	109
5.10 FACTOR DE VOLABILIDAD (KV)	110
5.11 AJUSTE POR ANALISIS DE VIBRACION	114
5.11.1 CARGA OPERANTE MÁXIMO (QMAX)	114
5.12 RESULTADOS DE MONITOREO CON DISEÑO AJUSTADO	117

5.13 RESULTADOS DEL PROYECTO	117
CONCLUSIONES.....	120
RECOMENDACIONES	124
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	125
ANEXOS.....	126

CAPITULO I

ASPECTOS METODOLÓGICOS

1.1 INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Consorcio Minero Horizonte tiene como negocio principal la explotación de recursos mineros de Oro, es una de las más importantes del Perú. En la actualidad tiene problemas en las operaciones mineras ya que ha disminuido a menos del 50% la producción.

Esto crea nuevos desafíos en Consorcio, se pretende aumentar la productividad controlando el daño al macizo rocoso para disminuir la sobre excavación en las galerías.

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

El alto grado de influencia de los resultados de la voladura en las restantes operaciones del proceso productivo, hace evidente la necesidad de contar con nuevas técnicas que permitan evaluar y posteriormente mejorar esta operación unitaria.

El monitoreo de vibraciones producto de voladuras ha sido utilizado como una herramienta de diagnóstico del disparo, donde la adecuada interpretación del registro de vibraciones permite determinar el grado de interacción entre las variables de una voladura, permitiendo 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.

Las vibraciones producidas por las voladuras 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 dañan la roca, produciendo nuevas fracturas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. La vibración, en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

En Consorcio Minero Horizonte uno de las causas más comunes de los accidentes e incidentes en interior minas se producen por caídas de rocas, también los costos operativos de sostenimiento se incrementan cuando el macizo rocoso presenta una mala calidad; por lo tanto, es muy importante monitorear algún parámetro de la voladura de rocas, ya que esta operación unitaria es la que genera mayor daño al macizo rocoso.

1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El problema de la Mina Consorcio Minero Horizonte es la sobre excavación no planificada de las labores horizontales, esto causa que se tenga material estéril minado y por lo tanto más tiempo en el proceso del carguío del Scoop, mayor cantidad de Volquetes que trasladan material estéril que depende de la zona, ya que influye la distancia a trasladar. Se genera dilución del mineral causando menor ley, generación de la desestabilidad por más que este fortificado con Shotcrete y perno ya que la sección es muy grande, mayor cantidad de Shotcrete y Pernos y más tiempo de instalación. En general mayor tiempo del ciclo de minado, los resultados son el no cumplimiento de las labores que tienen que minar turno a turno.

Consorcio Minero Horizonte, presenta un macizo rocoso de mala calidad con un RMR de 20-40, los accidentes leves y fatales por caída de roca son muy frecuentes.

Por lo que se tiene una imperiosa necesidad de controlar y minimizar el daño al macizo rocoso en la actividad de voladura.

Otros estudios realizados en Consorcio analizaron la perforación de la roca, el proceso de Carguío de explosivo y el tipo de explosivo. Los resultados no fueron los esperados, es por esa razón que en esta oportunidad se analizará el tipo de roca y vasados al control de las Ondas Sísmicas que se producen en la voladura.

1.2.1. Formulación del problema general

El problema general en la mina Consorcio Minero Horizonte se define por la siguiente pregunta: ¿Cómo se realiza el diagnóstico y propuesta de minimización de la sobre excavación de las galerías en la Compañía Minera Consorcio Minero Horizonte S.A.?

1.2.2 Problemas específicos

- a. ¿Cómo definir los factores relevantes en la voladura que contribuyen a la sobre excavación no planificada?
- b. ¿De qué manera se puede realizar las mediciones in situ de la voladura, con la finalidad de establecer una línea base?
- c. ¿Cómo emplear las técnicas de control mediante las vibraciones y la velocidad Pico Partícula, para cuantificar objetivamente los parámetros de voladura?

1.3 PLANTAMIENTO DE LA HIPOTESIS

Sera posible analizar la voladura y la sobre excavación por medio de las vibraciones de las labores mediante pruebas de campo, que, a través de la interpretación de los resultados, se obtenga la Velocidad Pico Partícula, y mediante el conocimiento de los parámetros de voladura,

geología del lugar, y otras variables se pueden relacionar a fórmulas empíricas para lograr así el conocimiento de los efectos y las distancias a la que afecta las vibraciones.

1.3.1 Formulación de la hipótesis general

Es posible diagnosticar la voladura para una propuesta de minimización de la sobre excavación en las galerías de la Compañía Minera Consorcio Minero Horizonte S.A.

1.3.2 Formulación de las hipótesis específicas

- Se puede definir los factores relevantes de la voladura que contribuyan a la sobre excavación no planificada.
- Es posible analizar in situ de la voladura, con la finalidad de establecer una Línea base.
- Sera factible emplear las técnicas de análisis de las vibraciones y la velocidad Pico Partícula con el objetivó de tener parámetros de voladura.

1.4. OBJETIVOS

1.4.1 Objetivo general

Diagnóstico y propuesta de minimización de la sobre excavación de las galerías en la Mina Consorcio Minero Horizonte S.A.

1.4.2 Objetivos específicos

- a. Determinar los factores relevantes de la voladura que contribuyan a la sobre excavación no planificada.
- b. Realizar las mediciones in situ de la voladura, con la finalidad de establecer una línea base.

c. Proponer las técnicas de evaluación de la Velocidad Pico Partícula para cuantificar objetivamente los parámetros de voladura.

1.5 CONTENIDO DE LOS CAPÍTULOS DEL PROYECTO

Capítulo 1: este capítulo contextualiza y motiva la presentación de este estudio, se plantea el problema de investigación, la hipótesis y los objetivos que deben cubrirse en mira a la conclusión satisfactoria del tema propuesto.

Capítulo 2: muestra los antecedentes en materia de diseño de la sobre excavación, velocidad PPV, y las actuales herramientas con las que se cuenta en ingeniería conceptual para dinamizar y complementar la información de diseño requerida por el área de operaciones.

Capítulo 3: muestra en detalle la metodología desarrollada para generar un plan estratégico que soporte la hipótesis comprometida que se proponen desarrollar.

Capítulo 4: se realiza la caracterización del macizo rocoso en las excavaciones horizontales, también se analiza la sobre excavación y los parámetros relacionados con la voladura.

Capítulo 5: se realiza el análisis y modelamiento de las vibraciones teniendo como aspectos principales la Velocidad Pico Partícula y la frecuencia, con datos tomados en situ.

1.6 ALCANCE

Esta investigación es un modelo de parámetros en la voladura, las limitaciones que se presentan son que no tiene mucha investigación de aplicación del control de la velocidad pico partícula en el Perú.

El desinterés de algunas empresas mineras en invertir en investigaciones de este tipo es otra de las limitaciones, hoy en la actualidad las vibraciones no son considerados como un parámetro para la estabilidad de las labores mineras.

Este trabajo se realiza en el año 2019 enmarcado en las excavaciones horizontales de la Mina Consorcio Minero Horizonte.

No se evaluará la actividad de perforación, el tipo de explosivo ni el proceso de carguío de explosivo ya que no dieron muchos resultados, esto porque la cultura al cambio es muy reactiva desde los jefes de turno y trabajadores.

1.7 TIPOS DE VARIABLES

Variable Independiente: sobre excavación de las Galerías en la Mina Consorcio Minero Horizonte

Variabes dependientes: diagnóstico y propuesta de minimización de la sobre excavación de las Galerías en la Mina Consorcio Minero Horizonte.

Indicadores:

Factores de la voladura

Mediciones in situ de la voladura

Técnicas de evaluación de la Velocidad Pico Partícula para cuantificar objetivamente los parámetros de voladura

1.7 DISEÑO METODOLOGICO

La metodología para desarrollar el proceso de investigación es la experimental, esto es porque se manipulan las variables independientes, ya que esta influye directamente en la variable dependiente. Existe dos grupos, uno de diagnóstico y el otro experimental.

El tipo de diseño es el diseño experimental puro, ya que se le aplica el diseño experimental que en nuestra investigación es el diagnostico.

- Tipo de investigación: aplicada, experimental.
- Nivel de investigación: descriptivo y analítico.
- Población: Excavaciones horizontales.
- Muestra: resultados de la voladura.

CAPITULO II

ANTECEDENTES GENERALES DEL PROYECTO

El presente capítulo contextualiza el trabajo de investigación y se enfoca en las bases contractuales de la Mina Consorcio Minero Horizonte. La revisión comprende aspectos generales de la mina y las actividades que conforman los parámetros de voladura, a fin de definir las líneas de desarrollo del presente proyecto de investigación y los procedimientos de las excavaciones mineras.

2.1 UBICACIÓN

La unidad minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. está ubicada en la localidad de Retamas, en el distrito de Parcoy, provincia de Patáz, en el lado oriental de la región de La Libertad, a una altura promedio de 2700 m.s.n.m. En las siguientes coordenadas geográficas:
77°36' Longitud Oeste.

08°00' Latitud Sur.

2.1.1 Accesibilidad

El acceso a la mina se realiza por varios tipos de transporte, por vía terrestre, partiendo desde Trujillo, viaje en auto hasta Huamachuco 6 horas, después a Retamas 12 horas.

Distancias promedias en Kilómetros.

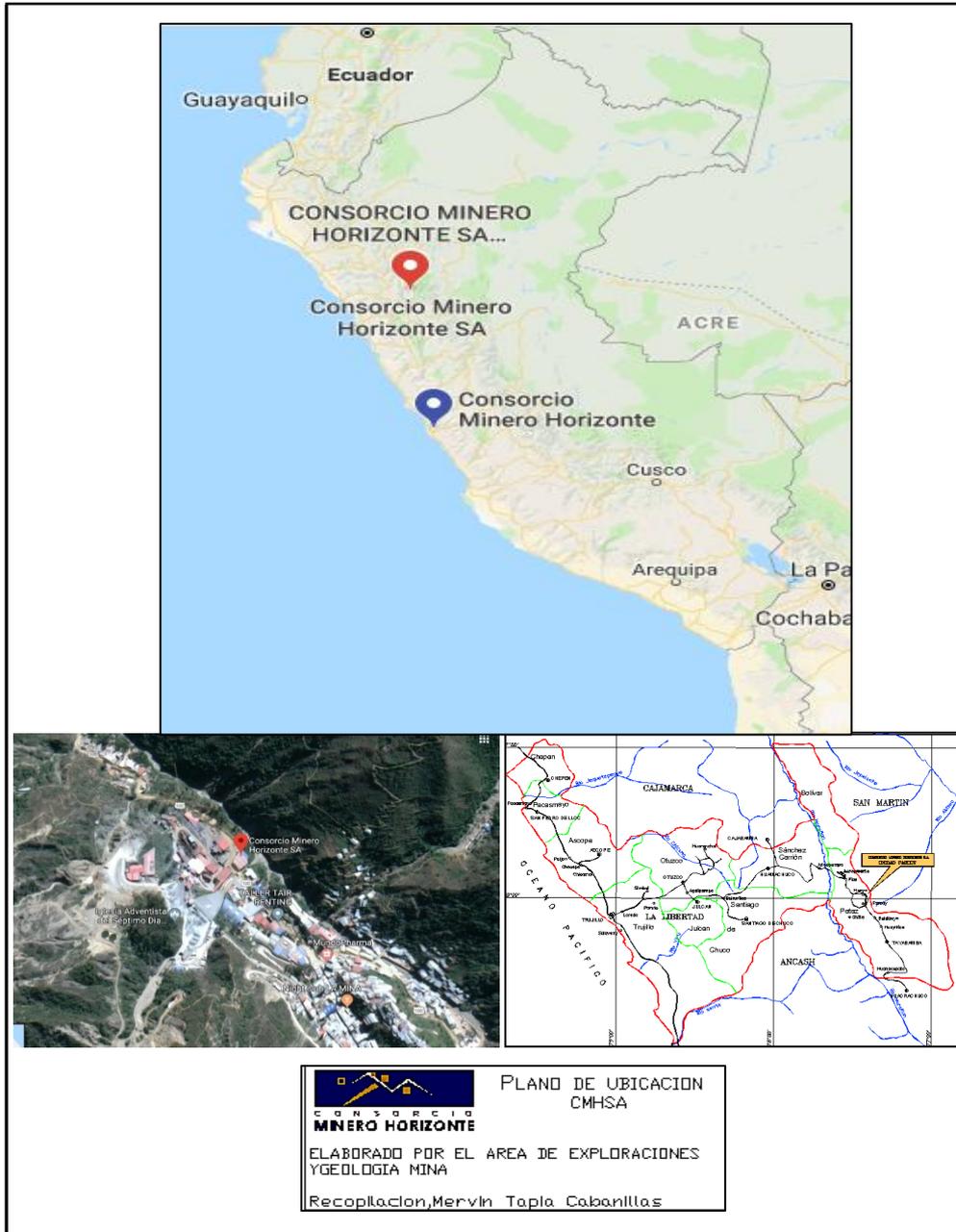
- Lima – Trujillo = 560 Km
- Trujillo – Parcoy = 400 Km

Por vía aérea el acceso es del Aeropuerto Jorge Chávez en Lima hasta el aeropuerto de Píaz de propiedad de la compañía minera. En el tiempo de 1 hora 15 minutos y desde la ciudad de Trujillo hasta Píaz en 45 minutos, Píaz está ubicado a 40 minutos del campamento minero.

Del Aeropuerto de Trujillo a Chagual es 50 minutos y partiendo desde Lima se demora 1 hora con 30 minutos. Chagual está ubicado a 4 horas de Retamas. La vía de acceso terrestre es por carretera afirmada.

A continuación, se muestra el plano de ubicación de la Mina Consorcio Minero Horizonte.

FIGURA 01: Plano del consorcio minero horizonte



Plano De Ubicación Mina. C.M.H

FUENTE: Elaborado por el area de exploraciones y geología mina – consorcio minero horizonte

2.1.2 Clima

La mina se ubica entre las cotas 2000 y 3000 m.s.n.m. con un clima esencialmente templado, la vegetación de esta zona es abundante y variada, esto se debe a que llueve por espacio de 8 meses, presentando dos estaciones bien marcadas, una estación de invierno que va desde septiembre hasta fines de abril aproximadamente, y otra de verano, desde mayo hasta fines de agosto de tal forma que su vegetación se mantiene verde durante todo el año.

2.2 GEOLOGÍA REGIONAL

2.2.1 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 glaciaria 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, hasta los 3000 m.s.n.m, por encima de esta altitud el clima se torna frío. Es seco en verano (abril a octubre) y lluvioso en invierno (noviembre a marzo).

2.2.2. Litología

Regionalmente la geología del distrito está dominada por tres franjas: 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.

2.2.3 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 Marañón 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 Criznejas y por las capas rojas de la Formación Chota.

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

2.2.4 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 ha sido analizada en varios estudios, destacando la data de Schreiber et al. (1990), el cual por el método de 40AR/AR39 definió edades entre 305 M.a. - 321 M.a. Estudios más recientes de Haerberlin et al (2002) por el mismo método 40Ar/Ar39, registraron edades entre 322 M.a. – 328 M.a.

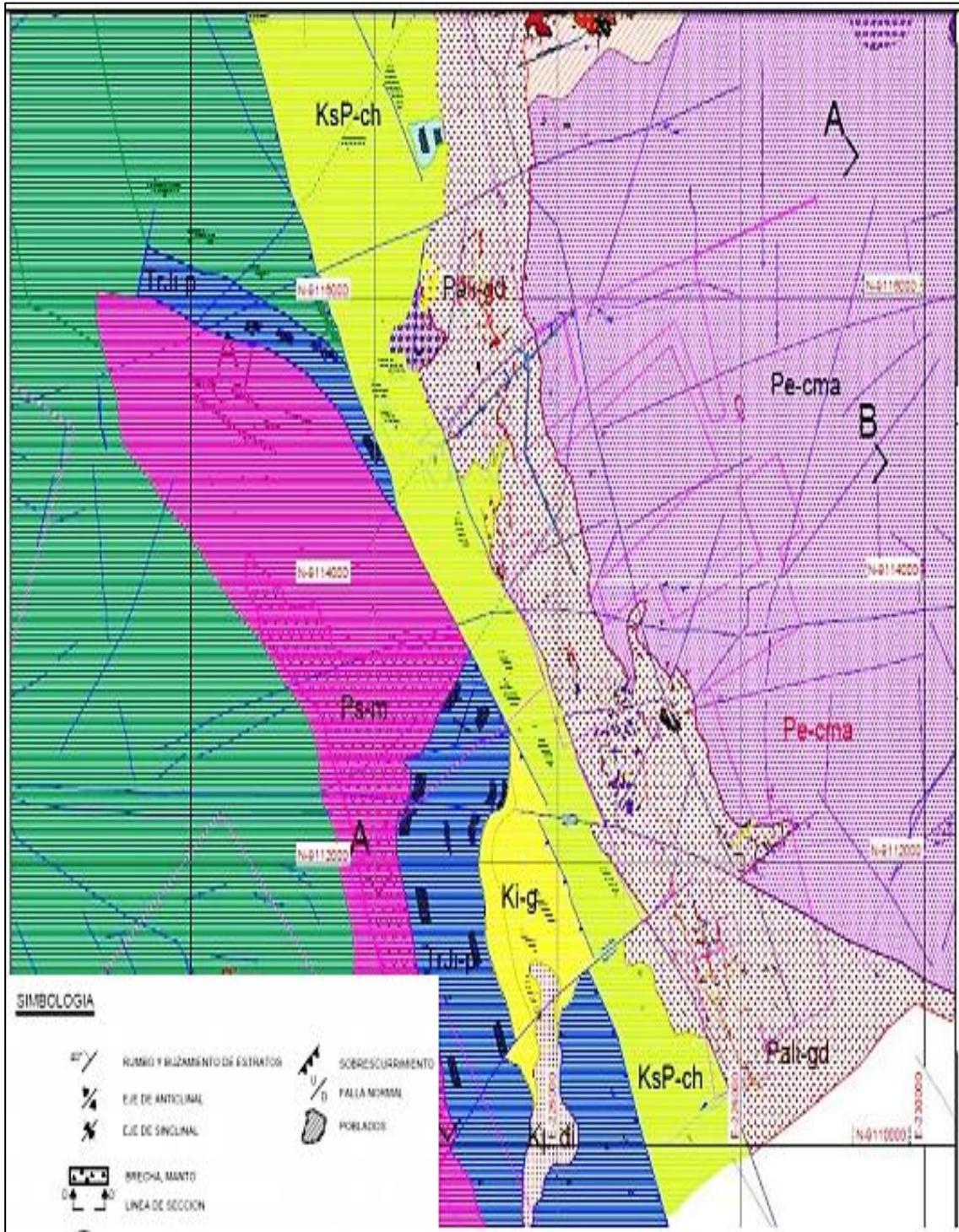
A continuación, se muestra la leyenda del Plano Geológico Regional

FIGURA 02: Plano geológico regional

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITO-ESTRA.	LITOLOGIA	DESCRIPCION	ROCAS INTRUSIVAS
CENOZ	PALEOGENO	Holoceno	Deposito Cuaternario		Gravas, arenas	
		Paleoceno				P-Pqnz P-di
MESOZOICO	CRETACEO	Superior	Fm. Chota	KsP-ch	Areniscas, Arcillitas, conglomerados de color rojo.	P-Pqnz P-di KUPBnts Ponco Cuarzo Monzonita
		Inferior	Fm. Crisnejas	Ki-cr	Margas amarillentas, calizas y lutitas.	andesita, Diorita
			Gpo. Goyllarisquiza	Kl-g	Cuarzitas, Areniscas, arcillitas	
	JURASICO	Inferior	Grupo Pucara	Trj-p	Calizas de color grta.	
PALEOZOICO	PERMICO	Superior	Grupo Mitu	Ps-m	Areniscas, calcarenitas, conglomerados rojos, remanentes volcanicos compuesto de tufos y aglomerados rioliticos, andesitas.	
	CARBONIFERO	Superior	Volcanicos Lavasen		Andesitas	Granodiorita Gz Monzonita P-Pqnz
		Inferior	Grupo Ambo	Ch-a	Areniscas, lutitas, arcillitas, conglomerados	
	ORDOVICICO	Silurico				Gneis
PRE-CAMBRICO			Complejo Marañon		Filtas, Metavolcanicos (Andesitas, riolitas, Riocactas).	Gneis Dioritico-Gabroide

