

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**"MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA REDUCIR Y CONTROLAR
DAÑOS POR VOLADURA EN LA RAMPA 2705 UNIDAD MINERA PARCOY –
CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A."**

PRESENTADO POR:

BACH. GUIDO PEREZ GUTIERREZ

PARA OPTAR EL

TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR: DR. NIVERCION HUGO GUTIÉRREZ OROZCO

AYACUCHO – PERU

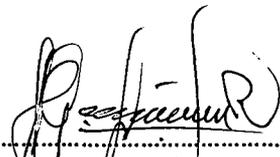
2019

**"MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA REDUCIR Y CONTROLAR DAÑOS
POR VOLADURA EN LA RAMPA 2705 UNIDAD MINERA PARCOY -
CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A."**


.....
Dr. Ing. Efraín E. PORRAS FLORES
Presidente


.....
Ing. Miguel PRADO ARONÉS
Miembro


.....
Ing. Grover RUBINA SALAZAR
Miembro

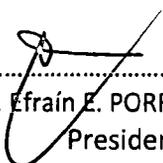

.....
Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
Miembro


.....
Ing. Darwin ORTEGA CÁCERES
Secretario Docente(e)

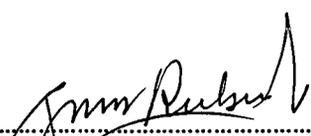
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantado el 30 de octubre del 2019, en sustentación de tesis profesional presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Guido PÉREZ GUTIÉRREZ, con la tesis titulado **"MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA REDUCIR Y CONTROLAR DAÑOS POR VOLADURA EN LA RAMPA 2705 UNIDAD MINERA PARCOY – CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A."**, fue calificado con la nota de **DIECISIETE (17)** por lo que se da la respectiva **APROBACIÓN**

RECOMENDADO : 28 DE OCTUBRE DEL 2019

APROBADO : 30 DE OCTUBRE DEL 2019


.....
Dr. Ing. Efraín E. PORRAS FLORES
Presidente


.....
Ing. Miguel PRADO ARONÉS
Miembro


.....
Ing. Grover RUBINA SALAZAR
Miembro


.....
Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
Miembro


.....
Ing Darwin ORTEGA CÁCERES
Secretario Docente(e)

DEDICATORIA

A Dios por darme la sabiduría, ser el apoyo y fortaleza en aquellos momentos de dificultad y de debilidad, a Teodosia, mi madre por haber sido mi apoyo a lo largo de toda mi formación profesional, que de una u otra forma a lo largo de nuestras vidas han estado en mi vida, a mis docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas quienes con la enseñanza de sus valiosos conocimientos que pueda crecer día a día como profesional.

A mi padre José Pérez Palomino que está en el cielo junto a Dios que nos ilumina a toda la familia

AGRADECIMIENTO

Primeramente, agradezco a la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga por haberme aceptado ser parte de ella y abierto las puertas de su seno científico para poder estudiar mi carrera profesional, así como también a mis docentes que brindaron sus conocimientos en mi formación profesional.

Mi agradecimiento también va dirigido al Gerente de Operaciones del Consorcio Minero Horizonte S.A el Ing. Hanry Guillen Vilca, MBA Otto Sandoval Zea, y Superintendente de Mina Ing. Wilder García Pariona e Ing. Hector Car Cuentas, por haber aceptado realizar las pruebas de campo en una labor de la Unidad Minera Parcoy en Consorcio Minero Horizonte S.A. como también por la enseñanza científica brindados en la compañía.

INDICE

DEDICATORIA.....	II
AGRADECIMIENTO.....	III
INDICE	IV
RESUMEN.....	VII
INTRUDUCCIÓN.....	IX
CAPITULO I.....	1
ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACION.	1
1.1. ANTECEDENTES.....	1
1.2. PLANTEAMIENTO, JUSTIFICACION E IMPORTANCIA DEL TEMA DE INVESTIGACIÓN. 2	
1.2.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.	2
1.2.2. PROBLEMA PRINCIPAL.....	2
1.2.3. PROBLEMAS SECUNDARIOS.....	2
1.3. OBJETIVOS	3
1.3.1. OBJETIVO GENERAL.....	3
1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	3
1.4. IMPORTANCIA.....	3
1.5. JUSTIFICACION.....	3
1.6. ALCANCES.....	3
1.7. LIMITACIONES.....	4
1.8. HIPÓTESIS.....	4
1.8.1. HIPÓTESIS PRINCIPAL.....	4
1.8.2. HIPÓTESIS SECUNDARIOS.....	4
1.9. VARIABLES E INDICADORES.....	4
1.9.1. VARIABLE INDEPENDIENTE.....	4
1.9.2. VARIABLE DEPENDIENTE.....	4
1.10. DISEÑO METODOLÓGICO DE TRABAJO.....	5
CAPITULO II.....	6
MARCO TEORICO	6
2.1. UBICACIÓN Y ACCESO.....	6
2.2. CLIMA Y VEGETACION.....	7
2.3. FISIOGRAFIA.....	7
2.4. ANTECEDENTES.....	9
2.5. RECURSOS.....	9
2.6. GEOLOGIA.....	10
2.6.1. GEOLOGIA REGIONAL.....	10
2.6.2. ESTRATIGRAFÍA.....	12
2.6.2.1. ROCAS SEDIMENTARIAS.....	12
2.6.2.2. ROCAS INTRUSIVAS-BATOLITO DE PATAZ.....	12
2.6.3. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.....	15

2.6.4. GEOLOGIA LOCAL.....	15
2.6.5. GEOLOGIA ECONOMICA.....	18
2.6.5.1. GÉNESIS Y MINERALIZACIÓN.....	18
2.6.5.2. PARAGÉNESIS.....	19
2.6.5.3. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.....	20
2.6.5.4. RESERVAS MINERALES.....	21
2.7. GEOMECANICA.....	23
2.7.1. MAPEO GEOMECANICO.....	23
2.7.2. PROPIEDADES FISICAS Y MECANICAS DEL MACIZO ROCOSO.....	23
2.7.2.1. PROPIEDADES FÍSICAS DE LA ROCA.....	23
CAPITULO III.....	37
MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA REDUCIR Y CONTROLAR DAÑOS POR VOLADURA EN LA RP-2705.....	37
3.1. DETERMINACION DE LOS DAÑOS, EVENTOS Y CAUSAS QUE ORIGINAN LA SOBREXCAVACION EN LOS FRENTE DE PREPARACIÓN.....	37
3.2. EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS ACTUALES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA QUE ORIGINAN LA SOBREXCAVACION.....	38
3.2.1. ANÁLISIS DEL FACTOR ROCA.....	39
3.2.2. ANÁLISIS DE FACTOR GEOMÉTRICO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	42
3.2.3. ANÁLISIS DEL FACTOR EXPLOSIVO.....	76
3.2.4. VOLADURA CONTROLADA.....	91
3.3. DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA SEGÚN EL METODO DE VOLADURA CONTROLADA.....	93
3.3.1. Modelo matemático planteado por Chiapetta.....	93
3.4. MONITOREO DE LAS VIBRACIONES.....	98
3.4.1. GENERALIDADES TEÓRICAS.....	98
3.4.2. REGISTRO DE VIBRACIONES.....	112
3.4.3. DETERMINACION DE LA SECUENCIA DE ENCENDIDO.....	127
3.4.4. DETERMINACION DE LA DETONACION DEFICIENTE DE CARGAS.....	129
3.4.5. DETERMINACION DE LOS NIVELES DE VELOCIDAD, ACELERACION Y DESPLAZAMIENTO DE PARTICULAS DE LA ROCA.....	130
3.5. ANÁLISIS DEL EQUIPO DE PERFORACIÓN.....	133
3.6. ANÁLISIS DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA RAMPA - 2705.....	135
CAPITULO IV.....	136
RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	136
4.1. RESULTADOS.....	136
4.1.1 EVALUACIÓN DE LA SOBRE EXCAVACION Y DAÑO DEL MACIZO ROCOSO CIRCUNDANTE.....	136
4.1.2 EVALUACION DEL ASPECTO ECONOMICO CONSTRUCTIVO.....	137
4.1.3 EVALUACIÓN CON RELACIÓN A LA SEGURIDAD.....	139
DISCUSIONES.....	144

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	145
CONCLUSIONES:	145
RECOMENDACIONES:	146
REFRERENCIA BIBLIOGRAFICA.	148
<i>ANEXO</i>	149

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “Modelamiento de Vibraciones para reducir y Controlar daños por voladura en la Rampa 2705 en la Unidad Minera Parcoy – Consorcio Minero Horizonte S.A”, fue realizado en el proyecto de profundización Rp 2705 con el objeto de disminuir el daño ocasionado por la voladura.

El trabajo realizado comprende en el registro de monitoreo de vibraciones, obtener información sísmica de la interrelación “explosivo – roca” por ello se realizó una recolección de datos de campo (monitoreos). A partir de los registros, el análisis se efectúa mediante la “Ley de Atenuación de Vibración de la Partícula” integrando las variables: Distancia, Carga operante y Velocidad Pico Partícula, Obteniendo la curva exponencial y la función de regresión $y = k \cdot x^{-\alpha}$, conociendo los valores: k = Factor de amplitud y α = Factor de atenuación y finalmente se logró obtener la VPP en el entorno inmediato de la voladura. Obteniéndose los siguientes resultados:

- Se determinó que el daño causado por la voladura en el entorno inmediato de la voladura es de 40 cm de intenso fracturamiento, este daño se reduce hasta 25cm.
- La sobreexcavación se reduce de 31 % hasta 12%.
- La eficiencia de voladura se logra hasta 98%.
- El factor de carga se reduce de 1.31 a 1.17 kg/m³
- La carga operante se reduce de 4.98 a 3.69 kg. Máximo por retardo.
- Factor de Energía mega Julios por tonelada se reduce de 1.59 a 1.42 MJ/ton

Palabra clave:

Sobreexcavación, velocidad Pico Partícula, carga Operante.

ABSTRACT

The present research work called “Vibration Modeling to reduce and control blast damage in Ramp 2705 in the Parcoy Mining Unit - Consorcio Minero Horizonte SA”, was carried out in the project of deepening Rp 2705 in order to reduce the damage caused by blasting

The work carried out includes in the vibration monitoring register, obtaining seismic information of the “explosive - rock” interrelation, therefore, a field data collection (monitoring) was carried out. From the records, the analysis is carried out through the “Particle Vibration Attenuation Law” integrating the variables: Distance, Operating Load and Peak Particle Speed, Obtaining the exponential curve and the regression function $y = k * x^{-\alpha}$, knowing the values: k = Amplitude factor and α = Attenuation factor and finally the PPV was achieved in the immediate blasting environment. Obtaining the following results:

- It was determined that the damage caused by the blasting in the immediate blasting environment is 40 cm of intense fracturing, this damage is reduced up to 25cm.
- Overexcavation is reduced from 31% to 12%.
- Blasting efficiency is achieved up to 98%.
- The load factor is reduced from 1.31 to 1.17 kg / m³
- The operating load reduces from 4.98 to 3.69 kg. Maximum per delay.
- Mega Joules Energy Factor per ton is reduced from 1.59 to 1.42 MJ / ton

Keyword:

Overexcavation, particle peak velocity, operating load.

INTRUDUCCIÓN

En la actualidad Consorcio minero horizonte en su proceso unitario de perforación y voladura aplica la voladura controlada del Recorte y maneja como estándar distintas mallas de acuerdo a la calidad del macizo rocoso-RMR.

Hasta agosto de 2018, el método de Perforación y Voladura que aplicaba Consorcio minero Horizonte era el precorte. Este método de voladura controlada del precorte consiste en detonar simultáneamente un grupo de taladros en el contorno de la excavación creando en el macizo rocoso una discontinuidad o plano de fractura, antes de disparar los taladros de producción mediante la distribución adecuada de explosivos, con el fin de limitar las tensiones y el daño en la roca circundante.

De acuerdo al mapeo de geomecánica Consorcio Minero Horizonte trabaja en 45% del macizo rocoso en una calidad de RMR:31-40. Se evidencia en campo los resultados que a partir de un RMR mayor 40 la voladura controlada del Precorte muestra problemas en la corona quedando bloques colgados en corona y hastiales para perfilar con jumbo o voladuras secundarias generando así retrasos en la operación, debido a que no se genera el plano de corte como indica la definición del Precorte.

Citando el Libro *Investigacion de problemas geomecanicos en el arranque: vibraciones producidas por voladuras y precorte* (pag.96, Aunque esta técnica ha dado excelentes resultados es la obtención en la roca de cortes verticales o ligeramente inclinados, su aplicación en cortes horizontales, particularmente a grandes profundidades, ha sido menos satisfactoria.)

Esto es atribuible al hecho de que, predominantemente, las fracturas tienden a desarrollarse en la dirección de la máxima tensión principal. Pero resulta que, en la mayoría de las configuraciones dadas en excavaciones subterráneas, esta dirección

coincide con la vertical como consecuencia de las acciones gravitatorias sobre la excavación.

En el caso de Consorcio Minero Horizonte sus labores de avances y producción se encuentran a una profundidad mayor de 850 m lo cual sería la causa raíz que el plano de corte no se genere horizontalmente o en el contorno de la excavación. Por el cual se plantea hacer otro tipo de voladura controlada que es el Recorte (donde la voladura de producción o principal se inicia primero y luego los taladros de contorno iniciándose instantáneamente también con cargas espaciadas y desacopladas).

CAPITULO I.

ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACION.

1.1. ANTECEDENTES.

Tenemos los siguientes estudios Realizados en Consorcio Minero Horizonte, y sus conclusiones:

- El informe técnico “*Modelamiento predictivo de vibraciones según tipo de roca*” *Perforación y voladura – CMH*. Con los datos recopilados en el levantamiento de sismográfico se ha elaborado un modelo de predicción de vibraciones: Para una carga operante de 3.18 kilogramos promedio en un tipo de roca clasificado como IV-A con RMR (35). Se obtienen los siguientes rangos de daño según el modelamiento a campo lejano aplicado:

Criterio de daño	Tipo de daño	VPPcritico	Daño (m)
Mayor 4 * PPV critico	Intenso fracturamiento	10371	0.8
Mayor 1 * PPV critico	Creación de nuevas fracturas	2593	1.7
Mayor 1 / 4 * PPV critico	Leve propagación fracturas pre-existentes	648	3

- El informe técnico “*estudio de sismografía en tajos*”- *Perforación y Voladura – CMH*. Según los resultados obtenidos en las pruebas de Sismografía, el daño ocasionado al entorno de la labor en el tajo 2927 S Lourdes es de 1.6 metros y

en el tajo 2926 S Lourdes es de 1.25 metros (creación de nuevas fracturas - Cameron Mckenzie). y Según los resultados obtenidos en el análisis de fragmentación, el P80 en el tajo 2927 S Lourdes es de 17 cm y en el tajo 2926 S Lourdes es de 7 cm.

1.2. PLANTEAMIENTO, JUSTIFICACION E IMPORTANCIA DEL TEMA DE INVESTIGACIÓN.

1.2.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

En la Unidad Parcoy, actualmente la calidad del macizo rocoso es de un RMR de 30 a 40, lo que origina la sobreexcavación y menor eficiencia de voladura. Por ello se genera pérdidas económicas y el incumplimiento del programa de avance establecido.

1.2.2. PROBLEMA PRINCIPAL.

¿Por qué se produce la sobreexcavación por la voladura de rocas en labores de preparación en la Unidad Minera Parcoy?

1.2.3. PROBLEMAS SECUNDARIOS.

- a.- ¿Cómo influye las vibraciones en la sobre excavación de labores de preparación Rampa 2705?
- b.- ¿En qué medida el diseño de malla de perforación y voladura influyen en la excavación de las labores de preparación?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. OBJETIVO GENERAL.

Conocer el nivel de vibraciones en la voladura de rocas en labores de preparación en la Unidad Minera Parcoy.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.

- a) Determinar el nivel de vibraciones en la sobre excavación de labores de preparación Rampa 2705.
- b) Determinar el diseño de la malla adecuada de perforación y voladura en el control de la sobreexcavación de labores de preparación.

1.4. IMPORTANCIA.

La importancia radica en evitar la sobre excavación, obtener un buen avance y reducir costos de perforación voladura y sostenimiento que genera la sobre excavación causado por la voladura.

1.5. JUSTIFICACION.

En la excavación de labores de preparación en macizos de baja calidad se obtiene una sobre excavación, bajo rendimiento de avance y el alto costo unitario por concepto de sostenimiento y ante este inconveniente Consorcio Minero Horizonte ha dispuesto mejorar la perforación y voladura, mediante el estudio de las vibraciones en la Rampa-2705.

1.6. ALCANCES.

Los alcances son a nivel nacional, porque sus aportes pueden contribuir a que se mejore la voladura más acorde a la realidad geológica, geomecánica y económica de los yacimientos.

1.7. LIMITACIONES.

El estudio de investigación está referido solamente al problema de la sobreexcavación que se da en la rampa Rp2705.

1.8. HIPÓTESIS.

1.8.1. HIPÓTESIS PRINCIPAL.

Se producen vibraciones en la voladura de rocas en labores de preparación en la Rp2705

1.8.2. HIPÓTESIS SECUNDARIOS.

- a) Las vibraciones influyen en la sobre excavación de la Rampa 2705.
- b) El diseño de malla de perforación y voladura influyen en la excavación de la Rp2705.

1.9. VARIABLES E INDICADORES.

1.9.1. VARIABLE INDEPENDIENTE.

Características geomecánicas del macizo rocoso en el tramo Rp2705.

INDICADORES:

- RQD (%).
- RMR.
- Q (%).
- GSI (grado fracturamiento)

1.9.2. VARIABLE DEPENDIENTE.

Geometría del disparo, reducción carga operante y secuenciamiento de periodo de tiempo.

INDICADORES.

- a) Malla de perforación (N° de taladros).
- b) Tipo de explosivo (% de potencia).
- c) Factor de carga (Kg/m³).

- d) Factor de potencia (Kg/TM).
- e) Carga Operante (kg máx. / retardo)
- f) Sobre excavación (m^3 /ml).
- g) VPP (Velocidad Pico Partícula)
- h) Software de modelamiento
- i) Costo unitario (US \$/ml).
- j) Longitud de avance (m)

1.10. DISEÑO METODOLÓGICO DE TRABAJO.

- Tipo de investigación: Aplicada.
- Nivel de investigación: Descriptivo – Correlacional.
- Población: Unidad Minera Parcoy.
- Tamaño de muestra: Disparos en Rampa-2705
- Técnica: observaciones y mediciones en campo.
- Instrumentos de recolección de datos: formatos de reporte de perforación voladura, avance y reportes de operación por guardia, reporte de consumo de explosivos, medidor de vibraciones (sismógrafo, computadora y software simulador)

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. UBICACIÓN Y ACCESO.

La Unidad Parcoy - Consorcio Minero Horizonte S.A se ubica en el lugar denominado Retamas, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad (ver Plano N°01).

Las coordenadas geográficas de este lugar son:

77° 27' 30" longitud oeste y 08° 02' 30" latitud sur.

Las coordenadas UTM:

E: 229030 N: 9110272

Se encuentra a una altitud promedio de 2,750 m.s.n.m, en la subcuenca del río Parcoy tributario el río Marañón, emplazada entre la cadena montañosa de la cordillera central.

El acceso a la Mina Parcoy se realiza de dos formas:

Por vía aérea: El acceso por vía aérea en avioneta, se realiza hasta aeropuerto ubicado en la localidad de Pías.

Ruta por vía aérea	Tiempo
Lima – aeropuerto de Pías	1 hora 20 minutos
Trujillo - aeropuerto de Pías	45 minutos

Por vía terrestre: El acceso por vía terrestre es de la siguiente manera.

Vía	Distancia Km.	Tiempo Horas
Lima – Trujillo	560	09
Trujillo – Chagual	440	10
Chagual – Retamas	60	02

2.2. CLIMA Y VEGETACION.

El clima en esta región es templado y seco característica de la región quechua, en los meses de enero a marzo las temperaturas varían de 12°C a 20°C con lluvias intensas, en los meses de abril a octubre las temperaturas en día varia 25°C aproximadamente y en las noches la temperatura baja moderadamente hasta 14°C.

La vegetación en el área circundante a la mina y en zonas adyacentes es escasa; típicamente se constituye de arbustos y hierbas, la presencia de esta vegetación en las zonas de mayor densidad es en las épocas de lluvia y como también la agricultura de baja densidad.

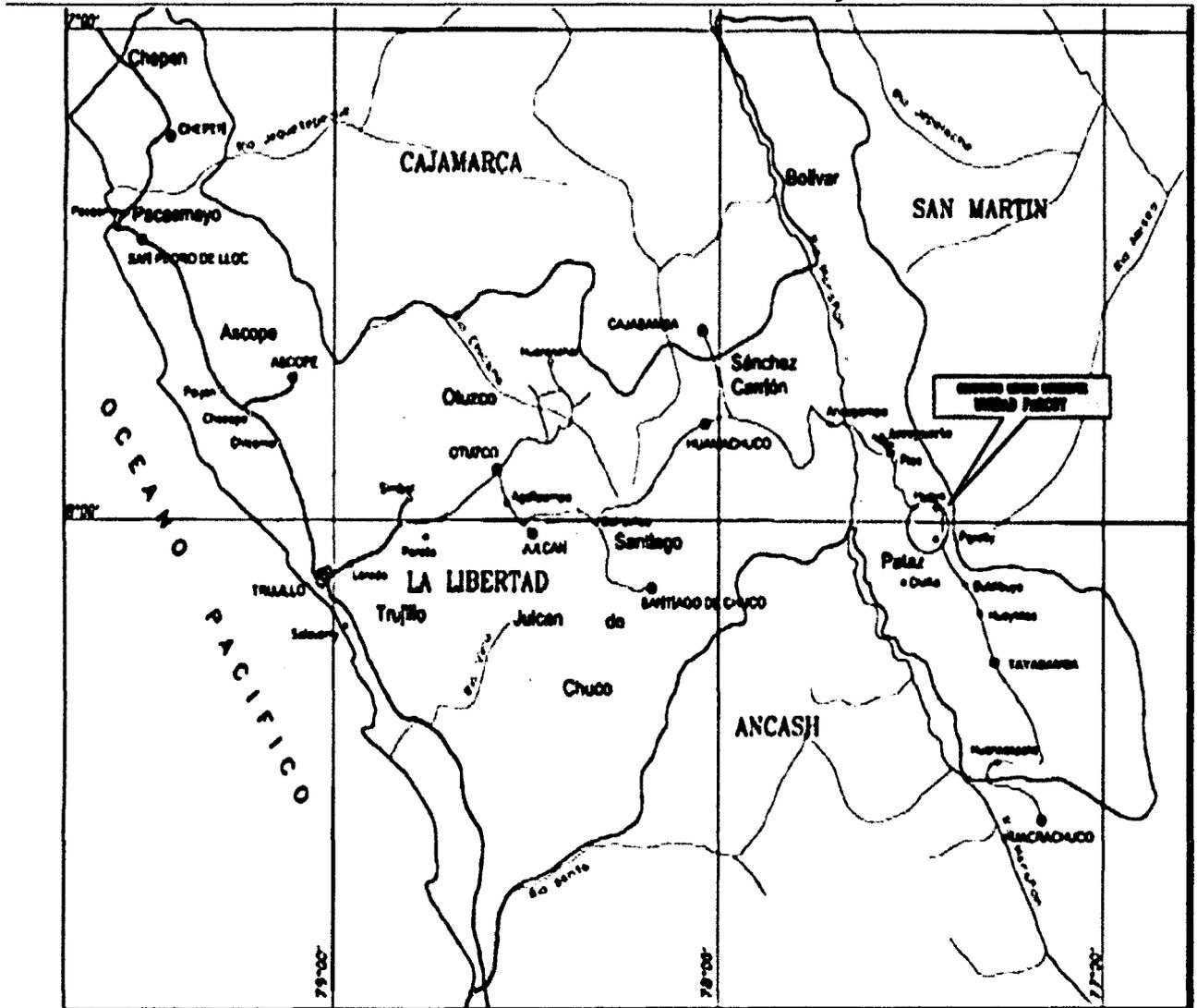
2.3. FISIOGRAFIA.

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

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

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

Plano N°01: Ubicación Unidad Parcoy.



ESCALA GRAFICA



LEYENDA

- Capital de Departamento
- Capital de Provincia
- Limite Departamental
- - - Limite Provincial
- Carret Pavimentada
- Carretera Afirrada
- X Unidad Minera

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

UBICACIÓN Y ACCESO

DIBUJO:
 CONSORCIO MINERO HORIZONTE

ESCALA: indicada
 FECHA: Setiembre 2010

**PLANO
 01**

Fuente: Geología CMH S.A.

2.4. ANTECEDENTES.

En el periodo preincaico es posible que se hayan explotado algunas minas en vetas, además de lavaderos. La región aurífera de Patáz se encontraba dentro de los límites de la Cultura Chimú, que como es arqueológicamente conocido, utilizaron el oro principalmente para artículos religioso – sacramentales. En los albores del siglo XX el ingeniero Polaco Tarnawiecki se establece en la zona de Parcoy a fin de realizar diversos trabajos topográficos y geológicos, que le permitieron reconocer la mineralización del área comprendida entre Patáz y el cerro El Gigante. Desde 1934 hasta 1960, Eulogio Fernandini, fundador del Sindicato Minero Parcoy desarrolló en el área la mina subterránea más grande del país, la cual se convirtió en pionera del proceso de cianuración. El sindicato dejó de operar en el año 60, al agotarse los recursos minerales que podía explotarse económicamente con la tecnología de la época. En 1978, Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga deciden procesar los relaves del área y fundan el Consorcio Minero Horizonte, a pesar de que ellos eran empresarios agrarios y no mineros. Para la realización de sus proyectos adquieren los derechos mineros que 23 correspondían al sindicato y posteriormente tramitan nuevos petitorios. Actualmente el Consorcio Minero Horizonte posee más de veinticinco mil hectáreas de petitorios en la zona.

2.5. RECURSOS.

a) Recursos naturales:

El principal recurso natural que constituye el yacimiento aurífero, que es objeto de explotación por parte de Consorcio Minero Horizonte S.A.

b) Recursos hídricos:

El agua en la zona es abundante, durante el año que discurren en forma constante por los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla, estas aguas tienen una variación en épocas de

verano bajan su caudal y en invierno incrementa; cada río es parte del reboce de las lagunas que tiene en las partes altas de la zona, estas aguas también están recomendado para consumo doméstico principalmente en las localidades de Mishito y Castilla.

El agua requerida para trabajos de mina, planta concentradora y campamentos es captada de río Parcoy.

c) Recursos energéticos:

La energía eléctrica requerida para Consorcio Minero Horizonte y para la planta de beneficio son generados por una casa fuerza propio de la compañía se tienen instalados por grupos electrógenos Dissel Catarpillar con una capacidad de 5,270 kW de potencia efectiva la cual es distribuida para toda la unida y los campamentos que pertenece a la compañía.

d) Recursos humanos:

La mano de obra no calificada en la zona es abundante, pues los pobladores de la zona tienen una experiencia en el trabajo Minero, en cambio la mano de obra especializada se tiene que traer de otros lugares como: Ayacucho, Cusco, Junín, Cerro de Pasco, lima y Trujillo.

2.6. GEOLOGIA.

2.6.1. GEOLOGIA REGIONAL.

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

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. (ver Plano N°02).

2.6.2. ESTRATIGRAFÍA.

2.6.2.1. ROCAS SEDIMENTARIAS.

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 (ver Lámina N° 1).

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 lavas afaníticas con formas y estructuras de lavas en almohadillas de la Formación Tres Lagunas y por rocas del Grupo Ambo, en el Permiano superior tenemos una acumulación volcánica andesítica conocida como Volcánico Lavasén, 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.

2.6.2.2. ROCAS INTRUSIVAS-BATOLITO DE PATAZ.

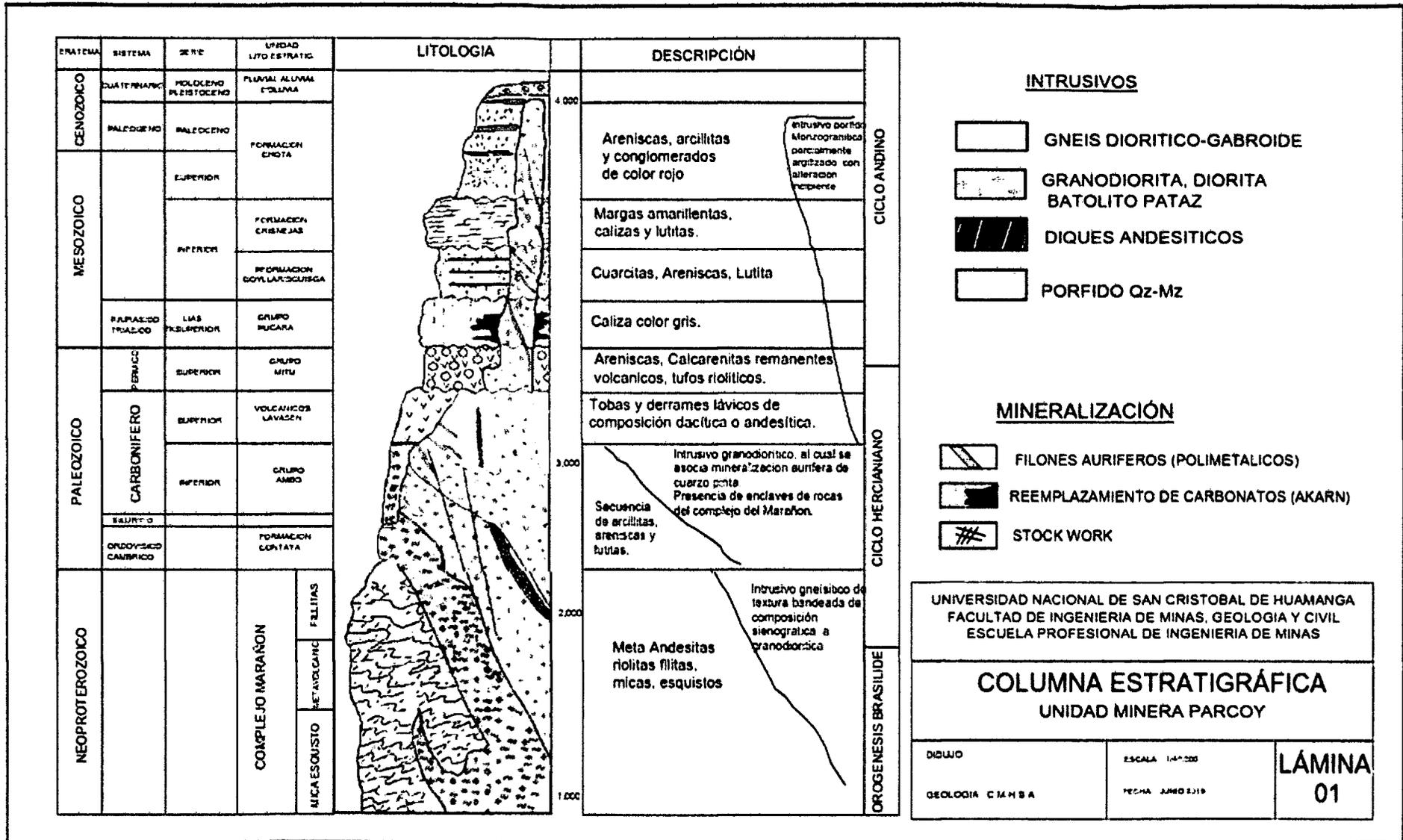
Durante el carbonífero las rocas de la zona hasta ese entonces depositadas, fueron afectadas por una gran intrusión magmática de composición calcoalcalina, denominada "Batolito de Pataz". Posteriormente en el Paleógeno se produjeron emplazamientos intrusivos menores de composición diorítica a cuarzo monzonítica.

La composición litológica del Batolito es ácida a intermedia, caracterizado por granodiorita, diorita y cuarzo-monzonita. Diques aplíticos, microdioríticos y andesíticos posteriores afectan al Batolito y en algunos casos cortan algunas vetas. La textura de las rocas plutónicas es variable, son comunes tonalitas y granodioritas con zonación a

bordes dioríticos, así como pulsaciones más jóvenes de cuarzo-monzonita. En los bordes y cúpulas se observan xenolitos de microdiorita.

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

ESTRATIGRÁFICA - ÁREA PARCOY - PATAZ.



2.6.3. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

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

Las fallas producto de los eventos tectónicos Regionales, deben haber tenido un efecto en la distribución de zonas mineralizadas en el distrito de Parcoy, que incluyen fallamiento y plegamiento pre-mineral, sin-mineral y post-mineral. Los eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo en el Complejo Marañón 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.

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

2.6.4. GEOLOGIA LOCAL.

Consorcio Minero Horizonte S.A tiene sus labores 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.

Las fracturas pre-existentes a la mineralización tienen un rumbo paralelo a las grandes fallas norte- sur con buzamiento variable al Nor-este, en algunos casos presentando inflexiones a uno y otro lado, la mineralización fue rellenado a estas fracturas con cuarzo y pirita que posteriormente fueron afectados por fallas diagonales, por ello las vetas presentan un modelo “Rosario”.

En mapeo geológico, (Ver plano geológico local) se pudo determinar el tectonismo que dio origen a las fracturas preexistentes, presenta la forma de un “huso”, como en el caso de la veta Candelaria que, realizado su proyección vertical, tiende a unirse con otras vetas en la superficie, presentando una de las zonas óxidos de gran importancia. De la misma forma las vetas en la profundidad se van verticalizando, este hecho determina que hay mejores condiciones de mineralización económica cuando las vetas tienen bajo ángulo y pierden cuando se hacen más vertical. (Ver Plano N°03).



SIMBOLOGIA

- X (with diagonal lines) ...
- X (with horizontal lines) ...
- X (with vertical lines) ...
- L (with horizontal lines) ...
- (with horizontal lines) ...
- (with vertical lines) ...

INTRUSIVOS

- [Symbol] GNEIS DIORITICO-GABROIDE
- [Symbol] PORFIDO Qz-Mz
- [Symbol] GRANODIORITA, DIORITA
- [Symbol] BATOLITO PATAZ

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

GEOLOGIA LOCAL
 UNIDAD MINERA PARCOY

PLANO
 03

2.6.5. GEOLOGIA ECONOMICA.

2.6.5.1. GÉNESIS Y MINERALIZACIÓN.

Las vetas son típicamente 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, ankerita, galena, y 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 CMH.S.A. son Candelaria, Encanto, Rosa Orquídea, 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 u 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 NW y (salvo Vannya y Maricruz) buzán al Este, pero generalmente son más paradas las vetas que en los distritos al norte (Culebrillas, ahora llamado Los Zambos) y al Sur (Marsa). Esto podría reflejar una diferencia fundamental en cómo se formaron

las vetas en esta zona Central, y puede indicar que existe algún control estructural en el Complejo Marañón de capas, foliaciones o fallas pre-existentes.

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

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

Las cinco estructuras o “clavos” principales del yacimiento de Parcoy son: “Milagros”, “Lourdes”, “Candelaria”, “Rosa Orquídea” y “Sissy-Vannya” estas tienen longitudes de hasta 400 m, con anchos promedios del orden de los dos metros, su inclinación varía de 35° a 90°, siendo en promedio 65° al Este. Estas estructuras se caracterizan por presentar ensanchamientos (clavos) así como estrangulamientos de las franjas económicas, muestran ramaleos tipo “cola de caballo”, desprendimientos de ramales o Splits y sigmoides asociados.

2.6.5.2. PARAGÉNESIS.

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 u Ag), estos rellenan 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) buzan al Este, pero generalmente son más paradas las vetas que en los distritos al norte (Culebrillas, ahora llamado Los Zambos) y al Sur (Marsa). Esto podría reflejar una diferencia fundamental en cómo se formaron las vetas en esta zona Central, y puede indicar que existe algún control estructural en el Complejo Maraño de capas, foliaciones o fallas pre-existentes.

2.6.5.3. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.

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

Cambios de Rumbo:

Variaciones de rumbo tendientes a un Norte-Sur tienen mineral de mejor calidad y/o son más potentes como vetas; esto es causada por el componente dextral de las fallas syn-mineral de strike slip.

Cambios de buzamiento:

En varios casos, los cambios a buzamientos de bajo ángulo propician mayor abertura (potencia) y tienden a tener mejores valores de Au; esto es causa por el componente dominante de deslizamiento inverso en las fallas syn-mineral.

Intersecciones de Falla:

Las intersecciones normalmente son zonas de aumento de la fracturación de permeabilidad estructural y pueden contener mena de calidad más alta y/o mayor volumen de mena. Los ejemplos son en la mina Candelaria donde ocurren muchas intersecciones.

Diques: varias vetas son paralelas o sub-paralelas a los diques (Lourdes).

Algunos diques son syn-mineral a tardío-mineral y están deformados. Otros diques pueden ser post-mineral y haber intruído paralelamente a las vetas. En cualquiera de estos casos, los diques constituyen buena guía exploratoria.