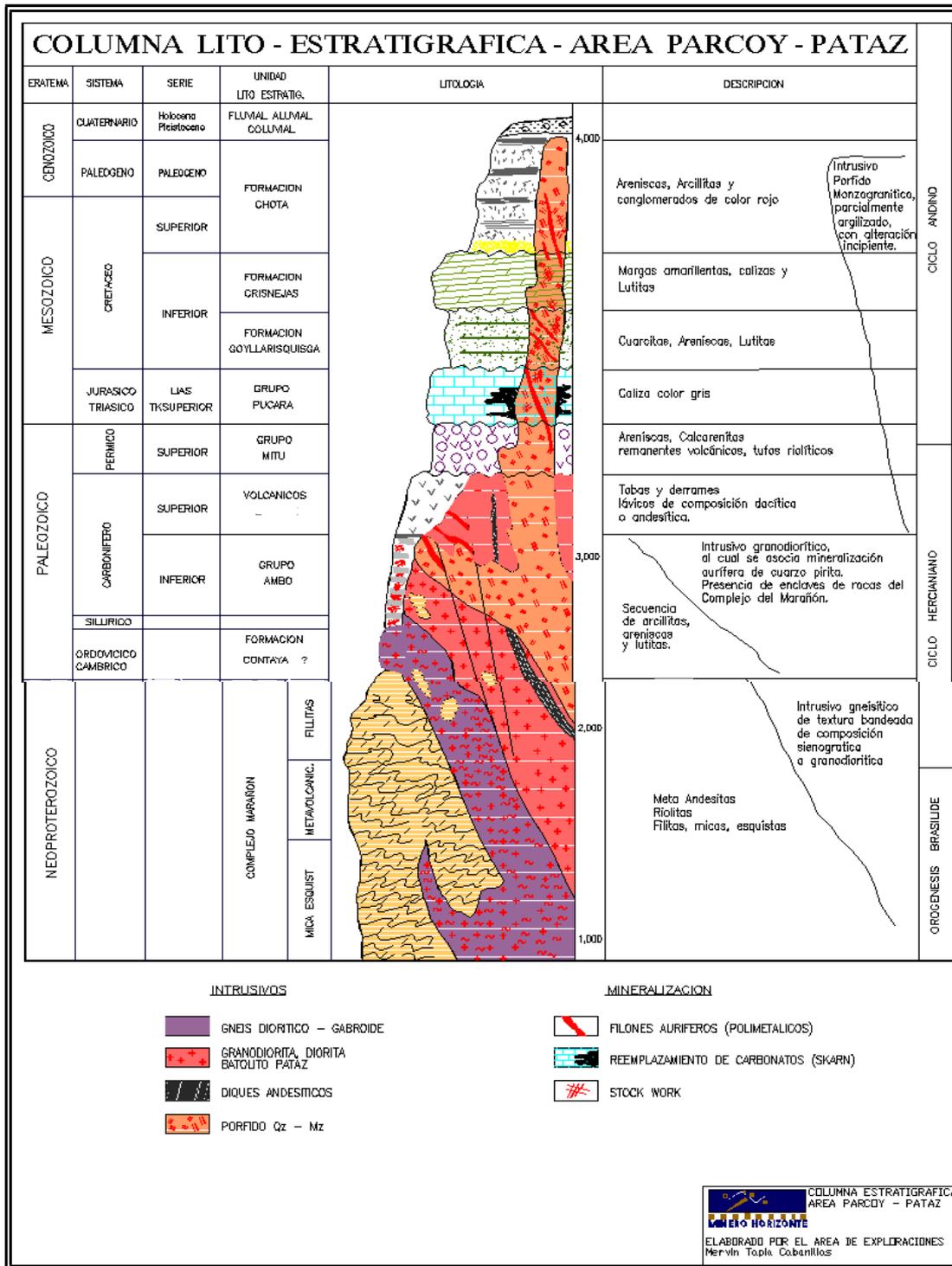
FUENTE: Departamento de geología de consorcio minero horizonte

FIGURA 03: Columna estratigráfica parcoy pataz



FUENTE: Departamento de geología del consorcio minero horizonte

FIGURA 04: columna lito estratigráfica – área parcoy - pataz



FUENTE: Departamento de geología del consorcio minero horizonte

2.2.3 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 instruyó 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-minerales 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 (Haerberlin y Fontboté, 2002).

2.3 GEOLOGÍA LOCAL

Consortio Minero Horizonte. S.A. Tiene sus l

abores mineras en un área de 400 has, 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.

2.3.1 Geología económica

Las vetas son típicamente mesotermales (u 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, Rosa Orquídea, Sissy-Vannya, 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 las 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 NNW y (salvo Vannya y Maricruz) buzán al Este, pero generalmente son más paradas las

Vetas que en los distritos al norte (Culebrillas) y al Sur (Marsa).

2.4 MINERÍA

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

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

2.4.1 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 Scooptram. La chimenea aumenta su longitud a medida que se hacen los cortes.

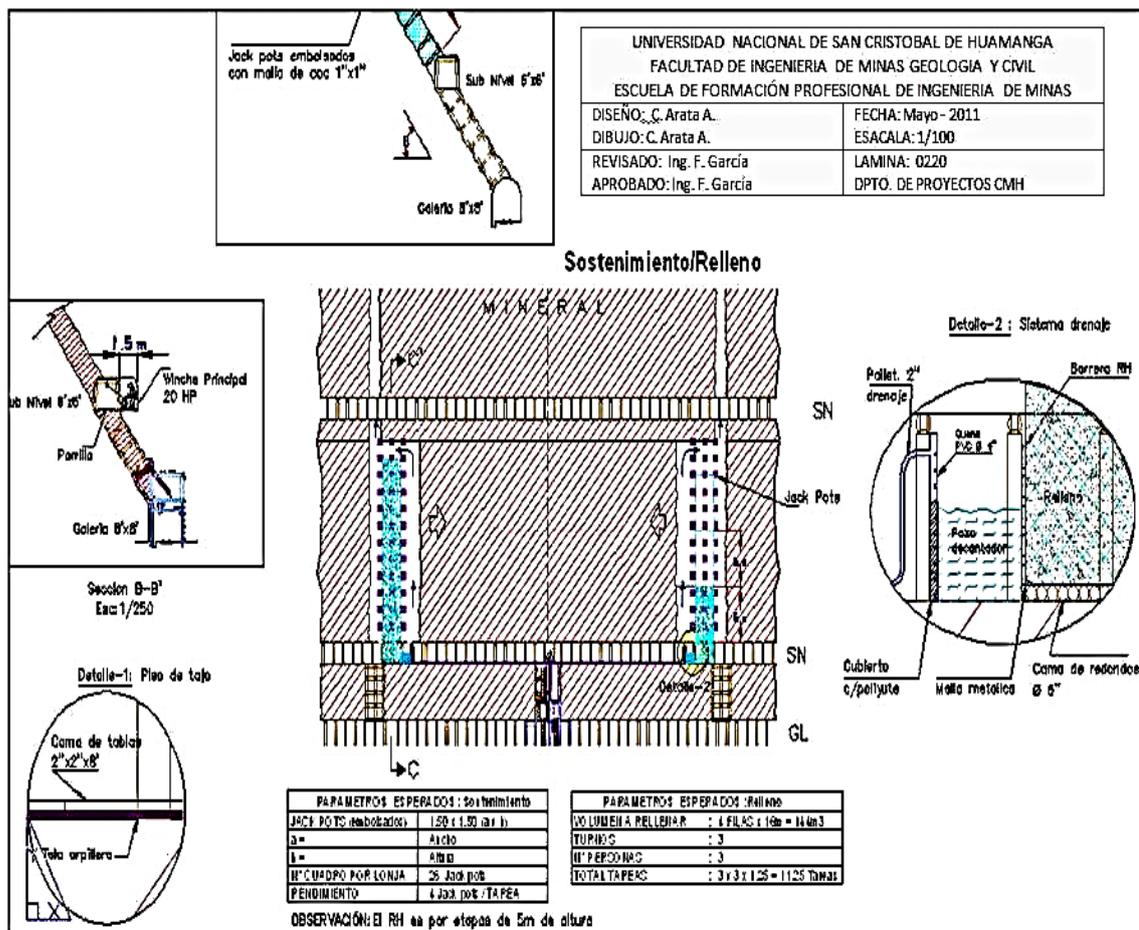
Este método se aplica en las minas Bernabé y Lourdes donde las vetas tienen un buzamiento entre 45° y 60° con una potencia de veta de 1.2 m en promedio. Se desarrolla a partir de la galería dejando un puente de mineral y el corte es en forma ascendente.

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

2.4.2 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 desquinche la ventana de acceso (rebatido).

FIGURA 05: Método de explotación corte y relleno ascendente por lonjas verticales



FUENTE: Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga Facultad de

Ingeniería de Minas

2.5 BASES TEÓRICAS

2.5.1 Velocidad pico de partícula (PPV)

2.5.1.1 Análisis de vibraciones inducidas 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 detonado 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 vibraciones, da la efectividad relativa de la detonación de las cargas en una voladura. La amplitud de las vibraciones 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.

La mayoría de los registros emitidos por los sismógrafos actuales, graban los efectos de las vibraciones en unidades de velocidad de partícula, aunque este parámetro es usado desde hace muchas décadas es aún un concepto de difícil entendimiento. Otra manera de cuantificar la vibración en un terreno, es el desplazamiento y la aceleración de la partícula.

2.5.1.2 Modelos de la velocidad pico de partícula (PPV)

Experimentalmente se ha llegado a establecer modelos que describen la velocidad pico partícula (PPV), como una función de la carga detonada por retardo y la distancia entre cada detonación y el punto de medición. A continuación, se señalan algunos de estos modelos.

El término “D” o Distancia Escalada (SD), describe la influencia de la distancia en metros y el peso de la carga de explosivo detonado en kilogramos. Con relación a esta formulación matemática existen varios criterios de los cuales se pueden señalar los siguientes:

Criterio	Distancia Escalada (SD)
• Criterio General Exponencial	$SD = \left(\frac{d}{w^{1/2}} \right) * e^{\frac{d*b}{\alpha}}$
• Criterio general	$SD = \left(\frac{d}{w^{\beta/\alpha}} \right)$
• Langerfors (1963)	$SD = \left(\frac{d}{w^{3/2}} \right)$
• Hendron (Bulletin 656)	$SD = \left(\frac{d}{w^{1/3}} \right)$
• Devine (1962)	$SD = \left(\frac{d}{w^{1/2}} \right)$

Si son utilizadas cargas de explosivo cilíndricas, se ha visto por análisis adimensional que las distancias deben ser corregidas dividiéndolas por la raíz cuadrada de la distancia, Devine (1962) y Devine y Duvall (1963), (López Jimeno et al 1987).

Teóricamente este criterio es el que mejor representa el comportamiento de las vibraciones en el campo lejano para cargas cilíndricas, donde el análisis dimensional sugiere que las distancias deben ser corregidas dividiéndolas por la raíz cuadrada de la carga explosiva.

2.5.2 Modelo de campo lejano

Como se ha mencionado, los modelos de vibraciones que permitan predecir el nivel de vibraciones se pueden determinar a partir de mediciones de terreno, de estas mediciones se deben obtener principalmente tres antecedentes, a saber:

- El nivel de vibraciones que genera la detonación de una carga explosiva.
- La cantidad de explosivo que genera cierto nivel de vibraciones.
- La distancia de la carga al punto en el cual se mide el nivel de vibraciones.

2.5.2.1 Modelo general

$$PPV = K * D^{\alpha}$$

Donde:

PPV = Velocidad Pico de Partícula (mm/s)

D = Distancia Escalada (SD)

K = Constante del macizo rocoso

α = Factor de Atenuación

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

El término “D” o distancia escalada, describe la influencia de la distancia en metros y el peso de la carga de explosivo detonado en kilogramos por retardo. En relación a esta formulación matemática existen varios criterios derivados de los cuales se emplea comúnmente el de DEVINE.

$$V = K * \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha} \left(\frac{mm}{s} \right)$$

En la expresión de la ecuación de Devine, “W” corresponde a la carga detonada en forma instantánea en kilogramos y “d” la distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula. Teóricamente, este criterio es el que mejor representa el comportamiento de las vibraciones, para el campo lejano (aproximadamente $d > 3$ largo de la carga), generadas por el tipo de cargas explosivas usadas en voladuras a tajo abierto, esto es, columnas explosivas cilíndricas, donde se tiene por análisis adimensional que las distancias deben ser corregidas por la raíz cuadrada de la carga.

Claramente el parámetro α en la ecuación de Devine está controlado por la geometría del frente de onda en expansión, y el coeficiente de atenuación de la roca. Sin embargo, el valor de K está controlado principalmente por el explosivo y la eficiencia con la cual la presión de detonación es transmitida a la roca circundante como un esfuerzo. Los factores que controlan la transferencia de la energía del explosivo desde el taladro a la roca son la densidad y la VOD del explosivo, producto que representa la Característica de Impedancia, Z.

- Cuando la Característica de la Impedancia de la roca es igual a la Característica de impedancia del explosivo, el 100% de la energía de choque en el taladro se transmite a la roca, (es decir no hay energía reflejada devuelta al taladro).

- Cuando la Característica de la Impedancia de la roca es mayor que la del explosivo ($z < 1$) el esfuerzo reflejado a las paredes del taladro es compresivo, y el esfuerzo inducido en la masa rocosa es mayor que la presión en el taladro, con un máximo esfuerzo del doble de la presión dentro del taladro cuando $z = 0$.
- Cuando la Característica de la Impedancia de la roca es menor que la del explosivo ($z > 1$), el esfuerzo reflejado a las paredes del taladro es de tensión ($\sigma_{\text{reflected}}$ es negativo), y el esfuerzo inducido en la masa rocosa es menor que la presión dentro del taladro.
- La onda transmitida es siempre compresiva (el término σ_{rock} (roca) es siempre positivo).
- Las implicancias prácticas de estas relaciones, con respecto a las vibraciones son:
- El aumento de la densidad del explosivo y/o VOD incrementará el esfuerzo inducido en la roca circundante.
- El aumento del esfuerzo inducido en la roca incrementará el valor de K usado en la ecuación de Devine.
- Si una voladura contiene diferentes cargas y diferentes taladros, entonces se deberían usar valores diferentes de K para estimar los niveles de vibración producidos por taladros individuales.

En la tabla, se presentan diferentes valores para los parámetros del Modelo de Devine (K y Alfa), obtenidos en diferentes tipos de roca y distintas operaciones mineras. 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 01: Parámetros del modelo de vibraciones de devine

Factor de Amplitud	Factor de Atenuación	Factor de Amplitud	Factor de Atenuación
K	Alfa	K	Alfa
597	-2.34	99	-2.33
500	-2.11	227	-1.6
321	-2.39	499	-2.01
495	-2.12	175	-1.63
262	-2.28	112	-1.94
284	-1.72	428	-2.49
481	-1.74	168	-1.54
299	-2.48	703	-2.21
597	-2.32	177	-2.04
K Máximo =	703	Alfa Máximo	-2.49
K Mínimo =	99	Alfa Mínimo	-1.54
K Promedio =	357	Alfa Promedio	-2.07

FUENTE:

Esta variabilidad en los parámetros del Modelo de 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 serie de monitoreos y modelamientos, en forma independiente no sólo en cada mina si no en cada dominio geomecánico de la misma.

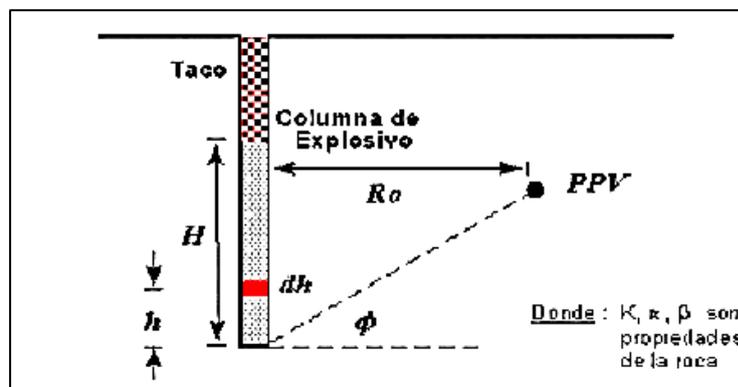
2.5.3 Modelo de campo cercano

En el campo cercano (muy cerca de los taladros donde ocurre la detonación), la ecuación se debe modificar para tomar en cuenta la forma cilíndrica de la carga explosiva.

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

$$PPV = K \gamma^\alpha \left[\int_0^H \frac{dh}{[Ro^2 + (Ro \tan\phi - x^2)^{\beta/2\alpha}]} \right]^\alpha$$

FIGURA 06: Modelamiento de vibraciones en campo cercano



FUENTE: Elaborado por Holmberg y Persson (1979)

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

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

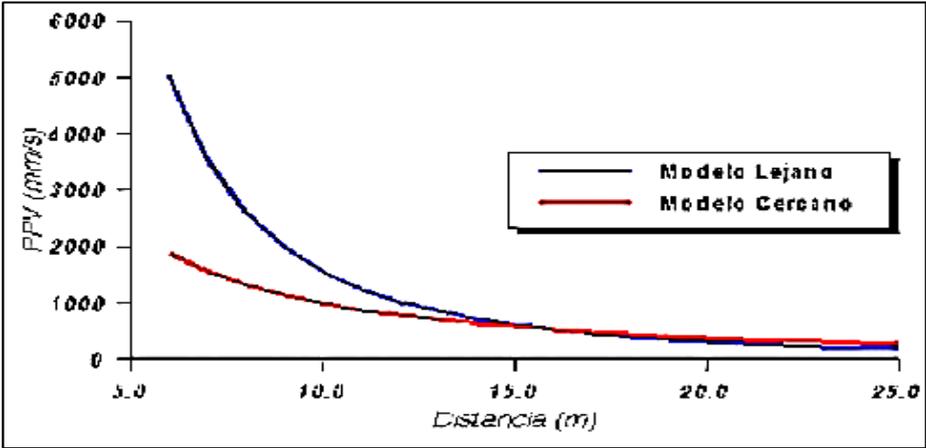
Esta relación muestra que la Velocidad Pico de Partícula (PPV), en un punto del espacio, está dada por la ubicación de este punto respecto a la carga, el tipo de explosivo y la geometría del

taladro definida por la concentración de carga lineal " γ " (Kg/m), y más importante, por las características de atenuación de cada macizo rocoso en particular (constantes K y α).

2.5.3.1 Comparación entre los modelos de Devine Y Holmberg & Persson:

Para el modelamiento en el campo cercano, se requieren primero los datos vibracionales adquiridos lo más cercanos posibles a una carga explosiva típica, con geófonos o acelerómetros de un alto rango dinámico de respuesta, capacitados para medir niveles más altos de vibraciones. Por otra parte, en el proceso de análisis, se considera la carga explosiva en forma distribuida, tomando especial importancia los aspectos geométricos y de distancia a la carga, longitud del taco, densidad lineal del explosivo, etc., a diferencia del modelamiento tradicional de Devine que utiliza una sola distancia para el total de la carga explosiva, es decir, ésta como concentrada en un punto, consideración válida para distancias de más de 2 ó 3 veces la longitud de la carga explosiva.

FIGURA 07: Comparación entre el modelo de cercano y lejano



FUENTE:

Diferencia en la predicción de Vibraciones según el Modelo Devine y Holmberg & Persson Debido justamente a esa diferencia de considerar la carga explosiva distribuida (Modelo Cercano de Holmberg & Persson) y la carga concentrada en un punto (Modelo Devine), es que ambos modelos difieren fundamentalmente en el área más cercana a la carga explosiva, produciéndose por parte del modelo Devine una sobre estimación de las velocidades de partícula, como se puede apreciar en la gráfica anterior.

2.5.4 Estimación de la velocidad pico de partícula crítica (PPVC).

Los altos niveles de vibraciones, pueden dañar al macizo rocoso, produciéndose fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. Las vibraciones en este contexto, pueden ser consideradas como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

Con bajos niveles de vibraciones, tales como los presentes a grandes distancias de las voladuras, los niveles de deformación son muy pequeños para inducir un fracturamiento del macizo rocoso. A menores distancias, las vibraciones son suficientemente altas para extender las fracturas preexistentes, pero insuficientes para inducir nuevos fracturamiento. Muy cerca de las cargas explosivas, sin embargo, los niveles de vibraciones 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 nuevos fracturamientos, 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 esta relación con la deformación, es que el análisis de velocidad pico partícula

tiene la cualidad de ser un buen método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. De acuerdo a lo indicado, se tiene lo siguiente:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{Vp}$$

Esta ecuación presenta la relación entre la Velocidad Pico de Partícula (PPV), la deformación inducida ε , para una roca con Velocidad de la Onda de Compresión; Vp . Esta ecuación supone una elasticidad lineal de la roca a través de la cual las vibraciones están propagándose y hace una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y las vibraciones inducidas.

De la ley de Hooke y asumiendo un comportamiento elástico de la roca, la Velocidad Pico de Partícula Máxima (Crítica) $PPVc$, que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra el fallamiento por tensión, es estimada conociendo la Resistencia a la Tracción σ_t , el Módulo de Young, E , y la Velocidad de propagación de la Onda P, Vp , usando la ecuación:

$$PPVc = \frac{\sigma_t * Vp}{E} \left(\frac{mm}{s} \right)$$

En función de los antecedentes proporcionados a ASP BLASTRONIC por diferentes Minas, se empleó la ecuación anterior para estimar en primera aproximación la Velocidad Pico de Partícula Máxima o Crítica para algunos tipos de roca más frecuentes.

En la tabla siguiente, se resume los datos y el valor calculado para los tipos de roca analizados.

En la última columna, se muestra el cálculo del $PPVc$, 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 (trituration), puede ser estimada como el valor aproximado a 4 veces el nivel para el daño incipiente ($4 \times PPVc$).

TABLA 02: Estimación de la velocidad pico partícula crítica teórica en distintos tipos

Tipo de Roca	Resistencia a la Tracción [MPa]	Velocidad de Onda P [m/s]	Módulo Young [GPa]	Velocidad de Partícula Crítica [mm/s]
Cuarzo-1	14.0	5 102	55.5	1 286
Brecha-1	7.3	4 298	30.2	1 037
Milonita	1.9	2 940	14.6	380
Ox-1	6.7	4 373	35.2	836
Ox-2	7.2	4 804	44.4	774
Cuarzo-2	8.4	4 207	42.7	823
Brecha-2	3.9	4 041	39.3	401
Andesita-1	14.9	4 975	67.3	1 100
Diorita	13.2	4 650	48.6	1 260
Brecha-3	11.3	4 650	58.3	900
Pórfido-1	6.7	3 829	31.2	823
Pórfido-2	5.1	3 661	46.6	401

de roca

FUENTE:

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

Los valores de Velocidad Pico de Partícula Crítica calculados en la tabla anterior, 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 campo, que den cuenta cuantitativamente del daño y que permitan establecer con mayor precisión e in-situ, la capacidad del macizo rocoso para soportar niveles de vibraciones en el rango estimado.

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 por 3 mecanismos que son; la generación de nuevas grietas en la roca al superar un nivel crítico de velocidad pico de partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases, y finalmente, la desestabilización de bloques, cuñas, etc., debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. De estos mecanismos, es importante reconocer que los dos primeros afectan al campo cercano (< 50 metros del límite de la voladura), mientras que el último mecanismo puede ocurrir en el campo lejano (> 50 metros).

2.6 PROPIEDADES DE FRECUENCIA Y TIEMPO EN VOLADURA

La amplitud, frecuencia, y duración de las vibraciones en el macizo rocoso cambian mientras se propagan a través de éste, debido a:

- La interacción con varios medios geológicos e interfaces estructurales.
- La expansión del grupo de ondas a través de la dispersión.
- La absorción, la cual es mayor para las frecuencias más altas.

Cerca de la voladura el carácter de las vibraciones es afectado por los factores del diseño de voladura y la geometría de la mina, particularmente el peso de la carga explosiva por retardo, intervalo de retardo, y hasta cierto punto la dirección de iniciación, burden y el espaciamiento. A distancias mayores los factores del diseño de voladura se vuelven menos críticos y el medio de transmisión de la roca y la sobrecarga del macizo rocoso dominan las características de la onda.

Las amplitudes de velocidad de partícula dan cuenta de la energía sísmica que viaja desde un material dentro de otro, probablemente por conservación de la energía. Sin embargo, la

frecuencia de las vibraciones y consecuentemente las amplitudes de desplazamiento y aceleración dependen fuertemente del medio de propagación. La sobrecarga de los taladros, también como las distancias absolutas largas (opuestas a las escaladas) crean grupos de ondas de larga duración y baja frecuencia esto aumenta la respuesta y potencial de daño de las estructuras próximas.

Las frecuencias menores a 10 Hz producen desplazamientos del macizo rocoso y altos niveles de tensión, y también se acoplan eficientemente dentro de las estructuras donde las frecuencias de resonancia típicas son de 4 a 12 Hz para los movimientos de deformación transversal y vertical. Las características de frecuencia de las vibraciones de voladura dependen fuertemente de la geología y de los intervalos de retardo utilizados para secuencia de la voladura.

Terremotos, voladuras nucleares, y voladuras en minas de gran envergadura, producen vibraciones del macizo rocoso potencialmente dañinas, también como lo hacen otras fuentes de vibración estáticas y cuasiestáticas (tráfico, manejo de pilas, bombas sónicas, etc.). El primer resumen de vibraciones de voladuras en 1942 de la Oficina de Minas de Estados Unidos examinó los niveles de vibraciones de terremotos y las intensidades Mercalli correspondientes para el daño producido, y concluyó que estas no se aplican a las vibraciones generadas por las voladuras. Los terremotos producen eventos de muy baja frecuencia y larga duración, a diferencia de las voladuras que son eventos de alta frecuencia y corta duración.

Los niveles de aceleración son comúnmente usados por los sismólogos para cuantificar el potencial de daño de un terremoto. Estos pueden ser de niveles moderados y aún más bajos que los generados por una voladura; sin embargo, sus bajas frecuencias producen desplazamientos y altas velocidades de partícula. Como un ejemplo, Richter establece que una aceleración de 0.1g a 1 Hz es ordinariamente considerada dañina en la sismología de terremotos, la velocidad de partícula y el desplazamiento correspondiente son 155.9 mm/s y 24.8 mm respectivamente,

asumiendo el movimiento armónico simple. La misma aceleración a 20 Hz solo produciría una velocidad de partícula de 7.8 mm/s y un desplazamiento de 0.06 mm. Richter también observa que el potencial de daño de una vibración dada depende de su duración, con 0.1 g a 1 Hz es probable que no se produzca daño para eventos de pocos segundos, pero sí muy serios para eventos del tipo terremotos de 25 a 30 segundos.

2.7 INSTRUMENTACIÓN PARA MONITOREAR LAS 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.

Por ello para 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, se debe 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 del macizo rocoso, producto de dichas voladuras, usando los siguientes componentes:

- Transductores (geófonos o acelerómetros) que se instalan en forma solidaria a la roca.
- Un sistema de cables que llevan la señal captada por los transductores al equipo de monitoreo.
- Un equipo de adquisición, el cual recibe la señal y la guarda en la memoria.

- Un computador, el cual tiene incorporado el software requerido para el traspaso de la información desde el equipo monitor, para su posterior análisis.

2.7.1 Transductores de vibraciones

Gran parte de las capacidades y ventajas de la técnica de monitoreo de vibraciones descansa en la habilidad para recolectar datos de vibraciones de buena calidad. La característica de estos datos tiene directa relación con el tipo de transductor utilizado, la técnica empleada para su instalación y orientación.

Existe una gran variedad de estos equipos disponibles en el mercado, que tienen la capacidad de medir velocidad o aceleración de partículas. Su función es convertir el movimiento físico generado durante el paso de las vibraciones, en una señal de voltaje equivalente, según sea su sensibilidad. Los transductores deben reunir algunas consideraciones prácticas, como son las siguientes:

Costo. - En muchos casos es necesario instalar transductores permanentes en el macizo rocoso, lo que evita efectos superficiales y permite un análisis completo de una voladura. Bajo estas circunstancias los equipos no pueden recuperarse y el costo de cada unidad debe ser minimizado.

Precisión. - Gran parte del tiempo, esfuerzo y recursos están dedicados a la instalación de los transductores de vibraciones; es importante entonces que ellos sean confiables en el largo plazo.

Relación señal-ruido. - Si la salida del transductor es grande en relación a los niveles de ruidos, los problemas detectados en minas subterráneas respecto de campos magnéticos pueden ser minimizados.

Los dos tipos básicos de transductores usados para medir las vibraciones del macizo rocoso son el acelerómetro y el geófono.

2.7.1.1 Acelerómetros

Los acelerómetros del tipo piezoeléctrico tienen alta frecuencia natural y una respuesta lineal bajo su frecuencia resonante. La señal de salida es proporcional a la aceleración, la cual debe por lo general ser amplificada previamente a su grabación. Los acelerómetros reúnen los datos especificados, por lo general son livianos, robustos, pero caros. Son más complejos de usar, ya que requieren equipamiento auxiliar como fuentes de poder y pre amplificadores, los cuales pueden inducir problemas de ruidos eléctricos significativos.

Los acelerómetros pueden ser recomendables cuando los transductores son instalados en superficies, siendo necesario recalcar que se requiere cierta experiencia para la interpretación de los registros de aceleración, en particular a bajas frecuencias.

FIGURA 08: Modelos de acelerómetros



FUENTE:

Características Generales: Mejor respuesta en un amplio rango de frecuencias (1Hz a 20.000Hz).

- Su unidad de medida es el g ($1g=9.8 \text{ m/s}^2$), con rangos de 0-250g.
- No poseen partes móviles, lo que resulta en una mayor fiabilidad.
- La deformación del cristal piezoeléctrico genera voltajes muy pequeños que deben amplificarse con elementos externos.
- Son de pequeño tamaño.

2.7.1.2 GeófonoS

Los geófonos entregan una medición directa de la velocidad y consisten por lo general en un sistema de bobina móvil soportada por resorte, y un imán fijo. Al contrario del acelerómetro, el geófono opera sobre su frecuencia natural. Cuando se miden frecuencias muy bajas, la salida se ve influenciada por sus características de respuesta.

La señal resultante en términos del nivel de vibración debe ser corregida adecuadamente.

FIGURA 09: Geófenomeno triaxial



FUENTE:

El geófono no es tan robusto como el acelerómetro, por lo cual podría eventualmente dañarse si es mal manipulado. Los geófonos son relativamente baratos y su señal de salida es simple de

analizar, no requieren fuente de poder adicional y normalmente no es necesario pre amplificar su señal, antes de su grabación.

Cuando los transductores a instalar no son recuperables, es preferible utilizar geófonos sensibles a la velocidad. Poco es lo que se puede hacer para mejorar el rango de respuesta dinámica de éstos, por lo tanto, debe tenerse el cuidado de no usarlos donde sus especificaciones probablemente puedan ser excedidas.

Mediante la comparación entre la señal obtenida por un geófono y la señal registrada por un acelerómetro en el mismo punto, se ha demostrado que los geófonos están inhabilitados para responder a altas frecuencias, lo que sin embargo no es impedimento en su capacidad para medir velocidad pico de partícula, según los requerimientos de los datos antes mencionados. Como regla general se puede establecer que resulta inadecuado usar un transductor de velocidad del tipo bobina móvil, cuando las frecuencias dominantes sean probablemente muy superiores a los 500 Hz.

En primera instancia el equipo de vibraciones debe ser tal que los geófonos asociados a la medición sean los adecuados para medir el nivel de vibraciones esperado, es decir si su sensibilidad es la adecuada. Para tal efecto se debe conocer los niveles máximos esperados en la medición, tanto en frecuencia como velocidad, para determinar si los geófonos son aptos para ello.

Características Generales:

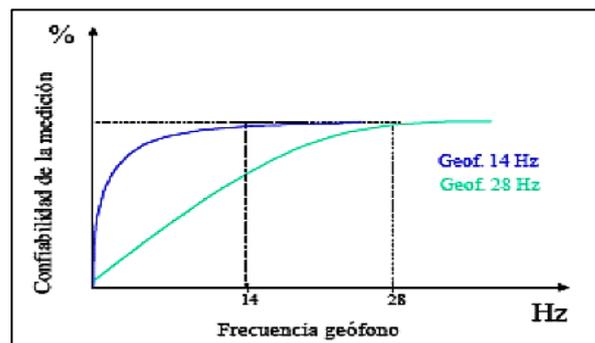
- Su unidad de medida es el Volt/mm/s
- Entregan una medición directa de la velocidad
- Miden bien en el rango de 1mm/s hasta 1200mm/s
- Su respuesta a la frecuencia varía entre 4.5 a 1000 Hz
- La sensibilidad varía entre 0.003Volts/[mm/s] a 0.041Volts/[mm/s]

2.7.1.3 Frecuencias de registro de los geófonos

Se distinguen dos tipos de geófonos, los de campo cercano y los de campo lejano, los cuales poseen un rango de aceptabilidad en la medición que depende de frecuencia que es capaz de registrar, diferenciando los geófonos de 14 Hz y 28 Hz. Los geófonos de 14 Hz son capaces de medir vibraciones a partir de esa frecuencia con perfecta precisión, mientras que los geófonos de 28 Hz son capaces de medir vibraciones a partir de frecuencias sobre los 28 HZ.

La siguiente figura da cuenta de la precisión de la medición respecto al nivel de frecuencia esperado en el registro.

FIGURA 10: Confiabilidad de la medición por tipo de geófono



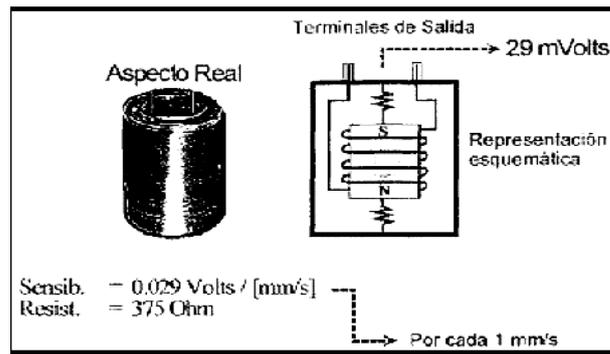
FUENTE:

2.7.1.4 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 vibraciones 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.

FIGURA 11: Sensibilidad de un geófono



FUENTE:

2.7.1.5 Máximo desplazamiento del geófono

Los geófonos son bobinas que al moverse producen un voltaje inducido, pero este movimiento no puede ser infinito ni mucho menos, por lo que los geófonos poseen una característica que se refiere a su máximo desplazamiento permitido, por lo tanto, los geófonos son capaces de registrar vibraciones reales siempre y cuando el desplazamiento del geófono no exceda cierto valor. Comúnmente los geófonos utilizados tienen un desplazamiento máximo de 2 mm.

2.7.2 Número de transductores

El número de transductores usados depende de la cantidad de información requerida, por lo tanto, existen arreglos de geófonos uniaxiales, los cuales miden la velocidad de partículas en un solo eje, arreglos biaxiales que consisten en dos geófonos orientados en dos ejes y arreglos triaxiales los que permiten registrar la velocidad de partículas en los tres ejes, lo que permite obtener el módulo del vector de velocidad de partículas.

Si el interés principal es confirmar la detonación de cada carga (o grupo de cargas en cada retardo), o la medición de la dispersión de los retardos, entonces se requerirá sólo un transductor y su localización no será muy crítica.

Si se desea examinar la contribución de cada carga de la voladura, o si el interés es conocer la forma de la onda por cada componente, debe ser conocida la fuente generadora de cada vibración. Esto requiere una cuidadosa ubicación y número de transductores a utilizar. Para un adecuado análisis de la detonación de diferentes decks de cargas en coordenadas X, Y, Z, junto a la velocidad de propagación, se necesita un mínimo de 5 transductores.

En la práctica, el número de transductores se incrementa según la complejidad del diseño y cantidad de información necesaria. Cuando se utiliza un gran número de decks por cada taladro, en el registro de vibraciones a cada uno de estos decks se le debe asociar una determinada señal de vibraciones, para lo cual se deben instalar geófonos a diferentes profundidades.

El uso de arreglos triaxiales a diferentes profundidades inmediatamente atrás de las voladuras, se utiliza particularmente en voladuras de minas subterráneas. La dirección de movimiento de la bobina móvil al paso de cada vibración determina si el primer arribo de la señal es positivo o negativo, de acuerdo a esto, la dirección de viaje de las ondas puede ser determinada la localización relativa de la fuente emisora.

2.7.2.1 Instalación de transductores

Gran parte de las capacidades y ventajas de la técnica de monitoreo de vibraciones descansa en la habilidad para recolectar datos de vibraciones de buena calidad. La característica de estos datos tiene directa relación con la técnica empleada para instalar y orientar los transductores.

La relación ortogonal entre las 3 componentes de un arreglo triaxial, se logra ubicando cada una de las tres componentes sobre las caras opuestas de un pequeño trozo de barra en ángulo rígido no conductor. Es necesario mantener una disposición coherente de las tres componentes que asegure, al momento de la instalación, que los primeros arribos de las señales sean de signo positivo o negativo, y esto se mantenga constante.

2.7.2.2 Orientación

Para realizar una adecuada interpretación de los datos de vibraciones, que permitan analizar la secuencia real de iniciación de un determinado número de taladros, en asociación con la posición relativa entre ésta y el transductor, es necesario tener absoluta certeza de la orientación real del transductor.

2.7.2.3 Acoplamiento

Una vez que el transductor está ubicado en el taladro del monitoreo y correctamente orientado, su posición debe ser asegurada por medio de cemento con características de hormigón, el cual proporciona mejor acoplamiento. Se debe en lo posible realizar esta operación dentro de un taladro que tenga la mínima diferencia entre los diámetros, pero que facilite la operación. La idea en definitiva es disminuir la zona de interfase entre los dos medios esto es, la roca y el instrumento detector.

Los sismógrafos contienen tres Geófonos, los cuales montados adecuadamente registran las tres ondas: vertical, longitudinal y transversal. Cada una de estas tres componentes del movimiento del macizo rocoso tendrá una velocidad pico partícula (PPV) 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 de partícula.

2.7.2.4 Equipo de adquisición

Los transductores son comúnmente instalados en un arreglo triaxial, y la señal de cada uno es recolectada separadamente. En algunos casos, se requieren múltiples canales, cada uno de los cuales puede ser amplificado o atenuado. Después de esta amplificación (o atenuación), las

señales de salidas de los transductores son grabadas como una señal análoga o convertidas en señal digital y grabadas.

El tipo de equipo seleccionado debe en general poseer las siguientes características principales:

- Múltiples canales de adquisición
- Diferentes rangos de entrada para cada canal
- Cubrir un ancho de banda entre 1Hz a 5kHz
- Velocidad de conversión (AD) y almacenamiento.
- Bajo consumo de energía que facilite su independencia
- Algún grado de portabilidad (tamaño y peso)
- Iniciación remota o automática (según un umbral o circuito abierto)
- Adecuada protección física para el trabajo en el campo.

FIGURA 12: Equipo minimate plus – instantel



FUENTE:

2.7.2.5 Modo de activación del sismógrafo

Por Cable Cortado: El equipo se activa con el inicio de la voladura debido a que el equipo se encuentra conectado a la misma por un cable que le da inicio. La ventaja de este método es poder verificar los tiempos de salida de cada taladro y hacer un diagnóstico general de la voladura. Este método es deseable en el campo cercano.

Por Umbral (threshold): El equipo se activa una vez que se supera un determinado nivel de perturbación ajustado previamente por el usuario. Se tiene la ventaja de poder posicionarse a gran distancia de la voladura.

2.7.3 Equipo de análisis

La información de vibraciones es comúnmente realizada en un computador personal. El análisis de los datos requiere de un conjunto Computador y Software con capacidades para un manejo integral de la forma de onda, y donde las principales tareas que deben realizar, son las siguientes:

- Desplegar múltiples señales
- Amplificación de partes de la señal total (efecto zoom)
- Cursor móvil sobre la señal para un análisis acucioso de los tiempos y amplitudes
- Derivación, Integración de Inversión de las ondas
- Generar el vector suma de tres componentes ortogonales
- Despliegue de las señales en el dominio de la frecuencia
- Filtro de frecuencia
- Comunicación externa hacia impresora o plotter.

2.8 ONDAS PRIMARIAS

2.8.1 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.

$$V_p = (E (1 - \sigma) / (\rho (1 - 2\sigma) (1 + \sigma)))^{0.5} \quad (\text{Ecuación. 07})$$

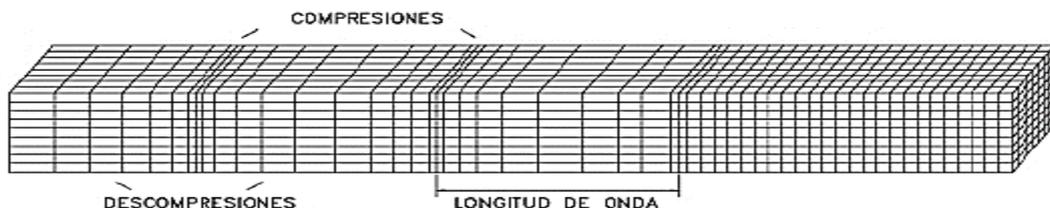
Donde:

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

FIGURA 13: Onda de compresión dirección de movimiento de partícula \longleftrightarrow



FUENTE:

2.8.2 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 está dada por la ecuación 8.

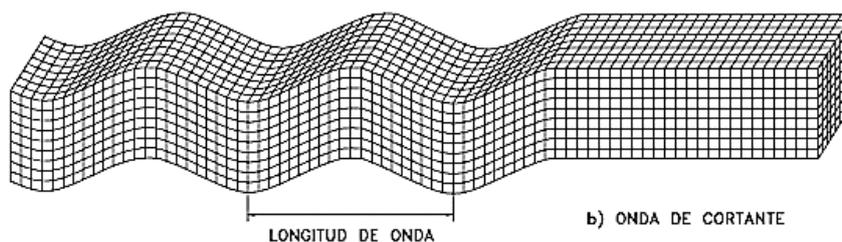
$$V_s = (E / (2\rho (1 + \sigma)))^{0.5} \quad (\text{Ecuación. 08})$$

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".