Litología de la roca huésped:

La variedad de unidades de roca granítica del Batolito tiene propiedades mecánicas diferentes ante un fallamiento. Las fallas normalmente refractan (cambian rumbo y/o buzamiento) al cruzar los contactos entre estas litologías mecánicamente distintas, lo que podría haber favorecido la depositación mineral en las aperturas estructurales.

Fallas Transversales:

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

2.6.5.4. RESERVAS MINERALES.

Las reservas minerales son recursos de los cuales se sabe que son económicamente factibles de ser extraídos. Son Reservas Probables y Reservas Comprobadas.

De acuerdo la cubicación de reservas hasta diciembre del 2019, se detalla en el siguiente cuadro:

Tabla N°2.6.5.1 Reserva Probado y Probable.

CATEGORIA	Zona	Veta	Potencia (m)	Tonelaje TMS	Ley gr. Au/TM
Mineral Probado	Norte	Balcón	2.32	402,400	13.05
		Milagros	1.42	202,452	11.92
		Split Lourdes	1.38	108,952	12.3
		Total Norte	1.71	713804	12.42
	Centro	Rosa Orquídea	2.25	180,682	14.38
		Sissy	2.2	80,745	7.82
		Total Centro	2.23	261427.00	11.10
	Sur	Candelaria	1.5	300,050	11.58
		Encanto	1.3	130,520	12.76
			1.4	430,570	12.17
	PEC	Milagros PEC	1.5	180,485	15.48
		Total PEC	1.5	180,485	15.48

CATEGORIA	Zona	Veta	Potencia (m)	Tonelaje TMS	Ley g Au/TM
Mineral Probable	Norte	Balcón	2.25	400,520	12.53
		Milagros	1.35	180,480	10.32
		Split Lourdes	1.25	150,932	11.4
		Total Norte	1.62	731932	11.42
	Centro	Rosa Orquídea	2.2	160,352	13.3
		Sissy	1.8	60,371	6.88
		Total Centro	2.00	220723	10.09
	Sur	Candelaria	1.4	280,250	10.68
		Encanto	1.2	120,284	11.23
		Total Sur	1.3	40,534	10.96
	PEC	Milagros PEC	1.4	170,435	13.25
		Total PEC	1.4	170,435	13.25

CATEGORIA	POTENCIA METROS	TONELAJE TMS	LEY gr.Au/TM
Mineral Probado	1.71	1586286.00	12.79
Mineral Probable	1.58	1163624.00	11.43
Total		2,749,910	
Promedio	1.64		12.11

	TONELAJE TMS	LEY gr.Au/TM
PRODUCCION MINA	666000	10.5
VIDA DE MINA(Años)	4.13	

2.7. GEOMECANICA.

2.7.1. MAPEO GEOMECANICO.

La evaluación geomecánica integral del yacimiento, se ha efectuado siguiendo los lineamientos de las clasificaciones geomecánicas, que permite calificar al macizo rocoso dentro de un ámbito preciso para zonificar geomecánicamente y elaborar el diseño del tipo de sostenimiento.

El macizo rocoso de Parcoy es mayormente de calidad geomecánica mala con presencia de esfuerzos y agua subterránea por lo que el uso de la clasificación de Barton y RMR dan buenos resultados.

Se hace la valoración de la calidad de macizo rocoso a cada tramo de avance por disparo.

Tabla N°2.7.1: Mapeo geomecánica por celdas.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (BIENIAWSKY RMR '89)											
PARAMETRO	RANGO DE VALORES										
R.COMPRE.UNIAX (Mpa)	> 250	(15)	100 - 250	(12)	50 - 100	(7)	25 - 50	(4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)
RQD (%)	90 - 100	(20)	75 - 90	(17)	75 - 50	(13)	25 - 50	(8)	< 25		(3)
ESPACIAMIENTO (m)	> 2	(20)	0.6 - 2	(15)	0.2 - 0.6	(10)	0.06 - 0.2	(8)	< 0.06		(5)
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m long	(6)	1 - 3 m long.	(4)	3 - 10 m	(2)	10 - 20 m	(1)	>20m	(0)
	APERTURA	Cerrada	(6)	<0.1 mm apert.	(5)	0.1 - 1.0 mm	(4)	1 - 5 mm	(1)	> 5 mm	(0)
	RUGOSIDAD	Muy Rugoso	(6)	Rugoso	(5)	Lig. Rugoso	(3)	Lisa	(1)	Espejo de Falla	(0)
	RELLENO	Limpia	(6)	Duro<5 mm	(4)	Duro>5 mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)	Suave > 5mm	(0)
INTEMPERIZACION.	Sana	(6)	Lig. Intemp.	(5)	Mod. Intemp.	(3)	Muy Intemp.	(2)	Descompuesta	(0)	
AGUA SUBTERRANEA	Seco	(15)	Humedo	(10)	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo	(0)	
VALORACION TOTAL RMR BASICO (Suma de valoraciones 1 a 5)											
DIRECCION Y BUZAMIENTO	Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable		
TUNELES	0		-2		-5		-10		-12		
CLASE DE MACIZO ROCOSO											
RMR	100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0		
DESCRIPCION	I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA		
RMR PROM.											

Fuente: Departamento Geomecánica CMH.

2.7.2. PROPIEDADES FISICAS Y MECANICAS DEL MACIZO ROCOSO.

2.7.2.1. PROPIEDADES FÍSICAS DE LA ROCA.

No se han efectuado el análisis de las propiedades física, sin embargo por la descripción del logeo y el alto porcentaje de tramos de falla y roca triturada a roca

tipo V indican una baja densidad entre 1.5 a 2.4 Tn/m³, que corresponde a una muestra de roca moderada a fuertemente degradada; la porosidad influye en la resistencia de la roca, se estima que tiene una porosidad de 2 a 5% , típica de un intrusivo intensamente meteorizado a descompuesta (un cuerpo compacto es, por lo general, más denso que otro más disperso).

RESULTADO DE LABORATORIO:

Propiedades Físicas:

- Densidad Seca (gr./cm³) De 2.65 a 2.79
- Densidad Húmeda (gr./cm³) De 2.65 a 2.80
- Porosidad Aparente (%) De 0.33 a 1.72
- Absorción (%) De 0.12 a 0.65
- Peso Especifico Aparente (KN/m³) De 25.93 a 27.39

2.7.2.2. PROPIEDADES MECÁNICAS DE LA ROCA.

Sobre la base teórica generalizada de Hoek-Brown y el criterio de ruptura de Mohr-Coulomb, se ha establecido los parámetros intrínsecos para calificar las propiedades de resistencia y deformación de las rocas, según los siguientes parámetros:

- Módulo de Young.
- Módulo de Poisson.
- Cohesión.
- Índice de Fricción.
- Resistencia a la Compresión uniaxial y triaxial.
- Resistencia a la Tracción.

Ensayos de Compresión Simple:

- Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm²) De 667.05 a 2,084.78
- Resistencia a la Compresión Simple (MPa) De 66.35 a 204.31

Ensayos de Propiedades Elásticas:

- Módulo de Young (GPa) De 7.50 a 14.62
- Poisson De 0.29 a 0.31

Ensayos de Tracción Indirecta (brasiler).

- Resistencia a la Tracción (MPa) De 4.67 a 18.07

Ensayos de Compresión Triaxial.

- Resistencia MPa: 79.4 a 268.2 (mi): 19.31 a 29.15
- Ángulo de Fricción Interno (°) De 42.84° a 58.04°
- Cohesión (MPa) De 15.07 a 28.16

Interpretación de los Resultados de Laboratorio

El análisis de los resultados de laboratorio indican valores correspondientes a rocas del tipo IV Mala A límite con Regular III B; las propiedades física indican una densidad promedio de 2.7 que corresponde a una muestra de roca compacta, típica de un intrusivo de granodiorita fresca a ligeramente alterada (un cuerpo compacto es, por lo general, más denso que otro más disperso); porosidad baja con un promedio de 0.79% en todo los casos menor a 1.7 % debido a su condición cristalina masiva; y una absorción igualmente muy baja de promedio 0.29% en equiparación con rocas sedimentarias; el peso específico (como unidad de fuerza por unidad de volumen) de 25.93 a 27.39 KN/m³ es alta en comparación con rocas alteradas o meteorizadas.²

2.7.2.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA.

La evaluación geomecánica integral del yacimiento, se ha efectuado siguiendo los lineamientos de las clasificaciones geomecánicas internacionales, que permite calificar al macizo rocoso dentro de un ámbito preciso y alimenta con información suficiente para complementar la zonificación geomecánica y elaborar el diseño del tipo de sostenimiento.

El macizo rocoso de Parcoy es mayormente de calidad geomecánica mala con presencia de esfuerzos y agua subterránea por lo que el uso de la clasificación de Barton y RMR dan buenos resultados.²

Tabla N° 2.7.2: Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó.

MACIZO ROCOSO	CLASE	COLOR	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
				PERNOS DE ANCLAJE REPARTIDO ($\varnothing = 20$ mm)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS DE ACERO
MUY BUENA RMR 81 – 100	I	BLANCO	A plena sección de avance de 3 m.	Generalmente no requieren sostenimiento excepto algún perno ocasional.		
BUENA RMR 61 – 80	II	CELESTE	A plena sección, avances de 1 a 1.5 m finalizar el sostenimiento a 20 m del frente	Bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 2,5 m y con malla ocasional	50 mm de corona donde requiera	Ninguna
REGULAR-A RMR 51 – 60	III - A	VERDE	A plena sección, avances de 1 a 1.5 m finalizar el sostenimiento a 15 m del frente	Pernos de compresión 7' ocasionales o sistemáticos espaciados de 1.5 a 1.8 m.	50 mm de corona donde requiera	Ninguna
REGULAR-B RMR 41 – 50	III - B	AMARILLO	En bóveda y destroza. Avance de 1.5 – 3m en bóveda. Iniciar el sostenimiento a 10 m del frente	Empernado sistemático de 4 m de longitud espaciados 1.5 – 2 m en corona y hastiales con malla en la corona.	En corona 50 - 100 mm y en hastiales 30 mm.	Ninguna
MALA - A RMR 31 – 40	IV - A	ANARANJADO	En bóveda y destroza. Avance de 1 – 1.5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.	Empernado sistemático de 4 – 5 m de longitud, espaciados 1 – 1.5 m en corona y hastiales, con malla.	Shotcrete est. 2" (F/25kg) + pernos de compresión 7' sistematicos espaciados 1.2 a 1.5m	Donde se requieran cerchas ligeras espaciadas 1.5 m
MALA - B RMR 21 - 30	IV - B	ROJO	En secciones múltiples. Avances de 0.5 – 1.5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.	Empernado sistemático de 5 – 6 m de longitud; espaciados 1 – 1.5 m en corona y hastiales, con malla y bulonada de piso.	Shotcrete est. 3" (F/30-35kg) + pernos de compresión 7' sistematicos espaciados a 1.2 m	Malla electrosoldada con shotcrete est. 1"
MUY MALA RMR < 20	V	MARRON	En secciones múltiples. Avances de 0.5 – 1.5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de la voladura.	Empernado sistemático de 5 – 6 m de longitud; espaciados 1 – 1.5 m en corona y hastiales, con malla y bulonada de piso.	En corona 150 – 200 mm, en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm. Sh. Est. 4" (f/30kg) + pernos compresion 7' espaciado 1.0m	Cerchas medias o pesadas espaciadas 0.75 m con blindaje de chapas y en caso necesario paraguas contrabóveda.

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

2.7.3. EVALUACION GEOMECANICA.

2.7.3.1. ROCK QUALITY DESIGNATION (RQD).

La Designación de la calidad de Roca fue desarrollado por Deere entre 1963 y 1967, se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo.

En C.M.H. S.A. el RQD se basa en la recuperación modificada de un testigo, depende indirectamente del número de fracturas y del grado de la alteración del macizo rocoso; teniendo en cuenta los tres procedimientos de cálculo. (Tabla N° 2.7.3).

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

$$RQD\% = \frac{\sum \text{Trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total de taladro}} \times 100 \dots \dots \dots (01)$$

Segundo Procedimiento. - Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área o zona predeterminada de la operación minera.

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)}(1 + 0.1\lambda) \dots \dots \dots (02)$$

Donde:

λ : Número de fisuras/espacio.

Tercer Procedimiento. - Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro cúbico (J_v = Joint Volumétric number), determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área o zona predeterminada de la operación minera.

$$RQD = 115 - 3.3J_v \dots \dots \dots (03)$$

Dónde:

λ : Número de fisuras por metro cúbico.

Tabla N° 2.7.3: Rock Quality Designation (RQD).

RQD (%)	VALOR	ROCK MASS QUALITY (CALIDAD DE LA MASA DE ROCA)
< 25	3	Muy mala
25 – 50	8	Mala
50 – 75	13	Regular
75 – 90	17	Buena
90 - 100	20	Muy excelente

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

2.7.3.2. ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI).

Como se sabe, además de las clasificaciones más difundidas como son la de Bieniawski y la de Barton, últimamente se está utilizando con mucha frecuencia el índice de calidad GSI (Geological Strength Index), desarrollado por Hoek y Brown, el cual tiene la ventaja de poder estimar los parámetros de corte “equivalentes”, C y ϕ .

Por otro lado, la relación entre el GSI y el RMR puede expresarse como sigue, según Hoek et al.

$$GSI = RMR - 7$$

$$GSI = RMR - 5$$

Siendo, además la relación propuesta por Hoek entre la resistencia a la compresión simple de la masa rocosa σ_{cm} y la intacta σ_c :

$$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_c} = 0.022 \times e^{0.038 GSI}$$

Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos).

La determinación del G.S.I, es el primer paso a seguir, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso, basándose en las condiciones

estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno).

La clasificación según su estructura varía de:

- Levemente fracturado (LF).
- Fracturada (F).
- Muy fracturada (MF), 12 a 20 fracturas/m.
- Intensamente fracturada (IF), mayor de 20 fracturas/m.
- Triturada (T).

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

- Muy buena (MB).
- Regular (R).
- Pobre (P).
- Muy pobre (MP).

Tabla N° 2.7.4: GSI modificado Unidad Parcoy (GSI).

 <p>MINERO HORIZONTAL</p>	<p>SDST. SEGUN GSI MODIFICADO</p> <p>LABORES TEMPORALES Y PERMANENTES SECCION 3.00M-4.50M</p> <p>A SIN SOPORTE O FERNO PUNTUAL (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES)</p> <p>B FERNO SISTEMATICO. (1.5 X 1.5 m.) MALLA OCASIONAL</p> <p>C FERNO SISTEMATICO. (1.2 X 1.2 m.) MALLA ELECTROSOLOADA O SHOTCRETE 7"</p> <p>D SHOTCRETE 7" + PERNOS SISTEMATICOS ESPACIADOS 1.20 X 1.20 m.</p> <p>E SHOTCRETE 7" CON FIBRA MET- MALLA + PERNOS SISTEMATICOS ESPACIADOS 1.00 X 1.00 m.</p> <p>F CIMBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS DE 1.20 X 1.30 m.</p> <p>ESTRUCTURA</p>	<p>CONDICION DE PERIFERIAL</p> <p>BUENA Y ESTABLE (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa)</p>	<p>CONDICION DE PERIFERIAL</p> <p>BUENA Y ESTABLE (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa)</p>	<p>CONDICION DE PERIFERIAL</p> <p>BUENA Y ESTABLE (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa)</p>	<p>CONDICION DE PERIFERIAL</p> <p>BUENA Y ESTABLE (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa) O CONTINUIDAD SUAVEMENTE ALTERADA (RUC 100-150 MPa)</p>
 <p>FRACTURADA F₁ MUY EN TRABADA NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES, (RUC 50 - 75) 1.00 M FRACT PER METRO</p>	<p>A F.B</p>	<p>A F.R</p>	<p>C F.M</p>		
 <p>MUY FRACTURADA F₂ MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RUC 25 - 50) 1.00 M FRACT PER METRO</p>	<p>A MF.B</p>	<p>B MF.R</p>	<p>D MF.M</p>		<p>E MF.MV</p>
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA F₃ EMPLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES ES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RUC 25 - 50) 1.00 M FRACT PER METRO</p>		<p>E IF.R</p>	<p>D IF.M</p>		<p>E IF.MV</p>
 <p>FRACTURADA O RELENDO T₁ LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS (RUC 25 - 50)</p>			<p>F T.M</p>		<p>F T.MV</p>

Fuente: Geomecánica CMH S.A.

2.7.3.3. EVALUACIÓN DE LA ESTABILIDAD MEDIANTE LOS SISTEMAS RMR Y Q.

a) Correlación entre los Índices RMR y Q:

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad \text{Bieniawski (1976)}$$

$$RMR = 13.5 \log Q + 43 \quad \text{Rutledge (1978)}$$

b) Máxima abertura sin sostenimiento de las excavaciones (Span).

$$Span = 2(ESR)Q^{0.4}$$

$$RMR (\text{sin sostenimiento}) = 22 \ln QDe + 25 \quad \text{Kaiser (1986)}$$

$$Span = ESR * \exp\left(\frac{RMR-25}{22}\right)$$

Definición de ESR (Relación de Sostenimiento de la Excavación): ESR está relacionado con el uso para el cual la excavación es efectuada y con el grado de seguridad demandado, cuadro N° 2.4.

Cuadro N° 2.7.5: Clasificación de ESR.

Categoría de la Excavación		ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 -5
B	Piques verticales	
	Sección circular	2.5
	Sección rectangular/ cuadrada	2
C	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1.6
D	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1.3
E	Casas de fuerza, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, portales, intersecciones.	1
F	Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, fábricas.	0.8

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

c) Definición de Dimensión Equivalente (De).

Dimensión Equivalente (De); este se obtiene de la relación entre la luz de la excavación (diámetro o altura) y un factor de utilización de las mismas, denominado ESR (Excavation Support Ratio).

$$De = \frac{\text{Ancho o altura de la excavación}}{ESR}$$

La relación entre Q y De, determina una recta (estrictamente una familia de rectas para cada ESR) que separa excavaciones que requieren soportes de las que no lo requieren. Los actuales límites para excavaciones sin soportes (permanentes) pueden expresarse por la siguiente ecuación:

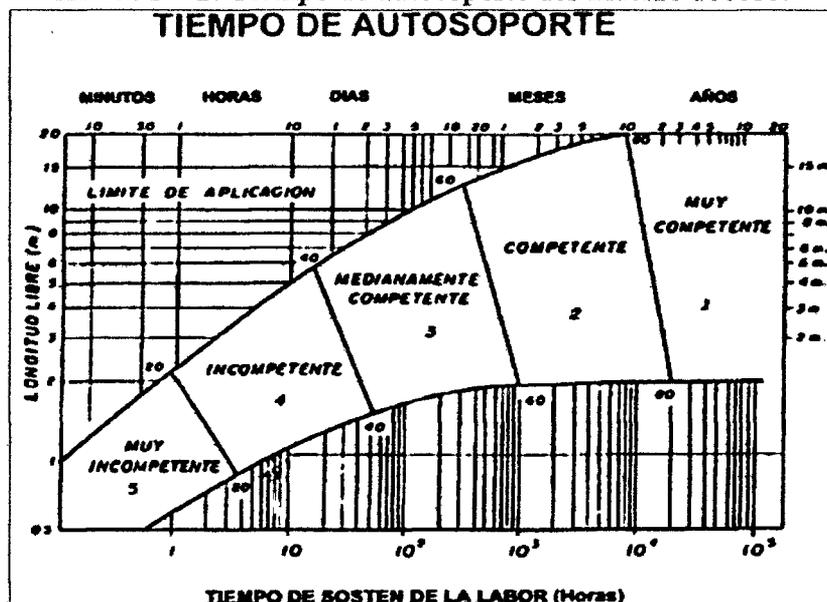
Módulo de deformación del macizo rocoso:

$$Em = 10^{(RMR-10)/40}$$

d) Tiempos de autosoporte.

Podemos estimar el tiempo de autosoporte del macizo de una excavación, en esta se indica las relaciones entre el tiempo de autosoporte y el span para diferentes clases de macizo rocoso, de acuerdo a la clasificación geomecánica para tunelería y minería.

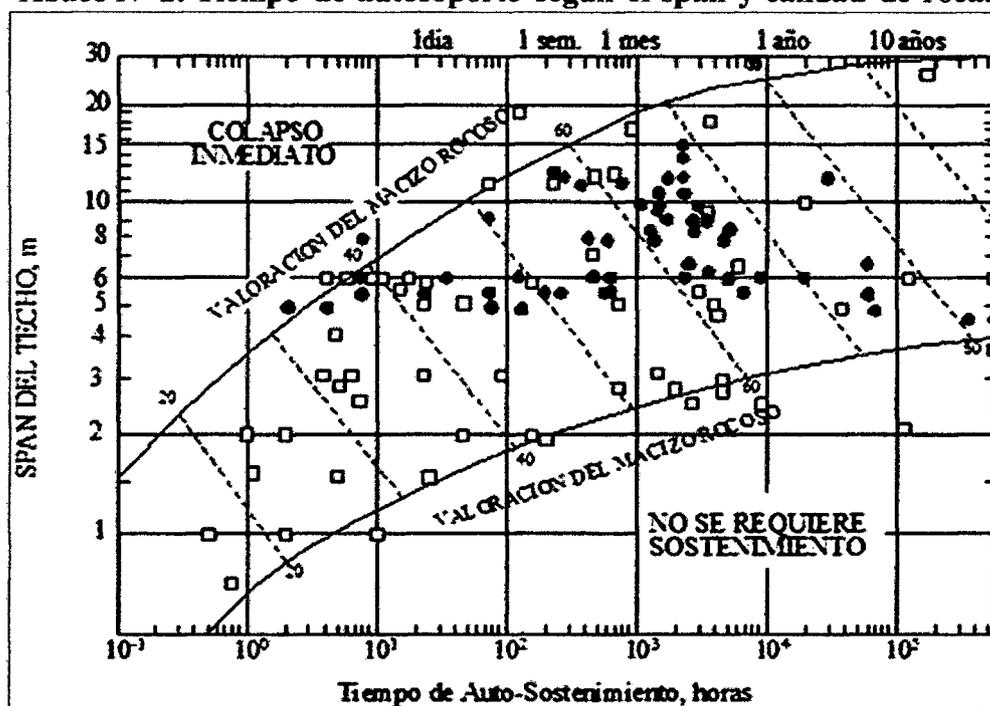
Ábaco N° 1: Tiempo de autosoporte del macizo rocoso.



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

En el ábaco los puntos ploteados representan fallas de techo estudiados; los puntos redondos negros para minas y cuadrados vacíos para túneles las líneas de contorno son límites de aplicabilidad. Es necesario indicar que el gráfico presentado en la Tabla N°00B es un tanto conservador y aplicable mayormente a excavaciones permanentes. Para tener mejores estimados del tiempo de autosostenimiento, es recomendable realizar observaciones in-situ del terreno, a fin de tener una mejor base de establecimiento de este parámetro, particularmente en labores temporales.

Ábaco N° 2: Tiempo de autoaporte según el span y calidad de roca.



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

Curvas características del terreno.

Se conoce por curva característica del terreno a la relación entre la variación del esfuerzo radial que actúa sobre un punto del perímetro de la excavación subterránea, en función de la deformación que se produce en este punto del perímetro de la masa rocosa excavada. Las mencionadas curvas tienen dos aspectos similares:

- a) En la condición inicial, antes de realizarse la excavación, la deformación del terreno es nula y la presión radial es igual a la de campo.
- b) Cuando se comienza la excavación, el terreno se comporta elásticamente, por tal motivo las curvas tienen una primera parte recta; ya que en elasticidad las relaciones tensión-deformación se representan linealmente.

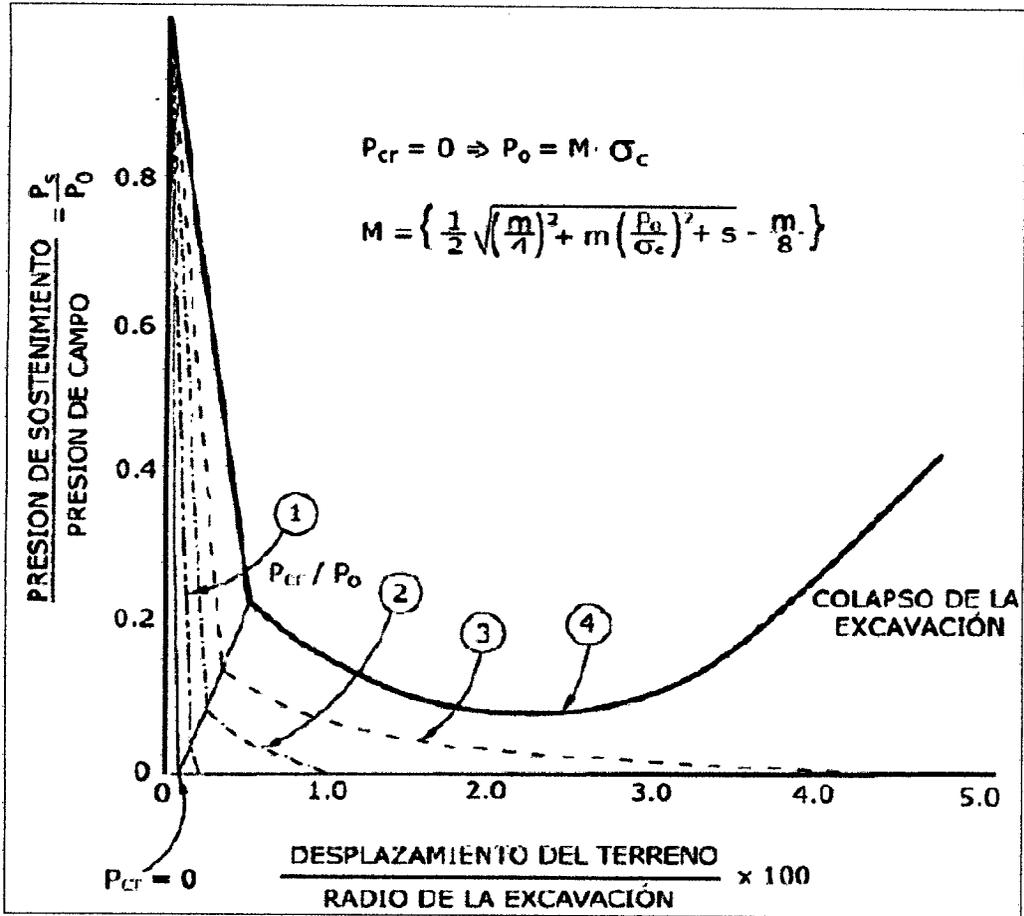
El terreno es capaz de soportar el incremento que se produce en la tensión tangencial, la masa rocosa permanecerá en régimen elástico. En este caso se producen los siguientes efectos:

- a) La curva característica del terreno será una línea recta.
- b) Una vez cumplido el ajuste de las tensiones se llegará a un estado de equilibrio.
- c) Por otro lado, en el proceso de ajuste de tensiones, posterior a la excavación llega un momento en que el terreno no es capaz de soportar el incremento de la tensión tangencial y se producirá el colapso.

Una vez concluido el proceso de ajuste de presiones puede suceder que se logre a un estado de equilibrio como el que se indica en las curvas 2 y 3, o que sea imposible el equilibrio tal como representa la curva 4 de la Tabla N° 2.8

Si no se logra el equilibrio existe una presión radial mínima a partir de la cual, aunque aumente la presión del sostenimiento, se produce un aumento de la deformación que conduce al colapso de la excavación.

Gráfico N° 2.7.3.3.1: Curvas características de una excavación según Pernía et al.



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

CAPITULO III

MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA REDUCIR Y CONTROLAR DAÑOS POR VOLADURA EN LA RP-2705.

3.1. DETERMINACION DE LOS DAÑOS, EVENTOS Y CAUSAS QUE ORIGINAN LA SOBREXCAVACION EN LOS FRENTES DE PREPARACIÓN.

La sobre excavación general en labores de Preparación se presentan por los siguientes factores:

- Fracturas pre existente en el macizo rocoso.
- Sobrecarga. Fila anterior de taladros sobrecargados.
- La presión de taladro es superior a la resistencia dinámica a compresión de la roca.
- Espaciado excesivo entre taladros.
- Generación rápida de productos gaseosos a muy alta presión y temperatura a partir de la detonación de la carga de explosivo.

- Trituración pulverización de la roca inmediatamente adyacente a la pared del barreno, cuando las tensiones son superiores a la resistencia de la roca.
- Penetración de los productos gaseosos en las grietas preexistentes y generadas y la prolongación de las mismas.

Para controlar la sobreexcavación deben pues dirigirse los esfuerzos a:

- Evitar sobrepasar la resistencia a compresión dinámica de la roca que rodea la carga de explosivo.
- Mantener un nivel de vibraciones en el macizo remanente que no induzca roturas.
- Utilizar explosivos adecuados al tipo de roca para evitar la apertura de fisuras por un exceso de volumen de gases.

3.2. EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS ACTUALES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA QUE ORIGINAN LA SOBREXCAVACION.

En Consorcio Minero Horizonte S.A. se determina los parámetros de perforación y voladura que causan daño a la roca circundante que origina durante el proceso de voladura, el objetivo es conocer los rangos de sobrerotura (zona plástica) generados por procesos de voladura en las labores de preparación de 4.50 x 4.20m y adoptar los mecanismos de control que permitan minimizar dichos efectos adversos en el proceso de estabilidad.

Parámetros:

- Pandeo de taladro.
- Exceso de explosivos.
- Mala perforación (desviación de taladros, mala simetría).
- Uso inadecuado de los retardos.
- Evacuación de detritus (Barrido Ineficiente).

- Falta de pintado de malla de perforación.

Para poder evaluar el comportamiento del macizo rocoso dañado por agente externo (explosivo) por el proceso de excavación, tiene gran aceptación mundial el criterio de falla por Hoek y Brown 1980, p. 21.

3.2.1. ANÁLISIS DEL FACTOR ROCA.

La Rampa de preparación (Rp2705) está ubicado en la zona Norte de la mina Lourdes, esta labor tiene una finalidad de profundizar para preparar, desarrollar, explorar y explotar la veta Lourdes.

El mapeo Geomecánico deberá realizarse con el avance de labores.

Definir la zona ha mapear, tomando un punto topográfico como referencia y ubicarla en el plano topográfico.

Tomar nota de las características del macizo rocoso según el sistema de clasificación RMR de Bieniawski (1989) en el cual encontramos los siguientes parámetros:

- RMR = 36
- RQD = 50%
- Resistencia a la compresión simple = 75 MPa.
- Resistencia a la tracción = 9.5MPa
- Densidad de la roca = 2.60 gr/cm³
- Diámetro de perforación (Ø1) = 45mm.
- Diámetro de broca rimadora (Ø2) = 102 mm.
- Longitud de barreno = 12ft \cong 3.60m.
- Eficiencia de perforación = 89%
- Longitud de perforación = 3.20m
- Ancho de labor = 4.5m.
- Alto de labor = 4.2m.

Tabla N° 3.2.1: Mapeo Geomecánico por celdas.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (BIENIAWSKY RMR '89)												
PARAMETRO	RANGO DE VALORES									VALORACION		
R.COMPRE.UNIAX (Mpa)	> 250	(15)	100 - 250	(12)	50 - 100	(7)	25 - 50	(4)	<25(2) <5(1) <1(0)	7		
RQD (%)	90 - 100	(20)	75 - 90	(17)	75 - 50	(13)	25 - 50	(8)	< 25	(3)	8	
ESPACIAMIENTO (m)	> 2	(20)	0.6 - 2	(15)	0.2 - 0.6	(10)	0.06 - 0.2	(8)	< 0.06	(5)	5	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m long	(6)	1 - 3 m long.	(4)	3 - 10 m	(2)	10 - 20 m	(1)	>20m	(0)	6
	APERTURA	Cerrada	(6)	<0.1 mm apert.	(5)	0.1 - 1.0 mm	(4)	1 - 5 mm	(1)	> 5 mm	(0)	4
	RUGOSIDAD	Muy Rugoso	(6)	Rugoso	(5)	Lig. Rugoso	(3)	Lisa	(1)	Espejo de Falla	(0)	3
	RELLENO	Limpia	(6)	Duro<5 mm	(4)	Duro>5 mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)	Suave > 5mm	(0)	1
INTEMPERIZACION.	Sana	(6)	Lig. Intemp.	(5)	Mod. Intemp.	(3)	Muy Intemp.	(2)	Descompuesta	(0)	0	
AGUA SUBTERRANEA	Seco	(15)	Humedo	(10)	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo	(0)	7	
VALORACION TOTAL RMR BASICO (Suma de valoraciones 1 a 5)										RMR = 41		
DIRECCION Y BUZAMIENTO	Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable			
TUNELES	0		-2		-5		-10		-12			
CLASE DE MACIZO ROCOSO												
RMR	00 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0			
DESCRIPCION	I MUYBUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUYMALA			
RMR PROM = 36												

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

Este valor de Rock Mass Rating tiene como resultado RMR de 36.

En la evaluación Geomecánica in-situ tiene una variación de RMR desde 31 – 40; por la presencia de fallas y alteración del macizo rocoso donde la roca es de tipo mala

IV.

Tabla N° 3.2.2: Parámetros de factor según RMR.

PARÁMETRO	
RMR	Factor de Carga(Kg/m3)
Lineal 0-20	0.70
Lineal 21-30	1.10
Lineal 31-40	1.40
Lineal 41-50	1.60
Lineal 51-60	2.00
RMR	Factor de Potencia (kg/ton)
Tajo 0-20	0.05
Tajo 21-30	0.15
Tajo 31-40	0.20
Tajo 41-50	0.35
Tajo 51-60	0.50
Densidad	g/cm3
MINERAL	2.8
DESMONTE	2.6

Fuente: Departamento de perforación y voladura C.M.H. S.A.

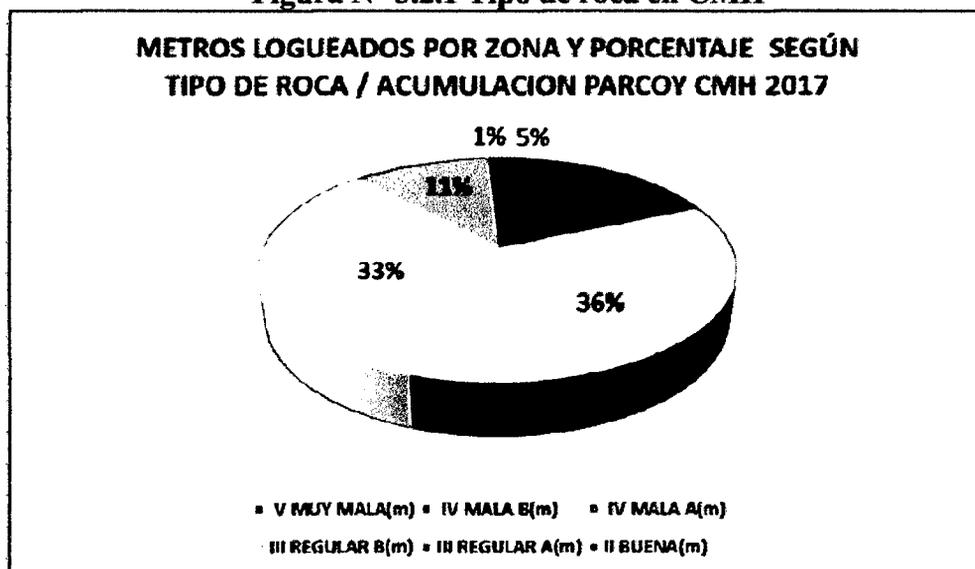
3.2.1.1. TIPOS DE ROCA Y SUS CARACTERÍSTICAS PARA LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.

El sistema de clasificación geomecánica de macizos rocosos RMR89, considera en su etapa inicial la caracterización geomecánica del macizo rocoso conocida como “básico”, posteriormente tomando en consideración el ordenamiento estructural y la incidencia de este en función a la orientación de las excavaciones se reduce esta valoración hasta en 12 puntos para una condición extremadamente desfavorable.

Se ha efectuado el logueo geomecánico en 8,247.47 m lineales de sondajes diamantinos procedentes de la exploración geológica del yacimiento Parcoy, para determinar la calidad de la roca fuera de las labores mapeadas y efectuar la calificación geomecánica para futuros proyectos de excavación minera.