FIGURA 14: Ondas transversales dirección de movimiento de partícula



FUENTE:

2.8.3 Ondas secundarias

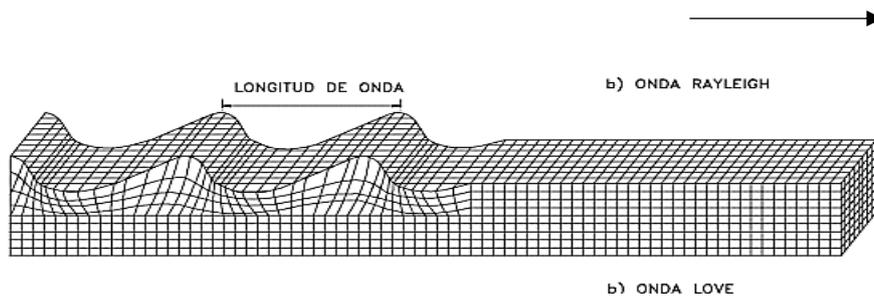
2.8.3.1 Ondas love

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



FIGURA 15: Dirección de movimiento de partícula



FUENTE:

2.8.3.2 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: $V_r = 0.9 V_s$.

FIGURA 16: Dirección de movimiento de partícula



FUENTE:

2.8 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. 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 y sobrerotura.

2.9 VARIABLES QUE INFLUYEN EN LAS VIBRACIONES

2.9.1 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 puede 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.

2.9.2 Carga operante

En voladura donde se emplea más número 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 tiempos 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.

$$V \propto Q^a \quad (\text{Ecuación. 09})$$

Donde:

V: Velocidad de vibración de (mm/s)

Q: Carga Operante (Kg)

a: Factor Exponencial

2.9.3 Distancia al punto de la voladura

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

$$V \propto \frac{1}{D^b} \quad (\text{Ecuación 10})$$

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 debido a la atenuación de componentes de la onda de alta frecuencia ya que la tierra

actúa como un filtro. Así a grandes distancias de las voladuras las vibraciones del terreno obtendrán más energía en el rango de las frecuencias bajas.

2.9.4 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.

2.9.5 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.

2.9.6 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 (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 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 Novel's Explosives. 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.

2.9.7 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).

CAPITULO III

MÉTODOLOGIA DE TRABAJO DE LA INVESTIGACIÓN

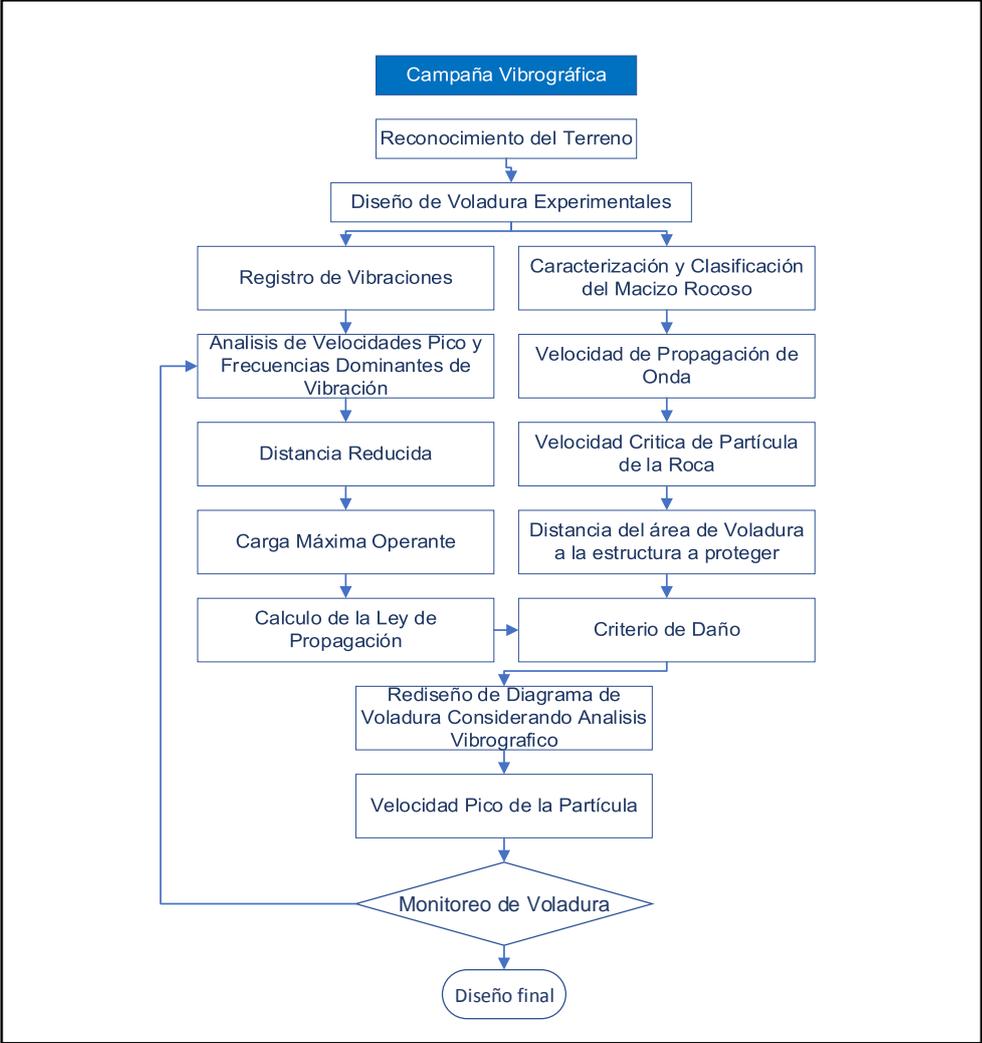
El siguiente trabajo realiza el proyecto de rampa 3124 con el objeto de disminuir el daño ocasionado por la voladura (Sobre excavación). El análisis de vibración permite establecer un comportamiento en función a la distancia y carga operante representado por una curva potencial denominado “Ley de Atenuación 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 y Minimate Plus™ que cuentan con registro de calibración vigente.

El plan de trabajo consta como inicio la caracterización del macizo en cada metro de avance realizado por la voladura mediante mapeos geomecánico, que contribuyeron a la determinación de parámetros los cuales aportan para su clasificación y por sobre todo establece 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 de cada disparo efectuado para su modelamiento, considerando cargas operantes y distancias al punto de la voladura experimentales, los cuales se realiza del 01 al 25 de mayo del 2018 con un total de 38 sismogramas.

Los sismos o movimientos terrestres son el resultado de la liberación súbita de energía (Voladura), en el interior de la tierra, esta 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 secundarias).

FIGURA 17: Metodología de proyecto de tesis



FUENTE:

3.1 CARACTERIZACIÓN Y CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Se inicia el proyecto clasificando el macizo roco. Los parámetros son analizados según Bieniawski. Para este análisis se utiliza las siguientes formulas:

Resistencia a la compresión uniaxial (σ_c)

$$\sigma_c = 10^{0.00088 \cdot IR \cdot d^{-1.01}}$$

Donde:

IR: Índice de rebote del martillo Schmidt

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca

d : Peso Específico de la roca

RQD (Rock Quality Designation)

$$RQD = 100 \cdot e^{-0.0001 \cdot N} \cdot 0.1 \cdot 1$$

Donde:

N : N° de discontinuidades por metro lineal

Espaciamiento de discontinuidades

Se realiza el análisis estadístico, para determinar el espaciado con mayor frecuencia.

TABLA 03: Toma de datos de desplazamiento

Espaciado (mm)	Espaciado	N° de datos
mayor a 2000		
600 a 2000		
200 a 600		
60 a 200		
TOTAL		

FUENTE:

Condición de discontinuidades

La roca se presenta en todo ese dominio estructural:

- Ligeramente rugosa.
- Apertura promedio 0.1 mm a 1.0 mm.
- Relleno duro mayor a 5 mm.
- Moderadamente intemperizado.

Aguas subterráneas

Presencia de agua y la cantidad que exista en la zona de análisis.

RMR ajustado

Análisis según la clasificación de Bieniawsky 1989. La tabla 04 indica las diferentes categorías del tipo de tipo de macizo rocoso, donde indica algunas características.

TABLA 04: Tipo de roca según la Clasificación de Bieniawsky 1989

TIPO MACIZO ROCOSO	CLASE	COLOR	R.M.R.	ALGUNAS CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO
BUENA	II	VERDE	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	AMARILLO	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	ANARANJADO	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.

FUENTE: Elaborado por Bieniawsky

Índice de Calidad de la masa rocosa (Q).

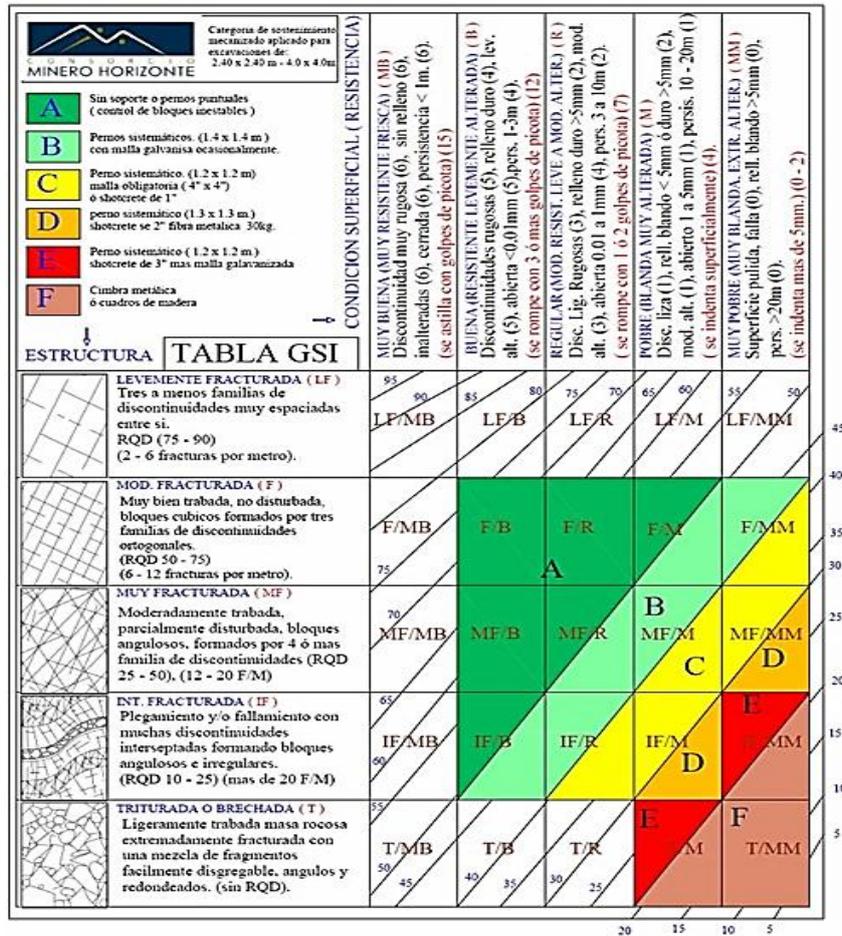
El índice Q (Nick Barton) se determinó a partir de la relación logarítmica que establece (Bieniawsky, 1989) en función del RMR, para luego determinar el valor con la fórmula despejada. El valor nos ayudara a estimar la velocidad de Propagación de onda, el cual es el objetivo de caracterización de la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

$$\text{RMR} \square 9 \ln Q \square 44 \qquad Q = e^{\left(\frac{\text{RMR}-44}{9}\right)}$$

Índice de resistencia geológica (GSI)

El Índice de Resistencia Geológica (GSI) establecido por (Hoek y Marinos, 2000); esta dado por dos condiciones, la primera es la resistencia a los golpes con picota y la segunda al número de fracturas por metro línea el cual se obtiene mediante la fig. 18.

FIGURA 18: Índice De Resistencia Geológica (GSI). CMH. Sección 4x4. m²



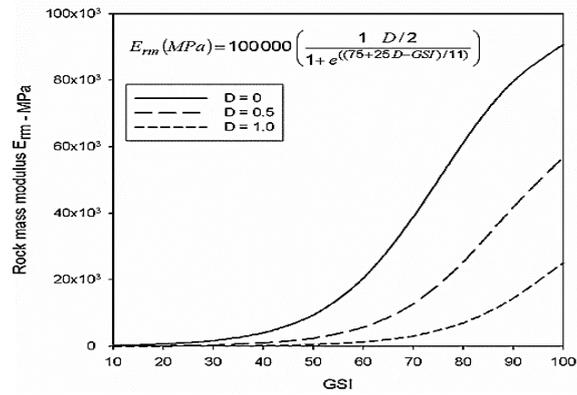
FUENTE: Departamento de geología del consorcio minero horizonte

GSI □ RMR₈₉ □ 5

Deformabilidad de la roca intacta (E_i)

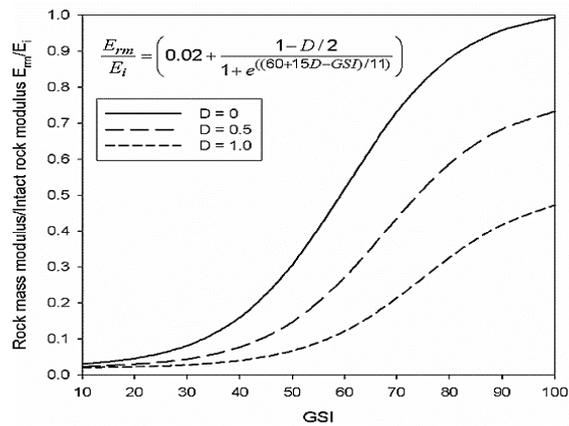
Evert. Hoek and MS. Diederichs, han propuesto dos ecuaciones para estimar de forma empírica el módulo de deformación de la masa rocosa (E_m) y la roca intacta (E_i) que están basadas en el Índice de Resistencia Geológica (GSI) y el factor de daño a la masa rocosa (D) las fig. 19 y fig. 20 muestran las 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.

FIGURA 19: Curvas del Factor de Daño Em



FUENTE:

FIGURA 20: Curvas del Factor de daño E_m/E_i



FUENTE:

Se consideró “D” con un valor de 0.5, por la sobre excavación de las labores ya que no se observa medias cañas y deformación en los hastiales y corona.

3.2 SOBRE EXCAVACIÓN EN LABORES DE AVANCE

Se realiza un análisis del estado actual, con una evaluación y diagnóstico de 9 frentes de disparo de la mina Consorcio Minero Horizonte, por medio de un levantamiento en terreno de la información.

El caso estudio se analiza en la mina Milagros

Los datos que se requieren son:

- Avance metros lineales (mensual)
- Datos topográficos de sobre excavación (mensual)
- Fotografía ADAM que es la fotografía Adam (Labores analizadas)

Los resultados obtenidos determinaran la sobre excavación se encuentra en lo planificado o no planificado.

3.3 ANALISIS Y MODELAMIENTO DE LAS VIBRACIONES

El modelamiento se lleva a la velocidad de partícula y la frecuencia esto será proporcionado por instrumentos de medición en situ y nos da como resultado el análisis estocástico 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.

a. Medicación Vibrográfico

Análisis de la carga operante y las distancias del punto de disparo al de medición fueron variando para generar distancias reducidas variables.

$$DR = \frac{d}{\sqrt[3]{Q}}$$

Donde.

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 es el de Devine (modelo General), considera la geometría de la carga y empleado para el estudio del comportamiento de atenuación de Velocidades de Vibración.

$$V = K * \left[\frac{d}{Q^3} \right]^{-\alpha}$$

Modelo General

$$V = K * DR^{-\alpha}$$

Donde:

V = Velocidad de Partícula (mm/s)

DR = Distancia Escalar

K = Factor de Velocidad

α = 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).

Se realiza la lectura y el análisis de la sismográfica en las tres propagaciones de onda (longitudinal, transversal y vertical).

Se analiza estos diseños para saber el rendimiento en términos de eficiencia, detonación, precisión de los retardos y el desarrollo correcto del disparo.

3.4 ANALISIS 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 está 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.

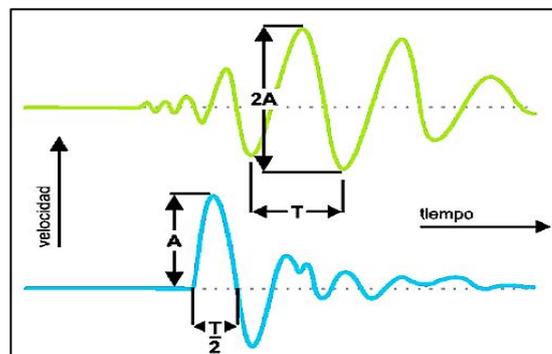
Frecuencia: es el número de veces que una partícula se desplaza hacia delante y atrás en un segundo. El movimiento completo se conoce como oscilación o ciclo.

Periodo: es la inversa de la frecuencia.

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

En la figura 21, se muestran en detalle cada una de estas características para una onda ideal.

FIGURA 21: Características de la Onda Ideal.



FUENTE:

V = Amplitud de la Vibración (mm/s)

T = Periodo de la onda (ms)

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

Los sismógrafos contienen 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.

3.4.1 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.

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.

3.4.1.1 Modelo general

$$V = K * DR^{-\alpha}$$

Donde:

V = Velocidad de Partícula (mm/s)

DR = Distancia Escalar

K = Factor de Velocidad

α = 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). En relación a esta formulación matemática existen varios criterios derivados de los cuales se emplea comúnmente el de Devine.

$$V = K * \left[\frac{d}{Q^{\frac{1}{3}}} \right]^{-\alpha}$$

La 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, este 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 explosivas cilíndricas, donde se tiene por análisis adimensional que las distancias deben ser corregidas por la raíz cúbica de la carga.

3.4.1.2 Modelo Holmberg & Persson

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

$$V = K * d^{-\beta} Q^{\alpha}$$

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

En la Tabla 05, 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 05: Variabilidad en los parámetros del Modelo de Vibración Devine

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

FUENTE:

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.

3.5. 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 esta 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 en 1994 acerca del comportamiento de la Propagación de la onda en función al índice de calida 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 cálculo para nuestro estudio.

$$V_p \approx 3500 \approx 1000 \log(Q)$$

3.5.1 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 esta relación con la deformación, es que el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un buen método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. De acuerdo a lo indicado:

$$e \approx \frac{V_{crit}}{V_p}$$

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.

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 Módulo de Young, (E_i) y la Velocidad de propagación de la Onda (V_p). (Ecuación 17)

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

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 Crítica de la roca (mm/s).

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

3.6 ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE LOS RETARDOS

Se realiza el análisis de los tiempos de retardos, monitoreando la carga explosiva, se extrae el tiempo de detonación asociados al retardo nominal.

Se analiza los tiempos obtenidos para cada uno de los retardos de la serie LP empleados en la voladura, diseño de malla de perforación y análisis estadístico.

3.7 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.

3.8 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.

3.9. 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 curva potencial que representa aproximadamente el comportamiento de las vibraciones de partícula.

Data Vibrográfica

La correlación de cómo resultado la siguiente expresión

$$V \propto K \propto DR^a$$

La ecuación potencial precedente da como resultado un factor de Amplitud (K) con un factor de Atenuación (a), para una Granodiorita de roca mala.

$$DR = \frac{d}{\sqrt[3]{Q}}$$

3.10. CRITERIO DE DAÑOS

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

3.10.1 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.

3.10.2 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.

La velocidad y frecuencia en macizos rocosos influyen en la respuesta que la estructura (edificación) tenga, así.

TABLA 06: Probabilidad de daño de la velocidad y frecuencia en macizo rocoso

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

FUENTE:

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 07, 08 y 09).

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 07: Nivel de daño en taludes

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

FUENTE:

TABLA 08: Nivel de daño en taludes

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

FUENTE:

TABLA 09: Nivel de daño en taludes

BAUER Y CALDER	
EFEECTO 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

FUENTE:

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.

$$\varepsilon = \frac{V_{\text{Critica}}}{V_p}$$

Donde:

□: Deformación inducida (mm/m).

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

3.11. 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, por considerar en su cálculo parámetros como velocidades límites y esfuerzos de tensión inducidos por voladura dada por la siguiente expresión.

$$DBI = \frac{V_{\text{critico}} * \rho * V_p}{K_v * \sigma_t}$$

Donde:

σt: Esfuerzo de tracción inducido (MPa).

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

Vcrit: Velocidad Crítica de la roca (mm/s).

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

Kv : Factor de Volabilidad.

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.

3.11.1 Esfuerzo de tracción inducido (σ_t)

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

$$\sigma_t = \varepsilon * E_i$$

3.12. ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA CORREGIDO (RQDE)

El RQDE es uno de los parámetros importantes que propone Deere definido como el producto entre el índice de calidad RQD (Rock Quality Designation) y el coeficiente de alteración JSF (tabla 10), que tiene en cuenta la resistencia de las discontinuidades en función de la abertura de éstas y el tipo de relleno que lo constituye.

TABLA 10: Resistencia de las discontinuidades en función de la abertura de éstas y el tipo de relleno que lo constituye

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

FUENTE:

3.13. FACTOR DE VOLABILIDAD (KV)

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

$$K_v = 1.97 \ln(RQDE)$$

3.14. CARGA OPERANTE MÁXIMO (QMAX)

A partir de los valores empíricos determinados la carga operante máximo permisible se determina 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.

$$V = 868.75 * d^{-1.5047} * Q^{0.5}$$

CAPITULO IV

CARACTERIZACION Y CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO

El objetivo es clasificar el macizo rocoso de la excavación horizontal donde se realiza el proyecto, a continuación, tenemos el parámetro analizado por Bieniawski.

4.1 RMR (ROCK MASS RATING) DE BIENIAWSKI

El Rock Mass Rating (RMR) se determinó mediante mapeos geomecánicos en situ a cada tramo de avance por voladura (mapeo de líneas por detalle) en una longitud aproximadamente de 100 m de avance, el valor comprende a un promedio correspondiente a la longitud estimada. La tabla de valoración se encuentra en el anexo 01.

4.1.1 Resistencia a la compresión UNIAXIAL (σ_c)

$$\sigma_c = 10^{0.00088 \cdot IR + d - 1.01} \quad (\text{Ecuación. 01})$$

Donde:

IR: Índice de rebote del martillo Schmidt

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca

d: Peso Específico de la roca

Resultados

IR: 24.63. Se saca un promedio eliminando los datos mayores y menores

d: 26.46 KN/m³ Se realiza en laboratorio con roca saturada.

Entonces reemplazando en la ecuación 1.

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 \cdot 24.63 + 26.46 - 1.01)} \sigma_c = 38.33 \text{ MPa}$$

Valoración:4

4.1.2 Rqd (Rock Quality Designation)

Para el cálculo de RQD emplearemos la siguiente fórmula:

$$RQD = 100 \cdot e^{-0.1 \cdot N} \quad (Ecuación. 02)$$

Donde:

N : N° de discontinuidades por metro lineal

Resultados

N : 1550 (promedio para nuestro mapeo). Longitud de la línea: 100 m

Entonces reemplazando en 2

$$N = 1550/100 = 15.05 \text{ discontinuidades. /m.}$$

$$RQD = 100 \cdot e^{-0.1 \cdot 15.05} = 55.6\%$$

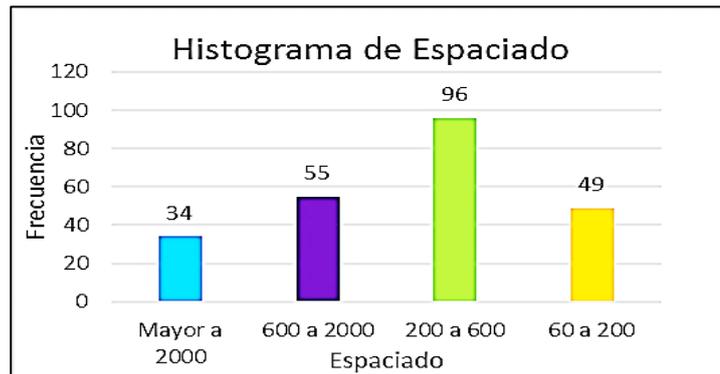
$$RQD = 55.6\%$$

Valoración: 10

4.1.3 Espaciamiento de discontinuidades

Se empleó un procedimiento estadístico para determinar el espaciamiento con mayor frecuencia (fig. 22) de un total de 200 datos (tabla 11).

FIGURA 22: Espaciamiento de discontinuidades



FUENTE:

TABLA 11: Espaciamiento de discontinuidades

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

FUENTE:

Espaciamiento 200 mm a 600 mm. El espaciamiento con mayor frecuencia con 96 datos.

Valoración: 10

4.1.4 Condiciones de discontinuidades

La roca presenta en todo ese dominio estructural

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

Valoración: 10

4.1.5 Aguas subterráneas

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

Valoración: 4

Sumando los valores anteriores se tiene.

RMR (Básico): 38

4.1.6 RMR Ajustado

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

RMR (Ajustado): $38+0$: 38

El valor corresponde según la Clasificación de Bieniawsky 1989 (Tabla 12) y empelada en Consorcio Minero Horizonte, 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 12: Tipo de roca según su clasificación

TIPO MACIZO ROCOSO	CLASE	COLOR	R.M.R.	ALGUNAS CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO
BUENA	II	VERDE	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	AMARILLO	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	ANARANJADO	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.

FUENTE: Bieniawsky 1989

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

El valor nos ayudara a estimar la velocidad de Propagación de onda, el cual es el objetivo de caracterización de la masa rocosa en este estudio.

$$RMR \square 9INQ \square 44 \quad (\text{Ecuación. 03})$$

$$Q = e^{\left(\frac{RMR-44}{9}\right)}$$

Entonces reemplazando en la Ecuación 3.

$$Q = e^{\left(\frac{38-44}{9}\right)}$$

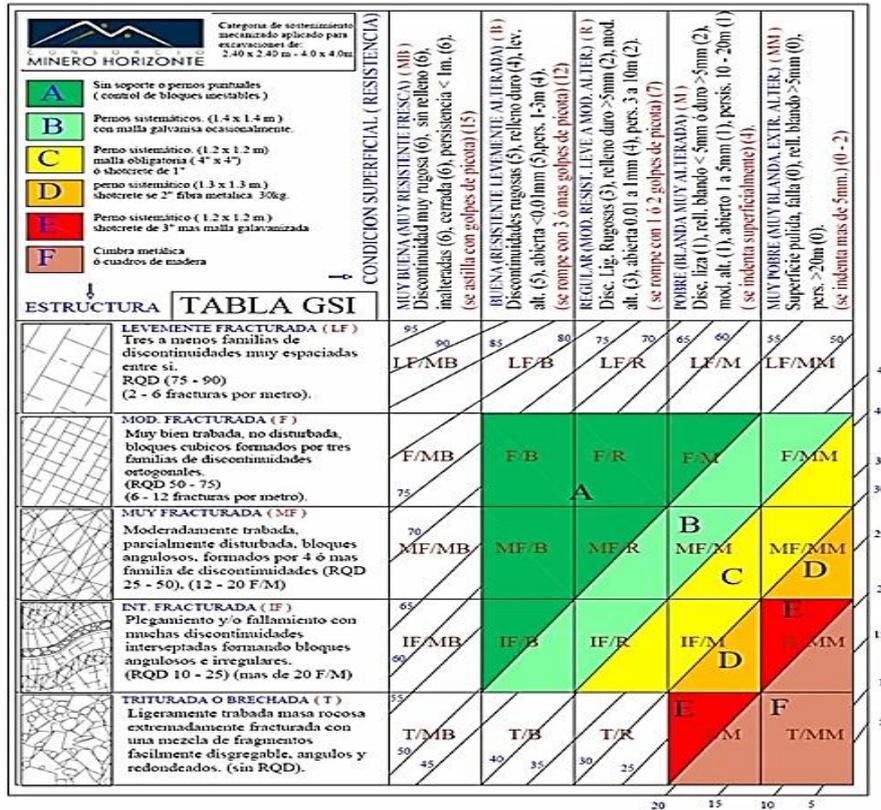
$$Q \square 0.51$$

4.3 ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI)

El Índice de Resistencia Geológica (GSI) establecido por (Hoek y Marinos, 2000), está dado por dos condiciones, la primera es la resistencia a los golpes con picota y la segunda

al número de fracturas por metro línea el cual se obtiene mediante el fig 23 o según la expresión de la ecuación 4.

FIGURA 23: Índice De Resistencia Geológica (GSI). CMH. Sección 4x4 m²



FUENTE: Departamento De Geología Del Consorcio Minero Horizonte

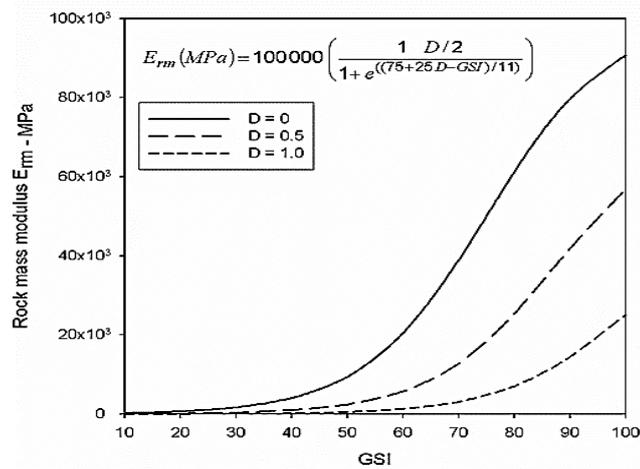
$GSI \square RMR_{89} \square 5$ (Ecuación. 04)

$GSI \square 38 \square 5$ Por lo tanto $GSI = 33$

4.4 DEFORMABILIDAD DE LA ROCA INTACTA (E_i)

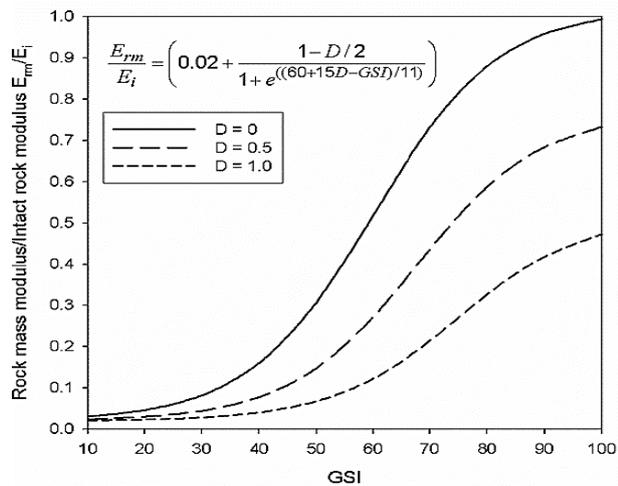
La figura 24 y 25 muestran las curvas del factor de daño que se considera en tres estados: sin daño, daño moderado, daño severo a los cuales les asigna los valores de 0, 0.5 y 1 respectivamente.

FIGURA 24: Curvas del Factor de Daño E_m



FUENTE:

FIGURA 25: Curvas del Factor de daño E_m/E_i



FUENTE:

Se consideró “D” con un valor de 0.5, por la sobre excavación de las labores ya que no se observa medias cañas y deformación en los hastiales y corona.

Luego el módulo de elasticidad de la roca intacta estaría dado reemplazando en la ecuación 5 y 6 de las figuras anteriores.

$$E_{rm} = 100000 \left[\frac{1-0.5/2}{1+e^{(75+25*0.5-33)/11}} \right] \quad (\text{Ecuación. 5})$$

$$E_{rm} = 525.1434155$$

$$E_{rm}/E_i = \left[0.02 + \frac{1-0.5/2}{1+e^{(60+25*0.5-33)/11}} \right] \quad (\text{Ecuación, 6})$$

$$\frac{E_{rm}}{E_i} = 0.040125 \quad E_i = 13087.7MPa = 13.09 GPa$$

4.5 SOBRE EXCAVACION EN LAS GALERIAS

Se realiza un análisis del estado actual, con una evaluación y diagnóstico de 9 frentes de disparo de la mina Milagros, por medio de un levantamiento en terreno de la información.

4.5.1 Caso de estudio

Análisis en base a datos-información mina Milagros:

- Avance metros lineales (mensual)
- Datos topográficos de sobre excavación
- Fotografía ADAM

Se realiza la actividad en las galerías indicadas en la siguiente tabla:

TABLA 13: Posturas a analizar

Fecha Voladura	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	07-oct
Labor	Gl. 3017	Rp 3209	Rp 2918	Gl. 3017	Gl. 3017	Rp 3209	Gl. 3017	Rp 2918	Gl. 3017
Sección	4 X 3,9	4 X 20	4 X 5	4 X 3,9	4 X 3,9	4 X 20	4 X 3,9	4 X 5	4 X 3,9

FUENTE: mina Milagros

Se busca que todos los modelos estén concentrados al 100%, sin imperfecciones, sin espacios.

Se define los siguientes parámetros:

- Información de sub o sobre excavación.
- Mina Milagros.

Labores:

- Rampa 3124
- Rampa 2705
- Rampa 2918
- Rampa 3209
- Rampa 3124
- Cx 3086
- Cx 3082
- Galería 3017
- Galería 3014

Con la referencia de búsqueda de información, se determinan los siguientes puntos de toma de los perfiles topográficos en el sector indicado.

TABLA 14: Posturas donde se realizan el análisis

Fecha	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	07-oct
Tronadura	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct	06-oct
Labor	Gl. 3017	Rp 3209	Rp 2918	Gl. 3017	Gl. 3017	Rp 3209	Gl. 3017	Rp 2918	Gl. 3017
Sección	4 X 3,9	4 X 20	4 X 5	4 X 3,9	4 X 3,9	4 X 20	4 X 3,9	4 X 5	4 X 3,9
DTM	DTM126 89	Mari na	DTM124 49	Volad o	DTM129 76	DTM129 78	Error en topo	DTM130 27	Estér

FUENTE: mina Milagros

Se revisa el plano de avance de fotografías correspondiente a la mina Milagros, obteniéndose 5 DTM realizados.

La toma de los perfiles topográficos o modelos 3D de la excavación son el producto de 16 fotografías + 4 puntos coordenados y una específica metodología de trabajo en terreno.

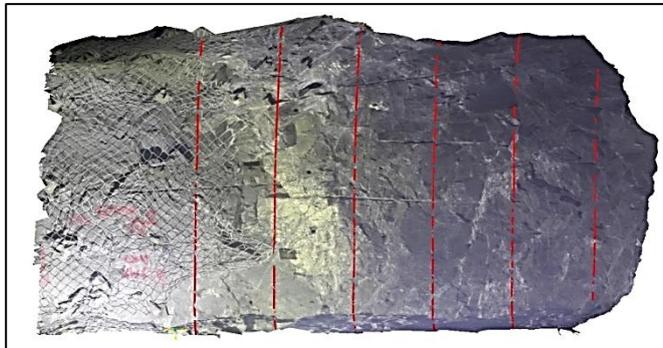
Con el procesamiento de los datos (Fotografías + coordenadas), se obtiene una excavación de avance. Está constituido por una malla triángulos e imágenes en 3D adheridas entre sí.

A raíz que las fotografías son tomadas bajo superficie sostenida y con la metodología de trabajo en terreno, la visualización del DTM contiene las superficies como si estuviésemos en la mina, un frente de avance, conformado por una superficie fortificada (Perno, Shotcrete), y otra superficie con roca descubierta.

Todos los datos necesarios para el estudio se obtienen de la superficie o triangulación de roca descubierta. Por ese motivo se procesa el DTM con el fin de recortar la superficie o triangulación Shotcrete, y manteniendo la roca. Esto se debe realizar a la totalidad de modelos en 3D que contenga la superficie estudiada.

Los perfiles topográficos utilizados para el estudio se obtienen de la superficie roca.

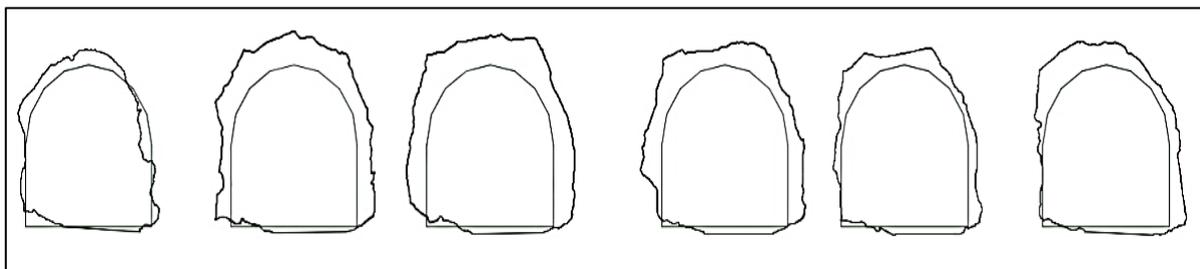
FIGURA 26: ADAM



FUENTE:.

A continuación, se debe procesar cada perfil exportado comparando las secciones obtenidas del modelo 3d, con las secciones diseño o teóricas.

FIGURA 27: Sobre excavación teórico & real



FUENTE:

4.5.2 Resultados obtenidos

4.5.2.1 Sobre excavación

Para contrastar la información de los perfiles obtenidos a través modelos en 3D, se necesita saber cuál es el tamaño de la sección proyectada para ese túnel. Esta información se obtiene del plano oficial sector Milagros.

TABLA 15: Resultado de sobre excavación

DTM	Perfil	Metro	Área real excavada [m ²]	Área sección Proyectada(teórico) [m ²]	Sección proyectada [%]	Dif. Real excavada [m ²]	Sobre excavación [%]
12689	P1	0,5	19,6	15,6	100	4,0	25,64
	P2	1	20,8	15,6	100	5,2	33,33
	P3	1,5	22,4	15,6	100	6,8	43,59
	P4	2	19,3	15,6	100	3,7	23,72
	P5	2,5	19,5	15,6	100	3,9	25,00
	P6	3	17,4	15,6	100	1,8	11,54
12449	P1	0,5	20,4	15,6	100	4,8	30,77
	P2	1	19,6	15,6	100	4,0	25,64
	P3	1,5	20,4	15,6	100	4,8	30,77
	P4	2	19,7	15,6	100	4,1	26,28
	P5	2,5	23,5	15,6	100	7,9	50,64
	P6	3	19,5	15,6	100	3,9	25
12976	P1	0,5	22,1	15,6	100	6,5	41,67
	P2	1	21,5	15,6	100	5,9	37,82

	P3	1,5	19,7	15,6	100	4,1	26,28
	P4	2	19,3	15,6	100	3,7	23,72
	P5	2,5	21,1	15,6	100	5,5	35,26
	P6	3	20,4	15,6	100	4,8	30,77
12978	P1	0,5	21,7	15,6	100	6,1	39,10
	P2	1	20,4	15,6	100	4,8	30,77
	P3	1,5	20,6	15,6	100	5,0	32,05
	P4	2	17,9	15,6	100	2,3	14,74
	P5	2,5	22,5	15,6	100	6,9	44,23
	P6	3	18,8	15,6	100	3,2	20,51
13027	P1	0,5	22,9	15,6	100	7,3	46,79
	P2	1	18,2	15,6	100	2,6	16,67
	P3	1,5	18,6	15,6	100	3,0	19,23
	P4	2	20,5	15,6	100	4,9	31,41
	P5	2,5	20,7	15,6	100	5,1	32,69
	P6	3	20,3	15,6	100	4,7	30,13

FUENTE:

El DTM12689 es el que más se acerca a las dimensiones de la sección proyectada con una sobre excavación promedio del 27,14 %.

El DTM12976 es el que mayor diferencia respecto a la información de la sección proyectada, este sobrepasa el 32,59 de sobre excavación.

El promedio de sobre excavación por DTM analizado es el siguiente:

TABLA 16: Promedio de sobre excavación

DTM	Postura	Sobre
		excavación
		[%]
12689	C45 N Ac5	27,14
12449	C29 S XC5	31,52
12976	C43 S Z40	32,59
12978	C47 S Z49	30,24
13027	Z41 HW C45	29,49
Promedio Total		30,19

FUENTE:

CAPITULO V

ANÁLISIS Y MODELAMIENTO DE LAS VIBRACIONES

Se entiende por modelamiento al análisis de 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.

5.1 MEDICIÓN VIBROGRÁFICA RP 3124

El periodo de medición comprendió desde el 01 al 25 de septiembre obteniéndose un total de 18 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.

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

Donde.

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.

$$V = K * \left[\frac{d}{Q^{\frac{1}{3}}} \right]^{-a} \quad (\text{Ecuación 12}).$$

Modelo General

$$V = K * DR^{-\alpha} \quad (\text{Ecuación, 13}).$$

Donde:

V = Velocidad de Partícula (mm/s)

DR = Distancia Escalar

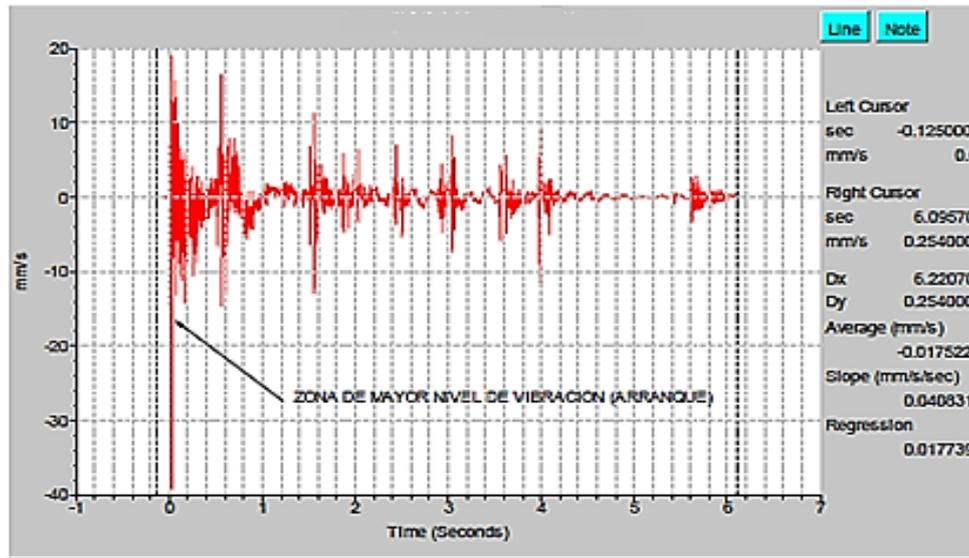
K = Factor de Velocidad

α = 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 4 x 4.25 ms) inicial se mantuvo 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 28), 20% en los arrastres, 5% en los taladros de contorno ayudas, 5% ayuda de cuadrador. Por consiguiente, se considera como centro de gravedad de la voladura el arranque a partir del cual se realiza el análisis de atenuación vibración.