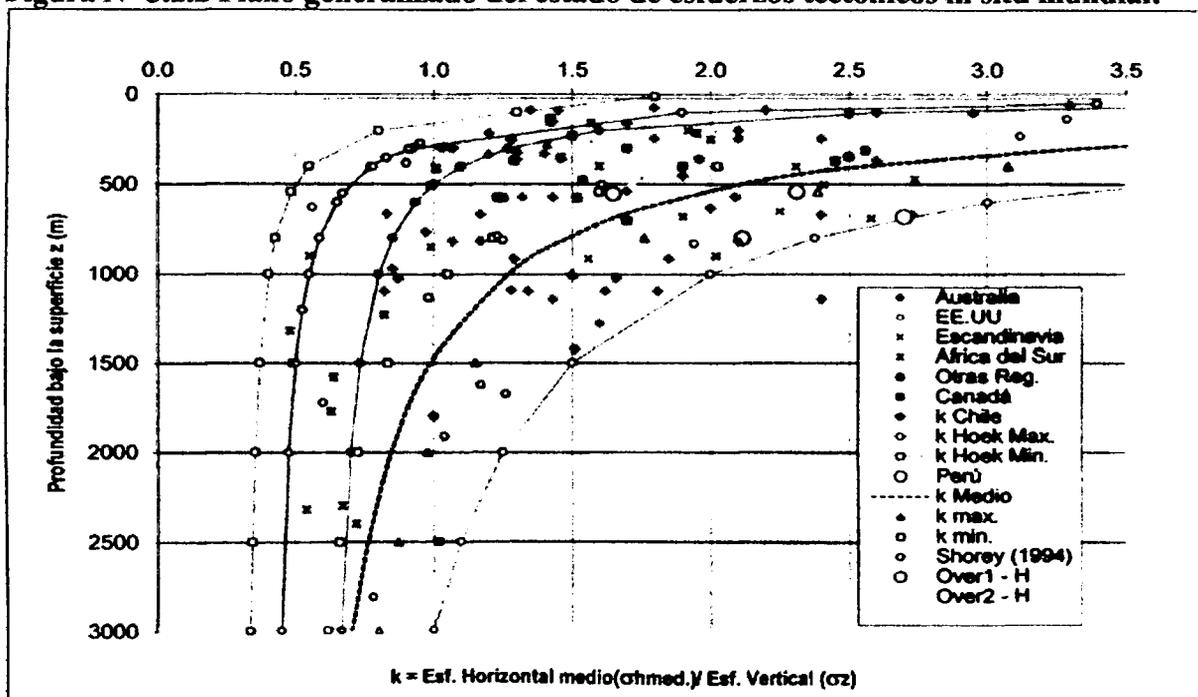
La calidad de roca por zonas se indica en la Figura N° 3.2.1 donde las rocas de mala calidad (Muy Mala V y Mala IVB) resaltan en un %5 a 15%, tomando en cuenta que la roca Mala IVA obtenemos un 30 a 36% y entre Regular IIIB y IIIA 33% a 40% sería la roca de mejor calidad que disponemos en la mina.

Figura N° 3.2.1 Tipo de roca en CMH



El siguiente gráfico indica la distribución de tipo de roca según el RMR de Bienawski; logueo que es concordante con los porcentajes de calidad de roca que se maneja en la mina Parcoy, donde el 50% a 70% de la roca es de mala calidad (Muy Mala V, Mala IVB y Mala IVA).

Figura N° 3.2.2 Plano generalizado del estado de esfuerzos tectónicos in situ mundial.



3.2.2. ANÁLISIS DE FACTOR GEOMÉTRICO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.

3.2.2.1. FACTORES CONSIDERADOS EN EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN.

a) Tipo de roca.

El tipo de Roca de calidad mala y regular, esto por el alto grado de fracturamiento que presenta el macizo rocoso y la presencia de agua a manera de goteo por las paredes.

El análisis de los resultados de laboratorio indica valores correspondientes a rocas del tipo IV Mala A límite con Regular III-B; las propiedades físicas indican una densidad promedio de 2.7 que corresponde a una muestra de roca compacta, típica de

un intrusivo de granodiorita fresca a ligeramente alterada (un cuerpo compacto es, por lo general, más denso que otro más disperso); porosidad baja con un promedio de 0.79% en todo los casos menor a 1.7 % debido a su condición cristalina masiva; y una absorción igualmente muy baja de promedio 0.29% en comparación con rocas sedimentarias; el peso específico (como unidad de fuerza por unidad de volumen) de 25.93 a 27.39 KN/m³ es alta en comparación con rocas alteradas o meteorizadas, teniendo en cuenta que la roca se estima con RMR = 31 – 40.

b) Diámetro del taladro.

El diámetro del taladro necesario en una voladura constituye un factor clave a la hora de obtener el coste económico más favorable en el conjunto de operaciones de arranque de la roca. Se determina este valor en función de los equipos de perforación disponibles y de los explosivos a utilizar. Este parámetro se debe combinar con un esquema geométrico de los taladros que permita una fragmentación adecuada del material para su carga, transporte y posible trituración.

- Los botones son de carburo de Tungsteno de alta calidad; brinda un mayor desempeño de perforación y una durabilidad adicional, gracias a sus capacidades de mayor dureza y resistencia al desgaste.
- Material de acero de alta calidad; Reduce el desgaste de la cara y del cuerpo y brinda características uniformes de resistencia al desgaste, una mejor retención de los botones y una eficiente transferencia de energía.

c) Diámetro del taladro de alivio.

El taladro de alivio es muy importante en el diseño de malla de perforación es estratégico en la formación de la cara libre.

“El diámetro de taladro de alivio, se designa como DH. Si se utiliza más de un taladro vacío, se debe calcular el diámetro equivalente de un solo taladro vacío el cual contenga el volumen de todos los taladros vacíos. Esto puede hacer con la siguiente ecuación”

Konya. Manual de voladura, p.205.

$$D_H = d_H \sqrt{N}$$

Donde:

DH: Diámetro equivalente de un solo taladro vacío (mm).

dH: Diámetro de los taladros vacíos (mm).

N: Número de taladros vacíos.

d) Longitud del taladro.

La longitud del taladro se encuentra directamente relacionada con el diseño previsto para la excavación, subterránea. A mayor profundidad de barreno, mayor tamaño del equipo de perforación, además, hay que tener en cuenta que cuando las longitudes del taladro son muy grandes, pueden presentarse problemas de desviación de los taladros que afectarán a la fragmentación de la roca y que aumentarán el riesgo de generar fuertes vibraciones, proyecciones y sobre excavaciones.

La profundidad de los taladros, los cuales romperán hasta un 95% o más de su profundidad total.

La longitud del taladro en C.M.H. S.A es utilizado de 8,10, 12 y 14 pies, donde el equipo de perforación es jumbo de un solo brazo telescópica.

e) Desviación de la perforación.

Que los barrenos se encuentren correctamente alineados y rectos es una condición necesaria para que la voladura se desarrolle según lo previsto. Para ello se debe minimizar la desviación de los taladros utilizando barras de perforación rígidas. Además, son necesarios otros factores básicos: la precisión del emboquillado, la fuerza

de avance, la compatibilidad entre la barra y la boca y los diversos dispositivos de guía. Como se ha visto en el punto anterior, la desviación aumenta con la longitud de la perforación.

f) Estabilidad del taladro.

Las paredes de la perforación deben permanecer sin derrumbes ni desprendimientos locales hasta que se produzca la operación de carga del explosivo. La estabilidad dependerá de la geología de la roca y de la existencia de agua en el macizo. Si se seleccionan correctamente los útiles de perforación, se podrá garantizar una mejora de la estabilización de los taladros de producción.

3.2.2.2. APLICACIÓN DE MODELO MATEMÁTICO LANGEFORS Y KILHSTROM, PERSSON, R. HOLMBERG, C. KONYA, CHIAPETTA, SMOOTH BLASTING EN EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

a. Datos generales de diseño

Tabla N°3.2.2.2.1 Parámetros de Perforación

Símbolo	Dato	Unidad	Descripción
ϕ_c	0.045	m	Diámetro del taladro cargado
ϕ_v	0.102	m	Diámetro del taladro vacío y/o expansión
n	3	c/u	N° de taladros vacíos (Arranque y/o Expansión)
ϕ_e	0.177	m	Diámetro equiv. de taladros de alivio $\phi_e = \phi_v(n)^{0.5}$
H_T	3.20	m	Longitud del taladro
%	95%		Porcentaje de avance
W	4.5	m	Ancho del túnel
H	4.2	m	Altura del túnel
A	16.7	m ²	Área sección vertical
P	15.5		Perímetro
	3	°	Inclinación de los taladros de contorno
α	0.01	m/m	Desviación angular
β	0.02	m	Error de emboquillado
ρ	2.60	Tn/m ³	Densidad de la roca
R_C	75	MPa	Resistencia a comp. simple Roca
RQD	50	%	Índice de calidad de Deere
RWS_{anfo} = 90%			
Cálculo del RQDE 35 %			
Cálculo de la constante c = 0.2186 Ln(RQDE) - 0.3414 = 0.44 Kg/m³			

Tabla N°3.2.2.2.2 Parámetro de explosivo

Especificaciones Técnicas	Unidades	Semexsa 45% 1 1/8''x12''
Densidad	g/cm ³	1.08±3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,800±200
Presión de detonación**	Kbar	87
Energía**	KJ/kg	3,338
RWS**	%	89
RBS**	%	120
Volumen de Gases	l/kg	1016
Resistencia al agua		Buena
Categoría de humo	categoría	1 era
*sin confinar en tubo de hojalata de 30mm de diámetro.		
**calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1atm.		

Fuente: Manual de Voladuras EXSA

Tabla N°3.2.2.2.3 Parámetro de explosivo

Especificaciones Técnicas	Unidades	Exsablock 1 1/8''x8''
Densidad	g/cm ³	0.91±5%
Velocidad de detonación*	m/s	2,800±200
Presión de detonación**	Kbar	23
Energía**	KJ/kg	1720
RWS**	%	45
RBS**	%	54
Volumen de Gases	l/kg	771
Resistencia al agua	horas	Nula
Categoría de humo	categoría	1 era
*sin confinar en tubo de hojalata de 30mm de diámetro.		
**calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1atm.		

Fuente: Manual de Voladuras EXSA

b. Cálculo de la potencia relativa por peso.

$$RWS = \frac{5}{6} * \frac{Q}{Q_0} + \frac{1}{6} * \frac{V}{V_0}$$

Donde:

Q : Calor de explosión en MJ/kg del explosivo a emplear

Q₀ : Calor de explosión de 1 kg de explosivo LBF (5 MJ/kg) en condiciones normales de presión y temperatura

V : Volumen de los gases m³/kg del explosivo a emplear.

V₀ : Volumen de los gases liberados por 1kg del explosivo LFB (0,85 m³/kg)

$$RWS_{LFB} = 5 Q / 6 Q_0 + V / 6 V_0 = 0.76 \cong 76\%$$

$$RWS_{sanfo} = RWS_{LFB} / 0.84 = 0.90 \cong 90\%$$

c. Cálculo de diámetro equivalente de taladros de expansión.

$$\varnothing_e = \varnothing_v \sqrt{n}$$

Donde:

∅_e : diámetro equivalente

∅_v : diámetro vacío y/o rimado

n : número de taladros de rimado

$$\varnothing_e = \varnothing_v \sqrt{n} = 0.177$$

La profundidad de perforación (Ht) que se recomienda cuando se emplean 3 taladros de alivio con ∅_e = 0.177m, en un corte cilíndrico es:

$$Ht = 0.15 + 34.1(\varnothing_e) - 39.4((\varnothing_e)^2)$$

$$Ht = 4.94 \text{ m}$$

d. Avance Esperado.

Para una eficacia de 95% el avance: I (m)

$$I = 95\% H_T = 4.70 \text{ m}$$

La longitud de la pega no depende, en principio, de la sección del túnel.

Si la desviación del taladro cargado está por debajo de 2% los avances medios pueden llegar al 95%, de lo contrario tendremos una voladura antieconómica.

En Consorcio Minero Horizonte, se trabaja generalmente con barra de 12pies, y la longitud de perforación efectiva es de 10.5ft con una eficiencia de perforación de 87.50%.

$$HT = 10.5\text{ft} = 3.20$$

$$HT = 3.20\text{m} \times 0.95 = 3.04 = 3.0 \text{ m}$$

e. Distancia entre el barrenado cargado y el barrenado de expansión.

- Calculando Burden Máximo.

$$B_1 = 1.75 \times \phi_e$$

$$B_1 = 1.75 \times 0.177 = 0.30 \text{ m}$$

- Calculando Burden Practico $B_2 = B_1 - Ep$

Se utiliza la formula por tener una desviación de Taladro >1 %

$$Ep = \alpha Ht + \beta$$

Donde:

Ep =Error de perforación (m).

α = Desviación angular (m/m) = 0,01 m =10 mm.

β = Error de emboquille (m)= 0.02 m = 20 mm.

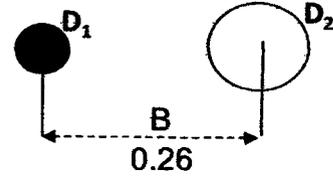
Ht = Profundidad de los taladros (m).

$$Ep = 0.010 \times 3.20 + 0.020 = 0.052 \text{ m}$$

$$B_2 = 1.75 (0.177) - 0.052 = 0.26 \text{ m}$$

Figura N°3.2.2.1 Burden de taladro cargado a taladro de expansión.

Diámetro del barreno cargado (mm)	Diámetro del taladro de expansión, D2 (mm)	Distancia, a (m)
45	76	1.5 - 2.0 D ₂
	102	
	127	
64	76	2.0 - 2.5 D ₂
	102	
	127	



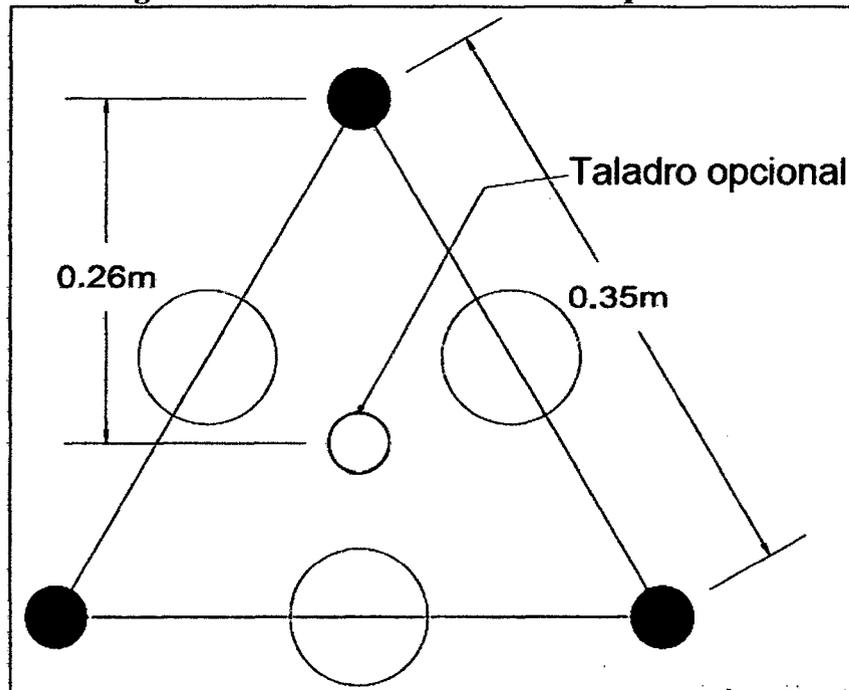
f. Cálculo del ancho de abertura primer cuadrante.

$$a_1 = (B1 - E_p)\sqrt{2}$$

$$E_p = \alpha \times Ht + \beta = 0.052m$$

$$a_1 = (0.30 - 0.052m)\sqrt{2} = 0.35 m$$

Figura N°3.2.2.2 Taladros de arranque



g. Cálculo de constante de roca "c" en función del RQDE.

La "c" se refiere a la cantidad de Kilogramo de explosivo necesaria para fragmentar eficientemente un metro cúbico de roca perforada.

$$RQDE = RQD \times JSF$$

Estimación de la calidad de roca	JSF
Muy dura	1
Dura	0.9
Semi Dura	0.8
Suave	0.7

Donde:

c: Constante de roca.

RQDE (%): Índice de Calidad de Roca Equivalente.

JSF: Factores de corrección en función al tipo de roca.

Para calcular el RQDE se consideró los factores de corrección en función al tipo de roca planteado por Pearse y Borquez (1981).

En forma práctica se establece la correlación entre la constante "c" de la roca, en función del RQDE.

$$c = 0.2186 \ln(RQDE) - 0.3414$$

$$c = 0.2186 \ln(35) - 0.3414$$

$$c = 0.42 \text{kg/m}^3$$

Para más adelante predecir la fragmentación es necesario conocer el factor de roca "A" que se calcula según la ecuación:

$$A = 96.667(C.E)^3 - 138.5(C.E)^2 + 75.883(C.E) - 4.41$$

$$A = 96.667(0.42)^3 - 138.5(0.42)^2 + 75.883(0.42) - 4.41$$

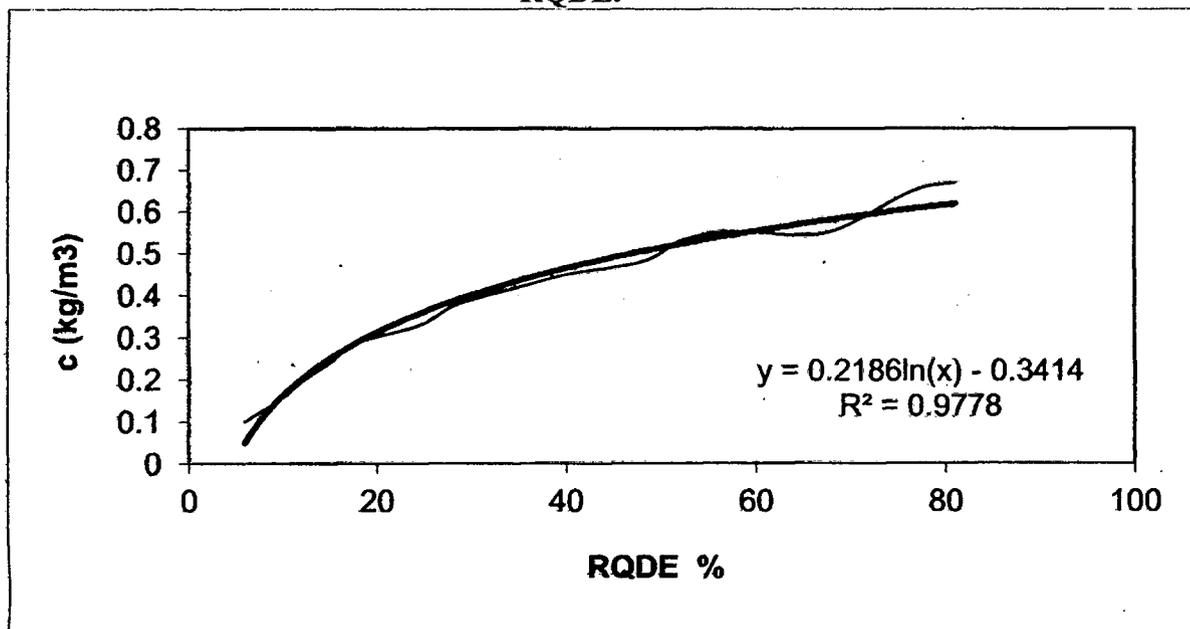
$$A = 10.19$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para "A" incluso el tipo de roca muy débiles es $A = 8$ y el límite superior es $A=12$. Pues en este caso tiene razón se puede decir que geomecánicamente es incompetente.

Tabla N°3.2.2.2.4 cálculo de "c" en función del RQDE.

RQD	JSF	RQDE	c
10	0.6	6	0.10
16	0.6	9.6	0.15
20	0.6	12	0.20
25	0.6	15	0.24
25.1	0.7	17.57	0.29
35	0.7	24.5	0.33
40	0.7	28	0.38
45	0.7	31.5	0.40
50	0.7	35	0.42
50.1	0.8	40.08	0.45
60	0.8	48	0.48
65	0.8	52	0.53
70	0.8	56	0.55
75	0.8	60	0.55
75.1	0.9	67.59	0.55
85	0.9	76.5	0.65
90	0.9	81	0.67

Figura N°3.2.2.2.3 correlación entre la constante "c" de la roca, en función del RQDE.



h. Cálculo de concentración de carga.

- Konya

$$q_l = \frac{\rho_{\text{explosivo}} * \phi_{\text{explosivo}}^2 * \pi}{4000}$$

Donde:

q_l = Concentración lineal de carga (kg/m)

$\rho_{\text{explosivo}}$ = densidad del explosivo (gr/cm³)

$\phi_{\text{explosivo}}$ = diámetro de explosivo (mm)

$$q_l = \frac{1.080 * 28^2 * \pi}{4000}$$

$$q_l = 0.6650 \cong 0.67 \text{ kg/m}$$

- Langefors y kilhstrom, persson

$$q_l = 55 * D_1 * \left[\frac{B1}{\phi_e} \right]^{1.5} * \left[B1 - \frac{\phi_e}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \frac{1}{RWS_{\text{ANFO}}}$$

Donde:

q_l = Concentración lineal de carga (kg/m)

D_1 = Diámetro de perforación (m).

D_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

B_1 = Burden máximo (m)

C = Constante de roca (Kg/m³)

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo referida al Anfo

$$q_l = 55 * 0.045 * \left[\frac{0.27}{0.177} \right]^{1.5} * \left[0.27 - \frac{0.177}{2} \right] * \left[\frac{0.42}{0.4} \right] * \frac{1}{0.90}$$

$$q_l = 0.97 \text{ kg/m}$$

Se sabe que la longitud de carga (L_c) es:

$$L_c = \text{Profundidad de taladro} - \text{longitud de taco}$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 \times d = 10 \times 0.045 = 0.45 \text{ m}$$

Entonces:

$$L_c = 3.20 - 0.45 = 2.75 \text{ m}$$

Número de cartuchos por taladro:

$$\text{N}^\circ \text{cart/tal} = \frac{q_1 * L_c}{\text{Peso Cartucho(semexsa45\%)}}$$

$$\text{N}^\circ \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \frac{0.67 * 2.75}{0.205} = 8.98 = 9 \text{ cart/tal}$$

i. Predicción de fragmentación.

Aquí entra a tallar el modelo Kuz-Ram, la ecuación.

$$\bar{X} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

Donde:

$$\bar{X}: \text{Tamaño medio de los fragmentos, cm} = 10'' =$$

25cm

$$A: \text{Factor de Roca} = 10.19$$

$$Q_e: \text{Masa explosiva utilizada/taladro(Kg)}$$

$$Q_e = (q_1 \times LC) = 0.67 \times 2.75 = 1.84 \text{Kg}$$

$$RWS_{ANFO} = 90\%$$

$$K = \text{Factor Triturante (consume específico de explosivo) Kg/ m}^3$$

$$K = C.E = 0.42 \text{kg/m}^3$$

Reemplazando en la siguiente ecuación se obtiene:

$$\bar{X} = 10.19 * (0.42)^{0.8} 1.84^{1/6} \left(\frac{115}{90} \right)^{19/30} = 6.58 \text{ cm}$$

Este resultado predice que no habrá problemas de banco el tamaño promedio esta por muy debajo de 25 cm (10") que es la longitud de la parrilla de los echaderos. Si se quiere interpretar este resultado de manera técnica se podría decir que el 50% roto son menores o iguales a 6.58 cm.

j. Cálculo en el segundo cuadrante.

Superficie libre en la primera sección (A_2)

$$a_2 = (B_{1Pr\acute{a}ctico} - E_p)\sqrt{2} = (0.26 - 0.052)\sqrt{2} = 0.29m$$

Por tanto, el burden para el nuevo cuadrante será:

$$B_{2max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{a_2 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

$$B_{2max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.29 * 0.67 * 0.90}{0.045 * 0.42}} = 0.26 m$$

Como por regla practica el burden máximo no debe exceder $2A_2$;

$$B_{2max} \leq 2a_2 ; 0.26 \leq 2 * 0.29; 0.26 \leq 0.58$$

El Burden práctico será:

$$B_{2P} = B_{2max} - E_p$$

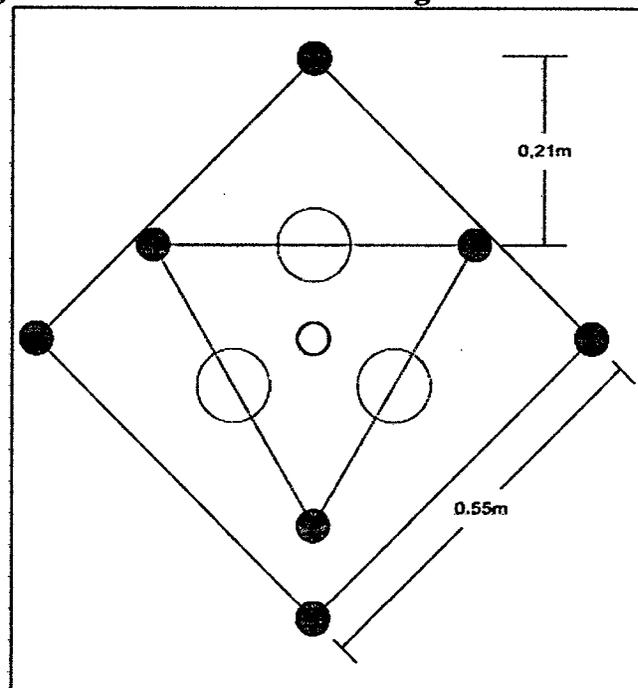
$$B_{2P} = 0.26 - 0.052 = 0.208 m = 0.21m$$

Abertura en el segundo cuadrante.

$$a'_2 = \sqrt{2} * \left(B_{2practico} + \frac{a_1}{2} \right)$$

$$a'_2 = \sqrt{2} * \left(0.21 + \frac{0.35}{2} \right) = 0.55 m$$

Figura N°3.2.2.2.4 Taladros de segundo cuadrante.



Como el Burden $B_{2max} = 0.26m$. no debe exceder al doble de a_2 por lo tanto la ecuación es $a_2 = 2(0.26) = 0.52m$. Como también se utilizará la carga definida de $q_l = 0.67 \text{ kg/m}$.

Cálculo de longitud de taco inerte:

$$\text{Long. Taco} = 10(\varnothing_1) = 10(0.045) = 0.45m$$

Cálculo de número de cartuchos en cada taladro de producción.

Numero de cartuchos por taladro:

$$N^{\circ} \text{cart/tal} = \frac{q_l * Lc}{\text{Peso Cartucho(semexsa45\%)}}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \frac{0.67 * 2.75}{0.205} = 9 \text{ cart/tal}$$

k. Calculo en el tercer cuadrante.

$$a_3 = \sqrt{2} \left(B_{2 \text{ practico}} + \frac{a_1}{2} - E_p \right)$$

$$a_3 = \sqrt{2} \left(0.21 + \frac{0.35}{2} - 0.052 \right) = 0.47 m$$

$$a_3 = 0.47 \text{ m}$$

$$B_{3\max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{a_3 * q * RWS_{\text{ANFO}}}{d * C}}$$

$$B_{3\max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.47 * 0.67 * 0.90}{0.045 * 0.42}} = 0.34 \text{ m}$$

Como $B_{3\max} = 0.34\text{m}$ no excede a $2a_3 = 0.94\text{m}$, entonces se utilizará la misma carga que es $q = 0.67 \text{ kg/m}$.

$$B_{3P} = 0.34 - 0.052 = 0.29\text{m}$$

Cálculo de longitud de taco inerte:

$$\text{Long. Taco} = 10(\varnothing_1) = 10(0.045) = 0.45\text{m}$$

Cálculo de número de cartuchos en cada taladro de producción.

Numero de cartuchos por taladro:

$$N^{\circ}\text{cart/tal} = \frac{q_1 * Lc}{\text{Peso Cartucho(semexsa45\%)}}$$

$$N^{\circ}\frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \frac{0.67 * 2.75}{0.205} = 9 \text{ cart/tal}$$

Para una abertura en el tercer cuadrante se evalúa con la siguiente ecuación.

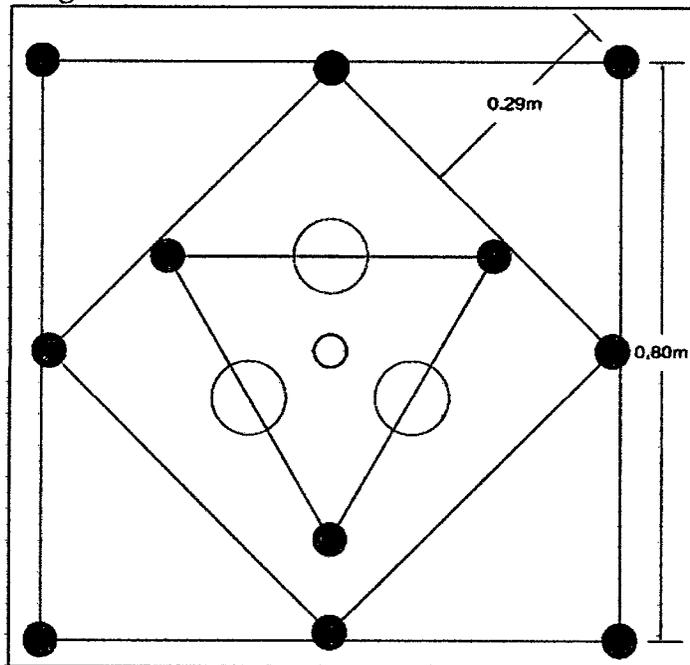
$$a'_3 = \sqrt{2} \left(B_{3\text{pract}} + \frac{a'_2}{2} \right)$$

$$a'_3 = \sqrt{2} \left(0.29 + \frac{0.55}{2} \right)$$

$$a'_3 = 0.799\text{m} \cong 0.80\text{m}$$

Como 0.80m . Es menor que $\sqrt{Ht} = \sqrt{3.20} = 1.79\text{m}$ por lo cual se sigue calculándose más cuadrángulos.

Figura N°3.2.2.2.5 Taladros de Tercer cuadrante.



1. Cálculo en el cuarto cuadrante.

$$a_4 = \sqrt{2} \left(B_3 \text{ practico} + \frac{a'}{2} - E_p \right)$$

$$a_4 = \sqrt{2} \left(0.29 + \frac{0.55}{2} - 0.052 \right) = 0.7254m = 0.73m$$

$$B_{4\max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{a_4 * q * RWS_{ANFO}}{d * C}}$$

$$B_{4\max} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.73 * 0.67 * 0.90}{0.045 * 0.42}} = 0.43 \text{ m}$$

Como $B_{4\max} = 0.43m$ no excede a $2a_4 = 1.46m$, entonces se utilizará

la misma carga que es $q = 0.67 \text{ kg/m}$.

$$B_{4p} = 0.43 - 0.052 = 0.372m \cong 0.37m$$

Cálculo de longitud de taco inerte:

$$\text{Long. Taco} = 10(\varnothing_1) = 10(0.045) = 0.45m$$

Cálculo de número de cartuchos en cada taladro de producción.

Número de cartuchos por taladro:

$$N^{\circ} \text{cart}/\text{tal} = \frac{q_1 * Lc}{\text{Peso Cartucho}(\text{semexsa}45\%)}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \frac{0.67 * 2.75}{0.205} = 9 \text{ cart}/\text{tal}$$

Para una abertura en el cuarto cuadrante se evalúa con la siguiente ecuación.

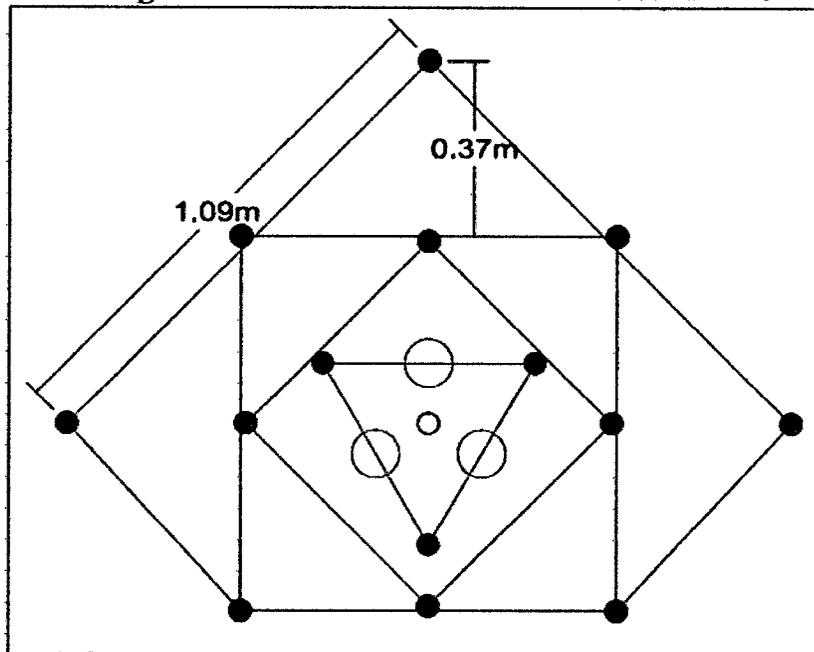
$$a'_4 = \sqrt{2} \left(B_{4 \text{ pract}} + \frac{a'_3}{2} \right)$$

$$a'_4 = \sqrt{2} \left(0.37 + \frac{0.80}{2} \right)$$

$$a'_4 = 1.088m \cong 1.09m$$

Como se llegó al cuarto cuadrángulo entonces aquí se termina el cálculo de los cuadrángulos.

Figura N°3.2.2.2.6 Taladros de cuarto cuadrante.



m. Cálculo de Burden para el diseño taladros de destroza y arrastre.

El burden en los arrastres se calcula usando la misma fórmula para la voladura de bancos.

En este caso aplicaremos con modelo matemático de Konya.

$$- B(m) = 0.012 * \left[\frac{2 * \rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right] * \phi_e \dots \text{ecuación 1}$$

$$- B(m) = 8 * 10^{-3} * \phi_e * \sqrt[3]{\frac{RBS}{\rho_r}} \dots \text{ecuación 2}$$

Donde:

B : burden (m)

ρ_e : densidad de explosivo (gr/cm³)

ρ_r : densidad de la roca (gr/cm³)

ϕ_e : diámetro de explosivo (mm)

RBS: Potencia relativa por volumen

RBS (semexsa 45% 1 1/8x12 = 120%)

$$- B(m) = 0.012 * \left[\frac{2 * 1.08}{2.60} + 1.5 \right] * 28 \dots \text{ecuación 1}$$

$$B(m) = 0.78 \text{ m} \dots \text{ecuación 1}$$

$$- B(m) = 8 * 10^{-3} * 28 * \sqrt[3]{\frac{120}{2.6}} \dots \text{ecuación 2}$$

$$B(m) = 0.80 \text{ m} \dots \text{ecuación 2}$$

Entonces el burden Promedio calculados en las ecuaciones 1 y 2 es:

$$B(m) = 0.79 \text{ m}.$$

n. Cálculo de espaciamiento para el diseño taladros de destroza y arrastre.

$$S = \frac{Ht + 2B}{3}$$

S: Espaciamiento (m)

B: burden (m)

Ht: Longitud de perforación (m)

$$S = \frac{3.20 + 2 * (0.78)}{3}$$

$$S = 1.58m = 1.50 \pm 15\%$$

$$S = 1.27m \cong 1.20m$$

De acuerdo al cálculo de burden y espaciamiento con el criterio de Konya se llega a calcular $B=0.78m$ y $S=1.20m$, donde en el terreno de aplicación el espaciamiento se efectúa a $1.13m$. debido que con un espaciamiento de $1.20m$ el ultimo taladro de arrastre quedaría a $0.30m$ fuera de límite de ancho de labor.

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce " α " o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de $3.20m$ un ángulo de 3° , que equivale a 5.2 cm 1 m , es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

o. Cálculo de carga para taladros de destroza y arrastre.

Carga de fondo (cf).

$$cf = 1.25 \times B_{ARRAST.}$$

$$cf = 1.25 \times 0.78m$$

$$cf = 0.975m. \cong 0.98m$$

Número de cartuchos.

$$N^{\circ}cart = \frac{cf}{\text{long. cart. semexsa } 45\%} = \frac{0.98m}{0.3048m} = 3$$

Carga de columna (Cc).

$$Cc = Ht - cf - 10(\phi_1)$$

$$Cc = 3.20m - 0.98m - 10(0.045m)$$

$$Cc = 1.77m.$$

Número de Cartucho.

$$N^{\circ}cart = \frac{Cc}{long. cart. semexsa}$$

$$N^{\circ}cart = \frac{1.77m}{0.3048m}$$

$$N^{\circ}cart = 5.8 \cong 6 \text{ cartuchos}$$

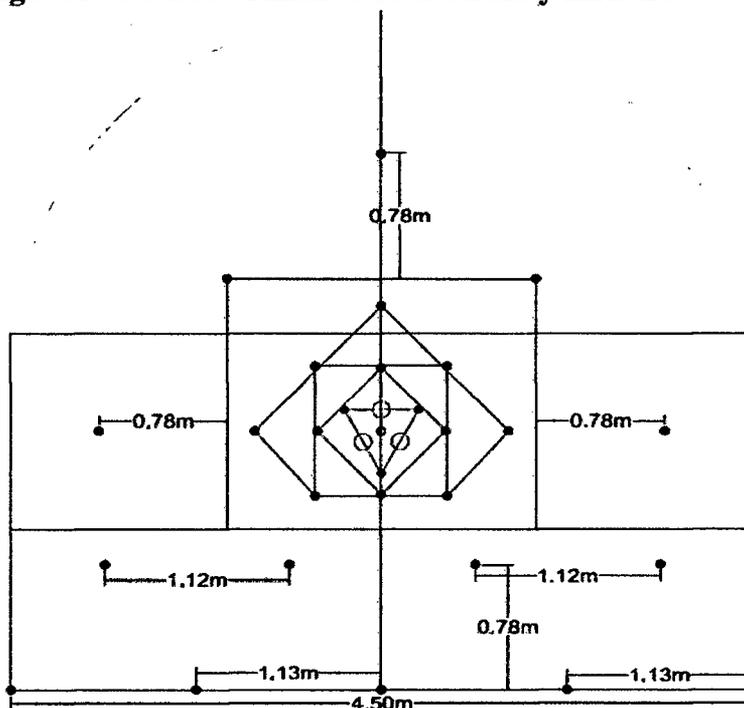
Concentración de Carga.