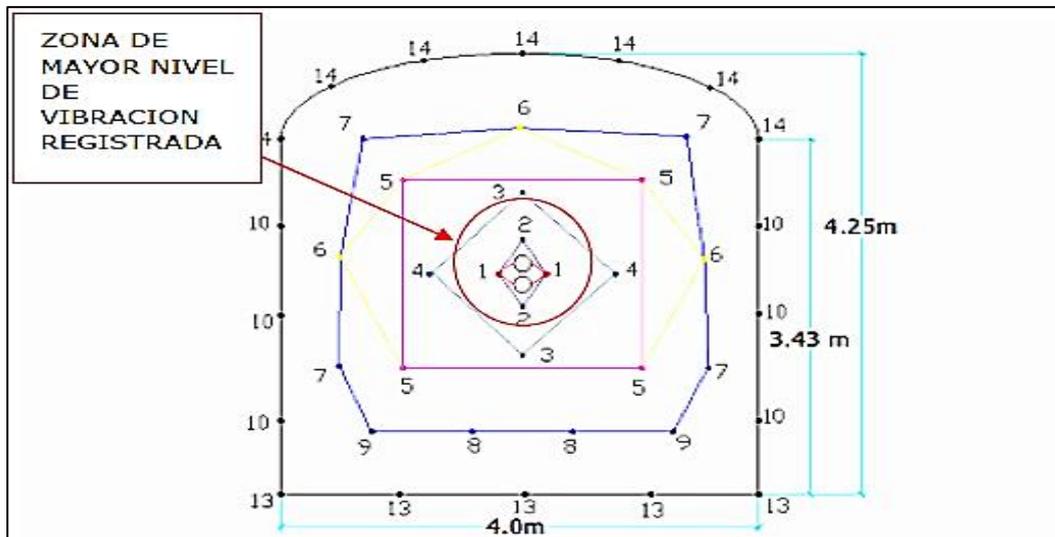
Como VPP de cada lectura fue considerada la mayor respecto a las tres direcciones de propagación no así a la VPP resultante emitido por el sismógrafo.

FIGURA 28: Zona de mayor vibracion



FUENTE:

GRAFICO 29: Malla de perforación inicial Rampa 3124



FUENTE:

TABLA 17: Diseño de distribución de carga

Taladros	N° Tal.	Emulnor 3000	Cart/Tal	Total
Arranque	2	1" x 12"	10	20
1 Ayuda	2	1" x 12"	9	18
2 Ayuda	4	1" x 12"	8	32
3 Ayuda	4	1" x 12"	8	32
Ayuda de arrastre	4	1" x 12"	7	28
Ayuda de cuadrador	4	1" x 12"	5	20
Ayuda de corona	3	1" x 12"	4	12
Arrastres	5	1" x 12"	9	45
Cuadradores	6	1" x 7"	5	30
Corona	7	1" x 7"	3	21
Alivios de contornos	0			
Taladros rimados	2			
Taladros Cargados	41			258

FUENTE:

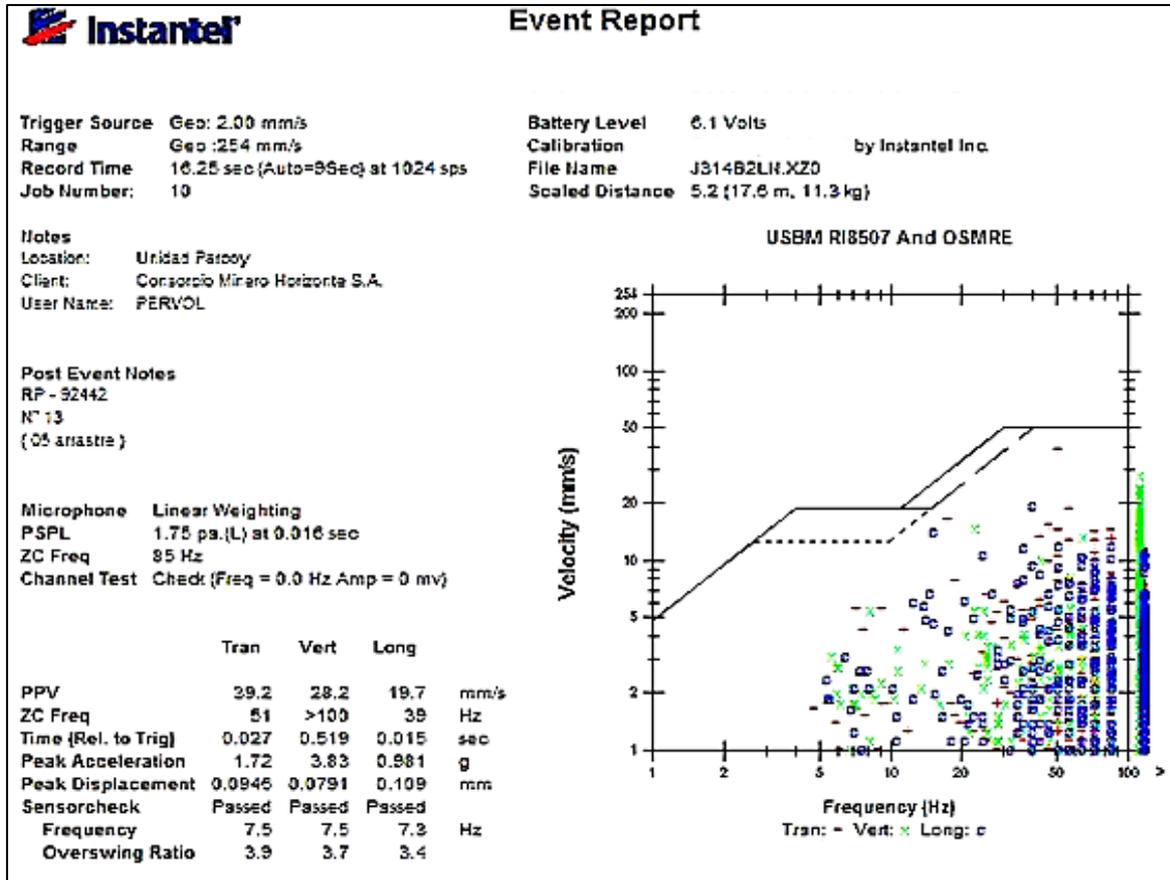
TABLA 18: Diseño de distribución de carga

Longitud de taladro	3	m
Volumen roto	61	m ³
Toneladas rotas	132,6	Tn
Avance promedio	3	m
Factor de Carga	1,58	kg/m ³
Factor de Potencia	0,52	kg/Tn

FUENTE:

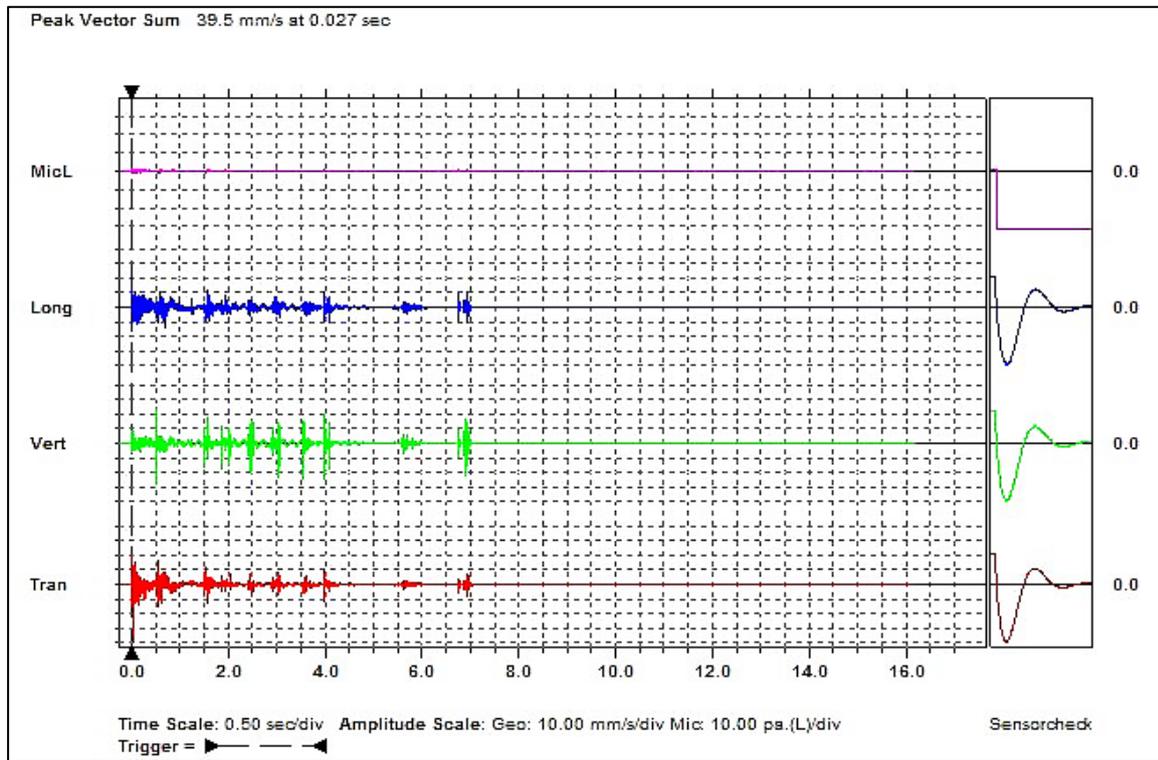
Las zonas enmarcadas en color blanco en el diseño de malla muestran las secciones de voladura que dan niveles máximos de vibración en gran parte de las mediciones y los números indican el retardo de periodo largo empleado en la voladura.

FIGURA 30: Resumen de la lectura sismográfica en las tres propagaciones de onda Longitudinal, Transversal y Vertical.



FUENTE:

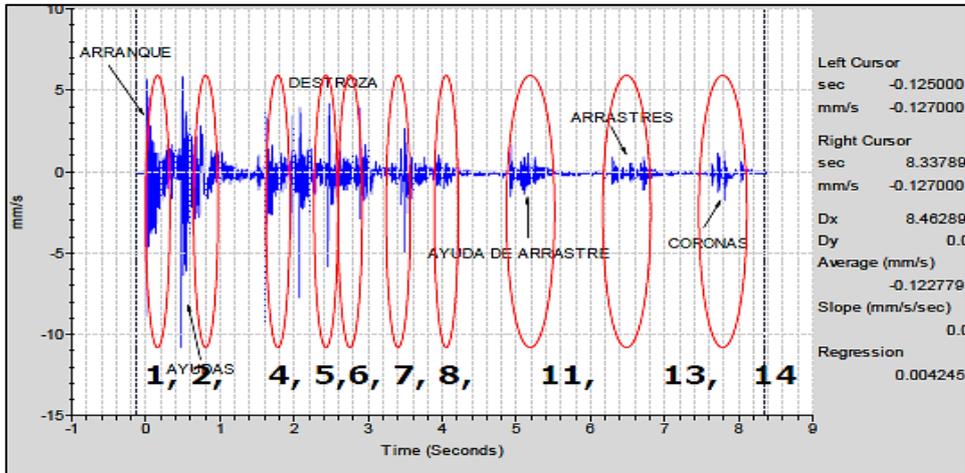
FIGURA 31: Lectura sismográfica en las tres propagaciones



FUENTE:

Cada registro de los monitoreos, es analizado de varios aspectos, como son: investigar el rendimiento del diseño en términos de su eficiencia de detonación 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.

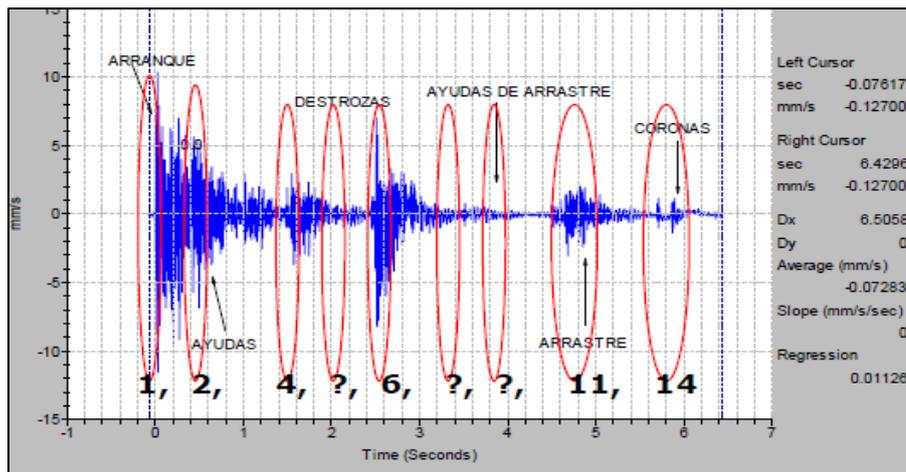
FIGURA 32: Eficiencia de los retardos del registro 01



FUENTE:

En el Sismograma 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.

FIGURA 33: Eficiencia de los retardos del registro 02



FUENTE:

El histograma del mismo diseño de voladura inicial muestra que no hay liberación de energía en los números 5,7 y 8 (Figura 33) el número 5 no detono, el 7 detono por simpatía y el 8 se cortó según el diseño de voladura previo, que en conclusión representa una mala voladura.

La base del análisis es el registro de vibración propiamente tal, es posible obtener con exactitud los tiempos de detonación de cada carga (y por lo tanto el rendimiento o 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 32) y uno que indica la existencia de varios problemas en el funcionamiento del diseño o su ejecución (Figura 33).

5.2. 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, esta también es conocida como Velocidad sónica por el comportamiento de propagación parecido al que tiene la propagación de las ondas del sonido.

Se tiene la siguiente relación y cálculo para nuestro estudio.

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

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

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

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

5.2.1. Velocidad Crítica de Partícula (Vcrit)

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.

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

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

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

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.

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

$V_{mm\ s\ crit} = 783.64$ / 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 5.2.

TABLA 19: Criterio de Diseño considerando. V_{crit}

CRITERIOS DE DISEÑO CON LA VELOCIDAD CRITICA DE VIBRACION DE PARTICULA	
$V_{crit} = (0.1 \sigma_c V_p) / E$	Determinación de la Velocidad Critica
$4 V_{crit}$	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

FUENTE:

Siendo el valor calculado para el tramo en estudio

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

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.

TABLA 20: Tipos de roca analizados.

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

FUENTE:

Los valores de Velocidad de Partícula Crítica calculados en la Tabla 20, 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 20, 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 causado se da principalmente por 3 mecanismos que son; La generación de nuevas grietas en la roca al superar un nivel crítico de velocidad partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases, y finalmente, la desestabilización de bloques, cuñas.

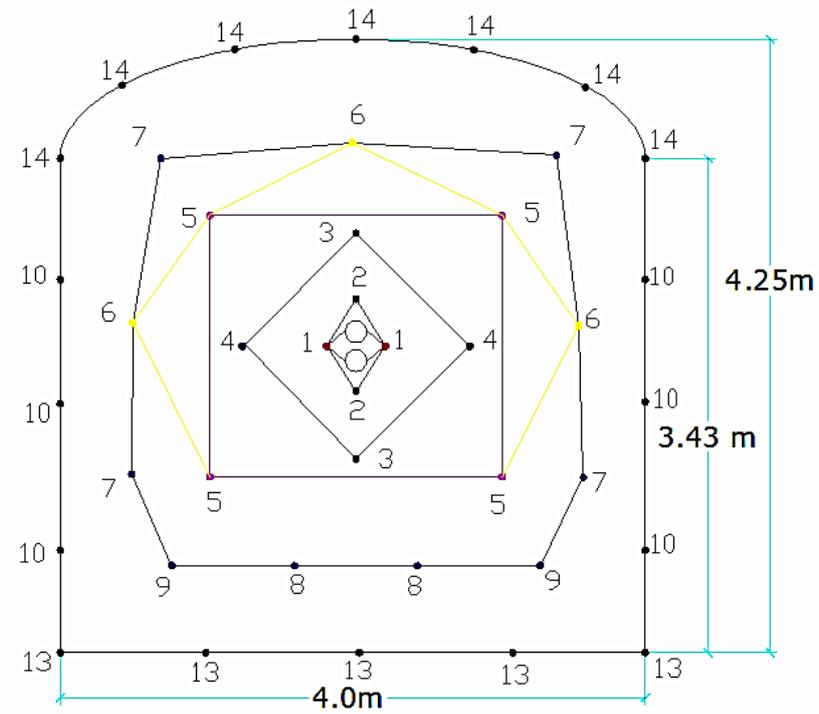
Debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. De estos mecanismos, es importante reconocer que los dos primeros afectan al campo cercano (<50 metros del límite de la voladura), mientras que el último mecanismo puede ocurrir en el campo lejano (> 50 metros).

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.

5.3 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 21 muestra como ejemplo los tiempos obtenidos para cada uno de los retardos de la Serie LP empleados en la voladura (Fig. 34) 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.

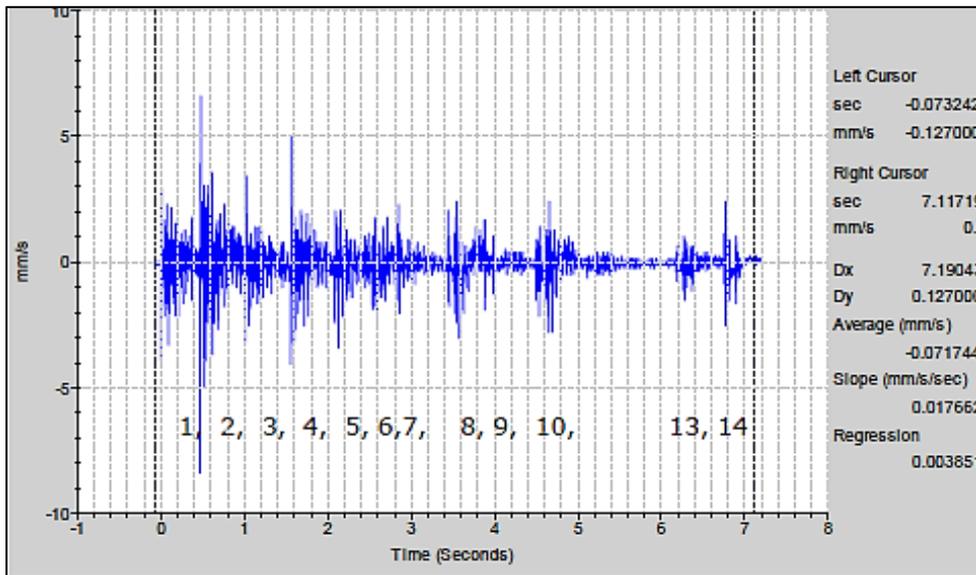
FIGURA 34: Diseño de malla de perforación Rampa 3124



FUENTE:

En el sismograma de la figura 35 se puede estimar los tiempos de salida de cada retardo y estimar cuales fueron las que fallaron atribuyendo a ello el grado de dispersión que estima el fabricante comparación del estimado por el sismograma.

FIGURA 35: Sismograma 03



FUENTE:

TABLA 21: Resumen y análisis de los tiempos de retardos

Nº 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						

FUENTE:

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 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.

5.4 DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA

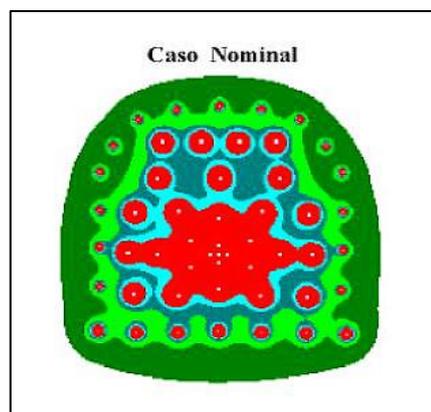
En base a los diseños teóricos asociados a las voladuras evaluadas, es posible realizar un análisis de la distribución de la energía o factor de carga, tanto a nivel de disparo completo como al sector específico del arranque.

La Figura 36, 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 37, 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. Las 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.

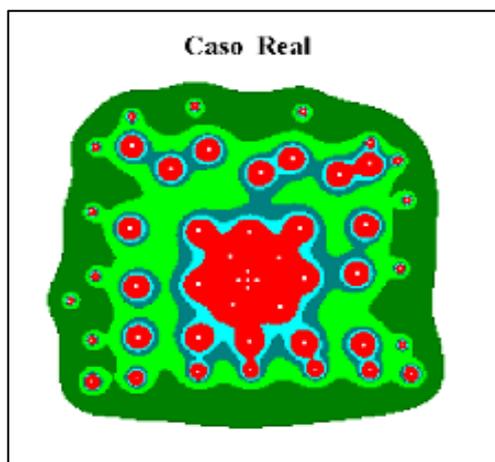
Si algunas perforaciones se acercan en demasía, puede ocurrir una interacción negativa entre algunas de las cargas explosivas, significando el no funcionamiento o la detonación deficiente de ellas. Las consecuencias de tal efecto tienen gran influencia en el rendimiento general del diseño, (avance, granulometría, 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 36: Distribución espacial de energía para el disparo



FUENTE:

FIGURA 37: Distribución espacial de energía para el disparo

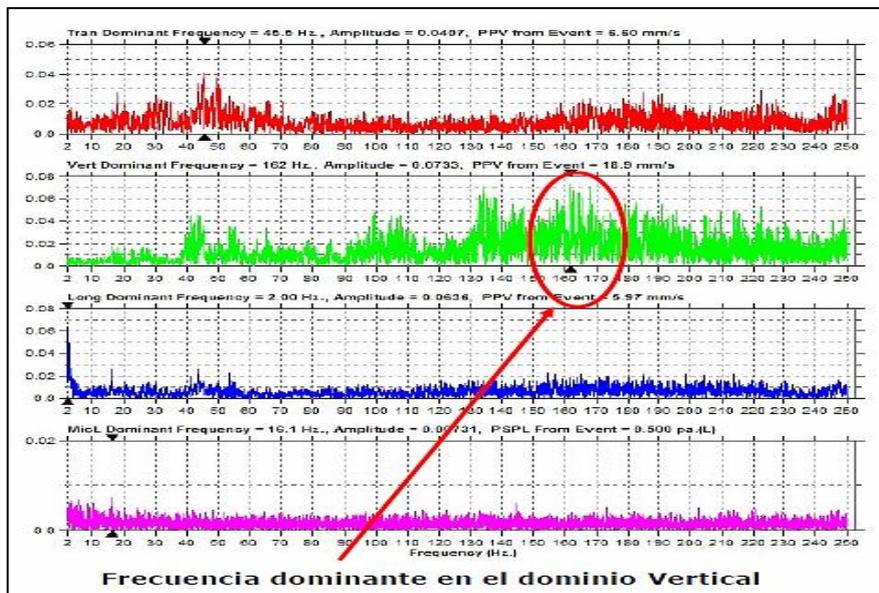
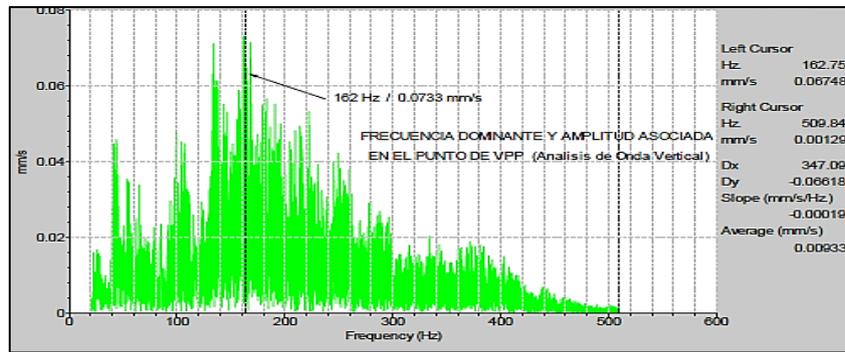


FUENTE:

5.5 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 38, 39 Y 40: Dominio de frecuencias en las direcciones de propagación, longitudinal, transversal y vertical



		FFT Report	
Trigger Source	Geo: 2.00 mm/s	Battery Level	62 Volts
Range	Geo :224 mm/s	Calibration	by Instantel Inc.
Record Time	16.25 sec (Auto=9Sec) at 1024 sps	File Name	J314B2G3.5C0
Job Number:	T	Scaled Distance	5.9 (16.4 m, 7.6 kg)
Notes			
Location:	Unidad Farboy		
Client:	Consorcio Minero Horizonte S.A.		
User Name:	PERVOL		
Post Event Notes			
CX11050 N° 5 (04 Segundas Ayudas)			

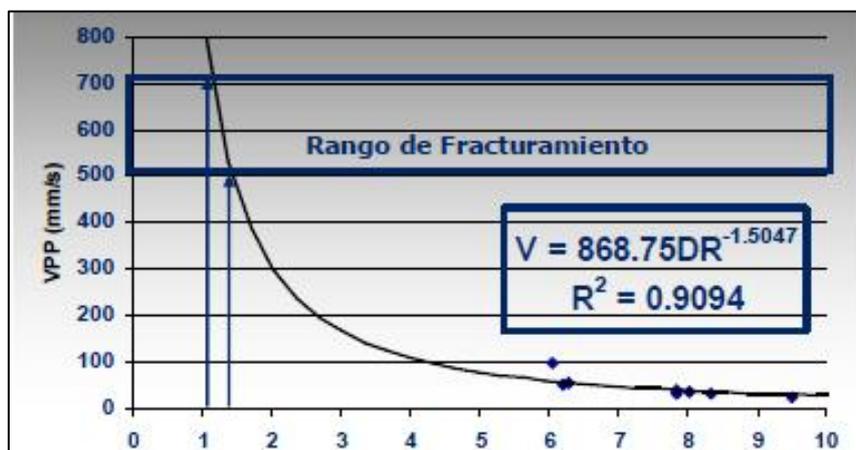
FUENTE:

En la figura 38,39 y 40 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 determinada la frecuencia dominante. Esta puede ser analizada en cualquiera de los cuadrantes según propósitos del análisis.

5.6 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 curva potencial (figura 41) que representa aproximadamente el comportamiento de las vibraciones de partícula. Cabe resaltar que se eliminaron datos por la mala ubicación de los puntos en los que se evalúa, por lo que sus valores no presentaban relación con alguna con las características de peso de carga, distancia del frente disparado y calidad de la roca.

FIGURA 41: Velocidades pico (VPP) y distancia reducida (DR). Distancia reducida



FUENTE:

TABLA 22: Data obtenida de la Ley de Atenuación.

RESUMEN DATA VIBROGRAFICA RP92442S				
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

FUENTE:

Data Vibrográfico

La correlación de cómo resultado la siguiente expresión

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

$$V = 868.75 \times DR^{-1.5047} \quad (\text{Ecuación. 14})$$

Donde

$$K = 868.75$$

$$\alpha = -1.5047$$

En la figura 41 se establece el rango de fracturamiento establecido por la velocidad crítica del macizo rocoso (limitado por el rectángulo azul).

La ecuación potencial precedente (ecuación 14) da como resultado un factor de Amplitud (K) de 868.75 con un factor de Atenuación (α) de - 1.5047, para una Granodiorita de roca mala.

$$DR = \frac{d}{\sqrt[3]{Q}} \quad (\text{Ecuación. 15})$$

Reemplazando la ecuación 14 en 15 (Ley de Atenuación) se tiene.

$$V = 868.75d^{-1.5047} Q^{0.5} \quad (\text{Ecuación. 16})$$

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

$$V = K \times d^{-\beta} \times Q^{\alpha}$$

Donde:

$$K = 868.75$$

$$\beta = -1.5047$$

$$\alpha = 0.5$$

5.7 CRITERIO DE DAÑOS

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.

$$\varepsilon = \frac{559.64}{3306.18} = 0.169 \text{ mm/m}$$

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.

5.8 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 Rampa 3124, por considerar en su cálculo parámetros como velocidades límites y esfuerzos de tensión inducidos por voladura dada por la siguiente expresión.

$$DBI = \frac{V_{critico} * \rho * V_p}{K_v * \sigma_t}$$

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 siguiente 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.

5.8.1 Esfuerzo de tracción inducido (σ_t)

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

$$\sigma_t = \varepsilon * E_i \quad (\text{Ecuación 17})$$

Entonces:

$$\sigma_t = 0.169 * 22.64$$

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

5.9 ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA CORREGIDO (RQDE)

El RQDE es uno de los parámetros importantes que propone Deere definido como el producto entre el índice de calidad RQD (Rock Quality Designation) y el coeficiente de alteración JSF (tabla 23), 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 23: RQDE propuesto por Deere

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

FUENTE:

Luego de la tabla anterior se tiene.

RQDE $\square\square 0.8\square 55.6\%$

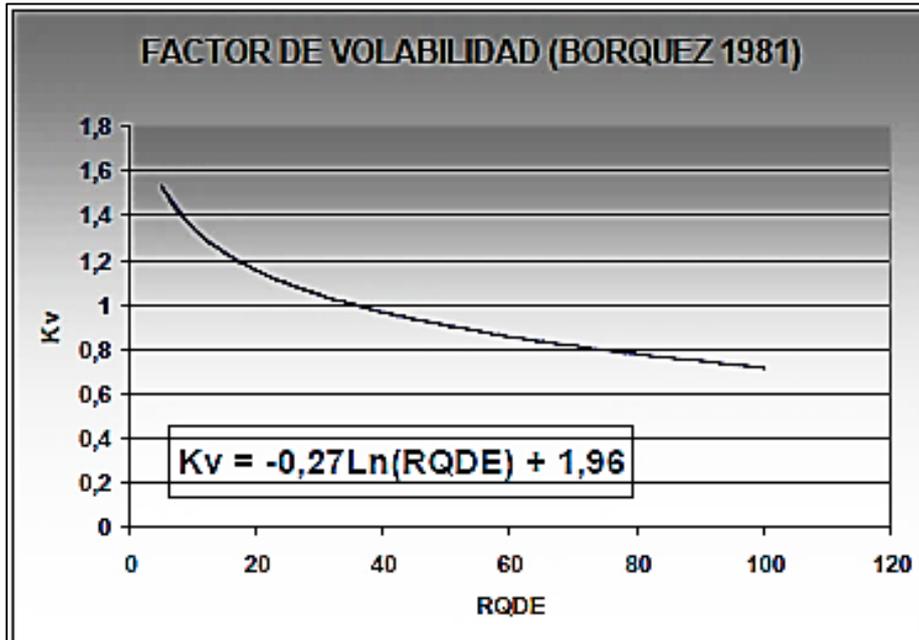
RQDE $\square\square 44.48\%$

5.10 FACTOR DE VOLABILIDAD (KV)

Establecido por Borquez (1981) para determinar el burden (figura 42) el cual indica el grado de facilidad que tiene la roca a ser volado determinado empíricamente en función del RQDE.

$$K_v \square\square 1.97 \square\square 0.26 \text{LN}(\text{RQDE}) \quad (\text{Ecuación 18})$$

FIGURA 42: Determinación del burden



FUENTE:

De la correlación se tiene.

$$K_v = 1,97 - 0,26 \ln(44,48)$$

$$K_v = 0,98$$

Reemplazando en la ecuación (BDI) se obtiene.

$$BDI = \frac{V_{\text{Critico}} * \rho * V_p}{K_v * \sigma_t}$$

$$BDI = 1,3$$

TABLA 24: Criterio de daño por voladura

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

FUENTE:

En la tabla 24 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” con perno helicoidal de 8 pies.

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.

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

Donde se considera 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 25).

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

TABLA 25: Distancias afectadas por la voladura a partir del límite del contorno de la sección programada.

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

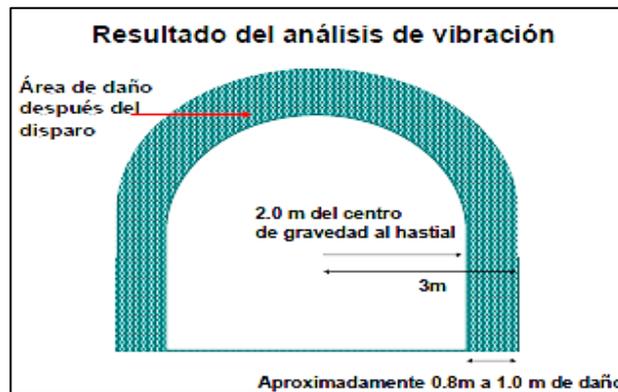
FUENTE:

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 43) serían 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 crítica 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 sería uno de los criterios principales para el rediseño y ajuste de la voladura, lo sucesivo sería 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 43: Perturbación por voladura



FUENTE:

5.11 AJUSTE POR ANALISIS DE VIBRACION

5.11.1 Carga operante máximo (q_{max})

A partir de los valores empíricos determinados la carga operante máximo permisible se podría determinarse 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.

$$V = 868.75 * d^{-1.5047} * Q^{0.5}$$

Despejando se tiene:

$$Q_{max} = \left(\frac{V * d^{1.5047}}{868.75} \right)^2$$

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

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

Este valor y fue contrastado con la interpolación de valores de carga operante manteniendo la distancia de 2 m. (tabla 26).

TABLA 26: Interpolación de valores de carga operante

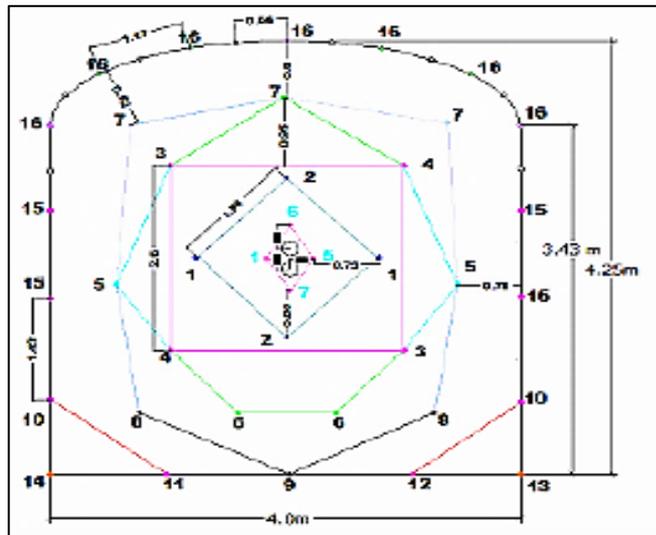
Q (Kg)	d (m)	DR (m)	VPP (mm/s)
3,1	2	1,37	539,68
3,2	2	1,36	548,34
3,3	2	1,34	556,86
3,4	2	1,33	565,25
3,5	2	1,32	573,52
3,6	2	1,31	581,67
3,7	2	1,29	589,71

FUENTE:

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, la figura 44 muestra el rediseño de malla de perforación y Voladura.

FIGURA 44: Malla de perforación rampa 3124 considerando carga operante máxima



FUENTE:

TABLA 27: Distribución de carga y carga operante máximo por retardo

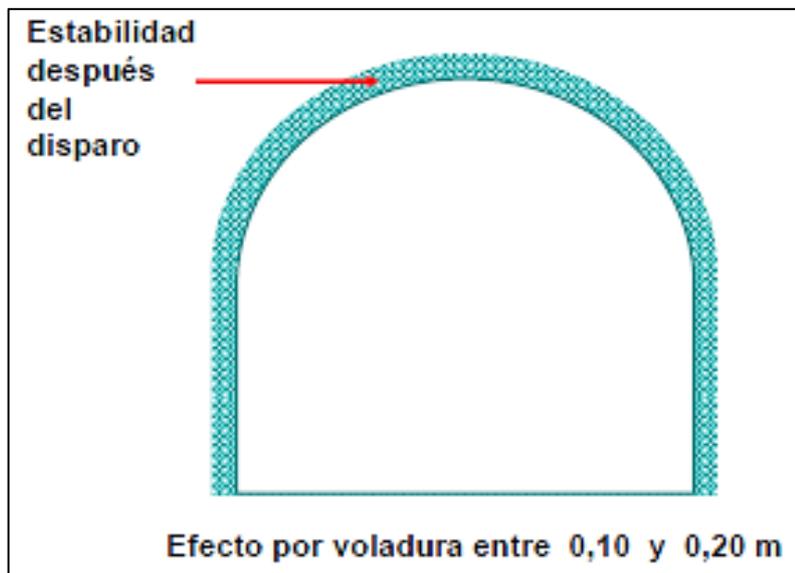
Taladros	N° Tal.	Emulnor 3000	Exadit	Cart/Tal	Total	Kg	N°	Qmax
Arranque	2	1 1/8" x 12"		8	16	4,32	1	2,16
1 Ayuda	2	1 1/8" x 12"		8	16	4,32	5	2,16
2 Ayuda	4	1 1/8" x 12"		6	24	6,48	6	2,16
3 Ayuda	4	1 1/8" x 12"		6	24	6,48	7	2,16
Ayuda de arrastre	4	1 1/8" x 12"		6	24	6,48	1	3,24
Ayuda de cuadrador	2	1 1/8" x 12"		5	10	2,7	2	3,24
Ayuda de corona	3	1 1/8" x 12"		4	12	3,24	3	3,24
Arrastres	5	1 1/8" x 12"		8	40	10,8	4	3,24
Cuadradores	6		7/8" x 7"	5	36	2,8	5	2,7
Corona	7		7/8" x 7"	4	28	2,18	6	3,24
Alivios de contornos	0						7	3,24
Taladros rimados	2						8	3,24
Taladros Cargados	41				230	49,8	9	2,16
							10	1,32
Kilos de explosivo	49,8	Kg					11	2,16
Longitud de taladro	3	m					12	2,16
Volumen roto	61	m3					13	2,16
Toneladas rotas	132,6	Tn					14	2,16
Avance promedio	3	m					15	2,64
Factor de Carga	0,98	kg/m3					16	2,16
Factor de Potencia	0,38	kg/Tn						

FUENTE:

5.12 RESULTADOS DE MONITOREO CON DISEÑO AJUSTADO

En forma teórica podría estimarse que la zona afectada sería según indica la figura 45, por lo que se estima un área de influencia de 10 a 20 cm por fracturas pre existente, terreno suelto, presencia de agua, etc.

FIGURA 45: Resultado del análisis de vibraciones



FUENTE:

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

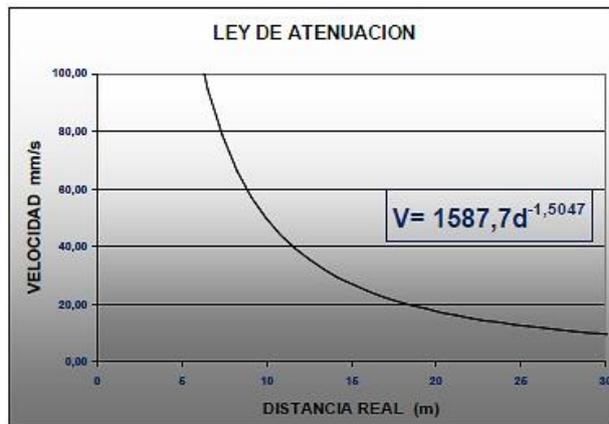
5.13 RESULTADOS DEL PROYECTO

Se analiza la carga operante determinada (3.34 Kg), se establece la siguiente relación en función de dos variables. La velocidad (V) y la distancia real (d).

$$V \approx 1587.69d^{1.5047}$$

Donde resulta la correlación de la figura 46.

FIGURA 46: Ley de atenuación resultante



FUENTE:

El gráfico 46 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 28

TABLA 28: Lectura de tres mediciones

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

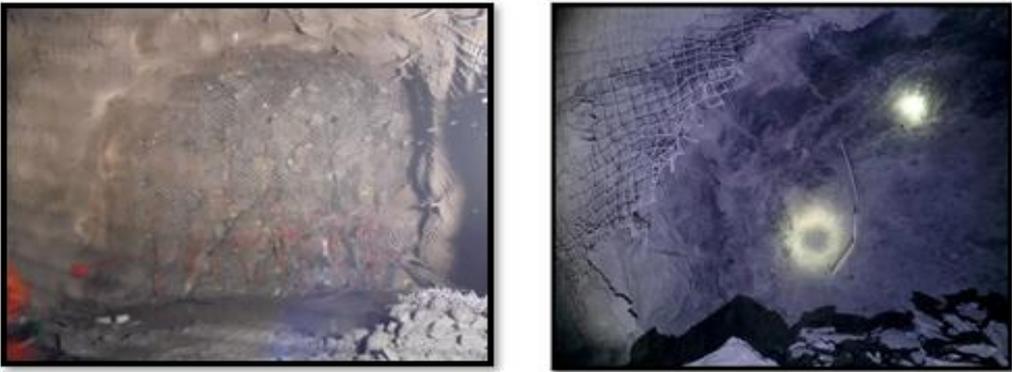
FUENTE:

El resumen de esta tabla es la siguiente:

- 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.