La concentración de carga es el 70% de carga de fondo (kg/m).

$$70\%(cf) = 0.70(0.98)$$

$$70\%(cf) = 0.686kg/m.$$

Figura N°3.2.2.2.7 Taladros de destroza y arrastre.



p. Diseño de los taladros de ayuda de corona y contorno.

Aquí se usa el explosivo exsablock 1 1/8"x8" cuyas características técnicas se detalla en la siguiente tabla:

Tabla 3.2.2.2.5 Especificaciones técnicas de exsablock 1 1/8"x 8"

Especificaciones Técnicas	Unidades	Exsablock 1 1/8"x8"
Densidad	g/cm ³	0.91±5%
Velocidad de detonación*	m/s	2,800±200
Presión de detonación**	Kbar	23
Energía**	KJ/kg	1720
RWS**	%	45
RBS**	%	54
Volumen de Gases	l/kg	771
Resistencia al agua	horas	Nula
Categoría de humo	categoría	1 era
*sin confinar en tubo de hojalata de 30mm de diámetro.		
**calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1atm.		

q. Diseño burden de los taladros de ayuda de corona con el criterio de vibración máxima de partícula.

Velocidad De Vibración Máxima

De acuerdo con la ley de Hooke y suponiendo un tipo de rotura frágil de la roca, la velocidad de vibración máxima que puede soportar un material rocoso antes de que se produzca la rotura por tracción puede calcularse a partir de su resistencia a la tracción. Conociendo el módulo de Young y la Velocidad de propagación de las ondas P se tiene:

$$VPP_{cri} = \frac{\sigma_t * V_P}{E}$$

Donde:

PPVcri = Velocidad máxima de partícula antes de la rotura a tracción
(mm/s).

σ_t = Resistencia a la tracción (MPa).

Vp = Velocidad de propagación de las ondas P(mm/s).

E = Módulo de elasticidad (MPa).

Criterio De Daño Según Cameron Mckenzie

4 x PPVcritico Intenso Fracturamiento

1 x PPVcritico Creación de nuevas fracturas

1/4 x PPVcritico Leve propagación fracturas pre-existentes

En consorcio minero horizonte, de acuerdo al control de voladura (monitoreo de vibraciones) y criterios de reducción de sobre-excavación (VPPcritica de la roca y el criterio de Cameron McKenzie) se termina los daños de que se genera con los taladros pre perimétricos ver tabla 3.2.2.2.6.

Los datos recopilados en el levantamiento sismográfico se ha elaborado un modelo de predicción de vibraciones: Para una carga operante de 4.20 kilogramos promedio en un tipo de roca clasificado como IV-A con RMR 31- 40. Se obtienen los siguientes rangos de daño según el modelamiento a campo lejano aplicado:

Tabla 3.2.2.2.6 predicción de daño de taladros pre perimetrales.

Labor	Tipo de roca	RMR	Q(kg máx/retardo)	Resistencia a la tracción (Mpa)	Velocidad de Onda P (m/s)	Módulo de Young (Gpa)	VPP Crítica (mm/s)
Rp,CX,BP	IV-Mal	31-40	4.2	9.5	2980	11.5	2462
Distancia de Daño(m)							
0 - 0.34		9846.96	4 x PPVcritico	Intenso Fracturamiento			
0.34 - 0.85		2461.74	PPVcritico	Creacion de nuevas fracturas			
0.85 - 2.1		615.43	1/4 x PPVcritico	Leve propagación fracturas pre-existentes			

Conocido el rango de daño que se está generando a través del modelo predictivo se concluye que a 0.34m en la roca se genera un intenso fracturamiento, por ello esta distancia se considera para el burden de los taladros de contorno, para el diseño de la malla de perforación de toma como Burden 0.40m.

r. Diseño de espaciamiento de los taladros de contorno.

Como se va a realizar voladura de contorno Re-corte espaciamiento de taladro se calcula a partir de:

$$E(cm) \leq \frac{16 * r_t * (P_t + T) * 10^{-2}}{T}$$

Donde:

E : espaciamiento entre taladros, en cm

r_t : radio del taladro, en mm

P_t : Presión del taladro, en MPa

T : Resistencia a la tensión, en MPa (9.5Mpa)

➤ **Presión del taladro.**

a. Carga Continua.

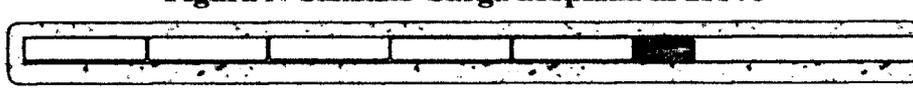
$$P_t = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3}}{8}$$

P_t : presión de taladro, en MPa

δ_e : densidad del explosivo, en g/cm³

VOD : velocidad de detonación, en m/s

Figura N°3.2.2.2.8 Carga acoplada al 100%



b. Carga Desacoplada.

$$P_t = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left(\frac{r_e}{r_t}\right)^{2.6}}{8}$$

P_t : presión de taladro, en MPa

ρ_e : densidad del explosivo, en g/cm³

VOD : velocidad de detonación, en m/s

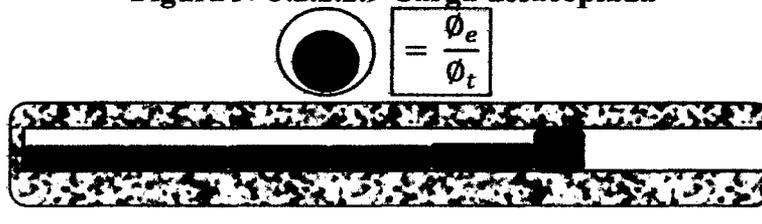
r_e : radio del cartucho explosivo, en cm

r_t : radio del taladro, en cm

\varnothing_e : Diámetro de explosivo

\varnothing_t : Diámetro de taladro

Figura N°3.2.2.2.9 Carga desacoplada



c. Carga Desacoplada y espaciada.

$$P_t = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} ** \left[\left(\frac{r_e}{r_t}\right) * \sqrt{C}\right]^{2.6}}{8}$$

P_t : presión de taladro, en MPa

ρ_e : densidad del explosivo, en g/cm³

VOD : velocidad de detonación, en m/s

r_e : radio del cartucho explosivo, en cm

r_t : radio del taladro, en cm

C : proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro (siendo 1,0 la longitud total del taladro)

\varnothing_e : Diámetro de explosivo

ϕ_t : Diámetro de taladro

Figura N°3.2.2.2.10 Carga desacoplada y espaciada

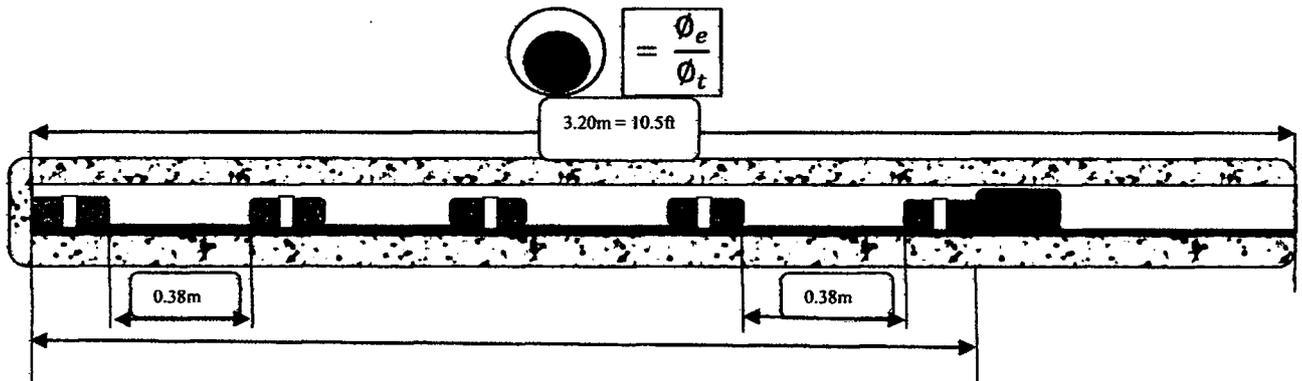


Tabla 3.2.2.2.7 Cálculo de "C" proporción longitudinal de la masa explosiva

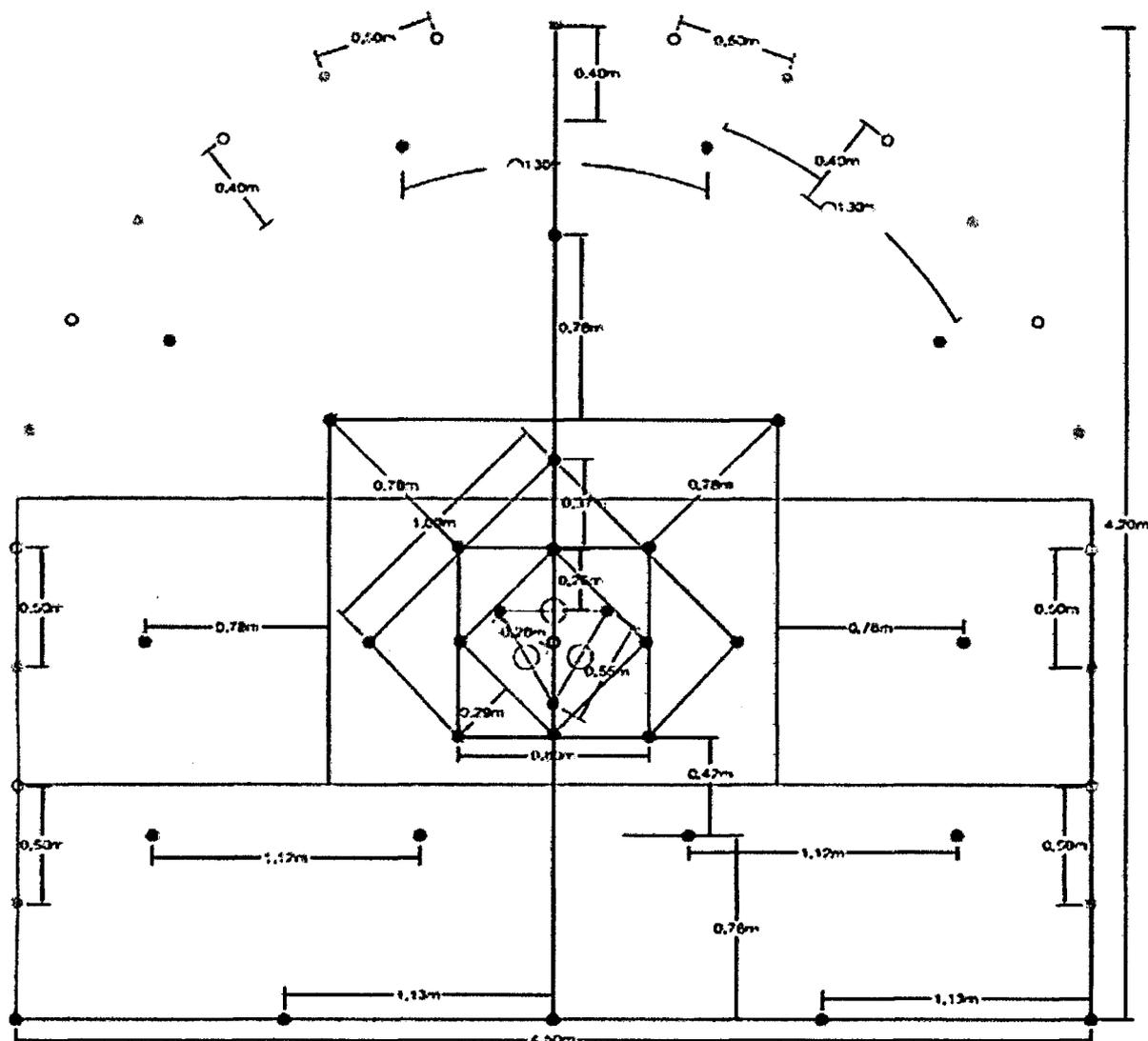
Explosivos	Dimensión	Cantidad de cartuchos por Taladro	Longitud de taladro (m)	Longitud de cartucho (cm)	C
SEMEXSA 45%	1 1/8"x12"	5	3.2	30.48	0.5
SEMEXSA 45%	7/8"x7"	5	3.2	17.78	0.3
EXSABLOCK	1 1/8"x8"	5	3.2	20.32	0.3
EXSABLOCK	7/8"x7"	5	3.2	17.78	0.3
EXSACORTE-D	5/8"x20"		3.2	50.8	1

Tabla 3.2.2.2.8 Cálculo de Presión de Barreno y Espaciamento.

EXPLOSIVO	Grado	Presión del taladro			Diámetro Explosivo	Diámetro Taladro	E
		Carga Continua	Carga Desacoplada	Carga Desacoplada y Espaciada			
Nombre	Dimensión	$\frac{\phi_e}{\phi_t}$	MPa	MPa	Ø mm	Ø mm	cm
SEMEXSA 45%	1 1/8"x12"	0.64	1949	599	28.58	45.00	180.14
SEMEXSA 45%	7/8"x7"	0.58	1949	483	22.23	38.00	64.60
EXSABLOCK	1 1/8"x8"	0.64	892	274	28.58	45.00	53.90
EXSABLOCK	7/8"x7"	0.58	892	221	22.23	38.00	32.85
EXSACORTE-D	5/8"x20"	0.35	1408	94	15.88	45.00	78.27

Por lo tanto, en la Tabla 3.2.2.2.8, se muestra como resumen los cálculos de presión de Taladro y el espaciamento de 53.90cm que en la práctica se efectúa a 50cm.

MALLA DE PERFORACIÓN - RECORTE
SECCIÓN 4.50m x 4.20m
MALA A: RMR: 31 - 40



- TALADROS CARGADOS : 43
- TALADROS DE AMORTIGUACIÓN : 10
- TALADROS DE EXPANSIÓN : 3
- TALADROS PERFORADOS : 56
- DIAMETRO DE PERFORACION : 45 mm
- DIAMETRO DE TAL. EXPANSIÓN : 102 mm

RENDIMIENTOS	UNI	105 P.F.S
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.17
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	0.45
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	19.97

- ⊙ TALADROS DE RECORTE CARGADOS CON EXSABLOCK 1 1/8" x 8"
- TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 1 1/8" x 12"
- TALADROS DE AMORTIGUACION

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
PLANO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA RAMPA 2705		
Dibujo Guido Perez Guierrez Revisado 10/02/19	Escala 1/25	PLANO 04

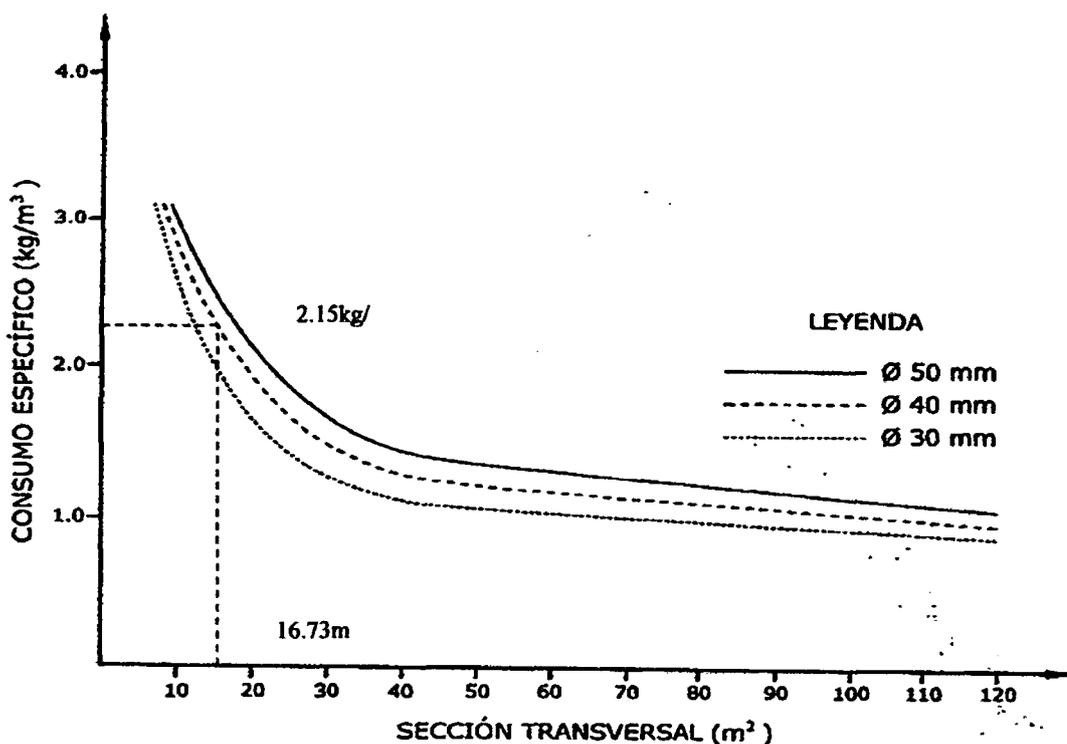
Tabla 3.2.2.2.9 Carguío de Explosivo modificado.

DESCRIPCIÓN	SEMEXSA 45%			EXSABLOCK		Total Kg
	# TAL	1-1/8" x12" #cart/tal	Total cartuchos	1-1/8" x8" #cart/tal	Total cartuchos	
1er Cuadrante	3	9	27			5.54
2do Cuadrante	4	9	36			7.38
3er Cuadrante	4	9	36			7.38
4to Cuadrante	3	9	27			5.54
Destroza	9	9	81			16.61
Ayudas de corona	4	3	12	6	24	5.46
Corona	11			5	55	6.88
Arrastre	5	9	45			9.23
Taladros de expansión	3		264		79	
Taladros de amortiguación	10					
Tald. Cargados	43					
Total Perforados	56					
Datos de Labor						
Ancho (W)	4.5	m				
Altura (H)	4.2	m				
Área sección vertical	16.73	m ²				
Perímetro	15.47	m				
Total Kg explosivo	64.00	kg				
T.Kg.Recorte	6.875	kg				
Factor de Carga	1.17	kg/m ³				
Factor de Potencia	0.45	kg/tn				
Factor lineal o densidad de carga	19.97	kg/m				
Longitud de Barra	3.60	m				
Eff. Perforación 89%	3.20	m				
Avance Efectivo 95%	3.04	m				

Comprobación de los esquemas de voladura.

Una vez efectuados los cálculos de los esquemas y cargas, y antes de dar las voladuras, es interesante chequear o contrastar los datos obtenidos con los estándares o resultados típicos de operaciones similares. Estas comprobaciones se pueden realizar con simples gráficos, donde se refleja el consumo específico de explosivo en función de la sección del túnel y diámetro.

CONSUMO ESPECÍFICO EN FUNCIÓN DEL ÁREA DEL TÚNEL Y DIÁMETRO DE LOS BARRENOS.



Abaco N°3.2.2.1 Consumo Específico En Función Del Área Del Túnel Y
Diámetro De Los Barrenos

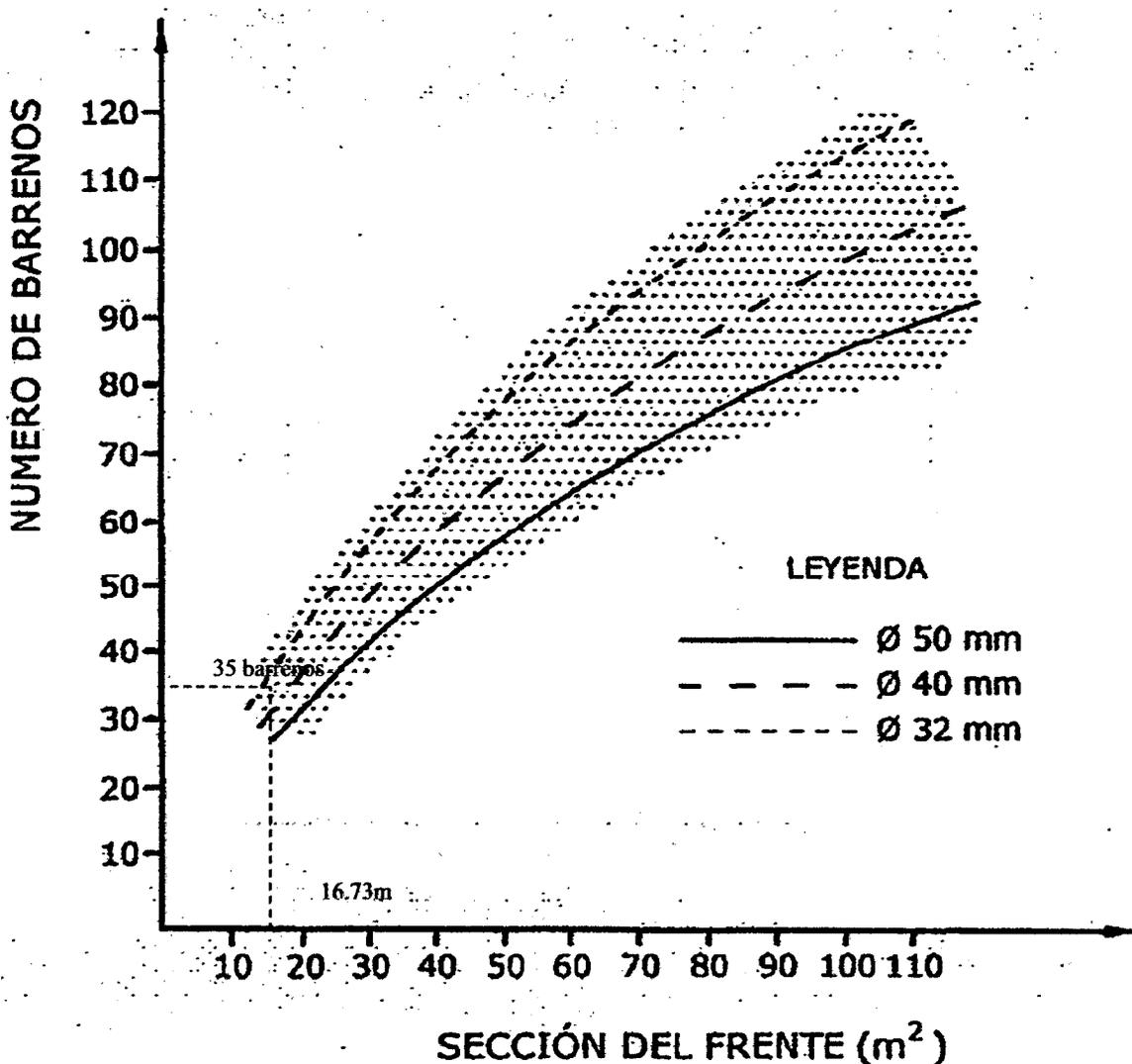
Fuente: Manual de Perforación y Voladura de López Jimeno

Comparando el resultado de Consumo Especifico obtenido en los cálculos con el ábaco propuesto por López Jimeno se observa:

Para una sección de Área 16.73m² y un diámetro de perforación de 45 mm se calculó un consumo específico de 1.17 Kg/m³.

Según el ábaco para la misma sección de 16.73m², se obtiene un Consumo Especifico 2.15 Kg/m³ que es mayor de 1.17 Kg/m³ en consecuencia estamos dentro del parámetro establecido.

NÚMERO DE BARRENOS POR DISPARO EN FUNCIÓN DEL ÁREA.



Abaco N°3.2.2.2: Número De Barrenos Por Disparo En Función Del Área.

Fuente: Manual de Perforación y Voladura de López Jimeno

Si no se aplicaría la voladura controlada de Recorte nuestro diseño solo tuviera 39 taladros en un área de 16.73m² y con un diámetro de perforación de 45mm.

Y según el ábaco para la misma sección se necesita 35 taladros por lo que las cantidades de taladros son casi similares en consecuencia el ábaco nos indica que el diseño está bien realizado.

RESULTADOS DE LOS CÁLCULOS OBTENIDOS

Tabla 3.2.2.2.10: Recolección de datos.

Datos de Labor			
Ancho de la labor		4.5m	
Altura de la labor		4.2m	
PARÁMETROS DE ROCA			
RMR		36	
ROD		50	
GSI			
Resistencia a compresión		75Mpa	
Densidad de la Roca		2.6kg/m ³	
PARAMETROS DE PERFORACION			
Diámetro de la Broca		45mm	
Diámetro de la Rimadora		102mm	
Longitud del Barreno		3.6m	
Eficiencia de la Perforación	89%	3.2	
Porcentaje de Acoplamiento		62%	
Angulo de los taladros de contorno		3°	
Desviación angular		10 mm/m	
Error de emboquille		20mm	
Tipo de Explosivo			
		Semexsa 45%	Exablock
Dimensiones		1 1/8" X 12"	1 1/8" X 8"
Densidad		1.08 g/cm ³	0.91g/cm ³
Presión detonación			23kbar
RWSAnfo		90%	45%
RBSAnfo		120%	54%
Resistencia al agua		buena	Nula
Datos de Explosivo			

Tabla 3.2.2.2.11 Resultados de los cálculos.

DATOS DEL DISEÑO			
N° de taladros	56		
Longitud del Taladro	3.20m		
Longitud de la Carga	2.75m		
Avance por disparo	3m		
Volumen Roto	53.53m ³		
Tn Rotas	139.20ton		
Explosivos	Semexsa 45%	Exablock	total
Peso del explosivo	0.205	0.125	
Total del Explosivo	54.12	9.875	64 Kg
Factor de Carga	1.17kg/m ³		
Diámetro de Tal. Expansión	102mm		
Factor de Avance	19.97Kg/lm		
Longitud total perforada	179.2m		
Perforación específica	3.35m/m ³		
Constante de roca "C"	0.42kg/m ³		
Índice de volabilidad	1.046		
Factor de Roca A	10.19		
Factor de Energía (MJ/ton)	1 MJ/Ton		

**CÁLCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR
METRO DE AVANCE.**

Tabla 3.2.2.12 Análisis de costo de explosivo y accesorio modificado

ANÁLISIS DE COSTOS					
	Cantid	Una	costo		Total(\$)
Semmaxsa 45' 1-1/8' x 12'	264	und	0.55	\$/cart	145.2
Semmaxsa 45' 7/8' x 7"	0	und	0.20	\$/cart	0
Esxablock 1-1/8' x 8'	79	und	0.28	\$/cart	22.12
Esxablock 7/8' x 7"	0	und	0.16	\$/cart	0
Cordon Detonante 5p(1500)	48	m	0.22	\$/m	10.45
Gula ensamble ada 2.4m-Carmex(300)	2	und	0.82	\$/pza	1.64
Ignición Ráp da Z-18(150)	0.10	m	0.44	\$/m	0.044
Fulminante Eléctrico 4m	0	und	2.76	\$/pza	0
Exsanel 4 2m	43	und	1.14	\$/pza	49.02
TOTAL (\$/Voladura)					228
TOTAL (\$/m)					75

DESCRIPCIÓN	unidad	m/disp	Vida útil(m)	estandar pza/disp.	precio U.S.\$/pza	U.S.\$/m
Barra de perforación 12'	m/disp	199.4	2,500	0.08	482.66	12.74
Broca de 45mm	m/disp	192	200	0.93	86.74	26.89
Shank adapter	m/disp	199.4	3,500	0.06	238.74	4.5
Rimadora 102 mm	m/disp	7.4	200	0.06	205.28	4.11
Adaptador de rimadora	m/disp	7.4	200	0.06	133.17	2.66
Tubo PVC Recorte		11			1.88	6.79
SUBTOTAL						57.7
DESCRIPCIÓN	unidad	hrs/disp.	costo de operación U.S.\$/hr	costo total U.S.\$/hr.	costo total U.S.\$	U.S.\$/metro
JUMBO ELECTROHIDRAULICO	HORAS	2.8	45	130	364	98.38
SUBTOTAL						98.38
TOTAL COSTOS U.S.\$/m						231.14

Tabla 3.2.2.2.13 Análisis de costo de explosivo y accesorio Usados.

DESCRIPCIÓN	# TAL	SEMEXSA 45		EXSABLOCK		Total Kg
		1-1 8" x 12" #cartuchos tal	Total cartuchos	1-1 8" x 8" #cartuchos tal	Total cartuchos	
1er Cuadrante	3	10	30			6.15
2do Cuadrante	4	10	40			8.20
3er Cuadrante	4	10	40			8.20
4to Cuadrante	3	9	27			5.54
Destroza	8	9	72			14.76
Hacha	2	5	10	4	8	
Ayudas de corona	4	4	16	6	24	6.28
Corona	11	1	11	5	55	9.13
Arasire	5	10	50			10.25
Taladros de expansión	4		296		87	
Taladros de amortiguación	10					
Total Cargados	44					
Taladros de expansión	4					
Total Perforados	58					
Datos de Labor						
Ancho (W)	4.5 m					
Altura (H)	4.2 m					
Área sección vertical	16.73 m ²					
Perímetro	15.47 m					
Total Kg explosivo	71.56 kg					
T.Kg Recorte	9.13 kg					
Factor de Carga	1.31 kg/m ³					
Factor de Potencia	0.50 kg/m					
Factor lineal o densidad de carga	22.33 kg/m					

ANÁLISIS DE COSTOS					
	Cantida	Unid	Costo		Total \$
Semexsa 45 1-1 8" x 12"	296	und	0.55	\$/cart	162.8
Semexsa 45 7 8" x 7"	0	und	0.20	\$/cart	0
Exsablock 1-1 8" x 8"	87	und	0.28	\$/cart	24.36
Exsablock 7 8" x 7"	0	und	0.16	\$/cart	0
Cables Perforados 3ø 1300	48	m	0.22	\$/m	10.45
Cable amarradura 2 4mm-Cables 300	2	und	0.82	\$/pza	1.64
Grader 8000 2-1 8" x 50	0.10	m	0.44	\$/m	0.044
Explosivos 1-1 8" x 50	0	und	2.76	\$/pza	0
Excorre 5.2"	44	und	1.14	\$/pza	50.16
TOTAL (\$ Voladura)					249
TOTAL (\$ m)					82

3.2.3. ANÁLISIS DEL FACTOR EXPLOSIVO.

3.2.3.1. TIPO DE EXPLOSIVO.

3.2.3.1.1. Dinamita.

Explosivo sólido formado por una mezcla de nitroglicerina y un material poroso mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (nitroglicerina u otro éster estabilizado con nitrocelulosa), combinada con aditivos portadores de oxígeno (nitratos) y combustibles no explosivos (harina de madera) más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos, todos en las proporciones adecuadas para mantener un correcto balance de oxígeno. En ellas todos sus componentes trabajan contribuyendo energéticamente en la reacción de detonación.

3.2.3.1.1.1. Semexsa 45%.

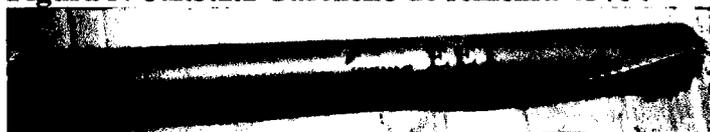
Dinamita semigelatinosa muy versátil por sus características de detonación que pueden variar según las circunstancias, desde un alto efecto empujador hasta un alto poder rompedor, lo que permite su empleo en voladura de rocas intermedias a duras.

El nivel de energía de los diversos tipos de Semexsa permite superar la fuerza estructural y masa de las diferentes calidades de roca.

Gracias a su gran rendimiento, adaptabilidad y seguro manipuleo, son usadas en minería subterránea, canteras, obras civiles (túneles, carreteras) generando también un excelente comportamiento en labores confinadas como rampas, chimeneas, piques y entre otros.

Por último, su adecuada transferencia de energía liberada a la roca, minimiza los daños alrededor del taladro.

Figura N°3.2.3.1.1 Cartucho de semexsa 45% .



Propiedades y Beneficios.

Alta a mediana velocidad de detonación.

Mediana impedancia.

Sensible al detonador No. 8 y al cordón de bajo gramaje.

Larga vida útil.

Especificaciones técnicas

Tabla N°3.2.3.1.1 Característica del explosivo.

Especificaciones Técnicas	Unidades	Semexsa 45% 1 1/8''x12''
Densidad	g/cm ³	1.08±3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,800±200
Presión de detonación**	Kbar	87
Energía**	KJ/kg	3,338
RWS**	%	89
RBS**	%	120
Volumen de Gases	l/kg	1016
Resistencia al agua		Buena
Categoría de humo	categoría	1 era
*sin confinar en tubo de hojalata de 30mm de diámetro.		
**calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1atm.		

Fuente: Manual de Voladuras EXSA

3.2.3.1.1.2. Exsablock.

Dinamita de baja energía especialmente desarrollada para voladura controlada, ya que evita la sobre rotura de la roca remanente (overbreak) y la dilución del mineral.

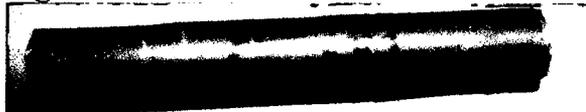
También se puede emplear en la rotura dimensional de la roca.

Debido a su densidad y velocidad de detonación relativamente baja, junto a una reacción química endotérmica (absorbe calor), este producto ofrece una potencia

rompedora suficiente para generar las fracturas y el plano de rotura continua en la roca, sin dañar el área superficial de las labores subterráneas.

Asegura la estabilidad de la roca próxima, minimizando la ampliación de la red de fracturas preexistentes, reduciendo los riesgos de desprendimiento del techo y asegurando la integridad de las personas, instalaciones y equipos.

Figura N°3.2.3.1.2: Cartucho de Exsablock.



Propiedades y Beneficios.

Menos daños en las superficies de la pared final y con menor incidencia de sobreexcavación.

Menor debilitamiento y craquelamiento en el shotcrete por incidencia de las vibraciones.

Incremento en el tiempo de auto soporte.

Menor operación para el desatado de rocas.

Reducción del potencial por desprendimiento y /o derrumbe

Ahorro en tiempo y costos.

Sensible al detonador No. 8 y al cordón de bajo gramaje.

Larga vida útil.

Tabla N°3.2.3.1.2: Característica del explosivo

Especificaciones Técnicas	Unidades	Exsablock 1 1/8" x 8"
Densidad	g/cm ³	0.91±5%
Velocidad de detonación*	m/s	2,800±200
Presión de detonación**	Kbar	23
Energía**	KJ/kg	1720
RWS**	%	45
RBS**	%	54
Volumen de Gases	l/kg	771
Resistencia al agua	horas	Nula
Categoría de humo	categoría	1 era
*sin confinar en tubo de hojalata de 30mm de diámetro.		
**calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1atm.		

Fuente: Manual de Voladuras EXSA

3.2.3.1.2. Accesorios de Voladura.

3.2.3.1.2.1. Cordón de Ignición.

Llamado también Mecha Rápida, produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del Conector para Mecha Rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la Mecha de Seguridad.

Figura N°3.2.3.1.3: Cordón de ignición



Fuente: Manual de Voladuras Famesa

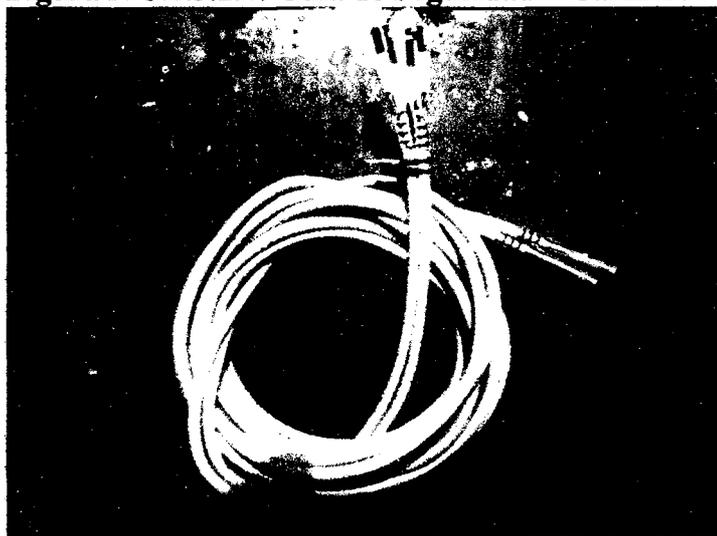
Tabla N°3.2.3.1.3: Característica de cordón de ignición.

	Mecha Rápida Z-18
COLOR DE LA MECHA RÁPIDA	Rojo
MATERIAL DE LA COBERTURA EXTERIOR	Plástico
PESO DEL MATERIAL PIROTÉCNICO (g/m)	3.4
TIEMPO DE COMBUSTIÓN a.n.m (s/m)	35
DIÁMETRO EXTERNO (mm)	1.8
PESO TOTAL (g/m)	6.5

Fuente: Manual de Voladuras Famesa

3.2.3.1.2.2. Guía de Seguridad.

La Mecha de Seguridad es un accesorio de voladura y un componente del sistema tradicional de iniciación. Se caracteriza por ser flexible y posee un núcleo central de pólvora, el cual transmite el fuego hasta el fulminante, a una velocidad uniforme.

Figura N°3.2.3.1.4: Guía de Seguridad – Carmex.**Tabla N°3.2.3.1.4: Guía de Seguridad-Carmex.**

Color de recubrimiento plástico	Verde
Núcleo de pólvora (g/m)	6.1 ± 0.7
Tiempo de combustión a.n.m. (s/m)	160 ± 10
Diámetro externo (mm)	5.2 ± 0.2
Impermeabilidad	Muy Buena

Fuente: Manual de Voladuras Exsa

3.2.3.1.2.3. Cordón detonante.

Está constituido por un núcleo de pentrita (PETN), recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico.

Permite realizar trabajos en voladuras especiales tales como:

- En minería superficial: Donde resulta necesario la iniciación axial instantánea de la columna explosiva.
- En minería subterránea: En voladuras de “recorte”, “precorte” y “voladura amortiguada”, obteniéndose superficies uniformes en los contornos finales de los túneles y cámaras subterráneas

Figura N°3.2.3.1.5: Cordón detonante.



Tabla N°3.2.3.1.5: Características Técnicas cordón detonante.

Velocidad de detonación	m/s	7000
Carga PETN lineal	g/m	5.5
Diámetro externo	mm	3.7
Resistencia a la tracción	Kgf	70
Color de recubrimiento	color	Azul

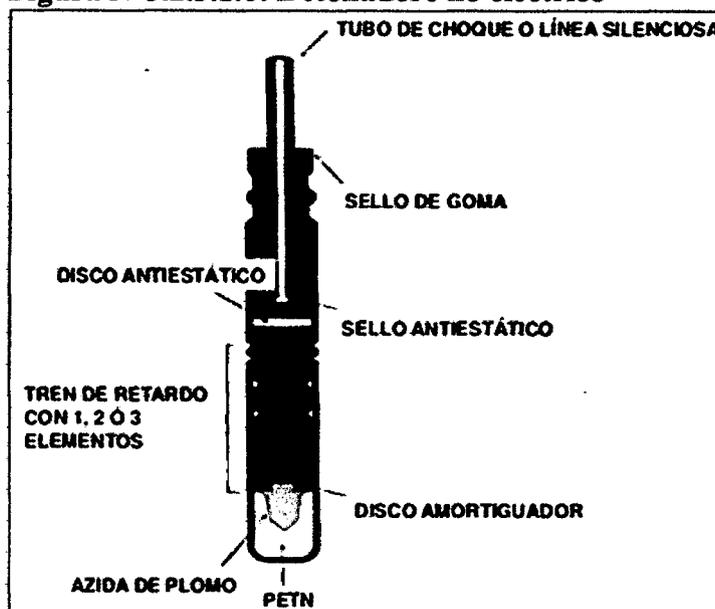
Fuente: Manual de Voladuras Exsa

3.2.3.1.2.4. Detonadores no eléctricos.

Un detonador es un dispositivo iniciador usado para explosionar cargas explosivas y otros tipos de material explosivo y dispositivos de explosión. Hay tres categorías de detonadores según su retardo: detonadores eléctricos o no eléctricos instantáneos (DEI), detonadores de período corto (DPC) y detonadores de período largo (DPL). Los

detonadores DPC miden el tiempo de retardo en milisegundos mientras que los DPL lo miden en segundos.

Figura N°3.2.3.1.6: Detonadore no eléctrico



Fuente: Centro de Formación Técnica Minera – UNI

3.2.3.1.2.4.1. Exsanel.

Es un tubo de choque de pequeño diámetro constituido por tres capas plásticas que en su interior contiene una mezcla reactiva (HMX) 19 mg/m +/-6. Cuando este es iniciado se genera en su interior una onda de choque que se desplaza a una velocidad de 2,000 m/s aproximadamente, cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al detonador directo o a través del elemento de retardo, sin dañar mayormente el exterior del tubo.

Está diseñado para proveer el máximo de flexibilidad y

escoger la distancia segura en el inicio de la voladura tanto en aplicaciones subterráneas o de superficie.

Figura N°3.2.3.1.7: Detonador no eléctrico-Exsanel.



Tabla N°3.2.3.1.6: Características Técnicas cordón detonante.

Velocidad de detonación	m/s	2000 ± 200
Carga explosiva HMX	g/m	5.5
Diámetro externo	mm	19 ± 6
Resistencia a la tracción	N	200
Color de recubrimiento	color	Amarrillo
Diámetro externo	mm	3 ± 0.15

3.2.3.2. RETARDOS Y SECUENCIA DE INICIACION.

Comprende tres series de retardo de acuerdo con el uso destinado:

- **Periodo Largo LP:**

Desarrollado generalmente para la excavación de túneles. Los tiempos de retardo entre los intervalos generalmente son más largos, para que la roca confinada se libere y sea desplazada apropiadamente y forme la cara libre para la salida de los demás taladros.

- **Periodo Corto MS:**

Sistema de retardo con intervalos de tiempos cortos de 25 ms entre cada intervalo. Su uso generalmente está destinado a voladura superficial y en subterráneo para la voladura de tajeos anchos.

- **Periodo Universal:**

Esta serie combina las series de periodo largo y corto, para tener más

opciones en la planificación de los tiempos de retardos en voladuras de mayor amplitud.

Figura N°3.2.3.1.8: Series y Retardos de Exsaneles

PERIODO UNIVERSAL	
SERIES	RETARDOS (ms)
EXSANEL N°01	25
EXSANEL N°02	50
EXSANEL N°03	75
EXSANEL N°04	100
EXSANEL N°05	125
EXSANEL N°06	150
EXSANEL N°07	175
EXSANEL N°08	200
EXSANEL N°10	250
EXSANEL N°12	300
EXSANEL N°14	350
EXSANEL N°16	400
EXSANEL N°18	450
EXSANEL N°20	500
EXSANEL N°24	600
EXSANEL N°28	700
EXSANEL N°32	800
EXSANEL N°36	900
EXSANEL N°40	1000
EXSANEL N°48	1200
EXSANEL N°56	1400
EXSANEL N°72	1800
EXSANEL N°92	2300
EXSANEL N°120	3000
EXSANEL N°140	3800
EXSANEL N°180	4600
EXSANEL N°220	5500
EXSANEL N°240	6400
EXSANEL N°288	7400
EXSANEL N°340	8500
EXSANEL N°400	9600

Es esta última que se usa en CMH - Unidad Minera Parcoy.

3.2.3.2.1. ANÁLISIS DE TIEMPO DE RETARDO ENTRE TALADROS DE ARRANQUE.

- **DE ACUERDO AL ESTANDAR.**

Los tiempos que se tiene en la malla estandarizada son los siguientes:

PERIODO UNIVERSAL	
SERIES	RETARDOS (ms)
EXSANEL N°01	25
EXSANEL N°04	100
EXSANEL N°08	200

El tiempo de detonación que se asigna por taladro varía entre 75 y 100ms, la cuál es muy cercana donde la voladura tiende a fallar sin generar por completo la cara libre.

- **CORRECCIÓN DE TIEMPO DE RETARDO.**

Los tiempos de retardo entre taladros de arranque son evaluados con el siguiente enunciado:

Tipo de Roca	Suave	Media	Dura
RMR	0-40	41-60	61-100
Milisegundos/Metro	40	50	60

Tiempo de retardo entre barrenos (ms) = retardo constante x longitud de perforación (m).

Long de perforación: 3.20 m

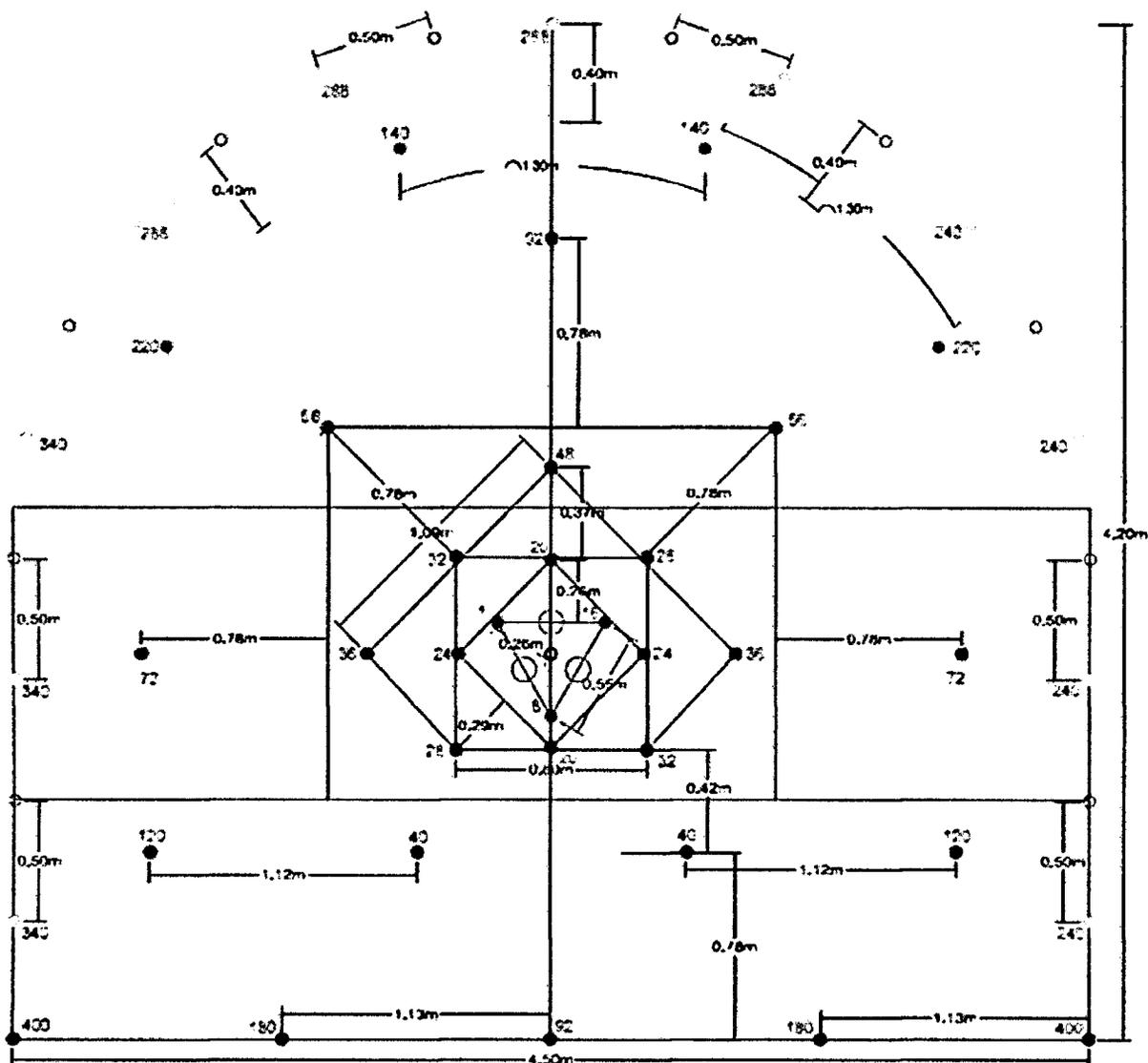
Tipo de roca: media = 50 ms/m

Calculando: 3.20m x 50ms/m = 160ms

Por lo tanto, se requiere una diferencia de retardos de 160 ms por taladro en el arranque.

Series	Retardos (ms)
EXSANEL N°01	25
EXSANEL N°08	200
EXSANEL N°16	400

RETARDO Y SECUENCIA DE INICIACIÓN MODIFICADO.
MALLA DE PERFORACIÓN - RECORTE
SECCIÓN 4.50m x 4.20m
MALA A: RMR: 31 - 40



TALADROS CARGADOS	43
TALADROS DE AMORTIGUACIÓN	10
TALADROS DE EXPANSIÓN	3
TALADROS PERFORADOS	56
DIAMETRO DE PERFORACION	45 mm
DIAMETRO DE TAL EXPANSIÓN	102 mm

RENDIMIENTOS	UNI	10 5 PIES
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1 17
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	0 45
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	19 97

- TALADROS DE RECORTE CARGADOS CON EXSABLOCK 1 1/8" x 8"
- TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 1 1/8" x 12"
- TALADROS DE AMORTIGUACION

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

PLANO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

RAMPA 2705

ORILLO GUIDO PEREZ OLIVERA
 PERFORACION Y VOLADURA C.M.#3A

ESCALA 1:22
 FECHA OCTUBRE 2018

PLANO
05

3.2.3.3. CARGAS DESACOPLADAS.

Se refiere a la práctica de usar una carga explosiva de diámetro menor que la del taladro de producción, con objetivo de reducir la presión efectiva de la detonación.

Razón de Desacoplamiento:

$$FD = \frac{(\varnothing_{exp})^2}{(\varnothing_{tal})^2} * \frac{l}{H}$$

Donde:

- FD : Razón de desacoplamiento.
 \varnothing_{exp} : Diámetro del explosivo (pulg).
 \varnothing_{tal} : Diámetro del taladro (pulg).
 L : Longitud del explosivo (m).
 H : longitud del taladro (m).

$$FD = \frac{(1.125)^2}{(1.77)^2} * \frac{0.2032 * 5}{3.20}$$

$$FD = 0.128$$

3.2.3.4. FACTOR DE CARGA Y POTENCIA.

Factor de carga:

Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar un 1 m³ de roca (Kg/m³), el factor depende de la geomecánica del macizo rocoso, del intemperismo de la roca como también influye la sección por excavar en los túneles subterráneos.

El factor de carga es la relación entre el peso de explosivo utilizado y el volumen de material roto.

$$FC = \frac{N^{\circ} \text{ Cartuchos} * \text{peso de explosivo}}{A * H * LP * 0.9}$$

$$FC = \frac{264 * 0.205 + 79 * 0.125}{4.5 * 4.2 * 3.20 * 0.9}$$

$$FC = 1.17 \frac{Kg}{m^3}$$

Donde:

A: ancho de la labor (m).

H: alto de la labor (m).

LP: Longitud de taladro (m).

Pe: peso de explosivo (kg).

Factor de potencia.

Factor de potencia es la relación de explosivos utilizados con el volumen de la labor considerando la densidad del mineral, en la compañía este caso se realizó para los tajos donde existe la cara libre.

$$FP = \frac{N^{\circ} \text{ Cartuchos} * \text{peso de explosivo}}{A * H * LP * 0.9 * \rho r}$$

$$FP = \frac{264 * 0.205 + 79 * 0.125}{4.5 * 4.2 * 3.20 * 0.9 * 2.6}$$

$$FP = 0.45 \text{ kg/ton}$$

Donde:

FP: Factor de potencia.

A: Ancho de la labor.

H: Alto de la labor.

LP: Longitud de taladro.

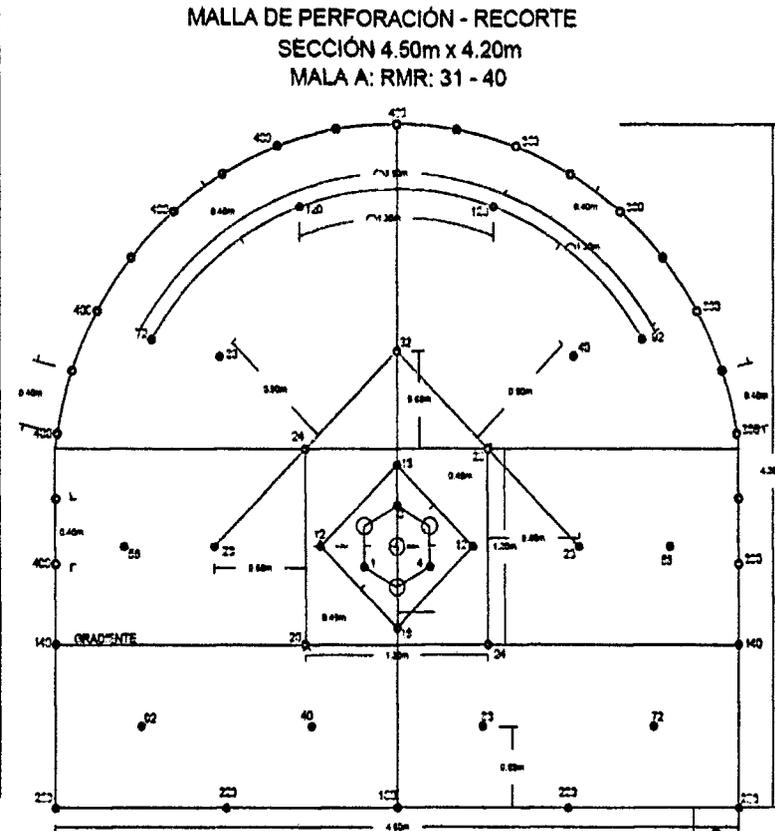
ρr : Densidad de la roca.

3.2.3.5. CARGA OPERANTE.

Definida como los kilogramos máximos de explosivo que detona en un periodo de tiempo igual o inferior a 8 ms. (kg máx. / ms), a continuación, se determina la carga operante de antes y después respectivamente en el carguío de explosivos en la Rp2705.

Figura N°3.2.3.1.9: DETERMINACIÓN DE LA CARGA OPERANTE Y FACTOR DE ENERGÍA USADOS.

Nº	Datadatos	Descripción	Series	Requiere (m/s)	Secciónes 45°	Uso de la red	Carga Operante (kg) - Unos de cuadrante	Energía (MJ/Ton)
1	1	1er Cuadrante	01	25	10		2.05	6.84
1	1	1er Cuadrante	04	100	10		2.05	6.84
1	1	1er Cuadrante	08	200	10		2.05	6.84
2	2	2do cuadrante	12	300	10		4.10	13.69
2	2	2do cuadrante	16	400	10		4.10	13.69
2	2	3er Cuadrante	20	500	10		4.10	13.69
2	2	3er Cuadrante	24	600	10		4.10	13.69
2	2	4to Cuadrante	28	700	9		3.69	12.32
1	1	4to Cuadrante	32	800	9		1.85	6.16
2	2	Destroza	36	900	9		3.69	12.32
2	2	Destroza	40	1000	9		3.69	12.32
2	2	Destroza	56	1400	9		3.69	12.32
2	2	Ayuda de corona/Destroza	72	1800	4/9	6/0	3.21	10.19
2	2	Ayuda de corona/Destroza	92	2300	4/9	6/0	3.21	10.19
2	2	Ayuda de corona	120	3000	4	6	3.14	8.05
2	2	Contorno	140	3800	5	4	3.05	8.56
1	1	Arrastre	180	4600	10		2.05	6.84
2	2	Arrastre	220	5500	10		4.10	13.69
2	2	Arrastre	288	7400	10		4.10	13.69
5	5	Contorno	340	8500	1	5	4.15	8.80
6	6	Contorno	400	9600	1	5	4.98	10.56
							Carga Operante (kg) máx. retardo	Factor de Energía (MJ/ton)
							4.98	1.59

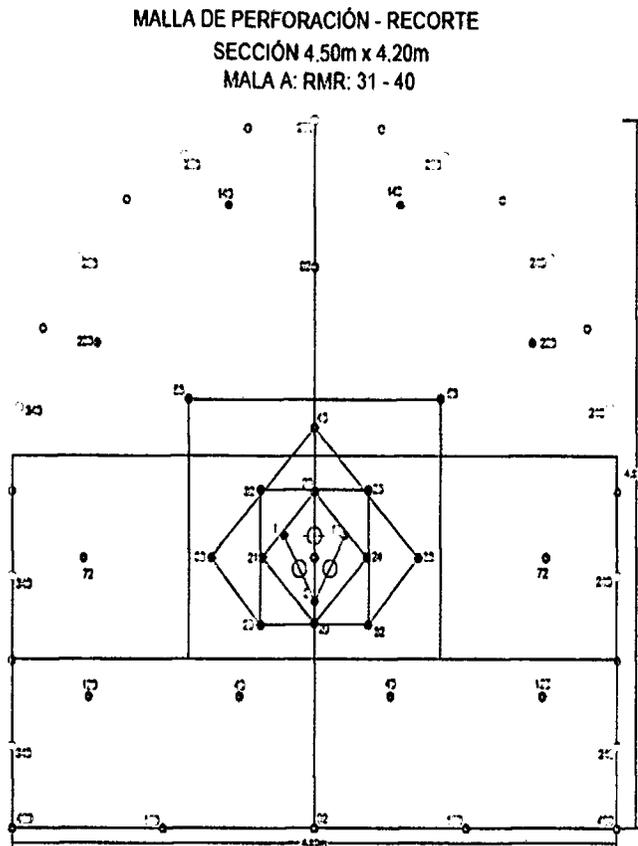


Se determina la carga operante y el factor de energía por retardo, usados en la voladura de la Rp2705, en ella se concluye que se tiene 4.98kg máximos por retardo, con un factor de Energía de 1.59 Mj/Ton.

La carga operante y el factor de energía son los principales factores que afectan el daño a la roca circundante.

Figura N°3.2.3.1.10: DETERMINACIÓN DE LA CARGA OPERANTE Y FACTOR DE ENERGÍA MODIFICADOS.

N Ladillos	Descripción	Señales	Retardo (ms)	Señales 45°	Utilidad	Carga Operante (kg. según retardo)	Factor de Energía (MJ/kg)
1	1er Cuadrante	01	25	9		1.85	6.16
1	1er Cuadrante	08	200	9		1.85	6.16
1	1er Cuadrante	16	400	9		1.85	6.16
2	2do cuadrante	18	450	9		3.69	12.32
2	2do cuadrante	24	600	9		3.69	12.32
2	3er Cuadrante	28	700	9		3.69	12.32
2	3er Cuadrante	32	800	9		3.69	12.32
2	4to Cuadrante	36	900	9		3.69	12.32
2	Destroza	40	1000	9		3.69	12.32
1	4to Cuadrante	48	1200	9		1.85	6.16
2	Destroza	56	1400	9		3.69	12.32
2	Destroza	72	1800	9		3.69	12.32
2	Destroza	92	2300	9		3.69	12.32
2	Destroza	120	3000	9		3.69	12.32
2	Ayuda de corona	140	3800	3	6	2.73	6.69
2	Arrastre	180	4600	9		3.69	12.32
2	Ayuda de corona	220	5500	3	6	2.73	6.69
4	Contorno	240	6400		5	2.50	4.30
4	Contorno	288	7400		5	2.50	4.30
3	Contorno	340	8500		5	1.88	3.23
2	Arrastre	400	9600	9		3.69	12.32
						Carga Operante (kg máx. retardo)	Factor de Energía (MJ/ton)
						3.69	1.42



Se determina la carga operante y el factor de energía por retardo, modificados para la voladura de la Rp2705, en ella se concluye que se tiene 3.69kg máximos por retardo, con un factor de Energía de 1.42 MJ/Ton. Se llega a reducir la carga operante en 1.29 kg máximo y el factor de energía en 0.17 MJ/Ton.

De acuerdo a la Figura N°3.2.3.1.10: donde se determina la carga operante máxima que es de 3.69 kg máximos de explosivos por retardo, estos retardos de acuerdo al diseño se encuentran a partir de los taladros de segundo cuadrante, destroza y arrastres.

En estos taladros se genera mayor velocidad pico de partícula donde el macizo rocoso llega a dañarse intensamente de 0 – 0.40m.

3.2.4. VOLADURA CONTROLADA.

La finalidad de la voladura controlada es evitar la sobre rotura (over break) de la roca fuera de los límites proyectados.

Hoy en día en la minería mundial es aplicado para obtener superficies de cortes lisas y bien definidas, al mismo tiempo para evitar el agrietamiento de la roca, con lo que ayuda a mejorar la estabilidad, también previene el desplome del techo de la labor y otros riesgos que puede ocasionar durante y después de la ejecución.

Condiciones fundamentales:

- Relación de espaciamiento al burden es decir menor espaciamiento que burden, normalmente el espaciamiento debe ser a menores de 0.5 m.
- El diámetro del explosivo es menor que el diámetro del taladro.
- La carga explosiva lineal es distribuida a todo lo largo del taladro.
- El cordón detonador se emplea desde el cebo hasta el último explosivo, con la finalidad de transmitir la energía.
- El empleo de Exsablock es de baja potencia como también la velocidad.
- Mantener el paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño de malla, de lo contrario el resultado es deficiente.

Ventajas.

- Produce superficie lisa en la corona de la labor.
- Contribuye a reducir la vibración en la voladura de producción y la sobre rotura en la periferia de la labor.
- Produce menor agrietamiento en la roca circundante, contribuye a mejor en autosostenimiento de las excavaciones subterráneas.
- Es una buena alternativa para las excavaciones de estructuras inestables como en los macizos rocosos de mayor alteración.

Desventajas.

- Mayor costo que la voladura convencional por el incremento de tiempo en perforación, empleo de explosivos especiales.
- En algunos terrenos no dan los resultados esperados, por ejemplo, los terrenos de material detrítico, la fuerza de detonación se dispersa a diferentes direcciones.

3.2.4.1. SELECCIÓN DEL METODO DE VOLADURA CONTROLADA.**3.2.4.1.1. VOLADURA CONTROLADA DE RECORTE.**

La voladura controlada de recorte consiste realizar una fila de taladros cercanos entre sí, con cargas desacopladas, pero detonadas Después de la voladura principal o de producción. Este esquema es preferentemente empleado en voladura subterránea. El disparo en este tipo de voladura controlada también se efectúa en dos etapas, primero los taladros de producción y después la voladura controlada, con una diferencia de unos 100 ms de tiempo.

3.2.4.1.2. VOLADURA CONTROLADA DE PRECORTE.

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas disparados simultáneamente. Este puede realizarse también simultáneamente con los de producción, pero adelantándolos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, siendo el disparo de dos etapas. (C. Konya)

La voladura de Recorte es la que se aplica en esta investigación, para el contorno de la malla de perforación usamos tubos de PVC ensamblados y con cargas explosivas espaciadas. Cabe mencionar que en el mercado hay otros productos, como el EXSACORTE D, que son explosivos de baja potencia, especialmente fabricados para voladura de contorno Recorte y precorte.

3.3. DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA SEGÚN EL METODO DE VOLADURA CONTROLADA.

3.3.1. Modelo matemático planteado por Chiappetta

Para utilizar eficientemente los explosivos la energía contenida en cada uno de ellos deberá ser controlada, para lo cual se utilizará la fórmula propuesta por Chiappetta (1994). La mejor manera para que la fuerza generada por la energía explosiva no dañe las paredes es controlar la energía explosiva (Voladura controlada). Para lo que se aplica el siguiente criterio:

Cuando la intensidad de la onda de choque supera a la resistencia dinámica a la compresión (σ) se produce una trituración de la roca circundante a las paredes del barreno por colapso de la estructura intercrystalina.

Pero esta trituración contribuye muy poco a la fragmentación (< 15%, Hagan 1978) y provoca una fuerte disminución de la energía de tensión, llegando en rocas porosas a suponer el 30% (Cook, 1958).

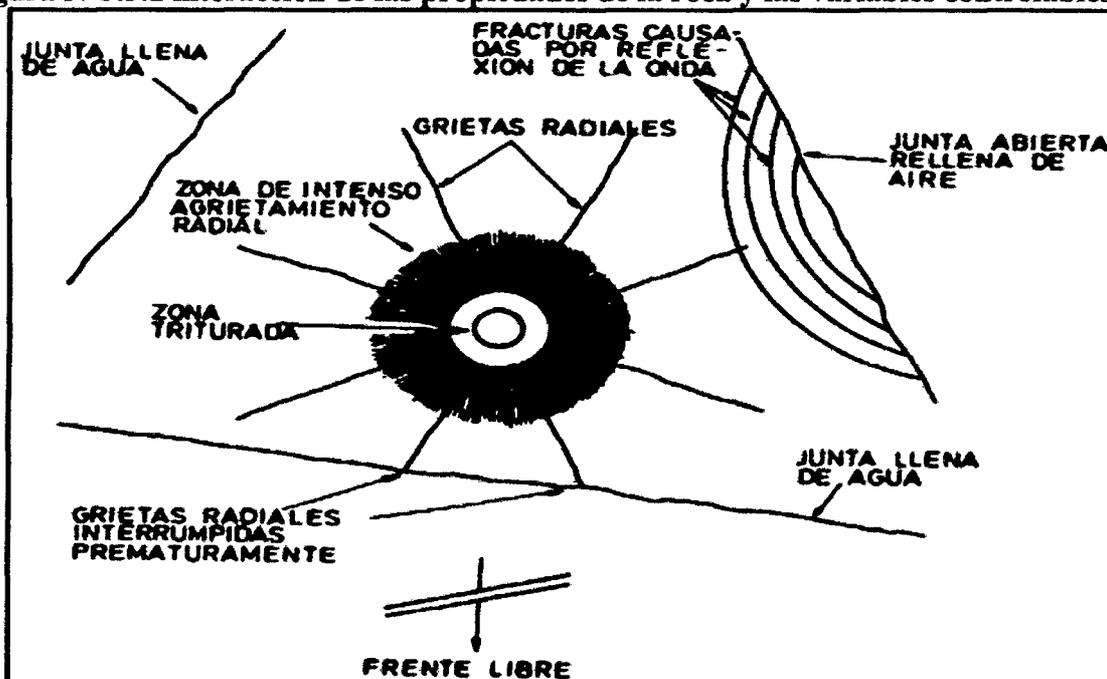
Durante la propagación de la onda de choque, la roca se ve sometida a una intensa compresión radial desarrollándose tensiones tangenciales de tracción. Si estas tensiones superan la resistencia dinámica a tracción (R_t) se inicia la formación de grietas radiales alrededor de la zona triturada que rodea al barreno.

El número y longitud de las grietas radiales aumenta con:

- La intensidad de la onda de choque en la pared del barreno o en el límite exterior del anillo de roca triturada.
- La disminución de la Resistencia tensiva y el factor de atenuación de la energía de tensión. Las grietas radiales se distribuyen sistemáticamente alrededor del barreno propagándose en todas las direcciones. La presencia de grietas o Juntas naturales puede facilitar según su orientación la extensión de algunas grietas radiales o la reflexión de la onda de choque produciéndose una rotura por reflexión interior o spalling. De lo expuesto se deduce la importancia relativa de la resistencia dinámica a tracción, que para fines prácticos puede suponer de un 5 a un 10% de la resistencia a compresión dinámica simple. Se recomienda:
- Seleccionar explosivos que desarrollen en las paredes del barreno tensiones inferiores o iguales a la resistencia dinámica a la compresión
- Para un explosivo dado, provocar una variación de la curva presión-tiempo (P-t), por desacoplamiento de la carga dentro del barreno.

Trituración y agrietamiento radial alrededor de un barreno y descostramiento interior por reflexión de la onda de choque.

Figura N°3.3.1 interacción de las propiedades de la roca y las variables controlables.



Fuente: Interacción de las propiedades de la roca y variables controlables con las operaciones mineras. López Jimeno pág. 425.

Para la realización del diseño de voladura controlada se plantean dos alternativas, siendo éstas las siguientes:

a. **Presión de Taladro Carga acoplada.**

Se sabe que la presión del taladro es la que actúa directamente en las paredes de ésta y por ello la selección del explosivo adecuado está directamente relacionada a dicha presión.

La expresión es:

- **Presión de Taladro (P_t).**

$$P_t = \frac{\delta x (VOD)^2 \times 10^{-3}}{8}$$

Dónde:

P_t = presión de taladro, en Mpa.

δ = densidad del explosivo, en gr/cm^3

VOD = velocidad de detonación, en m/s

- **Presión De explosión P_E** . Para determinar la presión de explosión

$$P_E = 0.5 \times P_d$$

Dónde:

P_E = Presión de explosión (Mpa)

P_d = Presión de detonación (Mpa).

- **Presión De Detonación Del Taladro " P_T "**. Para determinar la presión detonación del taladro.

$$P_T = P_E \times d_c^{2.5}$$

Dónde:

P_T : Presión dentro del taladro (Mpa)

P_E : Presión de explosión (Mpa)

d_c : Densidad de carguío (gr/cm^3)

b. **Presión de Taladro Carga desacoplada.**

Desacoplando el taladro esta presión disminuye en relación a los radios de taladro y explosivo. "Al utilizar diámetros de carga con un diámetro inferior al del barrenado, se debe considerar el efecto de desacoplamiento que es igual a:

Podemos obtener de:

$$P_T = \frac{(\delta \times \text{VOD})^2 \times 10^{-3} \times (\text{re}/\text{rt})^{2.6}}{8}$$

Dónde:

P_T : presión de taladro, en Mpa

δ : densidad del explosivo, en gr/cm^3

VOD: velocidad de detonación, en m/s

re: radio del cartucho explosivo, en cm

rt: radio del taladro, en cm

c. Presión de Taladro Carga desacoplada y espaciada.

Si la columna explosiva esta desacoplada y la presión de detonación aún continúa siendo mayor a la resistencia dinámica de la roca y necesitamos desacoplar más el taladro para bajar aún más la presión del taladro se coloca espaciadores de la misma longitud de los cartuchos de la columna de carga, se aplica la siguiente expresión:

$$P_T = \frac{(\delta \times (\text{VOD})^2 \times 10^{-3} \times \left(\frac{re}{rt}\right) \times (\sqrt{C}))^{2.6}}{8}$$

Dónde:

P_T : presión de taladro, en Mpa.

δ : densidad del explosivo, en gr/cm³

VOD: velocidad de detonación, en m/s

re: radio del cartucho explosivo, en cm

rt: radio del taladro, en cm

C: proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro (siendo 1,0).

d. Espaciamiento entre los taladros de contorno.

La reducción de carga requerida para disminuir la presión en el barreno y por ende reducir el daño, requiere una disminución en el espaciamiento (Chiappetta 1994), “El tratamiento racional de los problemas reales obliga a considerar las resistencias dinámica, ya que éstas aumentan con el índice de carga (Rinehart, 1958; Persson, 1970) pudiendo llegar a alcanzar valores entre 5 y 13 veces superiores a las resistencias estáticas de la roca”.

$$E \leq \frac{16 \times r_t \times (P_T + T) \times 10^{-2}}{T}$$

E: Espaciamiento entre taladros, en cm.

rt: Radio del taladro, en mm

P_T: Presión del taladro, en Mpa

T: Resistencia a la tensión, en Mpa

3.4. MONITOREO DE LAS VIBRACIONES.

3.4.1. GENERALIDADES TEÓRICAS

A. Ondas Vibracionales.

Las vibraciones generadas por la voladura se transmiten a través del macizo rocoso como ondas sísmicas, cuyo frente se desplaza en forma radial a partir del punto de detonación, se clasifican en dos grupos: Ondas Internas y Ondas Superficiales. Así dentro de las ondas internas las más importantes son las Ondas Longitudinales o Primarias "P" y las Transversales o Secundarias "S", y dentro de las Superficiales las que se generan más comúnmente son las Ondas Love y las Ondas Rayleigh. A continuación, damos una breve descripción de cada tipo de onda generada por la voladura.

a. Ondas Internas.

i. Ondas Primarias o Longitudinales "P".

Las ondas P (primarias) son ondas longitudinales o compresionales lo cual significa que el suelo es alternadamente comprimido y dilatado en la dirección de la propagación. Estas ondas generalmente viajan a una velocidad 1.73 veces de las ondas S y pueden viajar a través de cualquier tipo de material líquido o sólido. Velocidades típicas son 1450m/s en el agua y cerca de 5000m/s en el granito.

En un medio isótropo y homogéneo la velocidad de propagación de las ondas P es:

$$v_p = \sqrt{\frac{K + \frac{4}{3}\mu}{\rho}}$$

Donde K es el módulo de incompresibilidad, μ es el módulo de corte o rigidez y ρ la densidad del material a través del cual se propaga la onda mecánica. De estos tres parámetros, la densidad es la que presenta menor variación por lo que la velocidad está principalmente determinada por K y μ .

ii. Ondas Secundarias y Transversales “S” .

Las ondas S (secundarias) son ondas en las cuales el desplazamiento es transversal a la dirección de propagación. Su velocidad es menor que la de las ondas primarias. Debido a ello, éstas aparecen en el terreno algo después que las primeras. Estas ondas son las que generan las oscilaciones durante el movimiento sísmico y las que producen la mayor parte de los daños. Sólo se trasladan a través de elementos sólidos. La velocidad de propagación de las ondas S en medios isótropos y homogéneos depende del módulo de corte μ y densidad ρ del material.

$$v_s = \sqrt{\frac{\mu}{\rho}}$$

b. Ondas Superficiales.

i. Onda de Tipo Love.

Las ondas de Love son ondas superficiales que producen un movimiento horizontal de corte en superficie. Se denominan así en honor al matemático neozelandés A.E.H. Love quien desarrolló un modelo matemático de estas ondas en 1911. La velocidad de las ondas Love es un 90% de la velocidad de las ondas S y es ligeramente superior a la velocidad de las ondas Rayleigh.

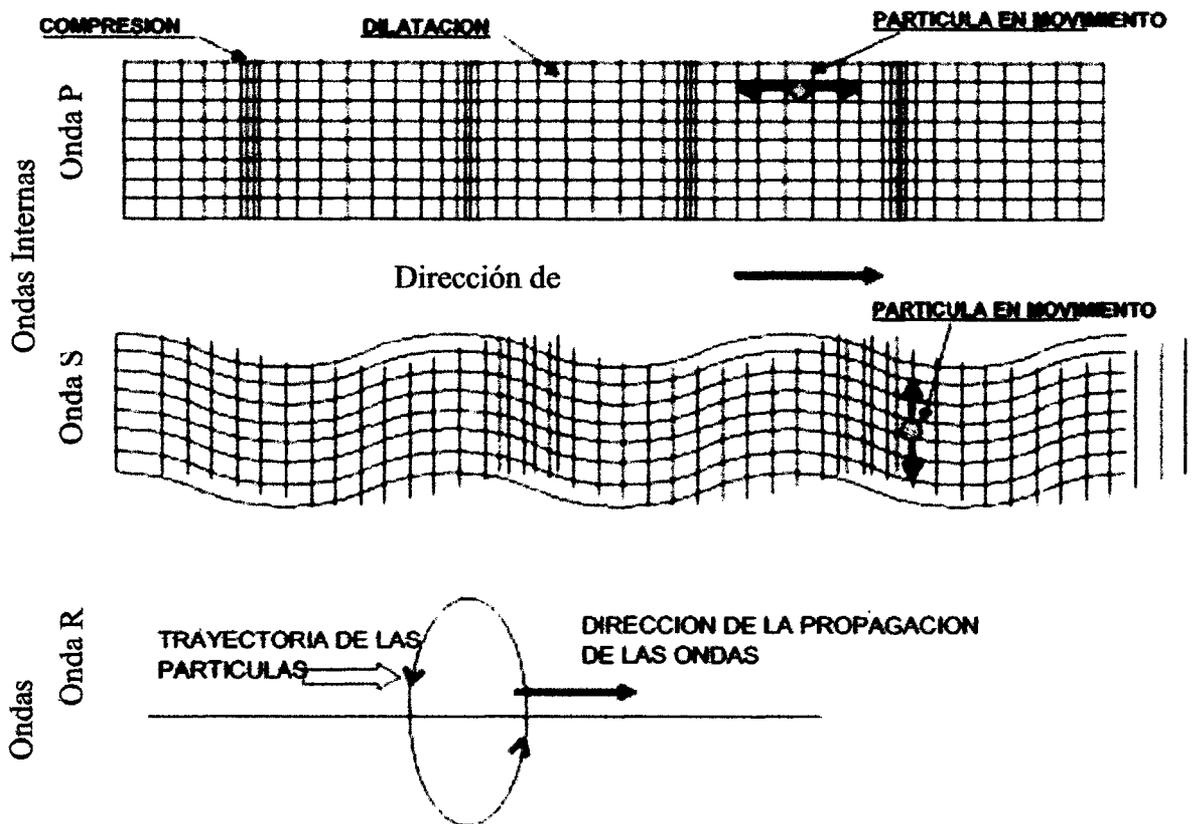
ii. Ondas de Tipo Rayleigh.

Las ondas Rayleigh, también denominadas ground roll, son ondas superficiales que producen un movimiento elíptico retrógrado del suelo. La existencia de estas ondas fue predicha por John William Strutt, Lord Rayleigh, en 1885. Son ondas más lentas que las

ondas de cuerpo y su velocidad de propagación es casi un 70% de la velocidad de las ondas S.

En el grafico siguiente podemos observar en donde se muestran las ondas tanto las primeras y secundarias, como las superficiales. Mediante este grafico podremos analizar los registros obtenidos de las voladuras del modelo y de las pruebas de onda elemental.

Figura 3.4.1.1 Ondas Vibracionales (Ondas Internas Y Superficiales).



B. PARÁMETROS DE LAS ONDAS.

Las propiedades fundamentales que describen el movimiento de las ondas se denominan parámetros de las ondas. Estos se miden y cuantifican cuando se analiza el movimiento de las ondas o vibración. Considérese el movimiento armónico simple ilustrados en la Figura 3.4.1.2 y representado por la ecuación:

$$y = A \sin(\omega t)$$

Donde:

y = Desplazamiento en cualquier tiempo t , medido desde la línea cero o eje del tiempo = tiempo

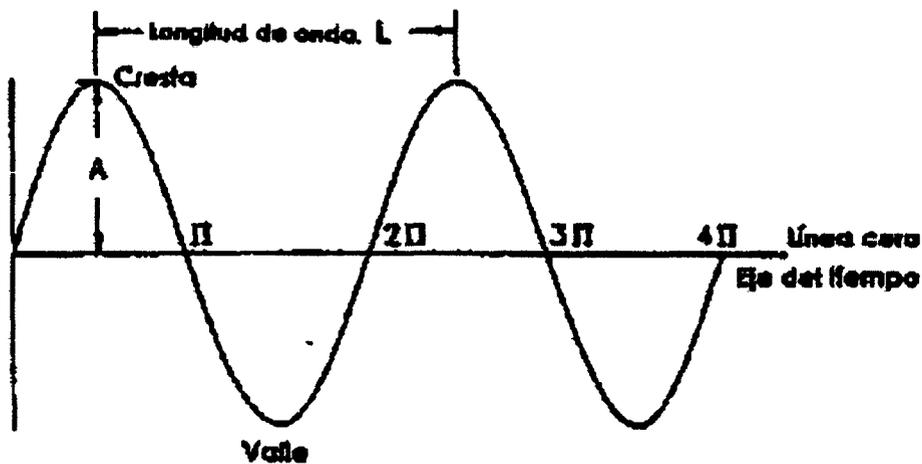
A = Amplitud o valor máximo de y

$w = 2\pi f$

T = Periodo o tiempo para una oscilación completa o ciclo

f = Frecuencia, el número de vibraciones u oscilaciones que ocurren en un segundo, conocido como Hertz (Hz)

Figura 3.4.1.2 Movimiento de las ondas y sus parámetros.



El período y la frecuencia son recíprocos, por lo tanto:

$$f = \frac{1}{T} \text{ ó } T = \frac{1}{f}$$

La longitud de la onda L es la distancia de cresta a cresta ó de valle a valle. Se mide en metros y es igual al período de la onda multiplicado por la velocidad de propagación V .

$$L = VT$$

C. PARAMETROS DE VIBRACION.

Ya se han discutido los parámetros de las ondas. Los parámetros de la vibración son las propiedades fundamentales del movimiento que se utilizan para describir el carácter del movimiento del suelo. Estos son: desplazamiento, velocidad, aceleración y frecuencia. Al tiempo que una onda sísmica pasa a través de la roca, las partículas de la roca vibran, o se mueven de su punto de reposo. Esto es desplazamiento. Cuando la partícula es desplazada y se mueve, tiene entonces una velocidad y puede ejercer una fuerza, que es proporcional a la aceleración de la partícula. Estos parámetros fundamentales de la vibración se definen a continuación:

Desplazamiento: Es la distancia que una partícula del terreno se mueve desde su punto de reposo. Se mide en milímetros. (Desplazamiento = $V / 2\pi f$)

Velocidad: La rapidez con la que una partícula se mueve cuando deja su punto de reposo. Empieza en cero, se eleva a un máximo y regresa a cero. La velocidad de la partícula se mide en milímetros por segundo.

Aceleración: Es el rango al cual la velocidad de la partícula cambia. La fuerza ejercida por la partícula que vibra es proporcional a la aceleración de la partícula. La aceleración se mide en fracciones de "g", la aceleración de la fuerza de gravedad. ($g = 2\pi f V / 9810$)

Frecuencia: El número de vibraciones u oscilaciones que ocurren en un segundo, designados como Herz (Hz).

Los sismógrafos para vibración normalmente miden la velocidad de partícula ya que las normas para determinar daños se basan en la velocidad de partícula. Existen, sin embargo, sismógrafos de desplazamiento y sismógrafos de aceleración. Los sismógrafos de velocidad pueden ser equipados también para integrar o diferenciar electrónicamente las señales de velocidad y producir un registro de desplazamiento o de aceleración.

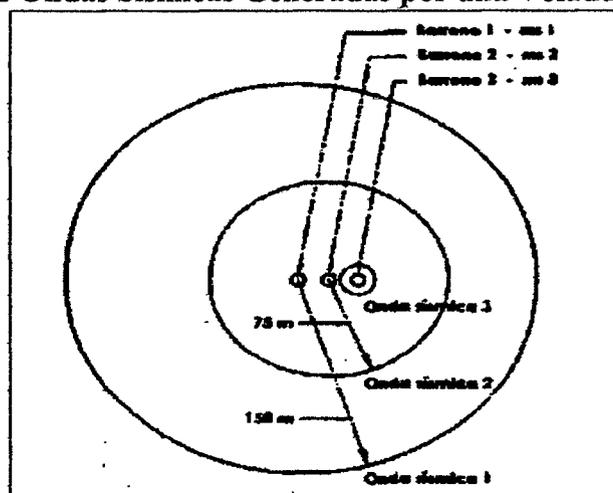
D. VELOCIDAD DE PROPAGACION VS. VELOCIDAD DE PARTICULA.

La velocidad de propagación es más conocida. Es la velocidad a la cual viaja una onda sísmica a través de la tierra desde la voladura al sensor y más allá. El rango general de valores es de 300 a 7.000 m/s. El valor es aproximadamente constante para un área dada.

La velocidad de partícula es bastante diferente. Una partícula de roca vibra en una órbita elíptica alrededor de su punto de reposo. Un ejemplo simple del movimiento de la partícula y su velocidad, es el movimiento de un pescador en un bote. Una lancha rápida que pasa genera una ola la cual pasa por debajo del pescador, causando que su bote oscile hacia arriba y hacia abajo. Este es el movimiento de la partícula. La rapidez a la cuál oscila es la velocidad de la partícula. La velocidad de partícula se mide en milímetros por segundo (mm/s) y es el parámetro que mide el sismógrafo.

Las voladuras retardadas trabajan o reducen la vibración del terreno porque la onda sísmica generada por un retardo ya ha viajado una distancia considerable, debido a su velocidad de propagación, antes de que detone el siguiente retardo. La segunda onda sísmica viaja a la misma velocidad de propagación que la primera y, por lo tanto, nunca puede alcanzarla. De esta manera las ondas sísmicas o vibraciones se separan. La Figura 3.4.1.2 ilustra el proceso.

Figura 3.4.1.2 Ondas Sísmicas Generadas por una Voladura Retardada.



E. COMPORTAMIENTO DE LA VELOCIDAD DE PARTÍCULA.

Varios son los modelos experimentales que representan la velocidad de partícula en función del explosivo detonado y la distancia a la que se registra dicha detonación, entre los más conocidos se encuentran el Modelo General (ecuación 1) y el de Regresión Múltiple (ecuación 3).

Modelo General:

$$PPV = K * D^{-\alpha} \dots \text{ecuación 1}$$

Donde:

PPV = Velocidad de Partícula (mm/s)

D = Distancia Escalar

K = Factor de Velocidad

α = Factor de Decaimiento

El término "D" o distancia escalar, da cuenta de la influencia de la distancia en [m], y la cantidad de explosivo en [Kg]. En relación a ésta formulación matemática existen varios criterios derivados de los cuales se emplea comúnmente el de Devine (ecuación 2).

$$V = K * \left[\frac{d}{W^{1/2}} \right]^{-\alpha} \dots \text{ecuación 2}$$

En la expresión de la ecuación 2, "W" corresponde al peso de la carga detonada en forma instantánea en kilogramos y "d" la distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula. Teóricamente, éste criterio es el que mejor representa el comportamiento de la vibración, para el campo lejano (aproximadamente $d > 3$ largo de la carga), generadas por el tipo de cargas explosivas usadas en voladuras de rajo 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.

Modelo Holmberg & Persson:

Otros autores (ecuación 3), no consideran una simetría de carga particular y utilizan la siguiente expresión:

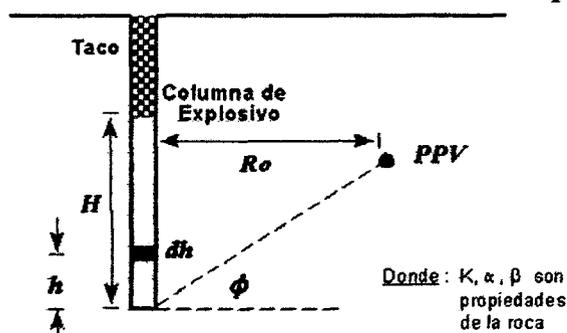
$$V = K * d^{-\beta} * W^{\alpha} \dots \text{ecuación 3}$$

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.

La forma matemática del modelo de vibración en el campo cercano propuesto por Holmberg&Persson (1979), es la presentada a continuación (ecuación 4), según los términos detallados en la Figura 3.4.1.3, Descripción de los parámetros utilizados por el modelo de Holmberg & Persson

$$PPV = K\gamma^{\alpha} \left[\int_0^H \frac{dh}{\left[R_0^2 + (R_0 \tan \phi - x^2) \right]^{\beta/2\alpha}} \right]^{\alpha} \quad (4)$$

Figura 3.4.1.3 Modelamiento de Vibraciones en el Campo Cercano.



$$PPV = K \gamma^{\alpha} \left[\int_0^H \frac{dh}{\left[R_0^2 + (R_0 \tan \phi - h)^2 \right]^{\beta/2\alpha}} \right]^{\alpha}$$

En la Tabla 3.4.1.1, se presentan diferentes valores para los parámetros del Modelo Devine (K y Alfa), obtenidos en diferentes tipos de roca y distintas faenas mineras del país. Esta gran variabilidad para el factor K desde un mínimo de 99 hasta un máximo de 703 (7 veces mayor) y para el Factor de Atenuación Alfa desde -1.54 hasta -2.49, determinan que el uso indiscriminado de estos modelos y la transferencia de estos desde una mina a otra o desde un sector a otro en la misma mina puede significar estimar un gran margen de error las vibraciones y como consecuencia de ello las restricciones a las voladuras y los criterios de daño

Tabla 3.4.1.1: Variabilidad en los parámetros del Modelo de Vibración Devine, para Diferentes Minas y Macizos Rocosos.

Factor de Amplitud K	Factor de Atenuación Alfa	Factor de Amplitud K	Factor de Atenuación Alfa
507	-2.24	99	-2.22
500	-2.11	227	-1.60
321	-2.39	499	-2.01
495	-2.12	175	-1.63
262	-2.28	112	-1.94
284	-1.72	428	-2.49
481	-1.74	168	-1.54
299	-2.48	703	-2.21
597	-2.32	177	-2.04
K Máximo =	703	Alfa Máximo =	-2.49
K Mínimo =	99	Alfa Mínimo =	-1.54
K Promedio =	357	Alfa Promedio =	-2.07

Esta variabilidad en los parámetros del Modelo Devine, da cuenta de la gran importancia que tiene establecer para cada tipo de macizo rocoso en particular, la ecuación de comportamiento de las vibraciones, la que está directamente relacionada con las propiedades geomecánicas, tipos de explosivos, aspectos geométricos, etc. Y por tanto, deben ser estimados como consecuencia de una campaña de monitoreo y

modelamiento, en forma independiente no sólo en cada mina si no en cada dominio geomecánico de la misma.

F. ESTIMACIÓN DE LA VELOCIDAD DE PARTÍCULA CRÍTICA TEÓRICA.

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

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

La velocidad vibracional de las partículas, frecuentemente es relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento, a través de la relación entre velocidad de partícula y deformación de partícula, válido esto para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, en donde el impacto

de la voladura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca. Dada ésta relación con la deformación, es que el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un buen método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. De acuerdo a lo indicado:

$$\varepsilon = PPV / V_p \dots\dots\dots 4$$

Esta ecuación presenta la relación entre la Velocidad de Partícula; PPV, la deformación inducida; \mathcal{E} , para una roca con Velocidad de la Onda de Compresión; V_p .

Esta ecuación supone una elasticidad lineal de la roca a través de la cual la vibración está propagándose y hace una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida.

De la Ley de Hooke y asumiendo un comportamiento elástico de la roca, la Velocidad de Partícula Máxima (Crítica), PPV_c , que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra el fallamiento por tensión, es estimada conociendo la Resistencia a la Tracción (σ_T), el Modulo de Young, E , y la Velocidad de propagación de la Onda P, V_p , usando la ecuación:

$$PPV_c = \frac{\sigma_t * V_p}{E} \dots \text{ecuación 5}$$

En función de los antecedentes proporcionados a ASP BLASTRONICS por diferentes Minas, se empleó la ecuación (5) para estimar en primera aproximación la Velocidad de Partícula Máxima o Crítica para algunos tipos de roca más frecuentes.

En la Tabla 3.4.1.2: se resumen los datos y el valor calculado para los tipos de roca analizados. En la última columna, se muestra el cálculo del PPV_c , definido como el nivel sobre el cual se generará un daño produciendo nuevas fracturas a la roca. Una estimación del nivel de Velocidad de Partícula sobre el cual se produce el daño más intenso (trituration), puede ser estimado como el valor aproximado a 4 veces el nivel para el daño incipiente ($4 \times PPV_c$).

Finalmente, se estima que un nivel equivalente a la cuarta parte, es decir 25% del valor de PPV_c , es suficiente para iniciar extensión de fracturas preexistentes. Se sugiere ocupar este nivel de $1/4 PPV_c$, 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 3.4.1.2: Estimación de Velocidad de Partícula Crítica Teórica en distintos tipos de Roca

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

Los valores de Velocidad de Partícula Crítica calculados en la Tabla 2, 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 e 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 2, pueden diferir de los mencionados habitualmente en la literatura técnica al respecto. Estas diferencias reflejan la gran importancia que tiene establecer para cada tipo de macizo rocoso en particular los límites de daño, los que están directamente relacionados con sus

propiedades geomecánicas y por tanto deben ser estimados en forma independiente no sólo en cada mina si no en cada dominio geomecánico de la misma.

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

G. Instrumentación para monitoreo de vibraciones.

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

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

Por esto los registros de las vibraciones producidas por voladuras son almacenados en los sismógrafos, los cuales graban las amplitudes y duración de los movimientos de la tierra, producto de dichas voladuras, usando los siguientes componentes: Transductores, cables, sismógrafo, software BlastWare 10.72.

Transductores: Geófonos.

Geófonos o acelerómetros que se instalan en el lugar que se dese monitorear, también se puede usar los micrófonos especiales para captar las ondas aéreas y decibeles del disparo previa calibración de datos: para el geófono se utiliza rangos de 0.25 mm/s hasta 1270 mm/s; si se utiliza micrófonos los rangos son de 106 db a 142 db.

Sistema De Cables.

Se encargan de llevar la señal captada por los transductores al equipo de monitoreo.

Equipo De Monitoreo: Sismógrafo.

Son equipos que reciben la señal y la guarda en memoria, conocidos con el nombre de MiniMate Plus TM. Consorcio utiliza equipos de Instantel, fábrica de tecnología adecuada para voladura de rocas en Canadá.

Aplicación De Software “Blastware 10.72”.

Para hacer el análisis, necesitamos recoger la información del sismógrafo a una computadora, la cual debe tener instalado un software específico “Blastware 10.72”.

Figura 3.4.1.4 Equipo de Monitoreo de Vibración



3.4.2. REGISTRO DE VIBRACIONES.

El trabajo realizado comprende el estudio de vibraciones predictivo y de control, el objetivo es obtener información sísmica de la interrelación “explosivo – roca” proporcionando una herramienta para aproximar y acercarse a las condiciones reales de la voladura, por tanto, se realizó una recolección de datos de campo (monitoreos). Teniendo en consideración que la construcción de estas labores será utilizada como infraestructuras permanentes, se debe garantizar un nivel de estabilidad desde el diseño. A partir de los registros, el análisis se efectúa mediante la “Ley de Atenuación de Vibración de la Partícula” integrando las variables:

- Distancia.
- Carga operante.
- Velocidad Pico Partícula.

Obteniendo la curva exponencial y la función de regresión $y = k \cdot x^{-\alpha}$, conociendo los valores:

- k = Factor de amplitud.
- α = Factor de atenuación.

Estos factores son propios de la regresión y son constantes representativas del medio geológico y del explosivo, finalmente se logró obtener la VPP en el entorno inmediato de la voladura, interpolando estos datos con la velocidad crítica de fractura-miento de la roca, determinando el nivel de daño en la roca remanente detrás del límite final de excavación.

3.4.2.1. Monitoreo de Vibraciones.

Se realizó el levantamiento del patrón de malla perforación, cantidades de explosivos y secuenciamiento con los que se está trabajando, seguidamente a través de la información sísmica recopilada se realizará el modelamiento de vibraciones el cual nos permitirá predecir el daño generado por los disparos.

Figura 3.4.2.1 Malla de perforación y secuencia usados.

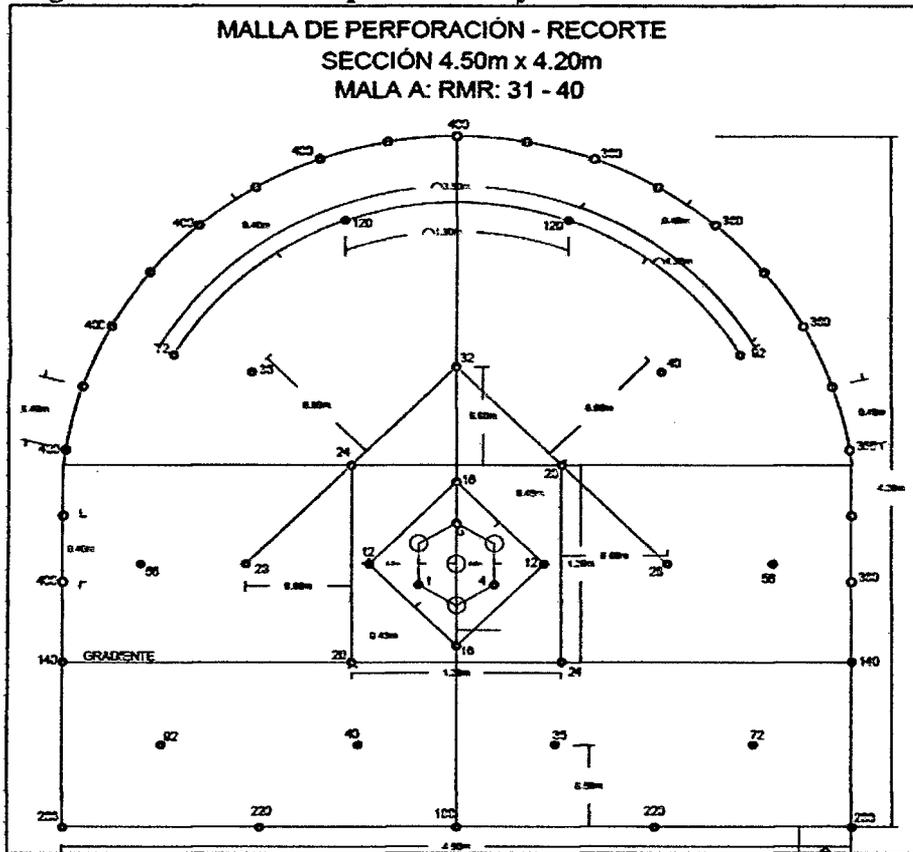


Tabla 3.4.2.1 Explosivos y N° Taladros Usados.

DESCRIPCIÓN	# TAL	SEMEXSA 45		EXSABLOCK		Total Kg
		1-1 Ø ^{1 1/2} 12"	Total cartuchos	1-1 Ø ^{1 1/2} 12"	Total cartuchos	
1er Cuadrante	3	10	30			6.15
2do Cuadrante	4	10	40			8.20
3er Cuadrante	4	10	40			8.20
4to Cuadrante	3	9	27			5.54
Destrozo	8	9	72			14.76
Hospital	2	5	10	4	8	
Ayudas de corona	4	4	16	6	24	6.28
Corona	11	1	11	5	55	9.13
Armadre	5	10	50			10.25
Taladros de expansión	4		296		87	
Taladros de amortiguación	10					
Taldr. Cargados	44					
Taladros de expansión	4					
Total Perforados	58					
Datos de labor						
Ancho (W)	4.5 m					
Altura (H)	4.2 m					
Área sección vertical	16.73 m ²					
Perímetro	15.47 m					
Total Kg explosivo	71.56 kg					
T.Kg/Recorte	9.13 kg					
Factor de Carga	1.31 kg/m ³					
Factor de Potencia	0.50 kg/m					
Factor lineal o densidad de carga	22.33 kg/m					

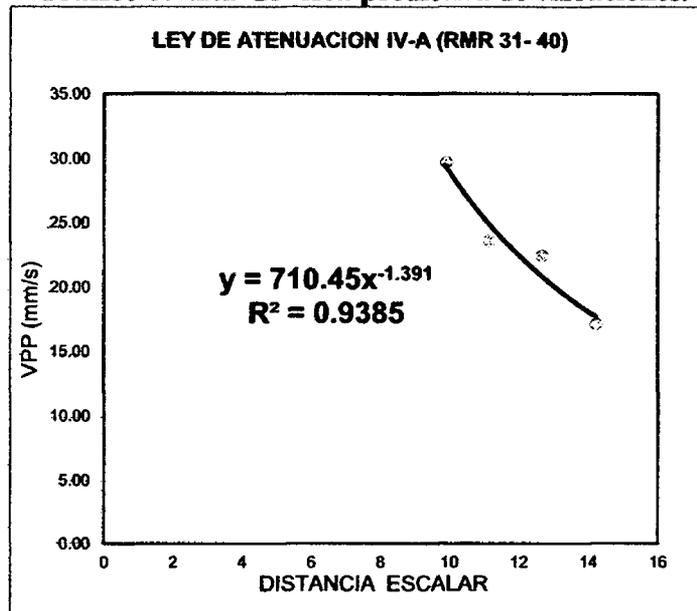
Resumen de los registros obtenidos se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 3.4.2.2 Registro de monitoreo Rp2705.

LEY DE ATENUACIÓN (MODELO DE DEVINE)						
REGISTRO DE DISPAROS						
Fecha	Mina	labor	D (m)	W (Kg)	De = D/W ^(1/2)	VPP (mm/s)
			Distancia Monitoreo	(Kg. máx. / retardo)	Distancia escalar	Vel. Pico Particula
8/08/2019	Lourdes	RP2705	21.00	4.5	9.90	29.66
9/08/2019	Lourdes	RP2705	23.10	4.3	11.14	23.60
10/08/2019	Lourdes	RP2705	24.50	3.8	12.65	22.43
11/08/2019	Lourdes	RP2705	26.60	3.5	14.22	17.15

Con los datos registrados en la tabla 3.4.2.2, se determinará por regresión múltiple las constantes empíricas k y α .

Gráfico 3.4.2.1 Grafica predictiva de vibraciones.



Con los registros sísmicos obtenidos producto de los disparos, procederemos hallar las constantes K & α estas están relacionadas con la distancia al punto de monitoreo y la carga máxima por retardo.

Para este caso se obtuvo un $K = 710.45$; y un $\alpha = -1.39$, siendo estas las constante de la roca.

Existen varios modelos experimentales que representan la velocidad de la partícula en función del explosivo usado y la distancia a la que se registra dicha detonación.

Entre ellos el modelo general y el de regresión múltiple, por las variables usadas como la distancia escalar y cantidad de explosivo, en el presente trabajo usaremos el criterio de DIVINE tal y como mostramos a continuación:

$$V_{pp} = k * \left(\frac{d}{\sqrt{w}} \right)^{-\alpha}$$

Ley de atenuación de vibraciones (Modelo de Devine)

Donde:

V_{pp} = Velocidad de Partícula (mm/s)
 d = Distancia Escalar (m/kg)
 K = Factor de Amplitud.
 α = Factor de Atenuación.
 W = Peso máximo del explosivo por retardo (kg)

Para estimar el daño a la roca es necesario saber el VPP crítico de esta, la cual se va a calcular con los datos geomecánicos de ensayos de laboratorio proporcionados por el área de geomecánica y la ecuación para determinar PPVc:

Tabla 3.4.2.3 Parámetros del macizo rocoso-Rp2705.

Labor	RMR	Resistencia a la tracción (Mpa)	Velocidad de Onda P (m/s)	Módulo de Young (Gpa)
RP2705	36	9.5	3065.7	11

$$PPV_c = \frac{\sigma_t * V_p}{E}$$

Donde:

Velocidad de Partícula Máxima (Crítica), PPVc

Resistencia a la Tracción (σ_T)

Módulo de Young, E

Velocidad de propagación de la Onda P, V_p

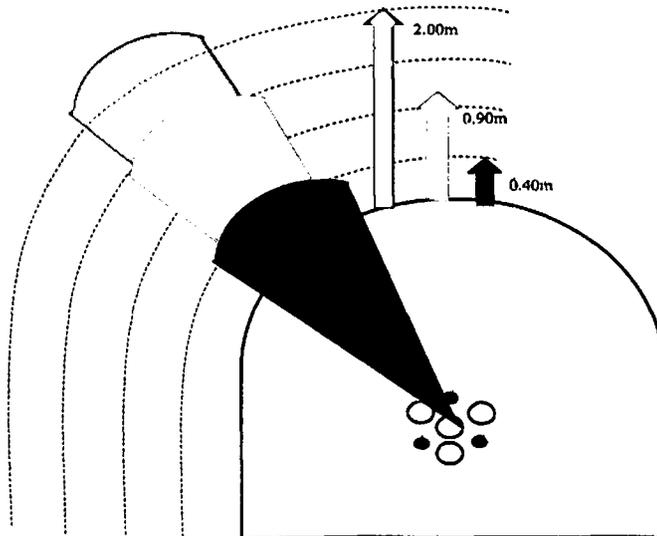
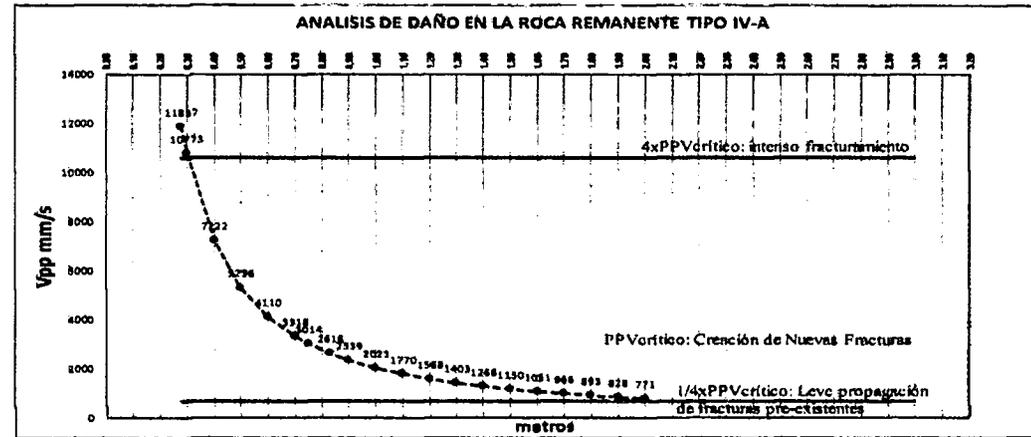
$$PPV_c = \frac{9.5 * 3065.7}{11} = 2648 \text{ mm/s}$$

3.4.2.2. MODELAMIENTO DE VIBRACIONES.

Para la evaluación del daño se toma como referencia el criterio de Cameron Mckenzie:

R Ado		UMBRALES DE DAÑO	
Q (kg)	vpp (mm/seg)	> 1 * PPVcritico	
0.28		2141	882
0.30		2133	882
0.30		2154	882
0.50	5395	2129	882
0.60	4110	2109	882
0.70	3218	2104	882
0.75	3014	2103	882
0.81	2918	2103	882
0.90	2780	2102	882
1.00	2621	2102	882
1.15	1770	2102	882
1.20	1800	2102	882
1.30	1400	2102	882
1.40	1300	2102	882
1.50	1100	2102	882
1.60	1000	2102	882
1.70	900	2102	882
1.80	800	2102	882
1.90	700	2102	882
2.00	775	2102	882
3.00	400	2102	882
4.00	300	2102	882
5.00	250	2102	882
6.00	200	2102	882
7.00	180	2102	882
8.00	160	2102	882
9.00	150	2102	882
10.00	140	2102	882

VIBRACION CRITICA	CRITERIO DE DAÑO	TIPO DE DAÑO
10582	> 4 * PPVcritico	Intenso fracturamiento
2848	> 1 * PPVcritico	Creación de nuevas fracturas
882	> 1/4 * PPVcritico	Leve propagación fracturas pre-existentes



De acuerdo a los parámetros antes de implementación de la nueva malla de perforación de voladura en la Rp2705, se está generando un daño inducido por voladura de intenso fracturamiento a 0.40m del entorno inmediato de la voladura.

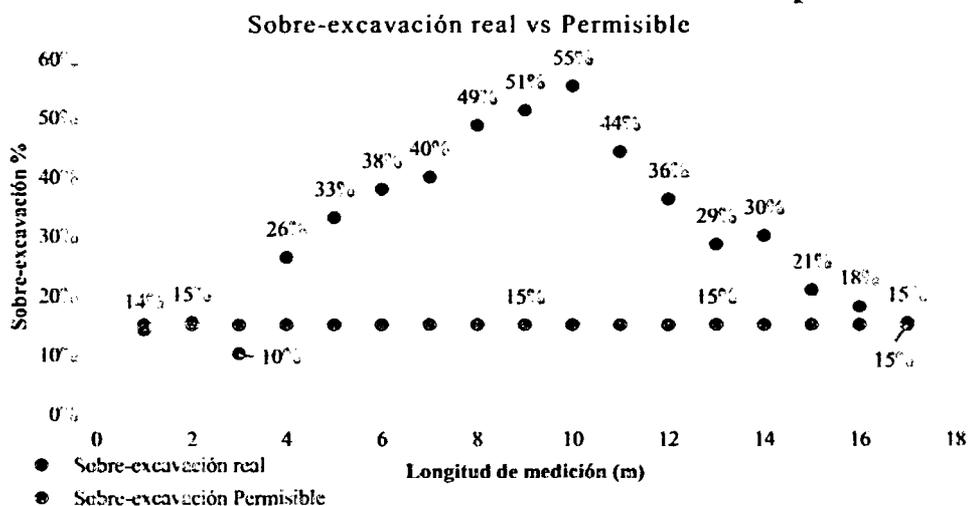
3.4.2.3. LEVANTAMIENTO DE SECCIÓN.

Antes de empezar con el proceso de evaluación se realizó el levantamiento de la sección para hallar la sobrerotura hallándose en 31 %.

Tabla 3.4.2.4 Sobre excavación Encontrado en la Rp2705.

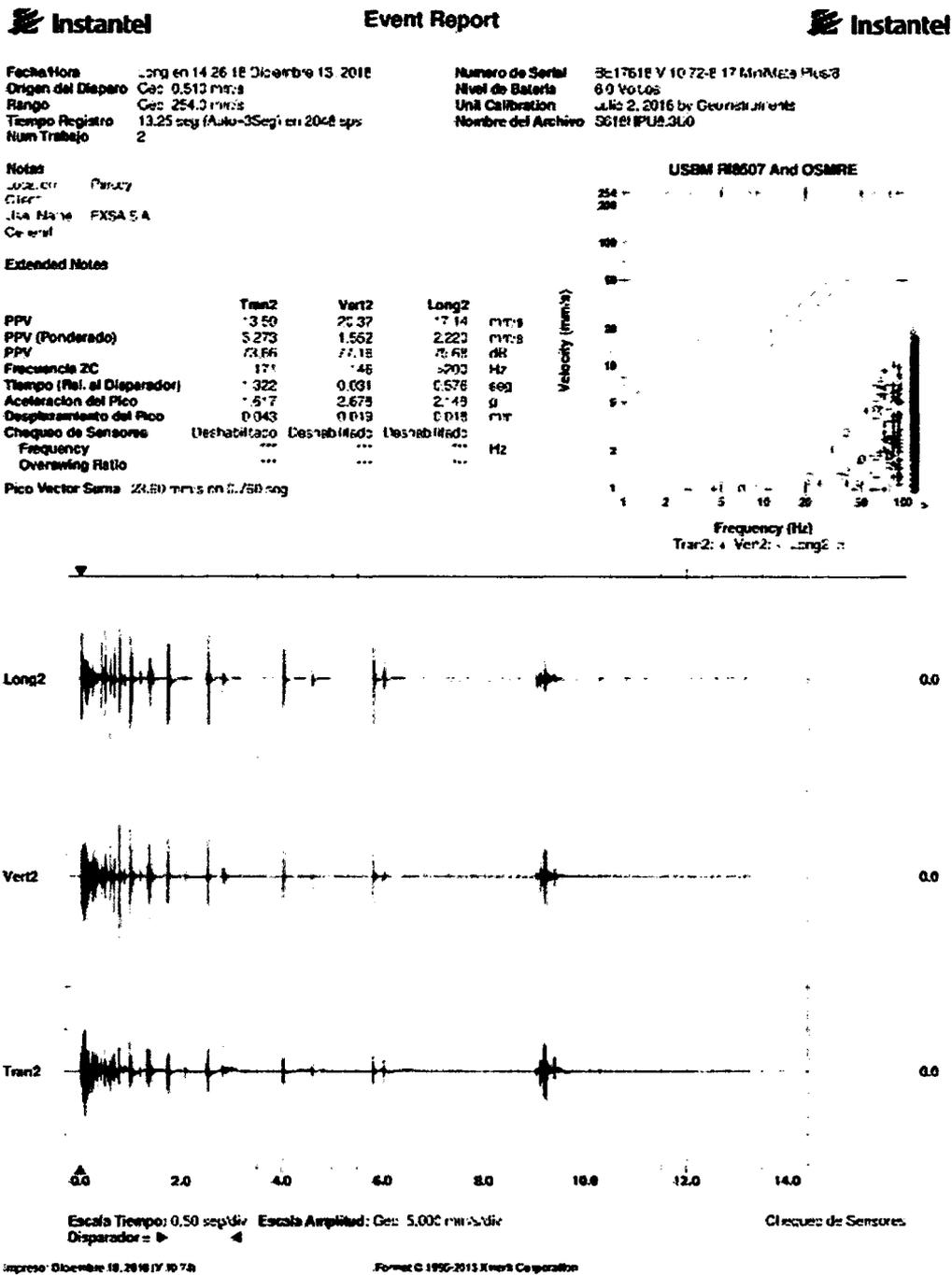
Labor	Punto De Referencia	Nivel	Punto Referencia (M)	Ancho Real (M)	Altura Real (M)	Ancho Programado (M)	Altura Programado (M)	Porcentaje Sobre Rotura	Sobre-Excavación Permissible
RP-2705	1	1765	98R	4.62	4.67	4.50	4.20	14%	15%
RP-2705	2	1765	98R+1.20	4.63	4.71	4.50	4.20	15%	15%
RP-2705	3	1765	98R+2.40	4.46	4.67	4.50	4.20	10%	15%
RP-2705	4	1765	98R+3.60	4.72	5.06	4.50	4.20	26%	15%
RP-2705	5	1765	98R+4.80	4.99	5.04	4.50	4.20	33%	15%
RP-2705	6	1765	98R+6.00	4.88	5.34	4.50	4.20	38%	15%
RP-2705	7	1765	98R+7.20	4.86	5.44	4.50	4.20	40%	15%
RP-2705	8	1765	98R+8.40	5.36	5.24	4.50	4.20	49%	15%
RP-2705	9	1765	98R+9.60	5.81	4.92	4.50	4.20	51%	15%
RP-2705	10	1765	98R+10.80	5.70	5.15	4.50	4.20	55%	15%
RP-2705	11	1765	98R+12.00	5.24	5.2	4.50	4.20	44%	15%
RP-2705	12	1765	98R+13.20	5.15	5	4.50	4.20	36%	15%
RP-2705	13	1765	98R+14.40	4.90	4.96	4.50	4.20	29%	15%
RP-2705	14	1765	98R+15.60	4.80	5.12	4.50	4.20	30%	15%
RP-2705	15	1765	98R+16.80	4.76	4.8	4.50	4.20	21%	15%
RP-2705	16	1765	98R+18.00	4.70	4.75	4.50	4.20	18%	15%
RP-2705	17	1765	98R+19.20	4.64	4.7	4.50	4.20	15%	15%
PROMEDIO				4.95	4.99	4.50	4.20	31%	

Gráfico 3.4.2.2 Grafica Sobre excavación-Rp2705.



3.4.2.4. ANÁLISIS DE SISMOGRAMA .

Para realizar este análisis revisaremos los sismogramas obtenidos en los monitoreos de las voladuras en Rp-2705 con la ayuda del software BLASTWARE.



3.4.2.5. REPLANTEO Y SINCRONIZACIÓN DE RETARDOS EN VOLADURA DE RECORTE.

En esta etapa se redistribuyeron los retardos para bajar la carga operante en la voladura de recorte, logrando reducir los niveles de vibración resultante hasta 7.29 mm/seg.

Figura 3.4.2.2 Malla con tiempos modificados para voladura de Recorte.

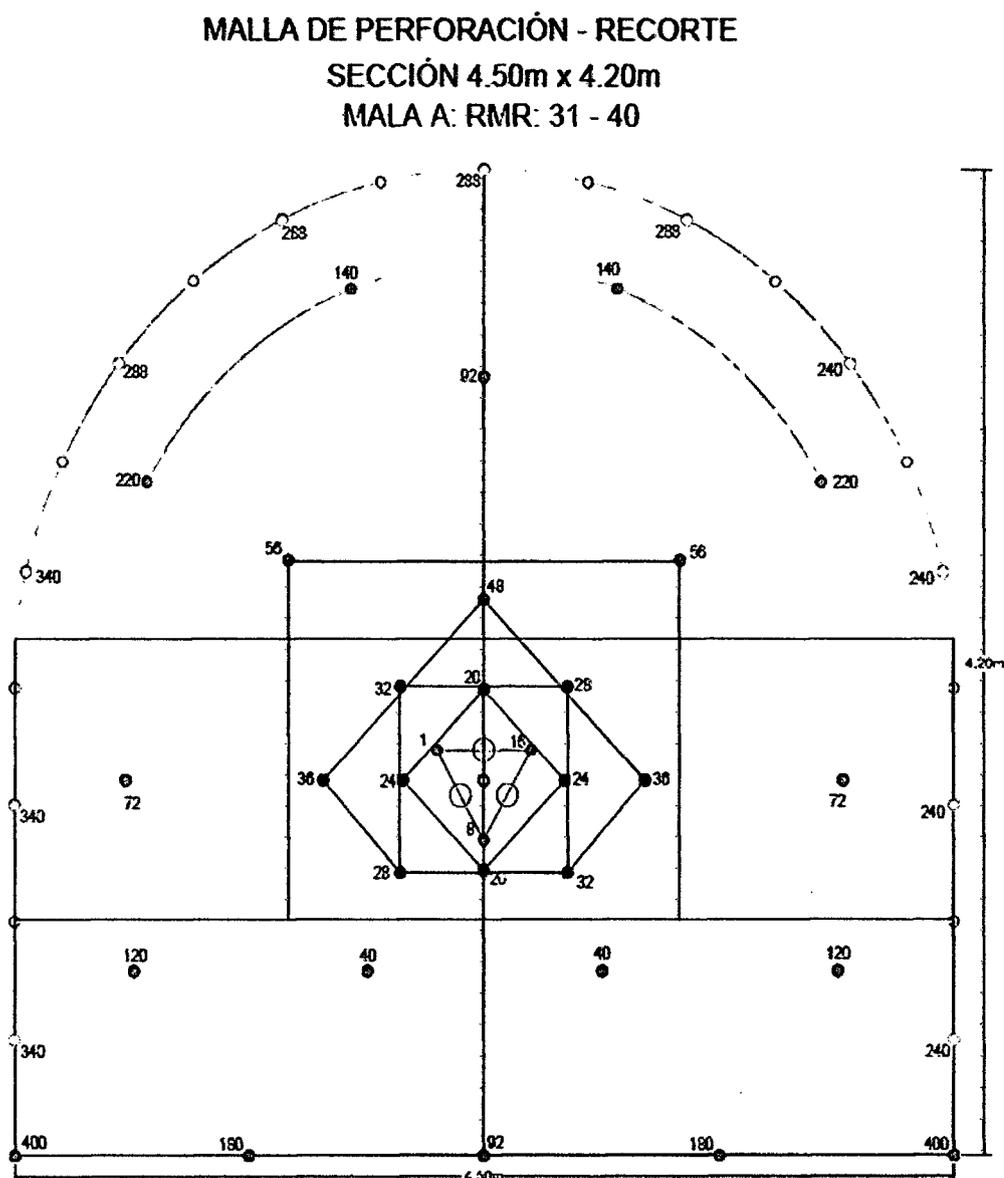


Tabla 3.4.2.5 Explosivos y N° Taladros Modificados

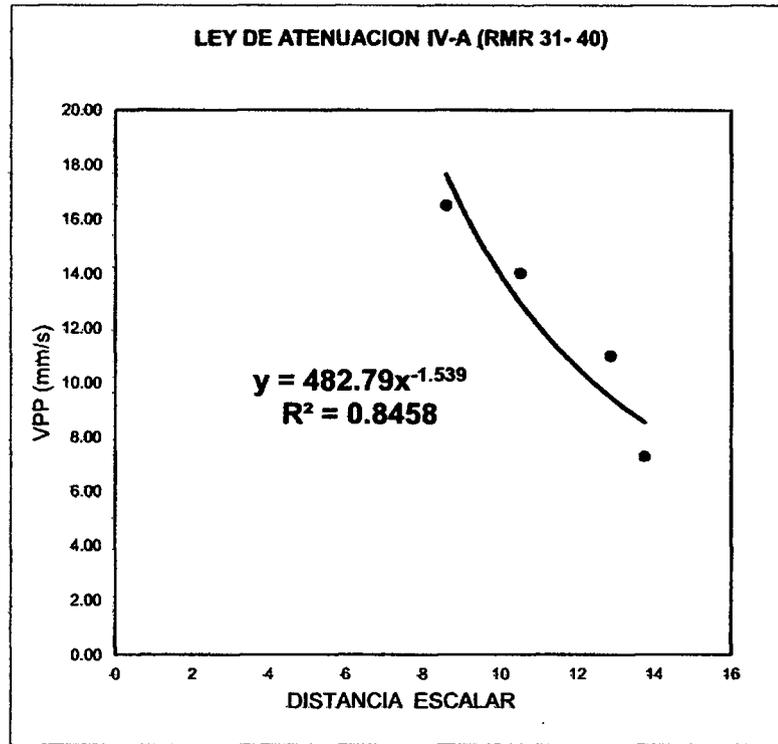
DESCRIPCIÓN	SEMEXSA 45%			EXSABLOCK		Total Kg
	#TAL	1-1/8"x12" #cart/tal	Total cartuchos	1-1/8"x8" #cart/tal	Total cartuchos	
1er Cuadrante	3	9	27			5.54
2do Cuadrante	4	9	36			7.38
3er Cuadrante	4	9	36			7.38
4to Cuadrante	3	9	27			5.54
Destroza	9	9	81			16.61
Ayudas de corona	4	3	12	6	24	5.46
Corona	11			5	55	6.88
Arrestre	5	9	45			9.23
Taladros de expansión	3		264		79	
Taladros de amortiguación	10					
Talad. Cargados	43					
Total Perforados	56					
Datos de Labor						
Ancho (W)	4.5	m				
Altura (H)	4.2	m				
Área sección vertical	16.73	m ²				
Perímetro	15.47	m				
Total Kg explosivo	64.00	kg				
T.Kg Recorte	6.875	kg				
Factor de Carga	1.17	kg/m ³				
Factor de Potencia	0.45	kg/tn				
Factor lineal o densidad de carga	19.97	kg/m				
Longitud de Barra	3.60	m				
Ef. Perforación 89%	3.20	m				
Avance Efectivo 95%	3.04	m				

Siguiendo la misma metodología, se realizó el monitoreo de vibraciones para determinar el nivel de daño originado por la voladura, obteniendo los siguientes datos:

Tabla 3.4.2.6 Registro de monitoreo con la nueva malla.

REGISTRO DE DISPAROS						
Fecha	Mina	labor	D (m)	W (Kg)	De = D/W ^(1/2)	VPP (mm/s)
			Distancia Monitoreo	(Kg.máx / retardo)	Distancia escalar	Vel. Pico Partícula
10/09/2019	Lourdes	RP2705	16.50	3.7	8.59	16.50
11/09/2019	Lourdes	RP2705	20.20	3.7	10.52	14.02
12/09/2019	Lourdes	RP2705	24.70	3.7	12.86	10.98
13/09/2019	Lourdes	RP2705	26.40	3.7	13.74	7.29

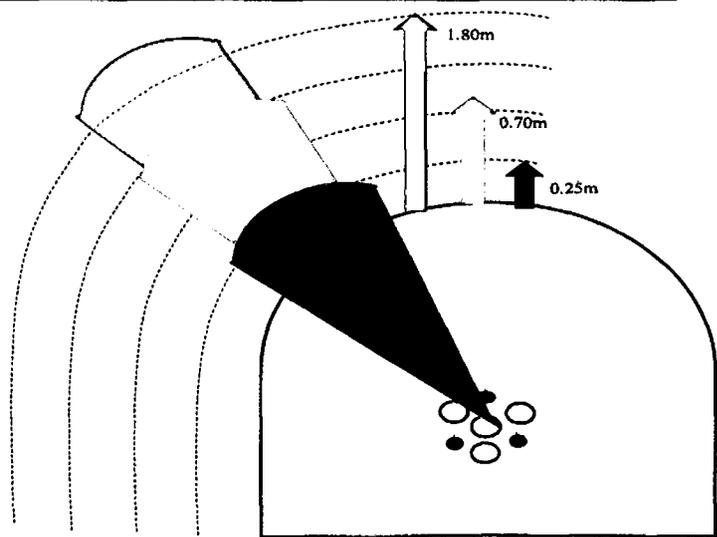
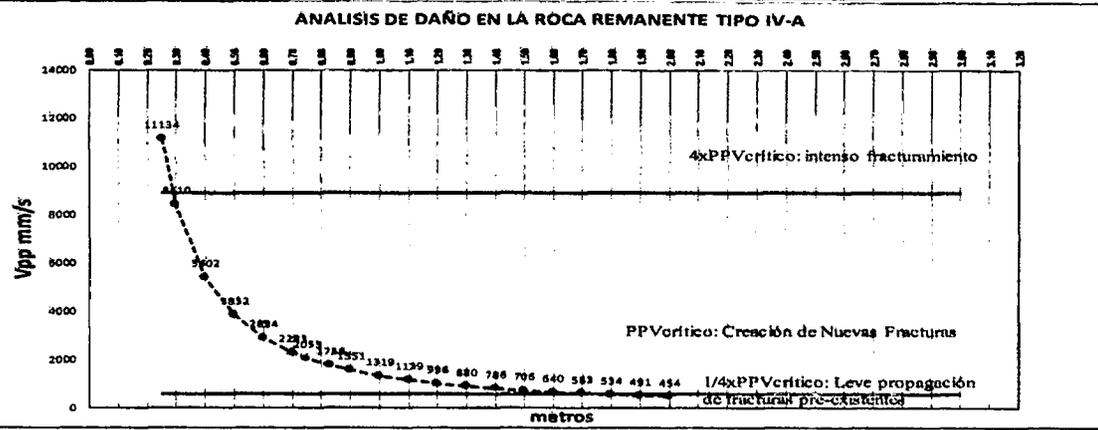
Gráfico 3.4.2.3 Grafica Predictiva de vibraciones con malla modificada de perforación



RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN DE DAÑO APLICANDO VOLADURA CONTROLADA, REDUCIENDO LA CARGA OPERANTE.

K Alta		UMBRAL DE DAÑO		
Q (Kp)	vpp (mm/seg)	> 1 * PPVortico		
Dist. (m)				
0.25		8908	2227	587
0.30		8908	2227	587
0.40		8908	2227	587
0.50	2832	8908	2227	587
0.60	2884	8908	2227	587
0.70	2263	8908	2227	587
0.75	2053	8908	2227	587
0.81	1756	8908	2227	587
0.90	1361	8908	2227	587
1.00	1319	8908	2227	587
1.10	1139	8908	2227	587
1.20	886	8908	2227	587
1.30	880	8908	2227	587
1.40	798	8908	2227	587
1.50	798	8908	2227	587
1.60	690	8908	2227	587
1.70	690	8908	2227	587
1.80	594	8908	2227	587
1.90	492	8908	2227	587
2.00	492	8908	2227	587
3.00	388	8908	2227	587
3.10	388	8908	2227	587
3.20	315	8908	2227	587
4.00	84	8908	2227	587
7.00	84	8908	2227	587
8.00	84	8908	2227	587
9.00	84	8908	2227	587
10.00	84	8908	2227	587

VIBRACION CRITICA	CRITERIO DE DAÑO	TIPO DE DAÑO
8908	> 2 * PPVortico	Intenso Fracturamiento
2227	> 1 * PPVortico	Creacion de nuevas fracturas
587	> 1/4 * PPVortico	Leve propagacion fracturas pre-existentes



De acuerdo a los parámetros de control implementados en la nueva malla de perforación de voladura en la Rp2705, se está generando un daño inducido por voladura de intenso fracturamiento a 0.25m del entorno inmediato de la voladura.

3.4.2.6. ANÁLISIS DE SISMOGRAMA POST IMPLEMENTACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Después de realizar el ajuste de los tiempos en los taladros de recorte se lograron reducir los niveles de vibración a 7.29 mm/seg.



Event Report



Fecha Hora: Longen 15 14 16 Diciembre 15, 2018
 Origen del Disparo: Cas: 0.513 mms
 Rango: Cas: 254.3 mms
 Tiempo Registro: 13.25 seg (Auto-3Seg) en 2048 cps
 Num Trabajo: 2

Numero de Serial: SE-17618 V 10 72-B 17 MiniMax Plus3
 Nivel de Batería: 6.1 Voltos
 Unil Calibration: Julio 2, 2016 by Geonistruente
 Nombre del Archivo: SG16(IPX)J.S32

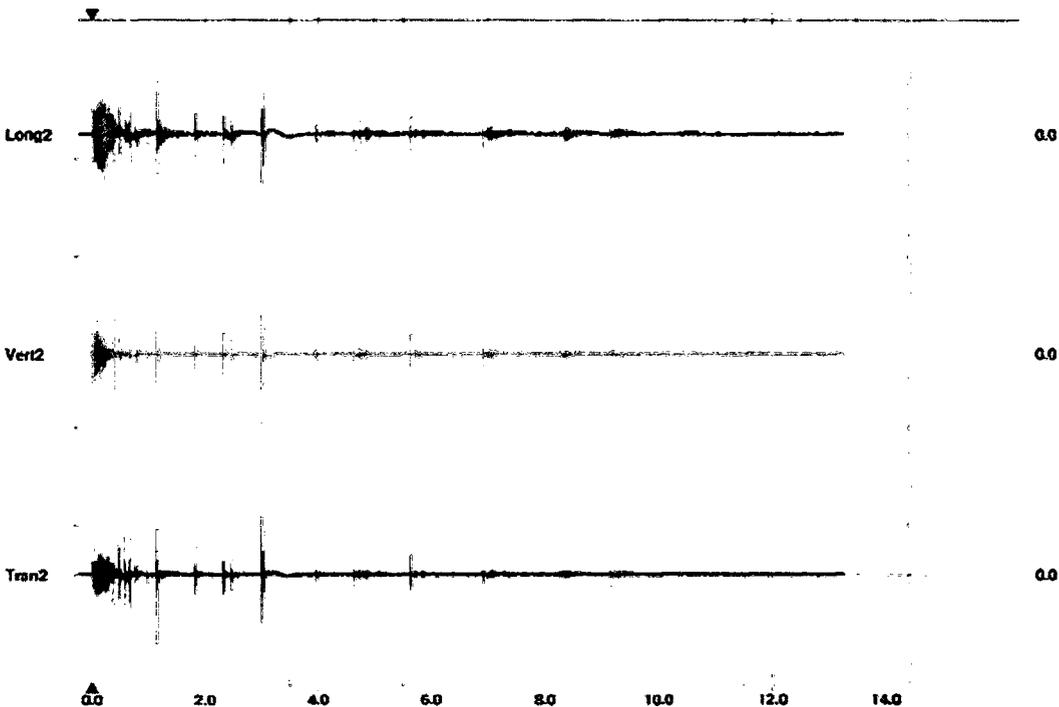
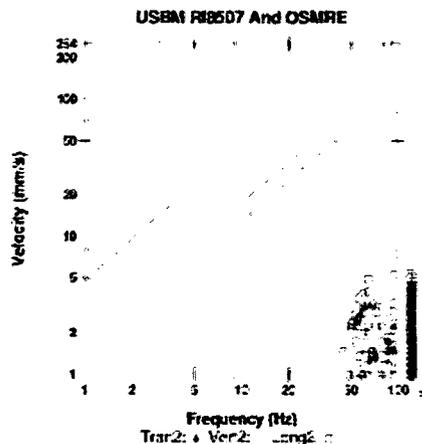
Notas

Location: Teracy
 Green
 Job Name: FXSA SA
 General

Extended Notes

	Tran2	Vert2	Long2	
PPV	5.588	5.588	5.534	mm/s
PPV (Ponderado)	0.951	0.652	2.222	mm/s
PPV	66.854	66.854	66.854	mm
Frecuencia ZC	3720	71	33	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	1.159	3.014	0.143	seg
Aceleración del Pico	0.742	0.613	0.533	g
Desplazamiento del Pico	0.325	0.005	0.022	mm
Chequeo de Sensores	Desabilitado	Desabilitado	Desabilitado	
Frequency	Hz
Overriding Ratio	

Pico Vector Suma: 7.291 mm/s en 3.015 seg



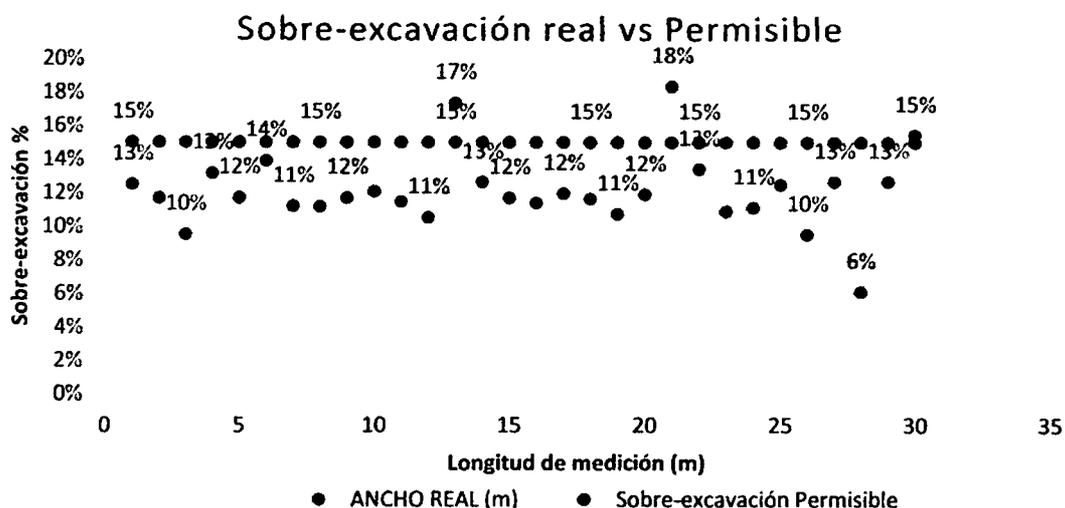
Escala Tiempo: 0.50 segundos Escala Amplitud: Geo: 2.000 mm/Div
 Disparador: ▶ ◀

Chequeo de Sensores

3.4.2.7. LEVANTAMIENTO DE SECCIÓN POST IMPLEMENTACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN.

Tabla 3.4.2.7 Determinación de Sobre excavación-Rp2705 con nueva malla.

LABOR	PUNTO DE REFERENCIA	NIVEL	PUNTO REFERENCIA (m)	ANCHO REAL (m)	ALTURA REAL (m)	ANCHO PROGRAMADO (m)	ALTURA PROGRAMADO (m)	PORCENTAJE SOBRE ROTURA	Sobre-excavación Permisible
RP-2705	1	1765	98R+25	4.80	4.43	4.50	4.20	13%	15%
RP-2705	2	1765	98R+26	4.68	4.51	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	3	1765	98R+27	4.58	4.52	4.50	4.20	10%	15%
RP-2705	4	1765	98R+28	4.62	4.63	4.50	4.20	13%	15%
RP-2705	5	1765	98R+29	4.63	4.56	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	6	1765	98R+30	4.66	4.62	4.50	4.20	14%	15%
RP-2705	7	1765	98R+31	4.52	4.65	4.50	4.20	11%	15%
RP-2705	8	1765	98R+32	4.68	4.49	4.50	4.20	11%	15%
RP-2705	9	1765	98R+33	4.64	4.55	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	10	1765	98R+34	4.76	4.45	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	11	1765	98R+35	4.61	4.57	4.50	4.20	11%	15%
RP-2705	12	1765	98R+36	4.77	4.38	4.50	4.20	11%	15%
RP-2705	13	1765	98R+37	4.73	4.69	4.50	4.20	17%	15%
RP-2705	14	1765	98R+38	4.70	4.53	4.50	4.20	13%	15%
RP-2705	15	1765	98R+39	4.66	4.53	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	16	1765	98R+40	4.70	4.48	4.50	4.20	11%	15%
RP-2705	17	1765	98R+41	4.82	4.39	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	18	1765	98R+42	4.71	4.48	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	19	1765	98R+43	4.63	4.52	4.50	4.20	11%	15%
RP-2705	20	1765	98R+44	4.71	4.49	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	21	1765	98R+45	4.79	4.67	4.50	4.20	18%	15%
RP-2705	22	1765	98R+46	4.62	4.64	4.50	4.20	13%	15%
RP-2705	23	1765	98R+47	4.71	4.45	4.50	4.20	11%	15%
RP-2705	24	1765	98R+48	4.73	4.44	4.50	4.20	11%	15%
RP-2705	25	1765	98R+49	4.91	4.33	4.50	4.20	12%	15%
RP-2705	26	1765	98R+50	4.77	4.34	4.50	4.20	10%	15%
RP-2705	27	1765	98R+51	4.84	4.4	4.50	4.20	13%	15%
RP-2705	28	1765	98R+52	4.73	4.24	4.50	4.20	6%	15%
RP-2705	29	1765	98R+53	4.66	4.57	4.50	4.20	13%	15%
RP-2705	30	1765	98R+54	4.86	4.49	4.50	4.20	15%	15%
PROMEDIO				4.71	4.50	4.50	4.20	12%	15%

Gráfico 3.4.2.4 Grafica Sobre excavación-Rp2705.

Durante la el seguimiento a la aplicación del método de perforación y voladura controlada de Recorte se logró realizar logró reducir porcentaje de sobre-excavación encontrado de 31 % a 12 %.

3.4.2.8. AVANCE EFECTIVO POR VOLADURA.

Tabla 3.4.2.8 Tabla de Avance efectivo-Rp2705

LABOR	PUNTO DE REFERENCIA	NIVEL	PUNTO REFERENCIA (m)	Avance Programado (m)	Avance Ejecutada (m)	Eficiencia de Voladura
RP-2705	1	1765	98R+25	3	3.10	1.03
RP-2705	2	1765	98R+28	3	2.80	0.93
RP-2705	3	1765	98R+31	3	2.90	0.97
RP-2705	4	1765	98R+34	3	3.10	1.03
RP-2705	5	1765	98R+37	3	2.90	0.97
RP-2705	6	1765	98R+40	3	3.20	1.07
RP-2705	7	1765	98R+43	3	3.00	1.00
RP-2705	8	1765	98R+46	3	2.90	0.97
RP-2705	9	1765	98R+49	3	2.80	0.93
RP-2705	10	1765	98R+54.5	3	2.80	0.93
PROMEDIO				3.00	2.95	98%

Durante la el seguimiento a la aplicación del método de perforación y voladura controlada de Recorte, se logró obtener avances mayores de 95%.

3.4.2.9. ANÁLISIS DE COSTO DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE.

Cálculo volumen de shotcrete por avance.

El requerimiento del volumen de shotcrete se calcula con la siguiente fórmula.

$$v = (2H + W) \times L \times e \times R$$

$$v = (2 \times 4.2 + 4.5) \times 3.0 \times 0.05 \times 1.45$$

$$v = 2.80 \text{ m}^3$$

En el proceso de lanzamiento de shotcrete se requiere el 12% adicionales considerando el rebote.

$$v = 2.80 \text{ m}^3 \times 1.12$$

$$v = 3.14 \text{ m}^3$$

Para una sección de 4.5 x 4.2 m de labor se requiere la cantidad de volumen de shotcrete = 3.14 m³, y para una sobre rotura de 31% se requiere 0.974 m³.

$$x = \frac{3.14 \text{ m}^3 \times 31}{100}$$

$$x = 0.974 \text{ m}^3$$

Por Tanto, al 31 % de sobre rotura de requiere 3.14+0.97 = 4.1134 m³ de shotcrete.

Utilizando el nuevo diseño se redujo la sobre rotura y el costo del sostenimiento, las sobrerotura promedio en la Rampa 2705 se registró con un 12% donde se evidencia el mejor control con el nuevo diseño de malla de perforación, por ello se redujo el uso exceso del shotcrete para el sostenimiento.

Shotcrete para 12% mas de robreexcavación = 3.14 m³ x 1.12 = 3.52 m³.

Total al 12 % de sobre rotura se requiere 3.52 m³ de shotcrete.

Sección Programada	Sección Ejecutada	Área de labor	Porcentaje de Sobre Rotura	Shotcrete m ³	Precio unitario U.S.\$/m ³	U.S.\$/Voladura
4.5 x 4.2 m	4.95 x 5.0m	53.4 m ²	31%	4.1134	60.47	248.73
4.5 x 4.2 m	4.70 x 4.5m	49.2 m ²	12%	3.51	60.47	212.24
COSTO DE OPTIMIZACIÓN U.S.\$ / VOLADURA						36.49
COSTO DE OPTIMIZACIÓN U.S.\$ / m						12.16

3.4.3. DETERMINACION DE LA SECUENCIA DE ENCENDIDO.

De acuerdo al estándar, los tiempos que se tiene en la malla estandarizada son los siguientes:

Periodo universal	
Series	Retardos (ms)
Exsanel N°01	25
Exsanel N°04	100
Exsanel N°08	200

El tiempo de detonación que se asigna por taladro varía entre 75 y 100ms, la cuál es muy cercana donde la voladura tiende a fallar sin generar por completo la cara libre.

Corrección de tiempo de retardo:

Los tiempos de retardo entre taladros de arranque son evaluados con el siguiente enunciado:

Tipo de Roca	Suave	Media	Dura
RMR	0-40	41-60	61-100
Milisegundos/Metro	40	50	60

Tiempo de retardo entre barrenos (ms) = retardo constante x longitud de perforación (m).

Long de perforación: 3.20 m

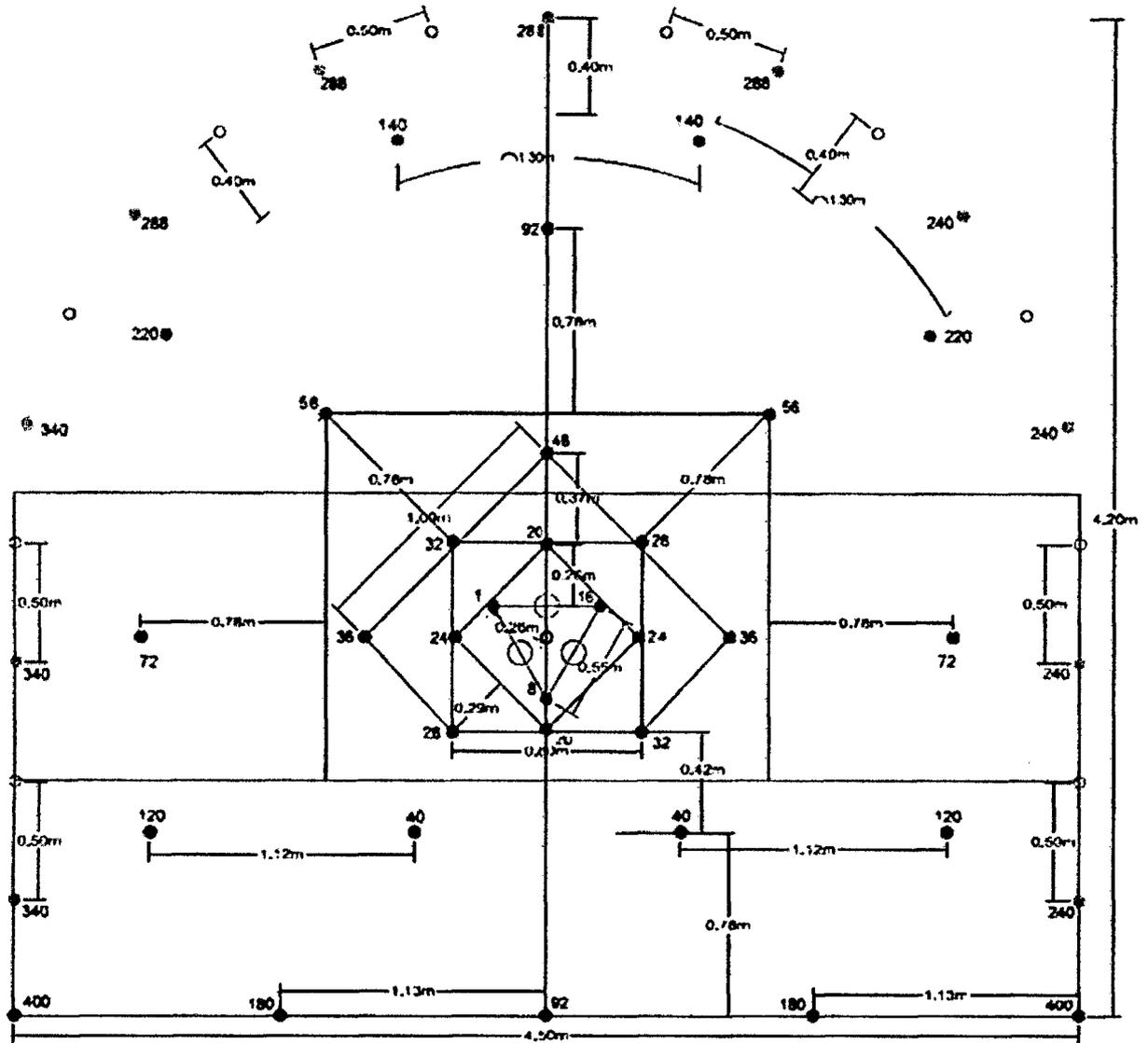
Tipo de roca: media = 50 ms/m

Calculando: 3.20m x 50ms/m = 160ms

Por lo tanto, se requiere una diferencia de retardos de 160 ms por taladro en el arranque.

Series	Retardos (ms)
EXSANEL N°01	25
EXSANEL N°08	200
EXSANEL N°16	400

RETARDO Y SECUENCIA DE INICIACIÓN MODIFICADO
MALLA DE PERFORACIÓN - RECORTE
SECCIÓN 4.50m x 4.20m
MALA A: RMR: 31 - 40



- TALADROS CARGADOS : 43
- TALADROS DE AMORTIGUACIÓN : 10
- TALADROS DE EXPANSIÓN : 3
- TALADROS PERFORADOS : 56
- DIAMETRO DE PERFORACION : 45 mm
- DIAMETRO DE TAL. EXPANSIÓN : 102 mm

RENDIMIENTOS	UNI	10 5 PRES
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.17
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	0.45
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	19.97

- TALADROS DE RECORTE CARGADOS CON EXSABLOCK 1 1/8" x 8"
- TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 1 1/8" x 12"
- TALADROS DE AMORTIGUACION

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
PLANO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA RAMPA 2705		
DIBUJO: GUAPO PÉREZ OTERREZ PERFORACION Y VOLADURA C.M.H.S.A.	ESCALA: 1:20 FECHA: OCTUBRE 2019	PLANO 05

3.4.4. DETERMINACION DE LA DETONACION DEFICIENTE DE CARGAS.

La velocidad de detonación puede usarse como una herramienta para determinar la eficiencia de una reacción explosiva en el uso práctico. Si surge una duda en cuanto al desempeño de un compuesto explosivo durante su aplicación, se pueden insertar sondas de velocidad en el producto; cuando el producto detona, el rango de reacción puede ser medido y así juzgar el desempeño por la velocidad registrada. Si el producto está detonando a una velocidad significativamente menor a la especificada, es una indicación que el desempeño del explosivo no cumple con las normas especificadas en la hoja técnica.

La deficiencia de cargas de explosivos en labor efectuado es provocada por los pequeños fragmentos por la preexistencia de micro fallas en el interior del taladro ocasionado en el proceso de perforación.

3.4.5. DETERMINACION DE LOS NIVELES DE VELOCIDAD, ACELERACION Y DESPLAZAMIENTO DE PARTICULAS DE LA ROCA.

Del sismograma antes de la implementa la nueva malla, se determina:

PVV = 23.60mm/s
 Aceleración = 2.67mm/s²
 Desplazamiento=0.43mm



Event Report



Fecha Hora Long en 14:26:18 Diciembre 15, 2018
 Origen del Disparo Cap: 0.510 mms
 Rango Cap: 254.3 mms
 Tiempo Registro 13.25 seg (Auto-3Seg) en 2048 sps
 Num Trabajo 2

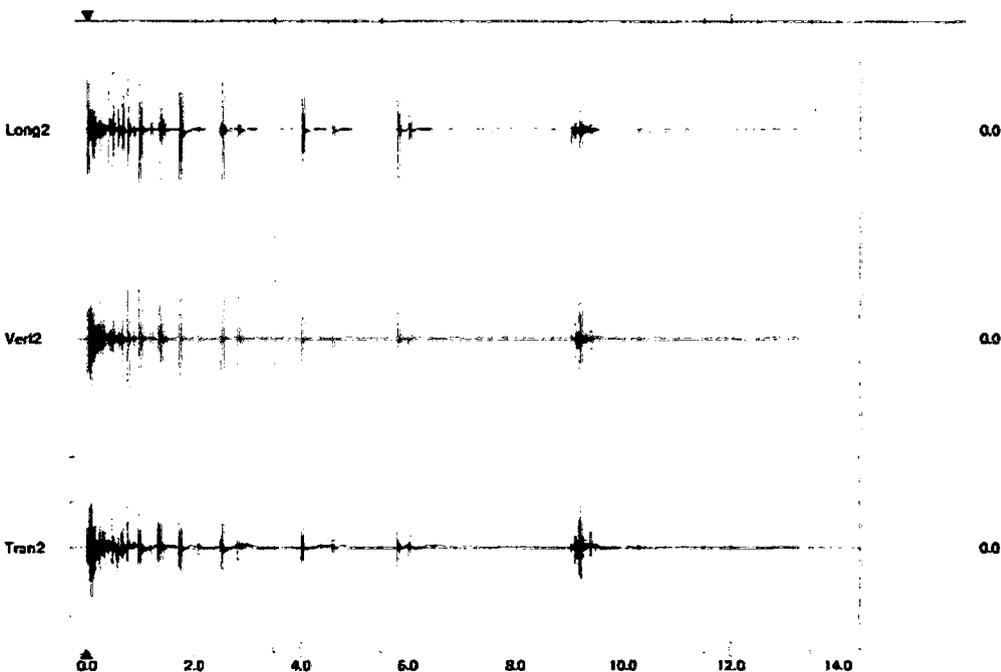
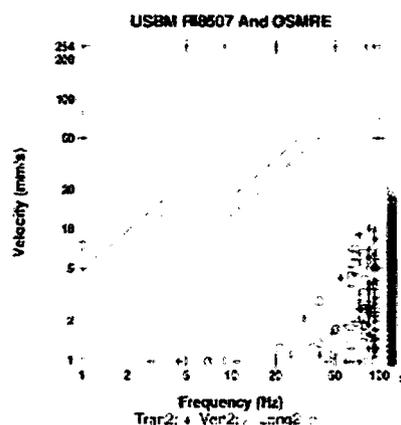
Numero de Serial 55:17618 V 1072-E 17 MiniMac Plus-B
 Nivel de Bateria 6.0 Voltos
 Unit Calibration Julio 2, 2016 by Geonistruments
 Nombre del Archivo S61618PU8.300

Notas
 Location: Granby
 Client:
 Site Name: FXSA S.A.
 Country:

Extended Notes

	Tran2	Vert2	Long2	
PPV	3.59	20.37	17.14	mm/s
PPV (Ponderado)	5.273	1.552	2.220	mm/s
PPV	73.86	77.18	75.68	dB
Frecuencia ZC	171	145	200	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	1.322	0.031	0.576	seg
Aceleración del Pico	5.7	2.679	2.149	g
Desplazamiento del Pico	0.043	0.019	0.019	mm
Chequeo de Sensores	Deshabilitado	Deshabilitado	Deshabilitado	
Frequency	***	***	***	Hz
Overwing Ratio	***	***	***	

Pico Vector Suma 23.60 mm/s en 0.510 seg



Escala Tiempo: 0.50 seg/div
 Escala Amplitud: Ges: 5,000 mm/s/div
 Disparador =

Checke de Sensores

Del sismograma despues de la implementa la nueva malla, se determina:

$PVV = 7.29\text{mm/s}$
 $\text{Aceleración} = 0.742\text{mm/s}^2$
 $\text{Desplazamiento} = 0.022\text{mm}$



Event Report



Fecha/Time Long en 13:14:16 Diciembre 15, 2018
Origen del Disparo Geo: 0.510 mm/s
Rango Geo: 254.0 mm/s
Tiempo Registro 13.25 seg (Auto-3Seg) en 2048 sps
Num Trabajo 2

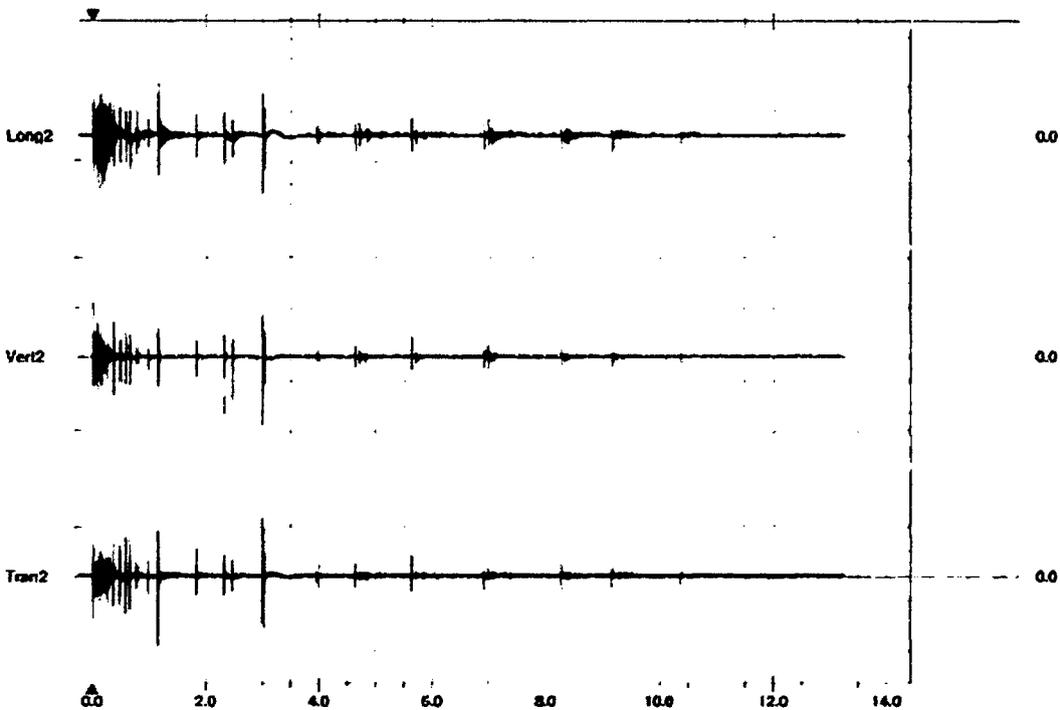
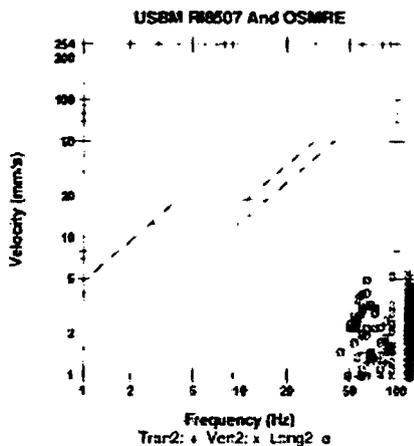
Numero de Serial BE17618 V 10 72-E 17 MiniMega Plus-8
Nivel de Batería 6.1 Voltos
Unit Calibration Julio 2, 2018 by Geunstion ems
Nombre del Archivo SB181PXU.GS3

Notes
 Location Paracy
 Client
 User Name FXSA S.A
 General

Extended Notes

	Tran2	Vert2	Long2	
PPV	5.588	5.588	5.334	mm/s
PPV (Ponderado)	0.951	0.652	2.222	mm/s
PPV	65.95	65.95	65.94	dB
Frecuencia ZC	>200	171	93	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	1.159	3.014	0.143	seg
Aceleración del Pico	0.742	0.613	0.533	g
Desplazamiento del Pico	0.005	0.005	0.027	mm
Chequeo de Sensores	Desabilitado	Desabilitado	Desabilitado	
Frequency	Hz
Oversewing Ratio	

Pico Vector Suma 7.291 mm/s en 3.015 seg



Escala Tiempo: 0.50 seg/div
 Escala Amplitud: Geo 2.000 mm/div
 Disparador: ▶ ◀

Chequeo de Sensores

3.4.5.1. DETERMINACIÓN DE VELOCIDAD PICO PARTÍCULA

La velocidad de vibración máxima que puede soportar un material rocoso antes de que se produzca la rotura por tracción, se determina con:

$$VPP_{crítica} = \frac{\sigma_t * V_p}{E}$$

Donde:

PPVc : Velocidad de Partícula Máxima (Crítica)

(σ_T) : Resistencia a la Tracción

E : Módulo de Young,

Vp : Velocidad de propagación de la Onda P,

Se requiere calcular la Velocidad de onda P, para ello se requiere datos geomecánicos de ensayos de laboratorio proporcionados por el área de geomecánica

Labor	RMR	Resistencia a la tracción (Mpa)	Módulo de Young (Gpa)
RP2705	25	9.5	11

Cálculo de Q Índice de Barton

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}} = 0.1211$$

$$Q = 0.1211$$

Velocidad de Propagación de Onda P (Vp)

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

$$Vp = 3500 + 1000 \log(0.1211)$$

$$Vp = 2579.18 \text{ m/s}$$

Luego procedemos a calcular VPPcrítico:

$$VPP_{crítica} = \frac{\sigma_t * V_p}{E}$$

$$VPP_{crítica} = \frac{9.5 * 2579.18}{11}$$

$$VPP_{crítica} = 2227 \text{ mm/s}$$

3.5. ANÁLISIS DEL EQUIPO DE PERFORACIÓN.

a) Velocidad de Rotación.

En principio, conceptualmente la velocidad de rotación es inversamente proporcional a la resistencia a compresión de la roca. Sin embargo, hay que tener en cuenta que la velocidad de rotación también varía en función de la marcha en la que se esté trabajando.

b) Fuerza de empuje y diámetro de perforación.

La fuerza de empuje que es necesario aplicar aumenta directamente con la dureza de la roca, y debe alcanzar una magnitud suficiente para sobrepasar su resistencia a la compresión. Por otra parte, esta fuerza no puede exceder un determinado valor límite, para evitar daños prematuros en la cabeza de perforación. En formaciones rocosas duras o muy duras, una fuerza excesiva conduce a la incrustación de la cabeza de 45 mm y consecuente destrucción, lo que significa el término de la vida útil de la herramienta.

Figura 3.5: Fuerza de empuje mínima según el tipo de roca

TIPO DE ROCA	Sc [kgp/cm ²]	F' min [lbp/" de Φ]	F' prác [lbp/" de Φ]
Muy blandas	<400	<1150	<1500
Blandas	400-800	1150-2300	1500-3000
Medianas	800-1200	2300-3400	3000-5000
Duras	1200-2000	3400-5700	5000-7000
Muy duras	>2000	>5700	7000-9000

c) Consumos de energía.

Cuando la máquina está perforando los principales consumos de energía son los vinculados a los siguientes accionamientos.

La penetración de la herramienta requiere también la aplicación de una gran fuerza de empuje; no obstante, la energía consumida por este accionamiento es pequeña comparada con la rotación.

d) Velocidad de Avance.

Donde la velocidad de avance expresada en [m/min]. En la práctica de labores mineras, en un rango de diámetros de 8 a 12 pulgadas (200 a 300 mm) y en rocas medianas a duras (S_c : 80 – 200 Mpa), se registran velocidades del orden de 20 a 10 [m/h].

e) Sistema de Barrido.

El barrido del detritus de la perforación se realiza con aire comprimido y agua, para lo cual el equipo Jumbo está dotado de un compresor en la sala de máquinas. Mediante un tubo flexible se inyecta el flujo de aire y agua simultáneamente a través del cabezal de rotación por el interior de la columna de barras hasta el fondo del taladro, la presión requerida se ubica en un rango de 2 a 4 Bar; quiere decir 50 a 80 PSI.

3.6. ANÁLISIS DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA RAMPA

- 2705.

Tabla 3.2.2.2.12 Análisis de costo de explosivo y accesorio Rp-2705.

ANÁLISIS DE COSTOS					
	Cantid	Und	costo		Total(\$)
Semexsa 45% 1-1/8"x12"	264	und	0.55	\$/cart	145.2
Semexsa 45% 7/8" x 7"	0	und	0.20	\$/cart	0
Esxablock 1-1/8"x8"	79	und	0.28	\$/cart	22.12
Esxablock 7/8" x 7"	0	und	0.16	\$/cart	0
Cordon Detonante 5p(1500)	48	m	0.22	\$/m	10.45
Gula ensamblada 2.4m-Carmex(300)	2	und	0.82	\$/pza	1.64
Ignición Rápida Z-18(150)	0.10	m	0.44	\$/m	0.044
Fulminante Eléctrico 4m	0	und	2.76	\$/pza	0
Exsanel 4.2m	43	und	1.14	\$/pza	49.02
TOTAL (\$/Voladura)					228
TOTAL (\$/m)					75

DESCRIPCIÓN	unidad	m/disp	Vida útil(m)	estandar pza/disp.	precio U.S.\$/pza	U.S.\$/m
Barra de perforación 12'	m/disp	199.4	2,500	0.08	482.66	12.74
Broca de 45mm	m/disp	192	200	0.93	86.74	26.89
Shank adapter	m/disp	199.4	3,500	0.06	238.74	4.5
Rimadora 102 mm	m/disp	7.4	200	0.06	205.28	4.11
Adaptador de Rimadora	m/disp	7.4	200	0.06	133.17	2.66
Tubo PVC Recorte		11			1.88	6.79
SUBTOTAL						57.7
DESCRIPCIÓN	unidad	hrs/disp.	costo de operación U.S.\$/hr	costo total U.S.\$/hr.	costo total U.S.\$	U.S.\$/metro
JUMBO ELECTRO-HIDRAULICO	HORAS	2.8	45	130	364	98.38
SUBTOTAL						98.38
TOTAL COSTOS U.S.\$/m						231.14

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. RESULTADOS.

4.1.1 EVALUACIÓN DE LA SOBRE EXCAVACION Y DAÑO DEL MACIZO ROCOSO CIRCUNDANTE.

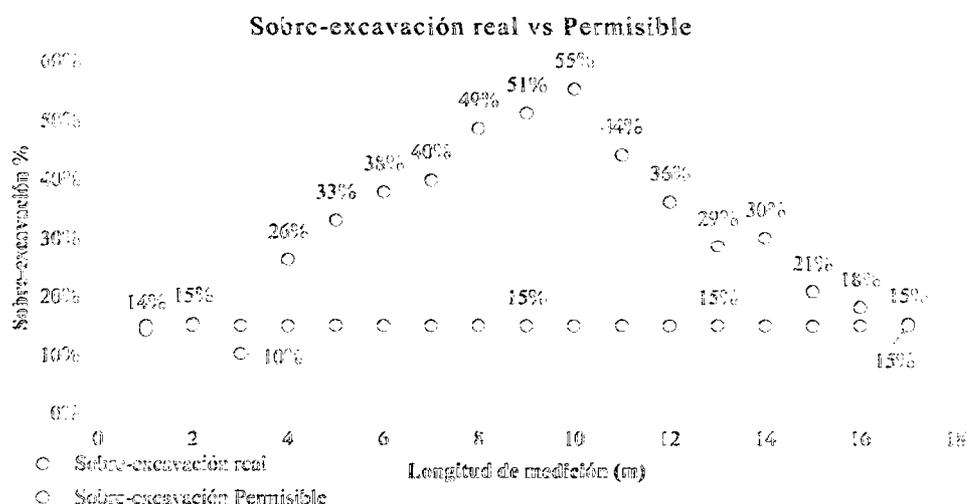


Figura 4.1: Sobrerotura de Rp2705 del agosto 2019.

Luego de los resultados ineficientes, se modifica el diseño de la malla de perforación y reducción de carga operante se observa los buenos resultados en la perforación y voladura en el Consorcio Minero Horizonte S.A.

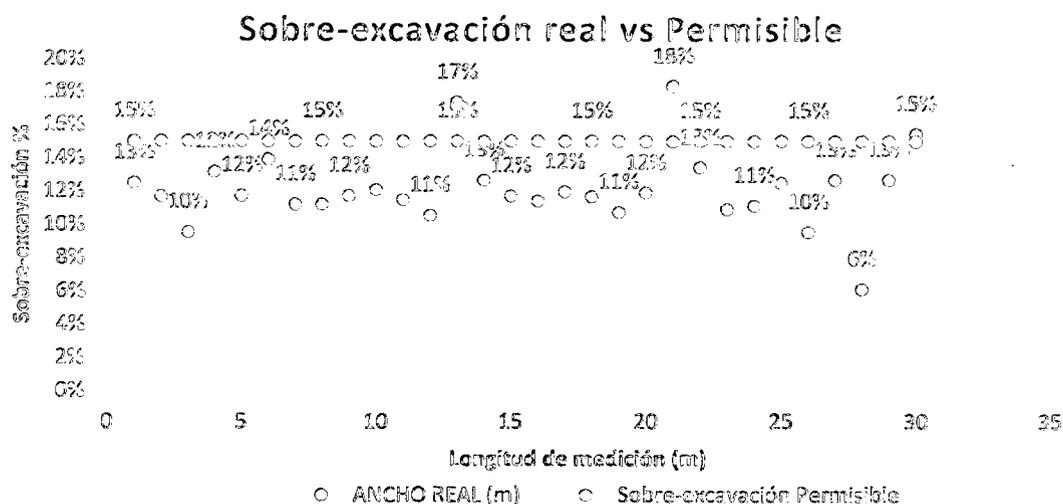


Figura 4.2: Sobrerotura de Rp2705 del Setiembre 2019.

Durante el seguimiento a la aplicación del método de perforación y voladura controlada de Recorte se logró reducir el porcentaje de sobre-excavación encontrado de 31 % a 12 %..

4.1.2 EVALUACION DEL ASPECTO ECONOMICO CONSTRUCTIVO.

El costo del proyecto de ejecución del RP-2705 es por metro de avance en el interior mina, cuyo valor es de acuerdo a la valorización efectuada alcanza un valor de US\$/Voladura 739.648 es una labor de profundización con la finalidad de explorar, desarrollar y explotación, haciendo una evaluación económica es rentable para el proyecto en ejecución.

La evaluación económica es de mucha importancia para la rentabilidad del dicho proyecto.

Tabla 3.2.2.2.12 Análisis de costo de explosivo y accesorio.

ANÁLISIS DE COSTOS					
	Cantidad	Unid	costo		Total(\$)
Semexsa 45% 1-1/8"x12"	264	und	0.55	\$/cart	145.2
Semexsa 45% 7/8" x 7"	0	und	0.20	\$/cart	0
Esxabloc x 1-1/8"x8"	79	und	0.28	\$/cart	22.12
Esxabloc x 7/8" x 7"	0	und	0.16	\$/cart	0
Cordón Detonante 5p(1500)	48	m	0.22	\$/m	10.45
Guía ensamblada 2.4m Carmex(300)	2	und	0.82	\$/pza	1.64
Ignición Rápida Z-18(150)	0.10	m	0.44	\$/m	0.044
Fulminante Eléctrico 4m	0	und	2.76	\$/pza	0
Exsanel 4.2m	43	und	1.14	\$/pza	49.02
TOTAL (\$/Voladura)					228
TOTAL (\$/m)					75

DESCRIPCIÓN	unidad	m/disp	Vida útil(m)	estandar pza/disp.	precio U.S.\$/pza	U.S.\$/m
Barril de perforación 12'	m/disp	199.4	2,500	0.08	482.66	12.74
Broca de 45mm	m/disp	192	200	0.93	86.74	26.89
Shank adapter	m/disp	199.4	3,500	0.06	238.74	4.5
Rimadora 102 mm	m/disp	7.4	200	0.06	205.28	4.11
Adaptador de Rimadora	m/disp	7.4	200	0.06	133.17	2.66
Tubo PVC Recorte		11			1.88	6.79
SUBTOTAL						57.7
DESCRIPCIÓN	unidad	hrs/disp.	costo de operación U.S.\$/hr	costo total U.S.\$/hr.	costo total U.S.\$	U.S.\$/metro
JUMBO ELECTROHIDRÁULICO	HORAS	2.8	45	130	364	98.38
SUBTOTAL						98.38
TOTAL COSTOS U.S.\$/m						231.14

La construcción de la RP-2705, cumple una función estructural, con una estabilidad del macizo rocoso, este acceso será muy importante para la profundización y desarrollo del proceso.

La vía de acceso y el sistema de transporte tiene la gran importancia por la cercanía acceso hacia la planta de beneficio, así como también para transporte personal y materiales.

El proceso constructivo de la RP-2705 está de acuerdo a las normas internacionales, tanto en las dimensiones y el sostenimiento como una labor permanente y de mayor

circulación vehicular sea de carga pesada y movilidades de la supervisión por parte de la compañía Consorcio Minero Horizonte S.A.

La perforación será con un jumbo de un solo brazo, en su ejecución se utiliza un barreno de 12 pies, en cambio para la voladura se emplea dos tipos de explosivo (Semexsa de 45% y Exsablock).

La evaluación geomecánica es aplicado el sistema de RMR de Bieniawski dando el valor comprendido del macizo rocoso en zona estéril, el RMR determinado es 31-40, siendo una roca de clase IV-Mala.

El Shotcrete reforzado con fibras de acero y aditivos adecuados es actualmente un elemento de sostenimiento de primer orden en CMH, con excelentes resultados. El diseño de shotcrete Vía Húmeda, están calculados para evitar las relajaciones prematuras del macizo rocoso y para el sostenimiento inicial, cuyas resistencias en condiciones normales deben ser las siguientes: Una hora: $>15 \text{ kg/cm}^2$; tres horas: $>40 \text{ kg/cm}^2$; 24 horas: $>100 \text{ kg/cm}^2$; 3 días $>210 \text{ kg/cm}^2$; 7 días $>320 \text{ kg/cm}^2$ y 28 días $> 380 \text{ kg/cm}^2$.

El anclaje de perno tipo SWELLEX actúa o transfiere su carga por fricción, se aplica principalmente para el refuerzo y mejorar la fricción interna de los estratos o estructuras de la pared en labores de minería y como refuerzo de la bóveda principalmente en la construcción de labores temporales y labores permanentes los pernos se emplearán espaciados de 1.2 x1.2 m. con un equipo empernador.

4.1.3 EVALUACIÓN CON RELACIÓN A LA SEGURIDAD.

Artículo modificado a través del artículo 1° del Decreto Supremo N° 023-2017- EM “Modifica diversos artículos y anexos del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, aprobado por Decreto Supremo N° 024-2016-EM” publicado el 18 de agosto de 2017.

PERFORACIÓN MECANIZADA (JUMBO HIDRÁULICO).

- La delimitación con conos de seguridad y cadena delimitadora del área de perforación deberá realizarse desde una distancia de 5m detrás del equipo.
- Los cables eléctricos del equipo se mantendrán a 1m de altura del hastial en que se encuentren las instalaciones eléctricas y asegurados a cáncamos para evitar el contacto con el agua o el piso.

VOLADURA.

- Todo personal que manipule explosivos y accesorios deberá contar con la licencia de la SUCAMEC vigente.
- Se considerará como voladura secundaria a un disparo con cantidad máxima de 6 taladros con Jackleg o Jumbo. De ser mayor la cantidad de número de taladros, será considerado como voladura primaria y requerirá aprobación del Supervisor.
- Para iniciar la voladura primaria o secundaria se deberá emplear 02 guías armadas.
- El carguío deberá realizarse 1.5 hora para perforaciones con jumbo antes de los horarios de disparo establecidos.
- Para el atacado de los cartuchos en los taladros de perforaciones convencionales y mecanizadas se utilizará atacadores de madera. Está prohibido el uso de herramientas metálicas.
- Se deberá cumplir los siguientes horarios de disparo.
 - Disparo turno Día : 6:00 p.m.
 - Disparo turno Noche : 6:00 a.m.
- El chispeo solo deberá ser realizado por el maestro responsable de la labor acompañado siempre por un ayudante debidamente capacitado.
- El punzón para encebar deberá ser de madera o cobre.

- Para el sistema de amarre y conexión se deberá cumplir con el estándar política de la empresa.
- El tipo de explosivo para la voladura controlada deberá cumplir con el diseño.
- Todos los taladros cargados deberán ser tapados por un taco inerte.
- Antes del chispeo, se deberá coordinar con las labores aledañas y disparar en el horario establecido por la empresa.
- El carguío de taladros podrá hacerse tanto de día como de noche, mientras que el amarrado y el disparo solo podrá realizarse durante el día.

El disparo será hecho a una misma hora y de preferencia al final de la guardia, siempre que dicho disparo sea de día; teniendo especial cuidado de comprobar que los trabajadores hayan sido evacuados fuera del área de disparo en un radio de seguridad de quinientos (500) metros.

- El monitoreo periódico de vibraciones en las labores mineras deberá hacer usando un equipo de sismografía y registrado en el Monitoreo de vibración por voladura.
- Está prohibido el ingreso a las labores de reciente disparo hasta que las concentraciones de gases y polvo estén por debajo de los LMP. Los trabajadores deberán realizar el ingreso después 30 minutos como mínimo de haberse efectuado el disparo.
- Los explosivos no usados en la voladura deberán ser devueltos inmediatamente a los polvorines auxiliares.
- Todo polvorín deberá contar con un libro de actas de ingreso y salida de explosivos.

CARGUÍO Y VOLADURA DE FRENTE.

- Inspeccionar que la labor esté ventilada con la manga a 15 metros del frente como máximo, iluminada, sostenida hasta el tope según orden de trabajo de Geomecánica, con orden y limpieza.
- Ubicarse debajo de una zona sostenida, identificar las rocas sueltas del frente, corona, hastiales ó shotcrete craquelado y redesatar en avanzada hasta el tope de la labor haciendo uso de barretilla de 6, 8, 10, 12 pies o según estándar barretillas.
- Bloquear acceso a la zona de carguío del frente con explosivos, delimitando con cinta de señalización o conos de seguridad a 20 metros detrás del frente.
- Ubicar los explosivos y accesorios de voladura debajo de una zona sostenida y separados entre ellos una distancia mínima de 03 metros.
- Preparar los cebos (explosivo más el accesorio de voladura en su interior); usando punzón de cobre.
- Introducir los cebos y cartuchos de explosivos en los taladros según el diseño del Pasaporte de la labor utilizando el atacador de madera empezando por los taladros de la corona en forma descendente hasta los arrastres.
- Tapar los taladros cargados con taco de detritus o arcilla.
- Conectar los ganchos conectores de los accesorios de voladura en forma perpendicular al cordón detonante.
- Amarrar el cordón detonante mediante el "nudo" a los 02 fulminantes del Carmex y ubicarlo a 03 metros del frente.
- Colocar vigías en todos los accesos a la labor a una distancia mínima de 300 metros en línea recta de la zona de disparo.
- Iniciar chispeo de la labor en compañía del ayudante, respetando el horario de disparo establecido.

- Colocar letrero de señalización "Explosión" al ingreso de la labor y salir de la labor en forma ordenada hasta una zona alejada y segura.
- Prohibir el ingreso a las labores de reciente disparo hasta que las concentraciones de gases y polvo se encuentren por debajo de los límites establecidos.

TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS.

- El personal que traslade explosivos deberá contar con autorización de SUCAMEC vigente.
- Colocar la señalización de advertencia "PELIGRO EXPLOSIVOS".
- Realizar la descarga de la energía estática poniendo tus manos en la plancha de cobre ubicada antes de ingresar al polvorín.
- Transportar los explosivos en forma separada de los accesorios, debiendo ser trasladadas en vehículos distintos y/u otros viajes.
- La velocidad máxima del vehículo será de 6 km/h.
- Para la descarga del material explosivo se deberá apagar el motor del vehículo y descargar en cantidades máximas de 25 kilos.
- No fumar ni llevar radio o materiales inflamables cuando traslades los explosivos.

DISCUSIONES.

1. Diseño de malla de perforación, con el nuevo diseño de malla se reduce 1 taladro de rimado ($\text{Ø}102\text{mm}$) y 1 un taladro de producción de $\text{Ø}45\text{mm}$, dejando de perforarse 21ft por voladura y ahorrándose 6.3 U.S.\$/voladura.
2. La cantidad de kilos de explosivo se reduce de 71.56kg a 64kg.
3. El costo en explosivos y accesorio se reduce de 249 U.S.\$ a 228 U.S.\$ optimizándose 21 U.S.\$ por Voladura o 7 U.S.\$/m.
4. El factor de carga se reduce de 1.31 kg/m³ a 1.17kg/m³.
5. La carga operante que por definición es kilogramos máximos por retardo que detonan en un mismo tiempo, también se redujo de 4.98 hasta 3.69 kg. Máximo por retardo.
6. Factor de Energía mega Julios por tonelada se reduce de 1.59 a 1.42 MJ/ton.
7. El pintado de malla de perforación se ejecuta por el principio de compas en la corona (se implementa los tubos reticulados, este tubo es de PVC contamos en las labores para insertar en los taladros de arrastre)

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CONCLUSIONES:

De haber diseñado e implementado la malla de perforación se tiene las siguientes conclusiones:

1. La sobre excavación que se tiene en consorcio minero horizonte es significativo, Rp2705 aplicándose voladura controlada de recorte se logró reducir la sobreexcavación de 31% a 12%, teniendo como permitido hasta 15%.
2. En cuanto a eficiencia de Voladura se logra optimizar el avance al 98%, que representa 3.10m de 3.20m de perforación efectiva.
3. El shotcrete para el sostenimiento;
 - a. Para 31% de sobreexcavación promedio se requiere 4.1m³ de shotcrete.
 - b. Para 12% de sobreexcavación reducida se requiere 3.51m³ de shotcrete.

Por tanto se optimiza 0.6m³ de Shotcrete, vale decir 12.16 U.S.\$/m.

4. Se perfora 56 taladros con diámetro de 45mm. y 03 taladros de alivio de 102 mm, 10 taladros de amortiguación en el contorno, 43 taladros Cargados, para una sección de 16.73 m² y para una roca mala IV, que justifica una buena eficiencia de la voladura con 95%.
5. Al reducir la Carga operante de 4.98 a 3.69 kg. Máximo por retardo, se logró reducir la velocidad Pico partícula de 29.66mm/s hasta 7.29mm/s, por ende, también se reduce los niveles de vibración que causa a la roca circundante. (ver página 110 y 116)
6. La carga operante que se registra en los taladros de contorno antes de implementar la nueva malla de perforación registraba 4.15 y 4.98 kg. Max. por Retardo con una energía 8.80 y 10.56MJ por Retardo respectivamente. Esta cantidad energía en los

taladros genera una presión de Taladro de 90MPa, lo cual está por encima de 75MPa que es la resistencia dinámica a la tracción de la roca. Por ello se genera rompimiento de hasta 40 cm de intenso fracturamiento en el contorno inmediato de la voladura. (ver página 84 y 112).

7. Implementando la nueva malla de perforación, la carga operante que se registra en los taladros de contorno es 1.88 y 2.50 kg. Max. por Retardo con una energía 3.23 y 4.30MJ por Retardo respectivamente. Esta cantidad energía en los taladros genera una presión de Taladro de 62MPa, lo cual está por debajo de 75MPa que es la resistencia dinámica a la tracción de la roca. Aun así, tenemos rompimiento de hasta 25 cm de intenso fracturamiento en el contorno inmediato de la voladura. (ver página 85 y 118).

RECOMENDACIONES:

1. Para mantener los indicadores dentro del estándar es muy importante el control y la dosificación de carga explosiva por taladro ya que se puede notar que esto es un buen control para poder minimizar los costos en perforación y voladura.
2. Se recomienda usar tacos de arcilla en todos los taladros para que se pueda emplear mejor la energía del explosivo.
3. Sugiero que la operación unitaria de perforación y voladura en frentes de avance debe implementarse el empleo de malla de perforación diseñada y constante monitoreo de vibraciones, luego de validarlo a través de un estudio experimental, de tal manera que este material pueda servir para mejorar en la eficiencia de la voladura.

4. Para tener un buen resultado el personal de la labor debe estar capacitado y entrenado y los equipos y maquinarias que se utiliza debe estar en óptimas condiciones.
5. Mantener el paralelismo de los taladros utilizando los guidores, de acuerdo al diseño de malla de perforación y controles con monitoreo de vibraciones, para obtener la buena distribución de energía en el macizo rocoso.
6. El RMR debe ser actualizado diariamente por el Departamento de Geomecánica de la Compañía.
7. La voladura con recorte, tiene muy buenos resultados para disminuir el daño generado al macizo rocoso en contorno de la labor, por lo que esta buena práctica debe ser realizada de forma continua y en todas las labores.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA.

1. Exsa (2010). *Manual práctico de voladura*. Lima. 4ta. Edición.
2. Famesa. (2014). *Productos explosivos y accesorios*. Lima.
3. Hoek and Brown (1990). *Excavaciones subterráneas en roca*. Nueva York. Edit. Mc Graw Hill.
4. Ingemmet.(2000). *Geología del Cuadrángulo de Patáz*. Lima.
5. López Jimeno C.(1998). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid. Instituto Tecnológico de España.
6. Sherpenisse C. (2015). *Diseño y evaluación de voladura controlada y pre corte*. Mexico. Edit. Limusa
7. Vidal Sánchez E. (2005). *Apuntes del curso de Ingeniería de explosivos*. Lima. Sección Minas PUCP.

ANEXO

1. MATRIZ DE CONSISTENCIA.

"MODELAMIENTO DE VIBRACIONES PARA REDUCIR Y CONTROLAR EFECTOS POR VOLADURA EN LA RAMPA-2705 UNIDAD MINERA PARCOY - CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A."

PROBLEMA	OBJETIVOS	MARCO TEÓRICO	HIPÓTESIS	VARIABLES E INDICADORES	METODOLOGÍA
<p>PROBLEMA PRINCIPAL ¿Por qué se produce la sobreexcavación por la voladura de rocas en labores de preparación en la Unidad Minera Parcoy?</p> <p>PROBLEMAS SECUNDARIOS</p> <p>a.- ¿Cómo influye las vibraciones en la sobre excavación de labores de preparación Rampa 2705?</p> <p>b.- ¿En qué medida el diseño de malla de perforación y voladura influyen en la excavación de las labores de preparación?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL. Conocer el nivel de vibraciones en la voladura de rocas en labores de preparación en la Unidad Minera Parcoy.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</p> <p>a) Determinar el nivel de vibraciones en la sobre excavación de labores de preparación Rampa 2705.</p> <p>b) Determinar el diseño de la malla adecuada de perforación y voladura en el control de la sobreexcavación de labores de preparación.</p>	<p>MARCO CONCEPTUAL</p> <p>-Introducción: Las voladuras provocan siempre daño a la roca circundante incrementando la sección de la labor conocido como sobre excavación que para su estabilización se necesitará el uso de un determinado tipo de sostenimiento. El daño es mayor en las rocas de clase regular a mala por lo que debe evaluarse varios parámetros de la perforación voladura y que para su análisis se recurre al modelamiento de las vibraciones registrados en campo.</p>	<p>HIPOTESIS PRINCIPAL: Se producen vibraciones en la voladura de rocas en labores de preparación en la Rp2705</p> <p>HIPÓTESIS SECUNDARIA</p> <p>a) Las vibraciones influyen en la sobre excavación de la Rampa 2705.</p> <p>b) El diseño de malla de perforación y voladura influyen en la excavación de la Rp2705.</p>	<p>VARIABLE INDEPENDIENTE Características geomecánicas del macizo rocoso en el tramo Rp2705.</p> <p>INDICADORES RQD (%) RMR Q (%) GSI (grado fracturamiento).</p> <p>VARIABLE DEPENDIENTE Geometría del disparo, reducción carga operante y secuenciamiento de periodo de tiempo.</p> <p>INDICADORES -Malla de perforación (N° de taladros). -Tipo de explosivo (% de potencia). -Factor de carga (Kg/m³). -Factor de potencia (Kg/TM). -Carga Operante (kg máx./retardo) -Sobre excavación (m³)/m.l). -VPP(Velocidad Pico Partícula) -Software de modelamiento. -Costo unitario (US \$/m.l). -Longitud de avance (m)</p>	<p>1. TIPO DE INVESTIGACIÓN. Aplicada.</p> <p>2. NIVEL INVESTIGACIÓN. Descriptivo-Correlacional</p> <p>3. MÉTODO. Deductivo-inductivo</p> <p>4. DISEÑO No experimental-Transversal</p> <p>5. POBLACION. Unidad minera Parcoy</p> <p>6. MUESTRA. Rampa-2705</p> <p>Tamaño de muestra: Monitoreo de vibraciones Rampa-2705</p> <p>Selección de muestra: Muestreo aleatorio.</p> <p>7. TÉCNICAS Observaciones y mediciones de campo.</p> <p>8. INSTRUMENTOS: formatos de reporte de perforación voladura, avance y reportes de operación por guardia, reporte de consumo de explosivos, medidor de vibraciones (sismógrafo, computadora y software simulador).</p> <p>Análisis e Interpretación: Estadística descriptiva.</p>

2. FOTOGRAFIAS.

Carga desacoplada y espaciada (taladros de contorno)



Taladros de Arranque con 3 rimados



Perforación de lo taladros de contorno



Resultado de Voladura PR2705



Equipo sismográfico para monitoreo de vibraciones