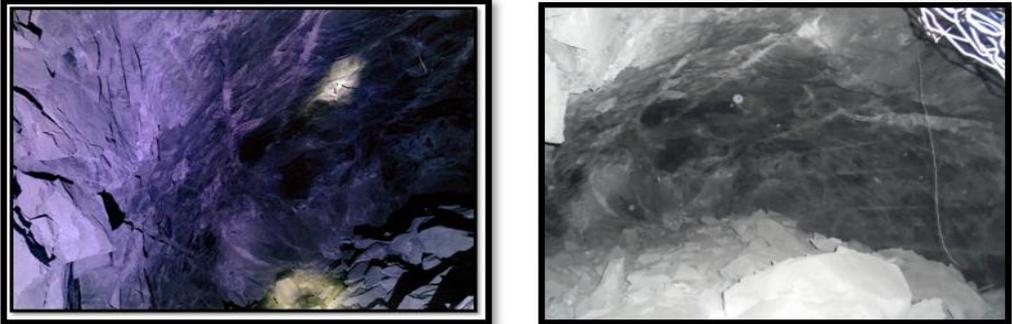
Estos resultados indican que las VPP obtenidas en el campo son menores a lo esperado con la carga operante máxima sin embargo aún se tiene que realizar más mediciones para tener mayor certeza. Se puede observar en terreno los resultados (grafico 47 y 48). Fotografías pos voladura:

FIGURA 47: Labor con resultados del proyecto



FUENTE:

FIGURA 48: Labor con resultados del proyecto



FUENTE:

El anexo 02 muestran los sismogramas de los cuales salieron estas fotografías pos voladura.

CONCLUSIONES

a) Diagnóstico de los factores relevantes de la voladura

La clasificación del macizo rocoso es el primer factor relevante, se determina analizando por Bieniawski (1989), el RMR ajustado se determina mediante mapeo geomecánico en situ, obteniendo un valor de 38, esto indica que se está trabajando con una roca mala A, roca muy fracturada con presencia de fallas panizadas con moderado goteo en fracturas y fallas.

El Índice de Calidad de la masa rocosa (Q) es un factor principal que nos ayuda a estimar la velocidad de propagación de onda, el valor es de 0.51.

El factor de la deformabilidad de la roca intacta (E_i) se analiza teniendo en cuenta el GSI que tiene un valor de 33, esto nos lleva a un valor de (E_i) 13.09 GPa.

La sobre excavación se analiza con un diagnóstico de 9 frentes de disparo, por medio de un levantamiento en terreno, los datos fueron: avance mensual (ml), datos topográficos de sobre excavación. Los resultados obtenidos es 30,19 (%) de sobre excavación. Esto indica 18% más de lo planificado.

b) Mediciones in situ de la voladura

El modelo empleado para el análisis de Devine (modelo General).

Estas mediciones implican el diseño de la malla de perforación y voladura que es de 4 x 4.25, al realizar el análisis de vibración se obtuvo que el 70% de las velocidades pico partículas se registra en la zona del arranque, 20% en los arrastres, 5% en los taladros de contorno ayudas, 5% ayuda de cuadrador. Por consiguiente, se considera como centro de gravedad de voladura el arranque a partir de esto se realiza el análisis de atenuación de vibración.

La velocidad de propagación de onda es el paso de la onda sísmica generado por la voladura a través del macizo rocoso en función del tiempo y se obtiene el valor de $V_p = 3306.18$ m/s.

La velocidad crítica de partícula (V_{crit}) es de 559.64 mm/s. El criterio de daño es mantener un rango de 1.4 del valor de la (V_{crit}). El rango de posible daño está dado por:

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

$V_{mm\ s\ crit} \leq 783.64$ / 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.

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 $1/4 V_{crit}$, (139.91) 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.

El análisis de los tiempos de retardos, da la condición que todas las mediciones estuvieron en un rango 20 m el tiempo de viaje toma valores entre 2.5 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.

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.

El análisis de frecuencia basado en Fourier nos indica una frecuencia dominante en el cuadrante vertical ya que muestra mayor ruido estadístico con la amplitud asociada y en el segundo la velocidad pico en la que fue determinada la frecuencia dominante.

La ley de atenuación da como resultado una curva potencial que representa aproximadamente el comportamiento de las vibraciones de la partícula. La ecuación potencial precedente da como resultado

un factor de Amplitud (K) de 868.75 con un factor de Atenuación (\square) de - 1.5047, para una Granodiorita de roca mala.

El índice de calidad de roca corregida (RQDE), es de 44.48%, utilizaremos este factor para determinar el de Volabilidad (KV), que es de 0.98. El índice por daño de voladura es de 1.3 esto indica una sobre excavación que requiere una rehabilitación intensa.

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 son 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 crítica de vibración de partícula (559.64 mm/s).

c) Propuesta de minimización de la sobre excavación

A partir de los valores empíricos determinados la carga operante máximo permisible se determina 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. Q_{MAX} 3.34 kg. Este valor y fue contrastado con la interpolación de valores de carga operante manteniendo la distancia de 2 m.

La sobre excavación es de 10%, esto indica que se redujo en 33.12%. , por lo que se estima un área de influencia de 10 a 20 cm por fracturas pre existente.

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.

Los resultados de monitoreo con el diseño ajustado indica un área de influencia de 10 a 20 cm por fracturas pre existente, terreno suelto, presencia de agua.

- □ 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.

RECOMENDACIONES

El mapeo geomecánico en la mina tiene que ser un estándar cada 50 ms, ya que in situ se ha observado en los 100 ms analizados que la roca cambia cada esta distancia, solo se tiene los estándares como si el macizo rocoso no cambiara.

Se recomienda que el análisis de Macizo rocoso sea estocástico y debe estar estandarizado.

No existe un estándar dado de sobre excavación, solo indica en el contrato que la sobre excavación en la sección de 4 x 4.25 m es máximo de 12 % no indica tampoco que esto se debe basar a un análisis de macizo rocoso.

En el contrato se debe implementar las penalidades por sobre excavación.

Se debe estandarizar las mediciones de la velocidad pico partícula, solo se realiza una vez al año.

El polvorín debe tener una serie de faneles completos según sea la necesidad de avance y el macizo rocoso, se recomienda esto ya que la realidad es contraria, para sacar o disparar una fuente se tiene que adecuar a lo que tiene el polvorín.

Los niveles de Velocidad Partícula Crítica, 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.

La información del análisis geomecánico del macizo rocoso o de la voladura no llega a los contratistas, es importante ya que de ellos es la responsabilidad de avance de las excavaciones.

Se debe tener presente que uno de los elementos esenciales que componen los programas de calidad lo constituyen los controles sistemáticos en el tiempo.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. Agreda C. (1996). “Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de rocas”, Copias UNI.
2. Blastronics A. y Blastronics P. “Diseño y Evaluación de voladuras” Canadá
3. Córdova D. (2004) “Geomecánica y Voladura”, EXSA.
4. Downig C. (2001) “Construction vibration Prentice hall”, New York, 2ª edition.
5. Deere D. (1968) “Mecánica de Rocas en Ingeniería Práctica”
6. EXSA, (2005). “Manual Práctico de Voladura”, Lima-Perú, 4ta Edición 144
7. Hoek & Brown (1986) “Excavación Subterránea” Ed. Mc Graw Hill México
8. Holmberg, R., Persson. 1979. “Design of tunnel perimeter blasthole patterns to prevent rock damage. Proceedings, Tunneling” ’79. Editor, M J.
9. Holmberg, R., Persson. 1978. The Swedish approach to contour blasting. Proceedings of the 4th Conference on Explosives and Blasting Technique.
10. Inst. Geológico Minero España (1994) “Manual de Perforación y Voladura de Rocas” Madrid España
11. Jimeno L. García (2003) “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”. E.T.S.I. de Minas-Universidad Politécnica de Madrid.
12. Jimeno L. García (2010) “Manual de Voladura en Túneles”, Primera edición, España.
13. Jones. Institution of Mining and Metallurgy, London, UK.
14. Persson. Holmberg. Lee (1994), “Rock Blasting and Explosives Engineering”, CRC Press.
15. Ríos J, Reyes C. “Aplicación del Modelamiento de Vibraciones en Campo Lejano orientado a la Protección de Instalaciones”, Orica Mining Services.
16. Wilson J., Reyes L. (1964). “Geología del Cuadrángulo de Patáz”, boletín Ingemmet Nro. 9: 15-50.

ANEXO

ANEXO 01: Parámetros de clasificación y sus valores

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>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	200-600 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	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (L/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
		(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		

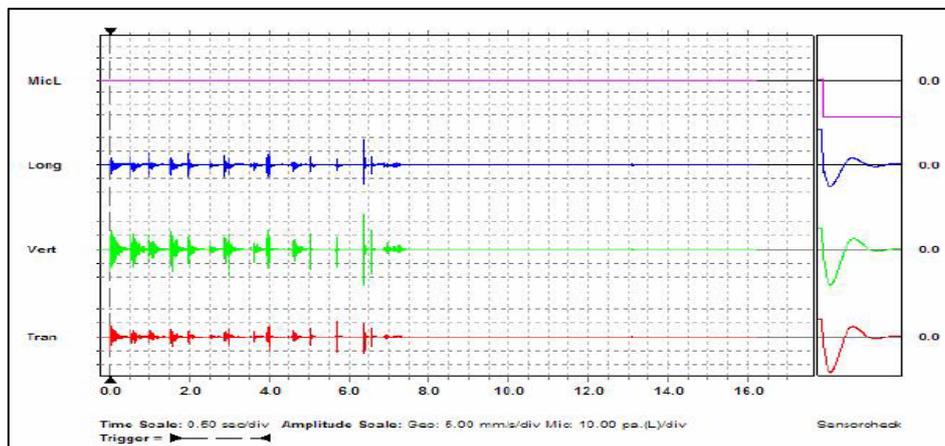
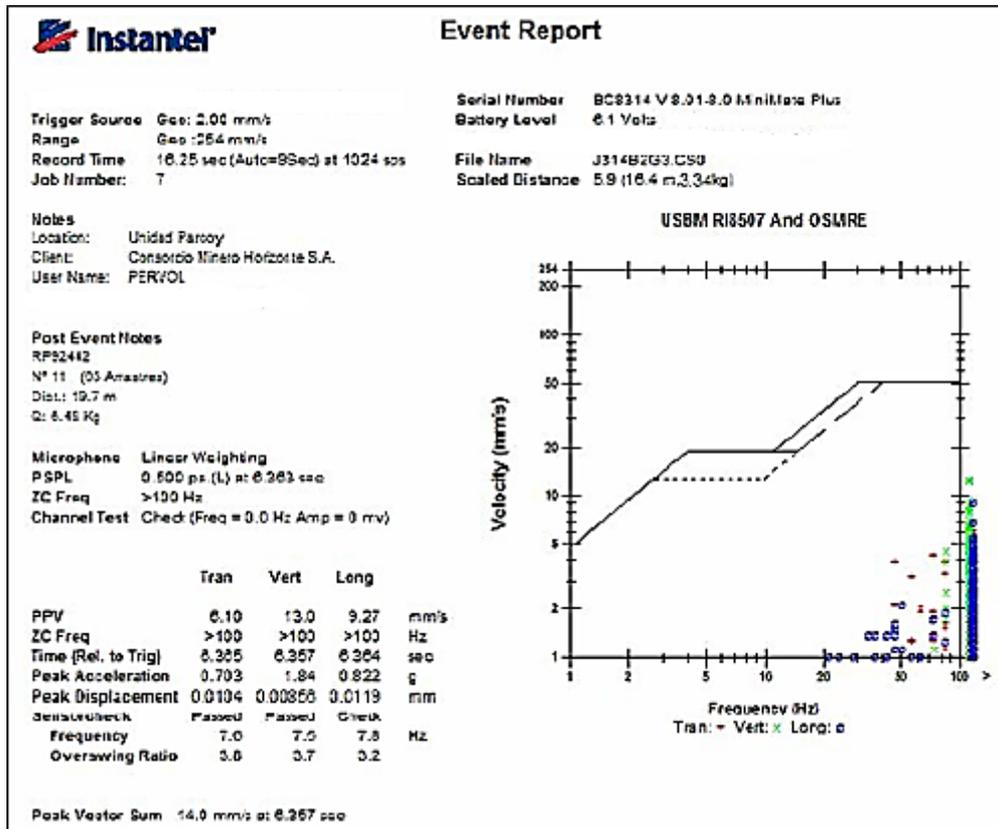
FUENTE:

ANEXO 02: Ajuste de la puntuación para la orientación de discontinuidades

B. AJUSTE DE LA PUNTUACION PARA LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES (Ver F)						
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntuaciones	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 PUNTUACION 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	
Angulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15	
E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACION 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<5mm	Relleno blando>5mm	
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 ORIENTACION DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACION DE TUNELES**						
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°	Buzamiento 20-45°		
Muy favorable	Favorable		Muy desfavorable	Regular		
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°		Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo			
Regular	Desfavorable		Regular			

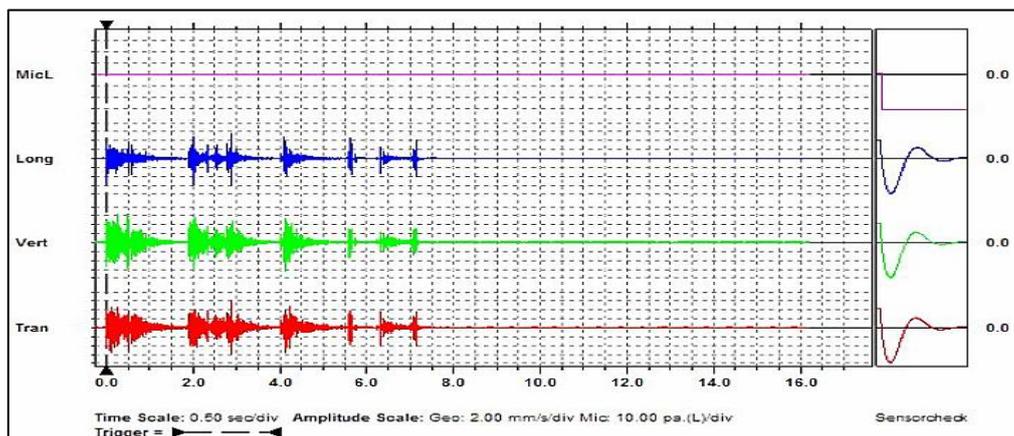
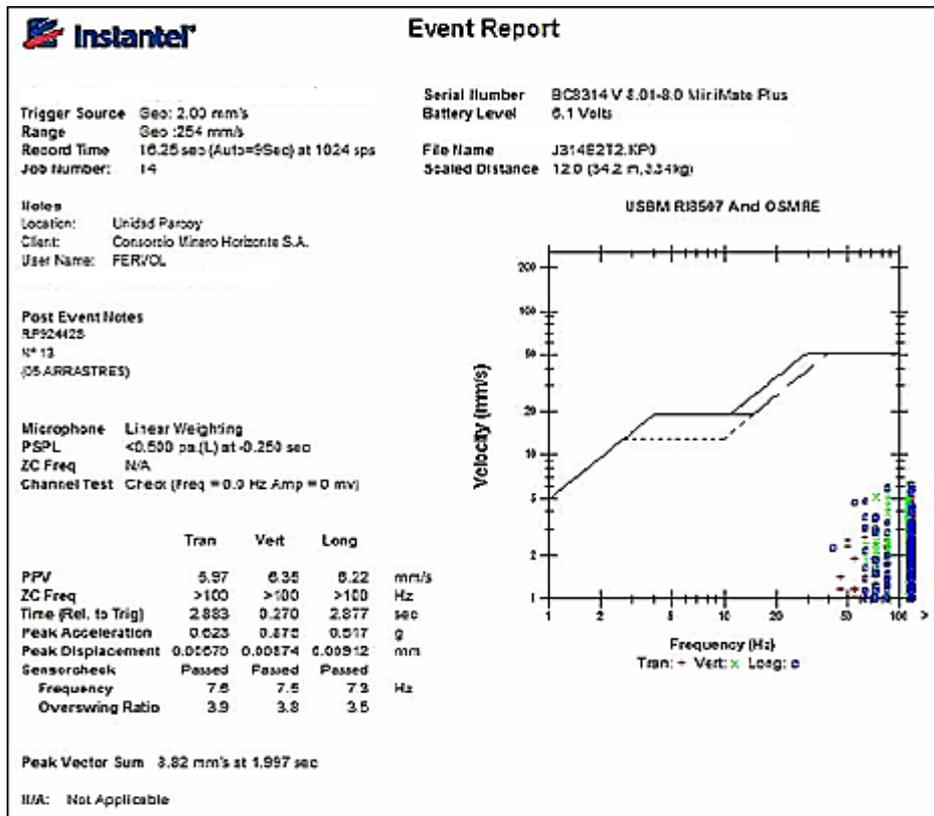
FUENTE:

ANEXO 03: Análisis Vibrográfico pos voladura



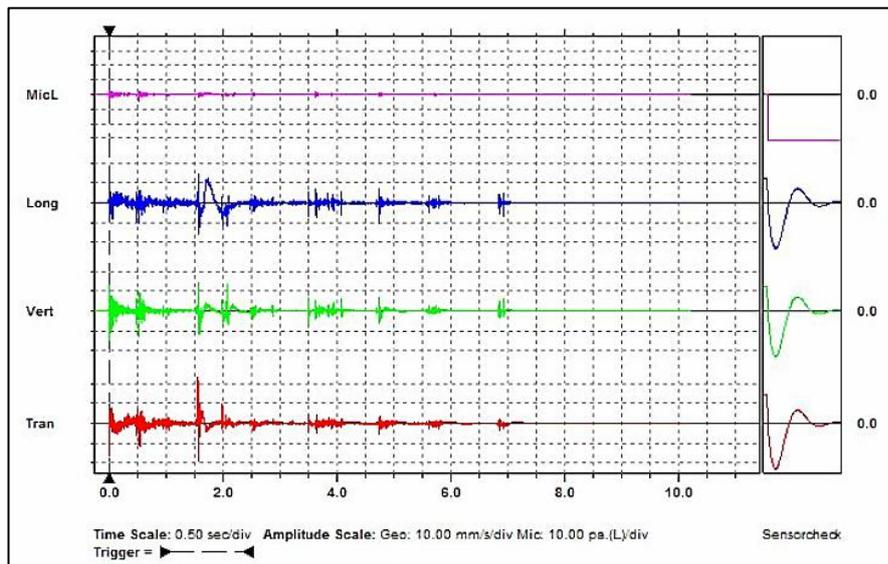
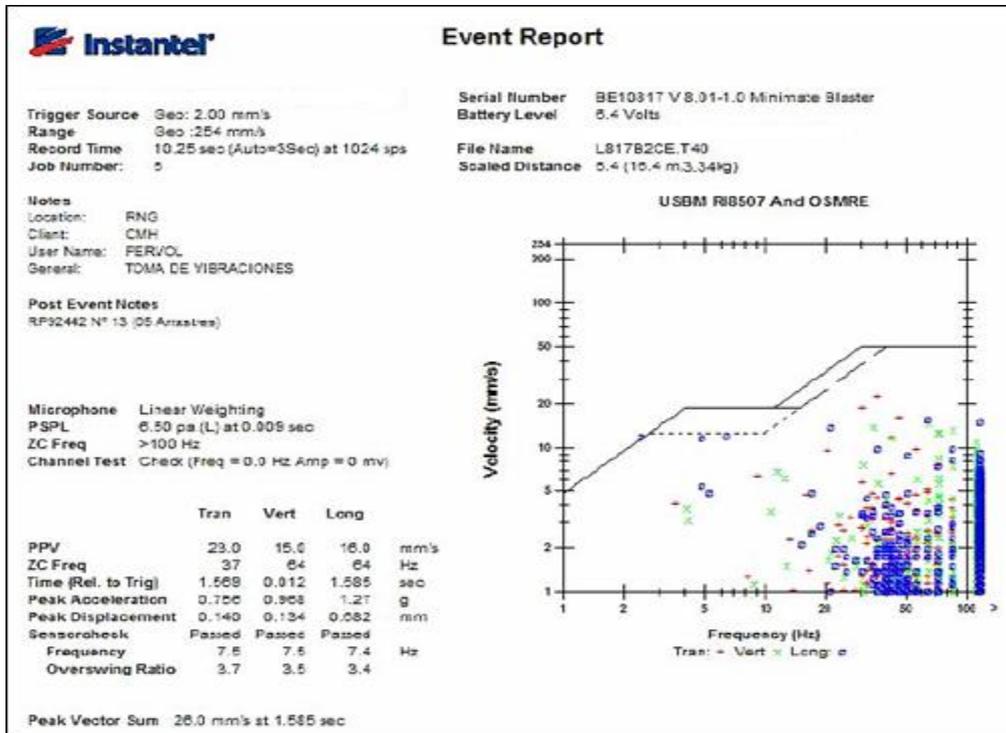
FUENTE:

ANEXO 04:



FUENTE:

ANEXO 05:



FUENTE: