

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC**

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS**



**“DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS PARA LA
APLICACIÓN DE LA VOLADURA DE PRECORTE EN
LABORES DE DESARROLLO EN CONSORCIO MINERO
HORIZONTE S.A”**

Bach. GERMAN SALAS YALLI

Abancay, Septiembre del 2014

PERÚ

UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAELA BASTIDAS DE APURIMAC	
CÓDIGO	MEN
TIMI S 2014	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	05 FEB. 2015
Nº DE INGRESO:	00407

GERMAN SALAS YALLI



**“DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS PARA LA
APLICACIÓN DE LA VOLADURA DE PRECORTE EN
LABORES DE DESARROLLO EN CONSORCIO MINERO
HORIZONTE S.A”**

Tesis presentada a la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería para obtener el título de Ingeniero de Minas.

Asesor: Ing. Edgar Huacac Farfán

Abancay, Septiembre del 2014

PERÚ

DEDICATORIA

Germán Salas Yalli.

A Dios, que en su infinita misericordia derrame bendiciones a mi hogar, iluminando mi camino y que siempre está a mi lado, a mis padres Pablo German y Eusebia, por su tenacidad y fortaleza por sacarnos profesionales y apoyo en momentos difíciles, a mis hermanos Mitha, Elvio, Rosmery, Elisban, Milayda, Sunilda, Yerson y Jhean Pier por su apoyo incondicional.

AGRADECIMIENTO

- ✓ Especial agradecimiento al personal de la Compañía Minera Consorcio Minero Horizonte S.A., al Superintendente SSOMA Ing. José Luis Carrión Pérez, por brindarme el espacio para desenvolverme y crecer profesionalmente.
- ✓ De la misma forma expreso mi sincero agradecimiento a los ingenieros que conforman la Superintendencia SSOMA, Juan Raffo Pérez, José Yzique Miguel, Javier Auccahuasi Almidón, Dennis Mercado Olaya, Hertz Abt, por brindarme su conocimientos y apoyos en mi formación profesional, quien durante mi estadía compartieron conmigo sus conocimientos y experiencias que finalmente hoy se materializan en el presente trabajo.
- ✓ A mi Asesor Ing. Edgar Huacac Farfán por su apoyo desinteresado y guía para la realización de este trabajo.
- ✓ A todos los catedráticos de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, por compartir su conocimiento y su experiencia en mi formación profesional.

German Stalas Yalli.

SUMARIO

LISTA DE CUADROS

LISTA DE FIGURAS

LISTA DE SIMBOLOS

RESUMEN

ABSTRACT

CAPÍTULO I.....	1
1. GENERALIDADES.....	1
1.1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.2. ASPECTOS GENERALES.....	3
1.2.1. Ubicación política y geográfica.....	3
1.2.2. Accesibilidad.....	5
1.2.3. Fisiografía.....	6
1.2.4. Clima.....	6
1.2.5. Topografía.....	6
1.2.6. Recursos.....	7
1.2.6.1. Recursos energéticos.....	7
1.2.6.2. Recursos humanos.....	7
1.2.6.3. Recursos hídricos.....	9
1.2.6.4. Flora.....	10
1.2.6.5. Fauna.....	10
1.2.7. Organigrama.....	11
CAPITULO II.....	13
2. ASPECTOS GEOLÓGICOS.....	13
2.1. GEOLOGÍA GENERAL.....	13
2.2. GEOLOGÍA REGIONAL.....	14
2.2.1. Estratigrafía.....	15
2.2.1.1. Rocas sedimentarias.....	15
2.2.1.2. Rocas metamórficas.....	17
2.2.1.3. Rocas volcánicas.....	18

2.2.1.4. Rocas intrusivas.....	18
2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	20
2.3.1. Plegamiento	21
2.3.2. Fallamiento.....	21
2.3.2.1. Sistema de fallamiento NW-SE	21
2.3.2.2. Sistema de fallamiento NE-SW a NS.....	22
2.3.2.3. Sistema de fallamiento principal E-W.....	22
2.4. GEOLOGÍA LOCAL	23
2.4.1. Afloramiento de las estructuras mineralizadas.....	24
2.4.2. Alteraciones.....	24
2.5. GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	25
2.5.1. Características del yacimiento.....	25
2.5.2. Tipo y forma del yacimiento	26
2.5.3. Paragénesis	27
2.5.4. Mineralogía	27
2.5.5. Clasificación de minerales	28
2.5.6. Control mineralógico.....	29
2.5.7. Clasificación del mineral.....	29
2.6. RESERVAS MINERALES	30
CAPÍTULO III	32
3. DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES MINERAS	32
3.1. ANTECEDENTES	32
3.2. TIPO DE MINA.....	35
3.3. MINADO Y PRODUCCIÓN	35
3.3.1. Zonas de operación.....	36
3.3.2. Perforación	37
3.3.3. Voladura	37
3.3.4. Sostenimiento	38
3.3.5. Ventilación	42
3.3.6. Acarreo y transporte.....	44
3.3.7. Relleno hidráulico	45

CAPÍTULO IV	46
4. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO DE LA RAMPA 929 SUR MINA ROSA PROFUNIZACION	46
4.1. MECÁNICA DE ROCAS	46
4.1.1. Concepto de la mecánica de rocas.....	47
4.2. CAMPO DE APLICACIÓN DE LA MECÁNICA DE ROCAS	48
4.3. EL MACIZO ROCOSO.....	49
4.3.1. Estudios factores geológicos	50
4.3.1.1. Factor litoestratigráficos	50
4.3.1.2. Factor geoes estructural	51
4.3.1.3. Factor geomorfológico	52
4.3.1.4. Factor hidrogeológico.....	52
4.3.1.5. Factor geodinámico	53
4.3.1.6. Factor geomecánica.....	53
4.4. GEOMECAÁNICA	54
4.4.1. Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	54
4.4.2. Objetivos de la clasificación geomecánica.....	55
4.4.3. Sistema de valoración del macizo rocoso - Bieniawski (RMR).....	56
4.4.4. Sistema de Q de Barton.....	63
4.4.5. Clasificación del GSI	66
4.5. APLICACIÓN DE LOS SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN PARA LA ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES.....	68
4.5.1. Máximo abertura de las excavaciones.....	68
4.5.2. Tiempo de auto sostenimiento	68
4.5.3. Estabilidad del macizo rocoso.....	69
4.6. CARACTERIZACIÓN GEOMECAÁNICA DE LA RAMPA 929 SUR MINA ROSA PROFUNDIZACION	70
CAPÍTULO V	73
5. DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS PARA LA APLICACIÓN DE LA VOLADURA DE PRECORTE EN CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.....	73
5.1. VOLADURA CONTROLADA	73
5.2. TEORÍA DE LA VOLADURA CONTROLADA	74

5.3. IMPORTANCIA DE LA VOLADURA CONTROLADA	75
5.4. VENTAJAS DE LA VOLADURA CONTROLADA.....	76
5.5. TÉCNICAS BÁSICAS DE VOLADURA CONTROLADA.....	77
5.6. VOLADURA CONTROLADA DE PRECORTE.....	78
5.6.1. Objetivos	79
5.6.2. Mecanismo de precorte	79
5.6.2.1. Efecto de una explosión en un barreno	80
5.6.2.2. Explosión simultánea en dos barrenos cercanos	82
5.6.3. Ventajas.....	84
5.6.4. Desventajas.....	84
5.6.5. Parámetros importantes para voladura controlada de precorte	85
5.6.5.1. Presión de taladro	85
5.6.5.2. Desacoplado de la carga explosiva.....	87
5.6.5.3. Espaciamiento de la carga explosiva.....	89
5.7.1. Definición de explosivo	91
5.7.2. Características ambientales de los explosivos.....	91
5.7.2.1. Sensibilidad	92
5.7.2.2. Resistencia al agua.....	93
5.7.2.3. Vapores.....	96
5.7.2.4. Flamabilidad	97
5.7.2.5. Resistencia a la temperatura	97
5.7.2.6. Resistencia al frío	98
5.7.3. Características de los explosivos.....	98
5.7.3.1. Sensibilidad	98
5.7.3.2. Velocidad de detonación	99
5.7.3.3. Presión de detonación.....	100
5.7.3.3. Densidad	101
5.7.3.4. Brisance o poder rompedor	102
5.8. SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA EN LA EJECUCIÓN DE LABORES DE DESARROLLO EN CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A	102

5.8.1. Explosivos	103
5.8.2. Accesorios de voladura	107
5.9. EQUIPO DE PERFORACIÓN EN LA LABORES DE DESARROLLO EN CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.....	112
5.9.1. Errores en frecuentes en el proceso de perforación.....	114
5.10. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PARA LA APLICACIÓN DE LA VOLADURA DE PRECORTE.....	115
5.10.1. Calculo de parámetros de perforación y selección del explosivo en la voladura de precorte.....	120
5.11. EVALUACIÓN ECONÓMICA	130
CAPÍTULO VI	132
6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	132
6.1. CONCLUSIONES	132
6.2. RECOMENDACIONES.....	134
BIBLIOGRAFÍA	

LISTA DE CUADROS

Cuadro 1 - 1: Accesibilidad vía terrestre a la U.E.A Acumulación Parcoy N°1	5
Cuadro 1 - 2: Accesibilidad vía aérea a la U.E.A Acumulación Parcoy N°1	5
Cuadro 1- 4: Fuerza laboral C.M.H.S.A.....	8
Cuadro 2-1: Resumen de reservas mineras en C.M.H S.A.....	30
Cuadro 2-2: Resumen de recursos mineros en C.M.H S.A.....	31
Cuadro 4 - 1: Índice de calidad de roca.....	57
Cuadro 4 - 2: Grado de meteorización de la masa rocosa.....	60
Cuadro 4- 3: Cartilla valorización de macizo rocos según RMR.....	61
Cuadro 4- 4: Código de colores de acuerdo al macizo rocoso en C.M.H S.A.....	61
Cuadro 4 - 5: Valorización de la roca según la clasificación de Barton.....	65
Cuadro 4 - 6: Valorización del RMR en la RP929S - Mina Rosa Profundización.....	72
Cuadro 5- 1: Sensibilidad de los explosivos.....	93
Cuadro 5 - 2: Resistencia al agua.....	95
Cuadro 5 - 3: Calidad de vapores.....	96
Cuadro 5 - 4: Resistencia a la temperatura.....	97
Cuadro 5 - 5: Velocidad de detonación de los explosivos.....	100
Cuadro 5 - 6: Presión de detonación.....	101
Cuadro 5- 7: Características técnicas dinamita Semexsa.....	104
Cuadro 5- 8: Presentación dinamita Semexsa.....	104
Cuadro 5- 9: Características técnicas dinamita ExsaBock.....	105
Cuadro 5-10: Presentación dinamita ExsaBlock.....	105

Cuadro 5-11: Características técnicas dinamita ExaDit.....	106
Cuadro 5-12: Presentación dinamita ExaDit.....	107
Cuadro 5-13: Características técnicas Pentacord.....	107
Cuadro 5-14: Presentación Pentacord.....	108
Cuadro 5-15: Presentación Carmex.....	108
Cuadro 5-16: Características técnicas Carmex.....	109
Cuadro 5-17: Características técnicas Mecha de Seguridad.....	109
Cuadro 5-18: Características técnicas Conector.....	110
Cuadro 5-19: Características técnicas Mecha Rápida.....	111
Cuadro 5-20: Presentación Mecha Rápida.....	111
Cuadro 5-21: Relación de distancia de taladros.....	117
Cuadro 5-22: Relación de coeficiente de la roca.....	117
Cuadro 5-23: Calculo del burden por secciones.....	118
Cuadro 5- 24: Costos de Sostenimiento.....	130
Cuadro 5- 25: Costos de Transporte.....	131
Cuadro 5- 26: Costos de Extracción.....	131

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - 1: Muestra la ubicación geográfica del distrito de Parcoy.....	4
Figura 1 - 2: Vista panorámica del anexo de Retama	4
Figura 1 - 4: Balance integral de agua C.M.H S.A.....	9
Figura 1 - 5: Organigrama CMH S.A.....	12
Figura 3 - 1: Lanzado de shotcrete vía seca.....	39
Figura 3 - 2: Sostenimiento con pernos helicoidales y malla electrosoldada.....	40
Figura 3 - 3: Forma de trabajo de los pernos hydrabolt.....	42
Figura 3 - 4: Balance general de aire zona norte.....	43
Figura 3 - 5: Acarreo de desmonte para relleno del tajo.....	45
Figura 4 - 1: Cartilla de recomendación geomecánica en C.M.H S.A.....	62
Figura 4 - 2: Cartilla de valorización del macizo rocoso según GSI en C.M.H S.A.....	67
Figura 4 - 3: Cartilla para determinar el tiempo de auto sostenimiento.....	69
Figura 5- 1: Grietas radiales por la acción de los taladros precorte.....	78
Figura 5- 2: Proceso de explosión simultánea en dos barrenos cercanos.....	83
Figura 5- 3: Carga desacoplada.....	89
Figura 5- 4: Cartucho de dinamita espaciada con aire libre y cordón detonante.....	89
Figura 5 - 5: Cartuchos espaciados a distancias variables con cordón detonante sobre una media caña.....	90
Figura 5 - 6: Muestra el proceso de perforación de los taladros de precorte.....	113
Figura 5 - 8: Diseño del arranque y distribución del burden por secciones.....	119
Figura 5 - 9: Diseño del arranque y distribución del espaciamiento por secciones.....	119

LISTA DE SIMBOLOS

RMR	Índice de la masa rocosa	
RQD	Índice de la calidad de la roca	
GSI	Índice de resistencia geológica	
ESR	Factor de reducción de excavación	
Pb	Presión dentro del taladro	psi
ρ	Densidad del explosivo	gr/cm ²
D	Velocidad de detonación del explosivo	psi/seg
S	Espaciamiento entre taladros	pulg
T	Resistencia tensional dinámica de la roca	psi
B ₁	Burden	m
E	Espaciamiento	m
D	Diámetro del taladro	mm
β	Desviación angular	mm/m
α	Desviación en el empate	mm
H	Profundidad de taladro	m
CR	Relación de acoplamiento	
rc	Radio de carga columna o explosivo	pulg
rb	Radio del taladro	pulg

RESUMEN

Con el avance tecnológico la minería, se ha visto obligado a mejorar el proceso productivo esto significa incrementar el tonelaje de producción.

El problema se centra en la sobre excavación de las labores por la excesiva concentración de carga explosiva en el área del disparo, por el cual se incrementa los costos de producción (sostenimiento, voladura secundaria, transporte y el proceso metalúrgico).

La finalidad de la voladura precorte es minimizar el daño del macizo rocoso y controlar la excavación de la labor, el cual consiste en crear un plano de fractura en el macizo rocoso, antes que los taladro de producción hayan sido iniciados. Esto se logra perforando una fila de taladros generalmente de diámetro pequeño, los cuales son cargados con mezclas explosivas desacopladas y espaciadas.

También cabe mencionar que en los últimos años la voladura de precorte se ha generalizado tanto en minería como en obras civiles.

El diseño para aplicación de la voladura de precorte es mediante el ingreso de datos (tipo de la roca, geometría de la excavación, parámetros de perforación y características del explosivo), en la hoja Excel el cual ha sido programado para realizar los cálculos de diseño.

El estudio se realizado en Consorcio Minero Horizonte y está dividido en 6 capítulos que se detallan de manera genérica a continuación:

- ✓ En el Capítulo I, se mencionan los aspectos generales.
- ✓ En el Capítulo II, trata de las características geológicas de la zona de estudio.
- ✓ En el Capítulo III, se muestra de manera detallada los trabajos propios de operación mina que se realiza en Consorcio Minero Horizonte S.A.

- ✓ En el Capítulo IV, trata de la base teórica de la geomecánica, realización del mapeo geomecanico y determinación de calidad del macizo rocoso.
- ✓ En el Capítulo V, Realizamos un análisis detallado de la aplicación de la voladura controlada de precorte, diseño de la malla de perforación y selección del explosivo de acuerdo a la caracterización del macizo rocoso.
- ✓ En el Capítulo VI, definimos las conclusiones y recomendaciones en función a los resultados obtenidos en la investigación.

ABSTRACT

With technological advancement mining, has been forced to improve the production process this means increased production tonnage.

The problem focuses on the work of excavation of the excessive concentration of explosive charge in the shooting area, for which production costs (maintenance, secondary blasting, transport and metallurgical process) increases.

The purpose of the pre-cut blasting is to minimize the damage of the rock mass excavation and control of the work, which is to create a fracture plane in the rock mass, before the production bore were initiated. This is achieved by drilling a row of holes generally of small diameter, which are loaded with explosive mixtures disengaged and spaced.

Also worth mentioning that in recent years the explosion of pre cut has become so widespread in mining and civil works.

The design for application of the blast is precut by entering data (rock type, geometry of the excavation, drilling parameters and characteristics of the explosive) in Excel sheet which has been programmed to perform design calculations.

The study was conducted in Consorcio Minero Horizonte and is divided into 6 chapters listed generically below:

- ✓ In Chapter I, the general aspects are mentioned.
- ✓ Chapter II, deals with the geological features of the study area.
- ✓ In Chapter III, we show in detail the work of mine own operation performed in Consorcio Minero Horizonte S.A.

- ✓ In Chapter IV, is about theoretical basis of geomechanics, conducting geomechanical mapping and determination of rock mass quality.
- ✓ In Chapter V, perform a detailed analysis of the application of controlled blasting pre cut mesh design drilling and explosive selection according to the characterization of the rock mass.
- ✓ In Chapter VI, we define the conclusions and recommendations based on the results obtained in the investigation.

CAPÍTULO I

1. GENERALIDADES

1.1. INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A es un yacimiento aurífero de tipo hidrotermal, donde las estructuras mineralizadas se presentan en vetas. La producción principal de mineral es el oro. El yacimiento viene siendo explotado mediante el método de explotación de corte y relleno ascendente, este método se caracteriza por ser de menor costo de producción.

El área de operación de Consorcio Minero Horizonte está distribuida en tres 3 zonas: Zona Norte (Mina Milagros, Lourdes, Encanto y Rosa Orquídea), Zona Sur (Mina Victoria, Rosa Sur, Candelaria y Candelaria Profundización) y Zona Profundización (Mina Balcón y Rosarito).

En las labores de desarrollo, el proceso de perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas y equipos mecanizados. Para la limpieza del desmonte y mineral se utilizan equipos LHD, mientras que el sostenimiento en las labores de desarrollo se realiza con malla electrosoldada, pernos hydrabolt y shotcrete.

Considerando que la mayor parte de los costos radica en las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas, se requiere mejorar cada vez más utilizando las técnicas modernas de voladura.

El objetivo de la tesis es contribuir al desarrollo de los conocimientos actuales en voladura de precorte y su aplicabilidad en las operaciones mineras. El estudio está orientado básicamente a tres aspectos muy importantes: el primero, caracterización del macizo rocoso: el segundo, la determinación de los parámetros de perforación y voladura y tercero, la elección del explosivo adecuado para la realización de un trabajo determinado minimizando el daño al macizo rocoso circundante a la excavación.

Los puntos más importantes que se deben considerar cuando se hacen voladuras son:

- ✓ Conseguir una mayor eficiencia en la perforación y voladura para controlar la sobre excavación.
- ✓ Lograr un adecuado grado de fragmentación de la roca, de tal modo que se obtenga un costo mínimo combinado las operaciones de carguío, transporte, chancado y molienda del mineral.
- ✓ Minimizar el daño al macizo rocoso en su entorno permitiendo una operación sin riesgos.

1.2. ASPECTOS GENERALES

1.2.1. Ubicación política y geográfica

La Unidad Económica Administrativa Acumulación Parcoy N°1, de Consorcio Minero Horizonte S.A, se encuentra ubicada en el anexo de Retamas, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Departamento La Libertad.

Se encuentra situada a 1 204 km al Norte de Lima, sobre el Flanco Oriental de la Cordillera de los Andes y pertenece a la Cuenca Hidrográfica del Marañón. De acuerdo a la carta geológica del Instituto Geológico; “Hoja de Tayabamba” (17-I), las áreas de operación están cerca a los poblados de Retamas, la Soledad, Parcoy, Lúcumas y Llacuabamba.

Coordenadas Geográficas

- ✓ Longitud: 72° 28' 00" Oeste
- ✓ Latitud: 08° 01' 00" Sur
- ✓ Altitud: 2,750 m.s.n.m
- ✓ Zona: 17
- ✓ Franja: M

Coordenadas UTM

- ✓ Datum: PASD 56
- ✓ Este: 227174.02 m ,
- ✓ Norte: 9112920.35 m
- ✓ Cota: 2,750 m.s.n.m

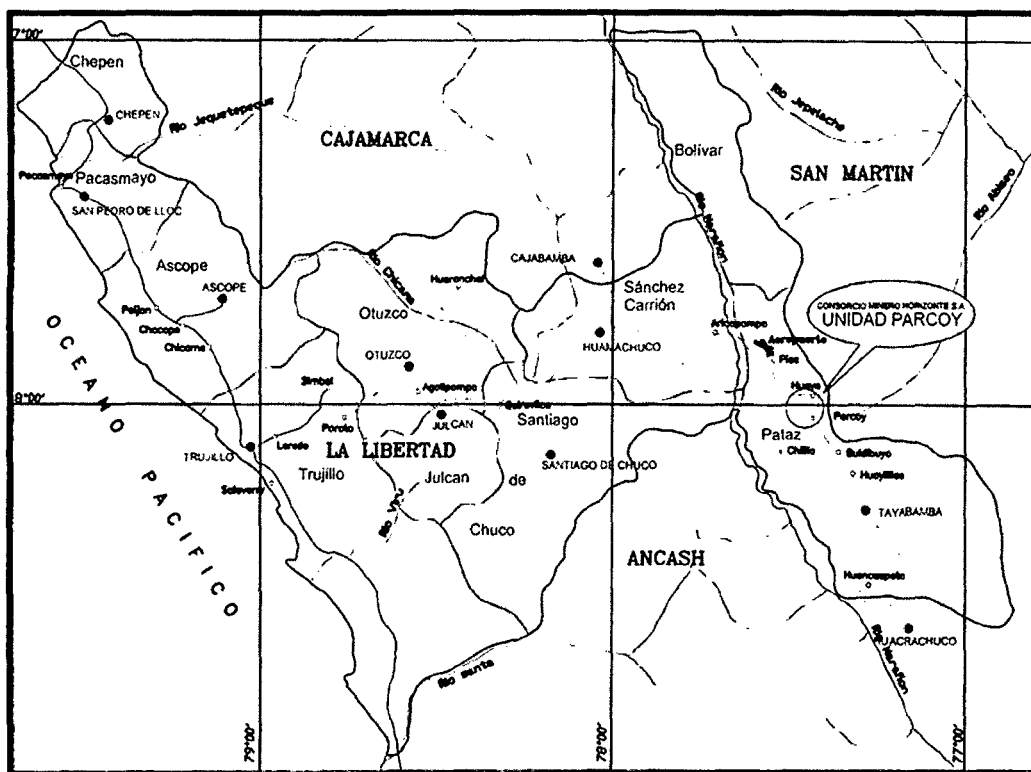


Figura 1 - 1: Muestra la ubicación geográfica del distrito de Parcoy

Fuente: Propia

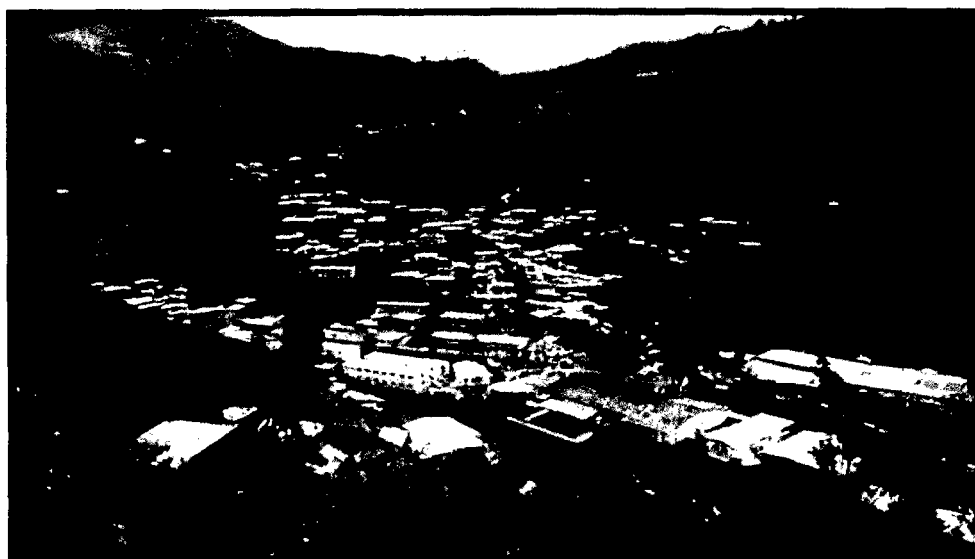


Figura 1 - 2: Vista panorámica del anexo de Retama

Fuente: Propia

1.2.2. Accesibilidad

La accesibilidad a la U.E.A Acumulación Parcoy N°1, de Consorcio Minero Horizonte se efectúa por vía aérea y terrestre:

Por Vía Terrestre: El acceso por vía terrestre es el siguiente:

TRAMO	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (Hr)	TIPO DE ACCESO
Abancay-Lima	960	17	Asfaltado
Lima-Trujillo	569	9	Asfaltado
Trujillo - Chagual	440	19	Carretera afirmada
Chagual-Retamas	40	3	Carretera afirmada
Total	2009	48	

Cuadro 1- 1: Accesibilidad vía terrestre a la U.E.A Acumulación Parcoy N°1

Fuente: Propia

- ✓ **Por Vía Aérea:** El acceso por vía aérea se realiza en avioneta, hasta llegar a un aeródromo, ubicado en la playa de la laguna de Pías.

TRAMO	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (Hr)
Cusco → Lima	1 165	1
Lima → Trujillo	560	0.75
Trujillo → Pías	540	0.75
Total	2 265	2.5

Cuadro 1 - 2: Accesibilidad vía aérea a la U.E.A Acumulación Parcoy N°1

Fuente: Propia

1.2.3. Fisiografía

El yacimiento se encuentra en el Flanco Oriental de la Cordillera de los Andes, Región de La Libertad. Así mismo corresponde a la unidad de valles interandinos, se observan valles agudos y profundas quebradas formadas por la erosión glacial y fluvial, que a la fecha están en proceso de estabilización.

Así mismo se encuentra el río Parcoy, que desemboca hacia el Noreste, pasando por la laguna de Pías, para luego desembocar en el río Marañón y que finalmente llega al río Amazonas.

1.2.4. Clima

El clima en esta región es templado y seco característico de la región quechua, entre los meses de Abril y Octubre, con fuerte calor durante el día llegando a los 22 °C y moderadamente frío durante la noche con 15 °C.

1.2.5. Topografía

El relieve topográfico que presenta la Región de La Libertad, es sumamente abrupto, pues el río Marañón ha formado un valle profundo en forma de “V”. Así mismo presenta por su margen derecha conformada por la quebrada el Molino, Lanchis, Talpito, que han formado valles profundos, con rumbos casi perpendiculares a la trayectoria del río Marañón, formando un valle interandino con taludes laterales que tienen pendientes, fuertes desembocando en la laguna Pías.

1.2.6. Recursos

1.2.6.1. Recursos energéticos

Consortio Minero Horizonte cuenta con una central de generación eléctrica propia en donde se tienen instalados 8 grupos electrógenos Diesel Caterpillar, con una capacidad de 5,270 kW de potencia efectiva, el cual es distribuida a la unidad y campamentos, así mismo están ubicadas 5 compresoras con motores eléctricos con una capacidad instalada de 5,074 CFM, desde donde abastece a sus unidades de producción.

- ✓ Central de generación eléctrica Pías 1.
- ✓ Central de generación eléctrica Pías 2.

1.2.6.2. Recursos humanos

Entre los centros poblados más cercanos a Consortio Minero Horizonte, se encuentra el pueblo de Retamas- Parcoy, Llacuabamba, Niñabamba, Niñobamba, Pataz, Antapita, que cada uno de ellos tiene su propia autoridad que la representanta (presidente y/o alcalde). Además cuenta con servicios básicos como: carreteras afirmadas, alumbrado público, agua, desagüe y centro de salud.

Consortio Minero Horizonte cuenta con una fuerza laboral 2327 trabajadores entre empleados y colaboradores (Mano de Obra), como se detalla en el siguiente cuadro.

Nº	Descripción Del área	Nº Personas
1	Obras civiles	266
2	Mina	739
3	Protección interna	160
4	Superintendencia de gestión de operaciones	164
5	Planta	73
6	Geología	130
7	Recursos humanos	123
8	Mantenimiento general	146
9	Desarrollo mina	162
10	Seguridad minera, salud ocupacional	56
11	Planeamiento e ingeniería	37
12	Logística	46
13	Laboratorio químico	18
14	Laboratorio metalúrgico	8
15	Energía y control de procesos	53
16	Geomecánica	53
17	informática	16
18	Medio ambiente	19
19	Contabilidad	8
20	Directorio	8
21	Finanzas seguros y tesorería	15
22	Gerencia de administración	2
23	Gerencia de logística	2
24	Gerencia de operaciones	3
25	Gerencia general	6
26	Legal	6
27	Servicios generales	8
Total		2 327

Cuadro 1- 4: Fuerza laboral C.M.H.S.A

Fuente: S.I R.R.H.H de C.M.H S.A

1.2.6.3. Recursos hídricos

El agua es abundante en la zona, durante todo el año fluye en forma constante por los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla, con variaciones que en épocas de verano donde baja su caudal y en invierno incrementan, así mismo son recomendables para el consumo doméstico principalmente de Castilla y Mishito.

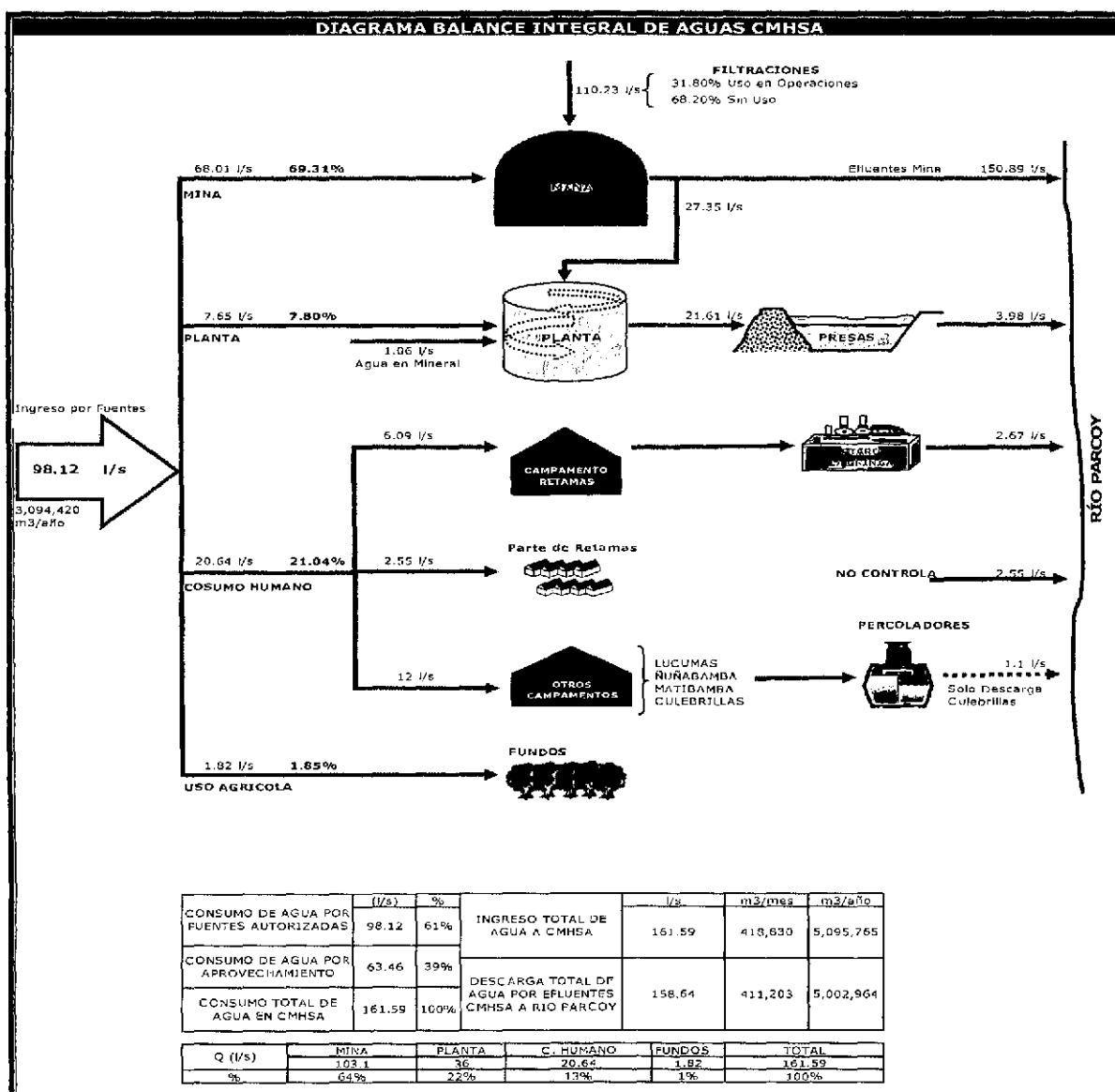


Figura 1- 3: Balance integral de agua C.M.H S.A
 Fuente: Departamento de Medio Ambiente de C.M.H S.A

1.2.6.4. Flora

La presencia de las zonas de vida permite el crecimiento de vegetación que crece tanto en climas templados y cálidos. Las áreas con mayor cobertura y estratos vegetales se presentan en las quebradas, donde existe un bosque dominado Hurangal (*Acacia Macracantha*) por corresponder un bosque seco y ubicado en el estrato vegetal más alto.

La flora situada en los márgenes del río Parcoy y Llacuabamba se caracteriza por presentar arbustos y malezas propias del monte ribereño, hacia las partes altas de la vegetación se hace más común árboles y arbusto dispersos, llegar a gramíneas propias de la zona alto andina. En los estratos vegetales inferiores se encuentran especies herbáceas como el cadillo y la chamana, también se observó la presencia de la especie introducida eucalipto la cual es empleada como leña. Así también se pudo identificar algunas especies de plantas de uso doméstico como son maíz, papa, trigo, cebada, nuña, plátano, etc.

1.2.6.5. Fauna

A pesar que el paisaje cuenta con cobertura vegetal es bastante común, identificar especies de aves presentes en el área de estudio, también se identificó crianza de animales de corral (gallinas, patos), algunos vacunos, cerdos, caballos, todos criados para el uso doméstico; también se pudo observar presencia de fauna en la Laguna Pías, la especie que se logró identificar fue *Cyprinus Carpio* “carpa”. Esta especie es utilizada para la alimentación así también como fuente de ingresos para los pobladores de la zona que pescan y comercializan en el distrito de Parcoy y el anexo de Retamas.

1.2.7. Organigrama

Consortio Minero Horizonte S.A, para su operación en la U.E.A Acumulación Parcoy N°1, está organizado conforme se muestra en el organigrama, presentado en la página siguiente:

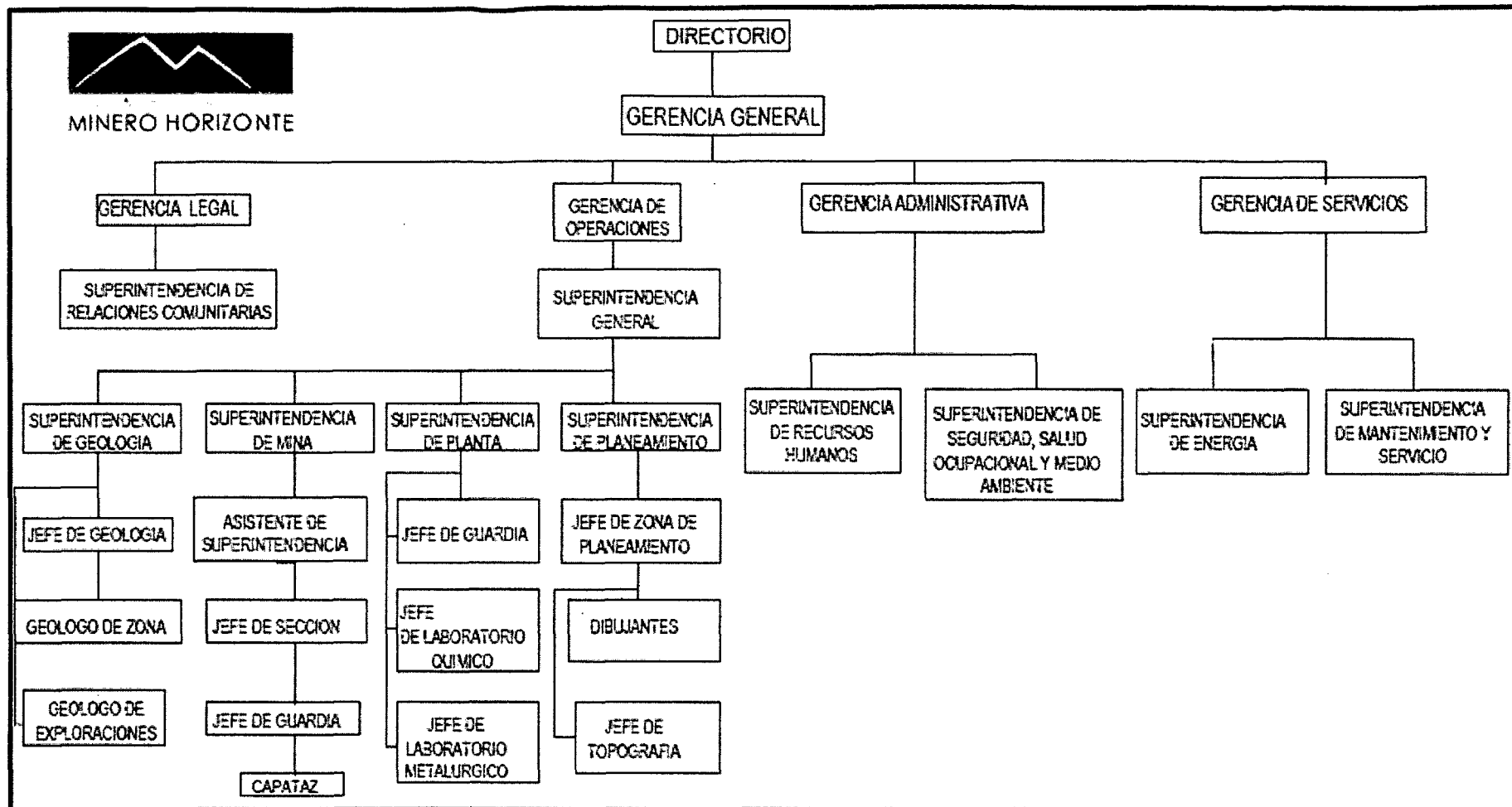


Figura 1- 05: Organigrama

Fuente: R.R.H.H de C.M.H

CAPITULO II

2. ASPECTOS GEOLÓGICOS

2.1. GEOLOGÍA GENERAL

El yacimiento aurífero de Parcoy se localiza en la Región de La Libertad, provincia de Pataz, zona privilegiada con abundancia de oro en vetas, que se extiende hasta la localidad de Buldibuyo.

Está emplazado en las rocas intrusivas del Batolito de Pataz, las que están constituidas por granodioritas, tonalitas y monzogranitos, asociados estructuralmente a una zona de cizallamiento, en donde las vetas están hospedadas en las rocas intrusivas y están constituidas por cuarzo, sulfuros (pirita, galena, esfalerita, arsenopirita, calcopirita), oro libre y electrum.

El sulfuro más importante, es la pirita, siendo la más masiva y fina que contiene el mayor porcentaje de oro.

La alteración de la roca caja es producto, básicamente, de la sericitización y cloritización, así mismo los fluidos mineralizantes son metamórficos de baja salinidad y con temperatura aproximada de 300°C. Todas las características litológicas, estructurales, mineralógicas de tipo fluido sugieren que el yacimiento de Parcoy es orogénico de oro o mesotermal.

2.2. GEOLOGÍA REGIONAL

La geología de la zona de Pataz está compuesta por diferentes series de basamento, con metamorfismo de bajo grado del Proterozoico y Paleozoico inferior a terciario inferior con rocas vulcano – clásticas.

Este basamento está incluido dentro del Batolito de Pataz a lo largo de toda la zona fracturada, su formación se encuentra en la Era Paleozoica, Carbonífero Superior. La fractura que dio lugar a estas pulsaciones magmáticas fue del tipo inverso, producto de esfuerzos de compresión de la tectónica de placas (entre la placa oceánica y la continental), la inyección del magma que fue rellenando a esta falla con rumbo Norte-Sur fue predominante en calco alcalino (granodiorita), pudiéndose detectar con la ayuda de los mapeos geológicos, 80 km de Batolito, teniendo una forma lenticular en sus extremos Sur y Norte, con un ancho variable que va de 3 a 8 km.

El Batolito de Pataz contiene vetas de cuarzo-pirita, donde se encuentra normalmente el oro, asociado a la pirita y en pequeñas proporciones asociado a la galena, esfalerita y arsenopirita, se ha encontrado mineralización en rocas precámbricas y paleozoicas debido a

la intrusión del Batolito, donde se acentúa más esta mineralización es en las calizas pucará en los contactos con el intrusivo y así formando diseminaciones de oro.

El Batolito está controlado por dos grandes fallas regionales una al Noreste que la pone en contacto con el complejo Marañón, formadas por pizarras que corresponden a la formación Contaya, metamorfismo con presencia de pirita fina y se observa también Filitas siendo las rocas más antiguas que se presentan en el metamorfismo de contacto.

La otra falla regional se ubica al Sur-Oeste pone en contacto con las rocas del Paleozoico y Mesozoico de la formación Chota. Dicho Batolito tiene una dirección de N30°W, controlado con cizallas marginales y cabalgamiento de geometría lítrica. La localización del oro a escala local y regional se atribuye en zonas de dilatación con orientación predominante NW – SE. (Ver Anexo N°1: Plano Geológico Regional de la Zona de Parcoy).

2.2.1. Estratigrafía

En el distrito de Parcoy afloran rocas de edades Precámbricas, Paleozoicas, Mesozoicas, Cenozoicas. (Ver Anexo N° 1: Lamina de la Columna Estratigrafía de la Zona de Parcoy).

2.2.1.1. Rocas sedimentarias

La sedimentación del ciclo Andino que es más notoria en la Cordillera Occidental, comienza con las calizas del Grupo Pucará, cubiertas posteriormente por areniscas del Grupo Goyllarisquizga, calizas de la Formación Crisnejas y por las capas rojas de la Formación Chota.

- ✓ **Grupo ambo (Ci-a).**- Constituido por areniscas, lutitas de color gris marrón a verdoso, en capas delgadas, con intercalaciones de conglomerados gris verdoso, duros y compactos en matriz areno arcillosa, se observan algunos afloramientos remanentes en la quebrada del Chorro y Cabana, sobre el Batolito de Pataz. La edad asignada es de 345 MA, perteneciente al Carbonífero – Missisipiano Medio.
- ✓ **Grupo mitu (Ps-m).**- Conformado por conglomerados rojo ladrillo, lutitas, limolitas, cuarcitas rojo brunáceas y cuarcitas gris brunáceas. Hacia el contacto con el Batolito de Pataz se observan riolitas de tono rojizo. Aflora en los caseríos de Tambo, Cabrillas y Pílancon formando una faja paralela al Batolito de Pataz en este sector. El distrito de Parcoy se sitúa sobre un aluvión donde predominan las Capas Rojas del Grupo Mitu, este aluvión cubre al Batolito, observándose remanentes hasta Retamas. Se asignó al Periodo Pérmico superior, 280 Ma.
- ✓ **Grupo pucará (TrJi-p).**- Conformado por calizas grises, negras y gris blanquecinas en bancos gruesos, parcialmente silicificadas y con nódulos de sílice blanco. Se observan como blocks rodados sobre las Capas Rojas y en el cauce y bordes del río Mishito. Aflora en forma paralela al Grupo Mitu, hacia el oeste. Se le ha asignado al Triásico superior, Jurásico Inferior-Superior. 180 Ma.
- ✓ **Formación crisnejas (Ki-cr).**- Consiste de calizas grises a pardas, areniscas calcáreas, lutitas calcáreas, en capas medianas a delgadas. Tiene la misma litología de la Formación Chulec. El contacto superior es una discordancia erosional con los sedimentos clásticos de la Formación Rosa, Chota o Capas Rojas. Aflora en el flanco oeste del río Parcoy, Pías, camino a Pataz, quebrada Condormarca y

Calemar. Potencia estimada de 200 m. Se le ha asignado al período Cretáceo inferior (Albiano 120 MA).

- ✓ **Formación chota (Ksp-ch).**- Consiste de areniscas, limolitas, conglomerados finos en capas delgadas, medianas y gruesas, de color rojo intenso y gris brunáceo, en estratificación irregular. Predominan las capas lenticulares. Aflora en Alpamarca, camino a Pías. El ancho estimado es de 200 m y está asignado al Cretáceo inferior (Albiano Superior-Cenomaniano Inferior. 115 MA.)

2.2.1.2. Rocas metamórficas

El Precambriano corresponde a las rocas del Complejo Marañón, el Hercínico está formado por las pizarras de la Formación Contaya.

- ✓ **Complejo marañón (Pe-cma).**- Constituida por filitas de color verde oliva, textura fina, brillante, con esquistocidad, contiene talco, clorita, sericita, calcita; aflora en Llacuabamba, en el flanco NE y se ha estimado un ancho de 250 m.

Se le conoce también como Metavolcánicos, rocas de grano fino a grande, porfíricos, lavas de color gris a gris verdosa, aflora en el Flanco Este del río Parcoy; potencia estimada 250 m. Como base del complejo tenemos mica, esquistos, rocas foliadas gris verdosa, la foliación grada desde una laminación fina a una esquistocidad somera; con el esquistos están asociadas vetillas de cuarzo de rumbo variable que generalmente cortan la foliación, esto se observa sobre la trocha a la Soledad a la altura de la curva 8 y en el cementerio de Llacuabamba. Se le asigna al Neoproterozoico –Cámbrico.

2.2.1.3. Rocas volcánicas

En el permiano superior tenemos una acumulación volcánica andesítica conocida como volcánico Lavasen, que tiene una amplia distribución en las partes altas de Parcoy, principalmente al Este, margen derecha del río Parcoy.

- ✓ **Volcánico lavasen (Csp-lav).**- Está constituido por bancos macizos, gruesos, casi horizontales, de piroclásticos grisáceos, tufos dacíticos, riolíticos, en menor proporción brechas y tufos andesíticos. Aflora en las cumbres de la margen derecha del río Parcoy, sobre el Complejo Marañón y Batolito de Pataz, el ancho estimado es de 1,500m. Edad: Paleozoico, Período: Carbonífero Superior, Permiano Inferior.

2.2.1.4. Rocas intrusivas

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.

- ✓ **Batolito de Pataz.**- 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 las 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 de 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. Su longitud reconocida en la región es de 80 Km aproximadamente y con un ancho de 3 a 8 Km. En el sector de Parcoy, este macizo rocoso está controlado por dos lineamientos mayores de orientación N30°W. La edad ha sido datada en varios estudios, destacando la data de Schreiber et al (1990), que aplicó el método de $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ definió edades entre 305 Ma. – 321 Ma. Estudios más recientes de Haeberlin et al (1992) por el mismo método, registraron edades entre 322 Ma – 328 Ma.

- ✓ **Depósitos cuaternarios.-** Existen depósitos coluviales sobre el Batolito de Pataz, acompañado de suelos recientes. Se observan acumulaciones de sedimentos fluviales que muestran una deficiente selección granulométrica sin estratificación definida, formando depósitos cuaternarios recientes generalmente de naturaleza ígnea (terrenos de cultivo actuales), en el sector de Cabana, parte inferior de Mishito grandes áreas del batolito están cubiertos por depósitos coluviales hasta el río Llacuabamba.

2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

En el Batolito de Pataz los rasgos más importantes son los fallamientos y en este distrito existen tres etapas estructurales que están bien definidos:

- ✓ La primera etapa pre - mineral.
- ✓ La segunda etapa coetánea con la mineralización.
- ✓ La tercera etapa post – mineral.

Como resultado del primer periodo se formarían las fallas, que se mineralizaron posteriormente con rumbos N10°W a N35°W, con buzamientos 45–69° NE predominantemente y que son formados a partir de fallas más antiguas y complejas, estos son de tipo inversas siniéstrales con aberturas hasta de 15 m (Falla Candelaria).

- ✓ Las fallas pre - minerales son importantes porque cerca de ellos se emplazan los clavos mineralizados y controlan la posición de los yacimientos.
- ✓ Las fallas coetáneas a la mineralización probablemente son reactivadas hasta 4 veces, presentando mayor mineralización.
- ✓ Las fallas post-minerales son aquellas que desplazaron la estructura ya mineralizada, estas son predominantemente normales y dextrales, mientras que las siniéstrales son las que tuvieron mayor desplazamiento, los rumbos están comprendidos a EW, con buzamientos mayores a 70° al Sur, y 60° al Norte.

Las principales estructuras (vetas) de cuarzo – pirita, son: Veta Milagros, Veta Candelaria, Veta Lourdes y Veta Orquídea.

2.3.1. Plegamiento

Los plegamientos son de extensión regional, con eje orientado del SE al NW, presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de estos esfuerzos es de NE a SW. La zona se halla fuertemente fracturada debido al tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de los esfuerzos, que se presentan formando sistemas de fracturamiento local.

El plegamiento fue probablemente consecuencia de un aumento de la velocidad de giro de la placa de Nazca tangencialmente hacia el NE, el mesopermiano registro el levantamiento de la mayor parte de la región andina por una orogénesis que tuvo su eje en el área correspondiente al flanco pacífico de la cordillera occidental a lo largo de la actual región costera. Los pliegues afectan tanto a las capas rojas del Eoceno, como a los arcos volcánicos del Oligoceno y Mioceno.

2.3.2. Fallamiento

La zona presenta tres sistemas de fallas importantes y son los siguientes:

2.3.2.1. Sistema de fallamiento NW-SE

Son fallas postminerales de rumbo paralelo y sub paralelo a la veta originando ensanchamiento, acuñamiento, concentración de valores por la dilatación térmica, creando un campo térmico favorable para la reactivación de mineral, etc. Son de carácter normal y sinextral e inversa.

2.3.2.2. Sistema de fallamiento NE-SW a NS

Son fallas de alto buzamiento al W, se presentan agrupados y se le considera como fallas gravitacionales. Las vetas muchas veces se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal como inverso.

2.3.2.3. Sistema de fallamiento principal E-W

Son fallas mayores de rumbo promedio E –W.

- ✓ Los sistemas de veta se encuentran alineadas en dirección NW, se observa que son paralelas a los sistemas de fallas regionales. Existen dos fallas principales de emplazamiento, la falla al Oeste que limita el intrusivo del Batolito con las secuencias sedimentarias del mesozoico y la falla al Este, que pone en contacto al intrusivo con las rocas volcánicas y sedimentarias, del Complejo Marañón y el Volcánico Lavasen.
- ✓ Las fallas transversales a las regionales de post-mineralización, estas son conocidas en la zona como Falla “H”, Falla “Beta”, Falla “Norte” y Falla “Balcón”, estas dividen al intrusivo en bloques y por lo cual a los diversos basculamiento y esto es evidencia en los diferente buzamiento de las vetas en el Norte, Centro y Sur.
- ✓ La mineralización con presencia de valores altos de Oro, se encuentran en los cambios significativos, en la inclinación de las vetas, así como en la cercanía a las intersecciones de las estructuras. En la zona se presentan 4 clavos mineralizantes y son “Milagros” en la Zona Norte del yacimiento, “Lourdes y Rosa Orquídea” en la Zona Centro y Candelaria en la Zona Sur, presentan longitudes de hasta 400m, con

anchos promedios de 2 metros, su inclinación oscila entre los 35° a 90° siendo el promedio 65° al Este, todas las estructuras prácticamente presentan varios ramaleo o “cola de caballo”, clavos o ensanchamientos, estrangulamientos, splits y sigmoides.

2.4. GEOLOGÍA LOCAL

Es muy común determinar las áreas de colapso a partir de las dos grandes fallas regionales producto de que este Batolito ha estado sujeto a esfuerzos de compresión, por eso la formación de fracturas de cizalla y luego una relajación dio lugar a fracturas de tensión. 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 a rellenado estas fracturas con cuarzo y pirita que posteriormente fueron afectados por fallas diagonales de alto ángulo, esto dio origen a que las vetas presenten un modelo en “Rosario”, también es muy común ver duplicidad de vetas o falsas cajas que muchas veces llevan a la confusión en la explotación y exploración.

El tectonismo que dio origen a las fracturas preexistentes, presenta la forma de un “huso”, como en el caso de la veta Candelaria que realizando su proyección vertical, tiende a unirse a otras vetas en la superficie, presentando una zona de óxidos muy importante. De la misma forma en el mapeo geológico subterráneo las estructuras a medida que se profundiza se van verticalizando, este fenómeno ha determinado que donde hay mejores condiciones de mineralización económico, es cuando las vetas tienen bajo ángulo y van perdiendo valores cuando se hacen más verticales. (Ver Anexo N° 1: Plano Geológico Local de la Zona de Parcoy).

2.4.1. Afloramiento de las estructuras mineralizadas

Los afloramientos de las estructuras mineralizadas en el yacimiento de Consorcio Minero Horizonte no son muy nítidos por la fuerte alteración hipogénica de sus cajas y el fracturamiento superior de la formación de la veta, que permitieron una erosión, las cuales hacen imposible la observación de rasgos geológicos.

2.4.2. Alteraciones

Se puede observar las alteraciones notablemente en las cajas de cada estructura, identificando las siguientes:

- ✓ La sericitización, que se ha reconocido en las diferentes vetas donde se viene trabajando actualmente y estos son de un color blanquecino, untuoso al tacto y que generalmente se observa en los niveles superiores de las vetas, cuando se tiene este tipo de alteraciones dentro de la veta se han encontrado en muchos casos valores del oro con altas leyes, considerándose un control mineralógico muy importante.
- ✓ La propilitización, es muy común encontrarla en este tipo de yacimiento, ligadas a los clavos mineralizados, el cual se caracteriza por ser de color verdosa que contiene pirita en buena cantidad, arsenopirita y calcita diseminada y en vetillas, siendo esta de menor temperatura y que generalmente se encuentra junto a la veta.

2.5. GEOLOGÍA ECONÓMICA

La mineralogía aurífera asociada al Batolito de Pataz, ocurre con mayor incidencia en la Zona Central del Batolito, esto como ya se mencionó es producto del fuerte tectonismo que sufrió esta zona en lo que se refiere a fallamientos, fracturamientos y las buenas condiciones físico químicas favorables para una mineralización como sucede con las vetas Rosa Orquídea, Candelaria, Santa Rosa, Milagros, en cada una de estas vetas se ha observado que los niveles superiores de las vetas son angostas y a medida que se profundiza incrementa su potencia, llegando en ciertos lugares hasta 20 m. Así mismo las leyes de oro que presentan estas vetas y el ancho de sus potencias no han sido las mismas desde sus orígenes puesto que estas vetas se han ido ensanchando y enriqueciendo con los flujos mineralizantes que han ocurrido en diferentes eventos geológicos. Quizás esto explique porque las rocas más antiguas tienen mejores leyes que las rocas más modernas, ya que se han realizado estudios microscópicos de la mineralización, teniendo como principal mineral la pirita con gran contenido de oro, galena, esfalerita también con presencia de oro y calcopirita en menor proporción.

2.5.1. Características del yacimiento

La mineralización consiste en vetas hidrotermales, rellenas de cuarzo, pirita y en menor proporción arsenopirita. Las estructuras se encuentran afectadas por fallas diagonales de alto ángulo, generando el modelo “Rosario” con adelgazamiento y ensanchamiento cuyo rango abarca de 0.5 m a 10 m, así mismo existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en la pirita masiva y de grano muy fino, al igual que hay fallas transversales de corto desplazamiento.

El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de baja.

2.5.2. Tipo y forma del yacimiento

Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos, algunas veces se dan como afloramientos ciegos, en donde las principales vetas de Parcoy están en el cuerpo granodiorítico.

- ✓ Las vetas están oxidadas hasta unos 20 a 30 m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación que alcanza por las leyes observadas en las secciones longitudinales; las rocas de las cajas están cloritizadas, caolinizadas y sericitizadas; algunos de ellos muestran signos de reavivamiento.
- ✓ La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en el sentido horizontal como en el vertical. Es primario, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.
- ✓ Es hipógeno, porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática, en donde las rocas encajonantes se formaron con anterioridad de las estructuras mineralizadas, el cual tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.
- ✓ Es mesotermal a epitermal, por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

2.5.3. Paragénesis

La paragénesis de las vetas auríferas es simple y repetida.

- ✓ **Estadio I.-** Corresponde al relleno más antiguo de cuarzo lechoso acompañado de pirita gruesa y arsenopirita, por reactivación tectónica de las vetas se produce el fracturamiento y microfracturamiento de los minerales depositados en esta etapa.
- ✓ **Estadio II.-** Ocurre el ascenso de cuarzo gris de grano fino, esfalerita con exsoluciones de calcopirita y pirrotita, posteriormente galena con inclusiones de sulfosales de Sb, el electrum está hospedado principalmente en la esfalerita. Precipitando más tarde el oro nativo generalmente con galena y también en la pirita fracturada, hacia el final de esta etapa tiene lugar un proceso de recrystalización a pequeña escala y nueva deposición de pirita y arsenopirita. En una etapa tardía se deposita cuarzo con carbonatos. El volumen de los minerales del estadio I es mucho mayor que los depositados en el estadio II, sin embargo este estadio es la etapa aurífera.

2.5.4. Mineralogía

La mineralogía de las vetas de Consorcio Minero Horizonte se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y microtonalitas del Batolito de Pataz, al que se considera responsable de esta mineralización.

Las soluciones mineralizantes circularon a través de las fracturas pre existentes y se depositaron a lo largo de estas; la reacción con las rocas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional. El Contenido de mineral en las vetas de Retamas es relativamente

simple; cuarzo con pirita acompañado con pequeñas cantidades de galena y otros sulfuros.

De los estudios mineralógicos realizados anteriormente se tiene los siguientes resultados:

- ✓ Minerales Nativos: Oro
- ✓ Minerales Sulfuros: Pirita, arsenopirita, pirrotita, esfalerita, calcopirita, galena, bornita y covelita.
- ✓ Minerales Óxidos: Limonita

2.5.5. Clasificación de minerales

En Consorcio Minero Horizonte la clasificación de los minerales está de acuerdo a su importancia económica, necesaria para los costos de su explotación y que genere utilidades rentables para la empresa, clasificándolo en:

a) **Minerales de mena:** Son todos aquellos minerales que con su extracción dan un beneficio económico.

- ✓ Oro (Au)
- ✓ Electrum (Au, Ag.)

b) **Minerales de ganga:** Son aquellos minerales que no presentan cierto beneficio económico pero que están asociados a los minerales de mena y son:

- ✓ Cuarzo (SiO_2)
- ✓ Pirita (S_2Fe)
- ✓ Esfalerita (ZnS)
- ✓ Galena (PbS)
- ✓ Arsenopirita (SAsFe)
- ✓ Calcopirita (CuFeS_2)

- ✓ Pirrotina (SFe)

2.5.6. Control mineralógico

Los valores económicos auríferos presentan una relación directa con los diferentes tipos texturales los mismos que están asociados a los diferentes eventos mineralógicos y tectónicos, donde se ha podido establecer.

- ✓ **Cuarzo I**, lechoso masivo sin pirita y pobre en oro.
- ✓ **Cuarzo II con Pirita I**, color latón cristalizado, pirita diseminada a manera de puntos con pequeña presencia de oro.
- ✓ **Cuarzo III con Pirita II**, de grano medio friable, relacionado al craquelamiento del cuarzo II con valores económicos de oro.
- ✓ **Cuarzo IV con Pirita III**, de grano fino friable y masivo relacionado a fallas paralelas son las más ricas, la galena y la esfalerita, son favorables a la formación del oro. La calcita se ha cristalizado posterior a todos los minerales, esto indica un ambiente de baja temperatura, la calcita es un control negativo, en profundidad la calcita tiende a disminuir por el aumento de temperatura y aumenta el oro.

2.5.7. Clasificación del mineral

- a) Por su valor, se considera rangos para la clasificación, siendo estas:
 - ✓ Mineral Económico : ≥ 10 g/TM de Au
 - ✓ Mineral Marginal : 10 – 8 g/TM de Au
 - ✓ Mineral Sub. Marginal : 8 – 5 g/TM de Au

- b) Por su certeza, esta clasificación implica las posibilidades de continuidad de la mineralización como mineral probado – probable, cuyo coeficiente de certeza es 2 a 1, el mineral prospectivo y potencial no se considera para la cubicación.
- c) Por sus leyes, esta clasificación determina que mineral es explotable y rentable para ser tratado en la planta de beneficio de acuerdo al contenido de oro, y se clasifican:
- ✓ Baja Ley: 0 – 5 g/ TM de Au.
 - ✓ Mineral de Evaluación: 5 – 8 g/ TM de Au.
 - ✓ Mineral Económico: 8 – 12 g/ TM de Au.
 - ✓ Mineral Económico Rentable: ≥ 12 g/TM de Au.

2.6. RESERVAS MINERALES

El inventario anual de reservas y recursos minerales a mayo del año 2012 es de:

RESERVAS MINERAS		LEYES DE VETA			LEYES DILUIDAS		
Tipo de reserva	TMS	Ancho veta (m)	Gramos Au (gr)	TMS Diluida	Ancho veta Diluido	Gramos Au Diluido	Finos Onz.
Probado	904,119	1.50	10.61	189,730	1.51	8.05	49,085
Probable	356,719	1.57	11.29	1,114,624	1.69	7.47	267,620
Total reservas	1,260,837	1.52	10.80	1,304,354	1.66	7.55	316,704

Cuadro 2 - 1: Resumen de reservas mineras en C.M.H S.A
Fuente: Departamento de Geología de C.M.H S.A

RECURSOS MINEROS		LEYES DE VETA		LEYES DILUIDAS			
Tipo de recurso	TMS	Ancho veta (m)	Gramos Au (gr)	TMS Diluida	Ancho veta Diluido	Gramos Au Diluido	Finos Onz.
Medido	153,597	1.29	9.98	1,116,021	1.71	8.51	305,479
Indicado	884,560	1.47	9.23	441,585	1.77	9.04	128,369
Total recursos	1,038,157	1.44	9.34	1,557,606	1.73	8.66	433,848

Cuadro 2 - 2: Resumen de recursos mineros en C.M.H S.A

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

CAPÍTULO III

3. DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES MINERAS

3.1. ANTECEDENTES

La mineralización del Batolito de Pataz, se viene trabajando desde la época de los incas, posiblemente el oro para el rescate de Atahualpa salió de las minas de Parcoy y de la Región de Chinchipe, dada la cercanía a Cajamarca; la corona española, conocedora de la gran riqueza de la zona, nombra al corregidor Santisteban regente del lugar y se establecen los poblados de Pataz, Parcoy y Buldibuyo. La fundación del pueblo de Parcoy ocurre en el siglo XVII, la explotación aurífera a lo largo de todo el Batolito fue muy intensa durante la colonia, como evidencia ello, se puede observar aún la gran cantidad de labores en media barreta y otros trabajos mineros propios de esa época, para la molienda del mineral se

emplearon grandes ingenios y para la recuperación del oro el proceso de amalgamación. Durante los últimos años de la colonia y principios de la República, el ritmo de la explotación de las vetas disminuye notablemente, debido indudablemente a que los minerales oxidados con oro libre se había agotado, por consiguiente las recuperaciones eran muy bajas, lo que ocasiona que el oro contenido en las piritas frescas no pueda recuperarse por amalgamación.

A comienzos del siglo XX el polaco Mariano Tarnawiesky (1913 – 1929) realizó un intenso trabajo exploratorio en toda la provincia de Pataz, desde el cerro el Gigante al Sur hasta Pataz hacia el Norte, determinando una serie de estructuras. La firma inglesa Pataz & Parcoy Gold Syndicate Ltd. se establece en la zona y en el año 1918 Mariano Tarnawiesky instala la primera planta de cianuración en Retamas, esto le dio buenos resultados económicos, desde entonces hasta la actualidad ha sido el centro de tratamiento de mineral, con sucesivas ampliaciones y modificaciones. El señor Eulogio Fernandini en el año 1934, funda el Sindicato Minero Parcoy S.A., iniciando sus actividades al año siguiente. La Compañía Aurífera Anglo – Peruana S.A., en 1938 explora las vetas Sissy, Chinchiles y Elisa al Oeste de la zona, aparentemente no llegan a procesar mineral; la Compañía, se disolvió y sus concesiones fueron adquiridas por el Sindicato Minero Parcoy (SIMPAR); desarrollando la mina subterránea más grande del País.

Durante los veinticinco años, que el Sindicato Minero Parcoy desarrolla sus operaciones trabaja varias vetas, entre las cuales cabe mencionar: Esperanza, Carlos Bernabé, Carmencita - Mishahuara, San Francisco, Encanto, Mishencanto y Cabana en los alrededores de Retamas, Lastenia y Porvenir en la parte alta del cerro el Gigante; se llega a trabajar gran parte del batolito. El cierre de esta empresa se debió a la baja del precio del

oro en 35 dólares/onza. El Sindicato Minero Parcoy S.A., en los años 1934 - 1960, explotó mineral por un tonelaje aproximado de 1'200,000 TM y con una ley promedio de 10.84 g Au/TM.

En 1978, Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga fundan Consorcio Minero Horizonte S.A. y deciden procesar los relaves del área dejados por la operación de SIMPAR, que ascendían aproximadamente a 200,000 toneladas con una ley 3.5 gr. Au/TM en promedio, para la realización de su proyecto se adquieren los derechos mineros que correspondían al Sindicato Minero Parcoy S.A. Después de cuatro años de intentar procesar los relaves no se obtuvo resultados positivos. Al ver que el proyecto de procesamiento y recuperación de valores de los relaves no se lograba, los directivos de Consorcio Minero Horizonte deciden trabajar la mina. Ya en 1985 realizó exploraciones trabajando la cortada Fernandini, donde se determinó la veta Rosa Orquídea. El crecimiento de la empresa empieza con el descubrimiento y desarrollo del clavo "Rosa - Orquídea " el más importante de Parcoy, con leyes promedio de 10 onzas por tonelada. Luego se descubren los clavos Dolores y Teresa los cuales dan muy buenos resultados. Después de varias dificultades, en 1986 se produce la primera barra de oro la cual pesa 700 gramos. Debido a los ingresos obtenidos que genera la operación minera y el aporte de los socios se repotencia la planta y se adquieren nuevos equipos para la mina. Pronto la situación económica de la empresa mejora y secuencialmente se apertura nuevos niveles superiores de exploración y desarrollo, lo que permite incrementar la producción a 20; 30; 50 y 90 TM/día, en el año 1988 la producción es sostenida en 100 TM/día. Para el año 1989, la producción se establece en 150 TM / día. A partir del año 1990 la producción de mina se va incrementando paulatinamente a 250; 350; 450 600; 700; 800; 900; 1000 TM / día.

Actualmente Consorcio Minero Horizonte S.A. viene trabajando la veta Milagros en la Zona Norte, Veta Rosa – Orquídea, Lourdes y Encanto en la Zona Centro y Candelaria, Rosa Sur, Victoria en la Zona Sur, la mineralización permite sostener un ritmo de producción de 1500 TM/día, con una ley del orden de 12.4 g Au /TM. La empresa viene desarrollando un exhaustivo programa de exploraciones y el proyecto RNG, con el objetivo de lograr un mayor nivel de reservas probado - probables por debajo del nivel 2 600 que permitirá la profundización de las labores de explotación y el incremento de la producción diaria.

3.2. TIPO DE MINA

Operado bajo el sistema de mina subterránea, el yacimiento de Parcoy está conformado por un sistema de vetas bien definidas que alcanzan una extensión de 7 kilómetros en horizontal y 570 metros en vertical. Las vetas más importantes son Lourdes, Candelaria, Milagros, Encanto, Rosa, Rosa Orquídea (la primera en ser descubierta por C.M.H S.A, en 1986), Victoria y Rosarito.

3.3. MINADO Y PRODUCCIÓN

El método que se aplica es el de corte y relleno ascendente convencional y mecanizado, es decir, mediante el uso de equipos LHD (Load Haul Dump).

Esto permite una producción mensual de 45,000 TM/mes, de las cuales el 30% proviene de tajos convencionales y el 70% de tajos mecanizados. Los tajos convencionales tienen dimensiones de 30 m de largo por 25 m de alto, delimitados por un subnivel inferior y dos chimeneas laterales.

Los tajos mecanizados son delimitados en longitudes de 100 m de largo por 25 m de alto, para lo cual se construye una rampa de preparación que luego es rebatida verticalmente.

3.3.1. Zonas de operación

La Unidad Minera se encuentra distribuida en tres zonas: Norte, Sur y Profundización. Estas zonas comprenden a su vez las siguientes minas. (Ver Anexo N° 2: Programa de Explotación 2012 – 2018, Escenario Actual).

Zona Norte:

- ✓ Mina Lourdes
- ✓ Mina Milagros
- ✓ Mina Rosa Norte
- ✓ Mina Encanto Norte

Zona Sur:

- ✓ Mina Victoria
- ✓ Mina Candelaria, Candelaria Profundización
- ✓ Mina Rosa Sur
- ✓ Mina Encanto sur

Zona Profundización:

- ✓ Mina Balcón
- ✓ Mina Rosarito

3.3.2. Perforación

La perforación de las rocas dentro del campo de la voladura es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir espacios abiertos cilíndricos. Ellos se realizan adoptando una geometría distribuida sobre la sección de laboreo, dentro de esas perforaciones se cargan con explosivos.

La perforación de los taladros es mediante las perforadoras neumáticas manuales tipo Jack Leg, se da inicio a la perforación con el juego de barreno patero, seguidor y pasador cuyas longitudes son 2', 5' y 8' y diámetros de 40 mm, 39 mm y 38 mm.

La perforación mecanizada por medio de Jumbos, que perforan taladros de producción con un diámetro de 45 mm y 102mm de diámetro de rimado, con una longitud de 8', 10' y 12'.

3.3.3. Voladura

Consiste en lograr la fragmentación de las rocas como resultado de la acción y reacción de una mezcla explosiva.

Los accesorios de voladura utilizados son:

- ✓ Exanel.
- ✓ Mecha rápida.
- ✓ Carmex.

Los explosivos:

- ✓ Dinamitas (semexsa 45%, exadit 45%).

- ✓ Cordón detonante.

3.3.4. Sostenimiento

El sostenimiento aplicado para la preparación y desarrollo es de forma mecanizada rampas, galerías, cruceros. Se hace empleando los siguientes tipos de sostenimiento:

- ✓ Sostenimiento con shotcrete.
- ✓ Sostenimiento con malla electrosoldada.
- ✓ Sostenimiento con pernos helicoidales de 6', 7' y 8'.
- ✓ Sostenimiento con pernos hydrabolt de 3', 5' y 7'.
- ✓ Sostenimiento con cimbras metálicas de forma H y planchas metálicas
- ✓ **Sostenimiento con shotcrete.**

El sistema de lanzado de shotcrete es por vía seca. El concreto lanzado es un material transportado a través de una manguera (boa), que se lanza neumáticamente, a alta velocidad, contra una superficie de 1 metro de distancia como máximo, en forma perpendicular al macizo rocoso y no mayor de 45°, para evitar el rebote del agregado. La fuerza con que el agregado llega a la superficie, hace que la mezcla se compacte logrando que esta se sostenga y se afirme así misma.

El rendimiento de acuerdo al precio unitario en el lanzado de shotcrete en vía seca es de 3 m³/hora a 5 m³/hora, esto debido que el sostenimiento se hace de manera

inmediata, es decir después de un disparo. En algunos casos después de dos o tres disparos dependiendo del comportamiento del macizo rocoso.

La arena, cemento, dramix y aditivo (acelerante-gunitoc) son ingresados por el túnel Balcón NV-2600 mediante los carros G-80, donde estos son transportados de manera directa al scoop para luego transportarlas hacia la labor que se va realizar el lanzado de shotcrete.



Figura 3 - 1: Lanzado de Shotcrete vía seca
Fuente: Propia

✓ **Sostenimiento con malla electrosoldada.**

Consiste en colocar y fijar la malla con el apoyo de pernos, este deberá quedar fijada por el contorno y lo más pegado posible, se debe moldear malla de acuerdo a las sinuosidades del terreno con la finalidad de lanzar shotcrete sobre ella y minimizar la cantidad lanzada.

✓ **Sostenimiento con pernos helicoidales.**

La aplicación de pernos helicoidales da buenos resultados en labores de desarrollo y preparación. Este sostenimiento se aplica de acuerdo a la recomendación del área de geomecánica y según la calidad del macizo rocoso.

Para colocar este perno se realiza la perforación de los taladros con brocas de 32" de diámetro, se llena la columna con resina y cembol (cartucho de cemento) para luego introducir los pernos que son varillas de fierro corrugado con rosca en toda su longitud y al final se fija con una placa acoplable al macizo rocoso.

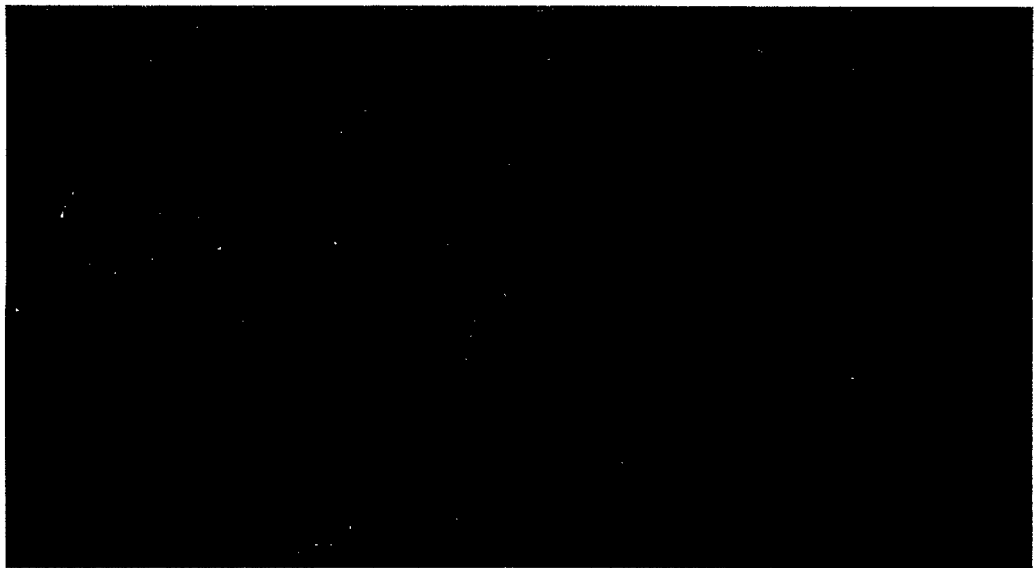


Figura 3 - 2: Sostenimiento con pernos helicoidales y malla electrosoldada.

Fuente: Propia

✓ **Sostenimiento con pernos hydrabolt.**

Es un perno de fricción, de inmediata instalación, al que se le inyecta agua a altas presiones (250-300 Bares).

Se expande de los 29mm (diámetro. inicial), hasta los 41mm y debido a su válvula de no retorno, el agua que se mantiene en el interior ejerce presión constante en todo momento, en forma radial a lo largo de la longitud del taladro.

En roca masiva o levemente fracturada y rocas fracturadas, el papel principal de los pernos de roca es el control de la estabilidad de los bloques y cuñas rocosas potencialmente inestables. Esto es lo que se llama también el “efecto cuña”. Cuando los bloques o cuñas son aislados solo amerita estabilizarlas con pernos aislados, a esto es lo que se denomina también, sostenimiento aislado o esporádico, de lo contrario lo usual será el sostenimiento sistemático en todo el techo y/o paredes de la excavación, según sea requerido.

Se debe tener en cuenta para la estación de los pernos hydrabolt lo siguiente:

- El tiempo de auto sostenimiento.
- El espaciamiento entre pernos varía según al volumen de bloques por sostener. y la dirección de los pernos se determina de acuerdo al rumbo de las estructuras, previo un plano estructural.
- La longitud del perno debe sobrepasar “el campo” afectado por la voladura.
- Los pernos deben estar íntegramente en el taladro y las platinas pegadas debidamente a la roca, platinas sueltas significarán la no aprobación del perno.

- En general, el principio de su funcionamiento es estabilizar los bloques rocosos y/o las deformaciones de la superficie de la excavación, restringiendo los desplazamientos relativos de los bloques de roca adyacentes.

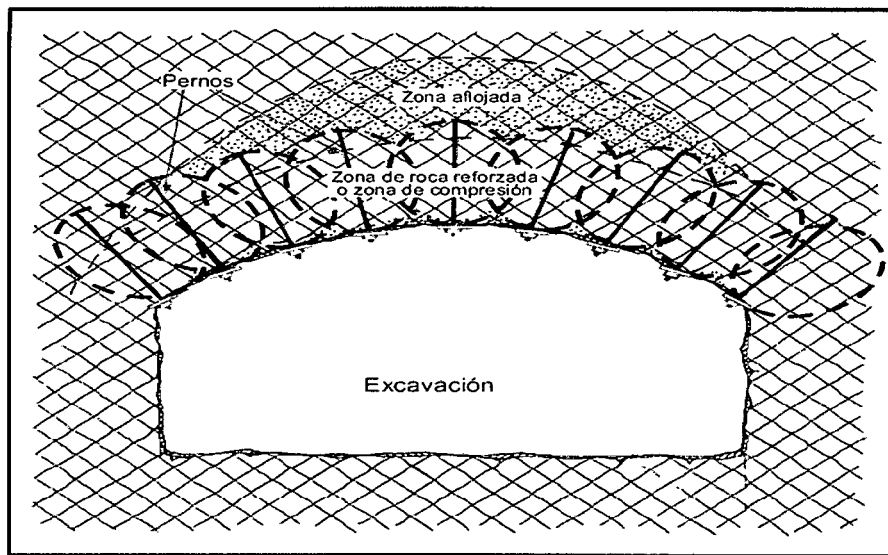


Figura 3 - 3: Forma de trabajo de los pernos hydrabolt.
Fuente: S.I Geomecánica de C.M.H S.A

3.3.5. Ventilación

El sistema de ventilación es natural y mecanizado, el aire ingresa desde la superficie por las bocaminas de Rumpuy y RNG (Rafael Navarro Grau).

La circula es de forma natural por las labores de la mina en la parte superior y mediante el uso de ventiladores impelentes ubicados en los piques y chimeneas que se intercomunican con las labores, distribuyendo por medio de mangas de ventilación de 16", 18" y 24" de diámetro a la labores más profundas.

La extracción del aire viciado es por medio de ventiladores extractores los cuales se encuentran ubicados en la chimeneas por medio de ellos salen a la superficie. (Ver Anexo N° 2: Lamina isométrico de ventilación zona norte).

 MINERO HORIZONTE Para personal	BALANCE GENERAL DE AIRE EN MINA				ZONA	NORTE
					MIS	A SUR
					ANR	2012
	(4 m3/min)					
		N° de Personas		Caudal (m3/min)	Caudal (CFM)	
	NV - 2350	17		68	2,401	
	NV - 2400	12		48	1,695	
	NV - 2430	51		204	7,204	
	NV - 2500	15		60	2,119	
	NV - 2600	12		48	1,695	
	SERV. GEO. MANT.	17		68	2,401	
	SUPERV.	14		56	1,978	
	Sub Total	138		552	19,493	
Para equipos	(3m3/min/HP)					
		HP	N° Equipos	f Simultaneidad	Caudal (m3/min)	Caudal (CFM)
	SCA 37	137	1	0.65	267	9,434
	SC 11	65	1	0.85	166	5,853
	SC 26	270	1	0.65	527	18,593
	SC 27	165	1	0.55	272	9,614
	SC 29	140	1	0.65	273	9,641
	SCA - 25	140	1	0.65	273	9,641
	SC 31 (2,2 yd3)	137	1	0.80	329	11,611
	SC 35	137	1	0.65	267	9,434
	SC 39	84	1	0.65	164	5,784
	SC 41	84	1	0.65	164	5,784
	BP 05 (12 Tn)	139	1	0.85	354	12,517
	BP 06 (12 Tn)	193	1	0.85	492	17,380
	BP 07 (12 Tn)	193	1	0.85	492	17,380
	BPA - 08	80	1	0.65	156	5,509
	BPA - 10	80	1	0.60	144	5,085
	JUA 02 (14Ft)	93	1	0.50	140	4,926
	Camion Dina	65	3	0.25	146	5,165
	Camioneta	50	3	0.25	113	3,973
	Sub Total		22		4625.7	163,352
Para dilución	20 M./Min					
		N° Niveles	Sección	Velocidad mt/min	Caudal (m3/min)	Caudal (CFM)
	NV - 2350	1	14.4	20	288	10,170
	NV - 2400	1	9.5	20	189	6,674
	NV - 2430	3	8.1	20	486	17,163
	NV - 2500	1	8.1	20	162	5,721
	NV - 2600	1	6.56	20	131.22	4,634
	Sub Total				1256.22	44,362
Total Necesidad aire Zona Norte						227,207
Ingreso de aire						
	NV - 2600	CX 040 - RP1332				29,467
	NV - 2430	CX1228				44,086
	NV - 2430	CX 099				38,028
	NV - 2500	RP 690				78,026
	NV 2500	RP762				56,308
	NV 2430	CX668				24,860
	NV - 2430	CH211 (CX103)				5,623
Total de Ingreso CFM						276,398
Salidas de aire						
	NV - 2600	RP040				75,758
	NV - 2430	CH039 - AK				39,902
	NV - 2500	CH 703				81,034
	NV - 2430	CH572 - AK				85,303
Total Salida aire						281,997

Figura 3 - 4: Balance general de aire zona norte
Fuente: Propia

3.3.6. Acarreo y transporte

El material fragmentado se extrae por medio de las galerías, cruceros y los By-Pass. Todo este material es acarreado hacia los puntos de carguío, de estos puntos se le traspasa a los volquetes de bajo perfil o Dumpers.

Estos Dumpers se movilizan por medio de la rampa hacia la zona de echadero de Ore-Pass. En este punto, el material de desmonte pasa a través de la malla de selección, hacia las tolvas hidráulicas donde finalmente es cargado en los vagones G-80 gramby cuya capacidad es de 3.5 Tn, para ser transportados al exterior.

Los equipos utilizados para la extracción y acarreo, desde las galerías de recepción son:

- ✓ Scooptrams de 2Yd³, 2.5 Yd³, 3.5 Yd³ y 6 Yd³ de capacidad.
- ✓ Dumpers de 12 Tn, 13 Tn, 15Tn y 17Tn de capacidad.
- ✓ Carros Gramby G-80 (transporte sobre rieles).

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



Figura 3 - 5: Acarreo de desmonte para relleno del tajo.
Fuente: Propia

3.3.7. Relleno hidráulico

Las actividades de relleno hidráulico comprenden la preparación de la labor y el proceso de relleno. La preparación de la labor implica enmaderar y embolsar con poliyute aquella labor a rellenarse, tender las líneas de relleno (tuberías de pvc) y acondicionar un acceso de salida para el personal. De otro lado, el proceso de relleno consiste en inundar la labor con el material que es bombeado desde la planta de relleno y monitorear el nivel de relleno que debe alcanzarse para garantizar la estabilidad de las labores vecina.

CAPÍTULO IV

4. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO DE LA RAMPA 929 SUR

MINA ROSA PROFUNIZACION

4.1. MECÁNICA DE ROCAS

La Mecánica de Rocas es una especialidad nueva, su desarrollo ocurrió principalmente a partir de la década de 1960. La designación de la nueva rama apareció en el año de 1955. Las primeras obras que sistematizaron el conocimiento existente de la época fueron: la de J. A. Talobre intitulada “*La mécanique des roches*” editada en 1957, y la del Prof. Leonard Müller “*Der Felsbau*” en 1963 (ROCHA, 1981).

EL progreso alcanzado en la comprensión del comportamiento de los macizos rocosos marcaron el inicio del fin de la era de la “experiencia” (los individuos daban solución a los

problemas con criterios subjetivos y personales), pasando para un abordaje más objetivo y racional.

Es interesante observar que la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (*ISRM -- International Society of Rock Mechanics*) fue constituida en 1962 y tuvo su primer congreso en Lisboa, en 1966. Este congreso marcó un paso decisivo en la consagración de la nueva disciplina, teniendo un papel destacado el Dr. Manoel Rocha.

La ISRM organiza congresos a cada 4 años, siendo realizado su octavo congreso en 1995 en Tokyo.

4.1.1. Concepto de la mecánica de rocas

La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos; esto es, aquella rama de la mecánica que trata con la respuesta de la roca y de los macizos rocosos al campo de fuerzas de su entorno físico.

La mecánica de rocas es una disciplina distinta y coherente, su aplicación práctica efectiva demanda su integración filosófica con otras áreas que tratan con la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos, todo esto en conjunto es lo que se denomina la geomecánica.

Luego, la mecánica de rocas vendrá acompañada principalmente por la geología estructural, la hidrología subterránea y la geofísica; juntos conforman la base conceptual y verdadera a partir del cual se puede desarrollar procedimientos para la predicción y control del comportamiento de estructuras rocosas.

Tal como se conceptualiza hoy en día, la mecánica de rocas tiene fundamental importancia principalmente en la ingeniería minera e ingeniería civil; particularmente constituye la base científica de la ingeniería minera, puesto que a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto de “vida de operación” junto con el beneficio económico de dicha operación con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas.

4.2. CAMPO DE APLICACIÓN DE LA MECÁNICA DE ROCAS

La metodología que intenta proveer una base para el diseño o dimensionamiento geomecánico de excavaciones o estructuras rocosas, comprende aspectos involucrados en tres tipos de modelos: el geológico, el geomecánico y el matemático, según el siguiente detalle:

✓ Modelo geológico

- Estructura
- Características de las discontinuidades
- Hidrología / Sismología
- Litología
- Propiedades mecánicas de los materiales rocosos.
- Propiedades mecánicas de la discontinuidad estructurales.

✓ Modelo geomecánico

- Calidad del macizo rocoso
- Propiedades de resistencia del macizo rocoso.
- Tensiones naturales.

- Calidad de la excavación.

✓ **Modelo matemático**

- Modelos discontinuos
- Equilibrio límite
- Modelos continuos

4.3. EL MACIZO ROCOSO

El estudio del macizo rocoso es un medio indispensable a la obtención anticipada de los conocimientos geológicos y el problema potencial que un ingeniero de excavaciones subterráneas debe conocer y así prever anticipadamente una solución rápida segura y económica frente a cualquier dificultad que se presenta en la ejecución de una obra.

Muchos factores se encuentran envueltos en la estabilidad de una excavación subterránea y depende de las condiciones del macizo rocoso. Un estudio de estos factores se hace necesario en la búsqueda de una solución apropiada para mantener las propiedades mecánicas relevantes del macizo rocoso, necesarias para el dimensionamiento de soportes con el fin de restaurar el equilibrio estático de las zonas perturbadas con la excavación.

En la minería subterránea los estudios de los factores geológicos y geomecánicos son fundamentales importantes y necesarios para elegir el método de explotación, proteger la superficie de las excavaciones y permitir relajamientos del macizo, sin afectar la seguridad operativa de la mina (CARNERO Y FUJIMURA).

Por lo tanto, en obras civiles o mineras de excavación, cualquier que sea su dimensión, el estudio del macizo rocoso debe ser de preocupación general por lo que se debe escoger para

cada fase de estudio, las investigaciones que resulten necesarias, que no facilite mayor información, menor costo y menor tiempo.

4.3.1. Estudios factores geológicos

El comportamiento del macizo rocoso en una excavación subterránea sea civil o minera, está condicionado a un conjunto de factores geológicos que posee significado importante en un proyecto de excavación, siendo los factores determinantes el litoestratigráfico, geoestructural, geomorfológico, hidrogeológico, geodinámico y ambiental.

4.3.1.1. Factor litoestratigráficos

Corresponde a los tipos de rocas presentes en el lugar de obra conformado por unidades de roca y suelo, lo que constituye un ambiente geológico. La litología de un lugar está constituido por rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, que precisan ser identificadas dada la importancia de su génesis, composición, mineralogía, textura y estructura, que son características básicas de las propiedades de las rocas, sumando a estas características el grado de alteración y fracturamiento, que determina la resistencia del macizo rocoso.

La roca es un agregado natural de minerales, los minerales pueden ser uno o más, que se agregan obedeciendo leyes físicas, químicas o fisicoquímicas y depende de las condiciones de formación. La identificación de la litología es muy importante, para conocer las particulares relaciones entre litología y características del medio rocoso que condiciona su comportamiento cuando es aprovechado por la ingeniería.

Por la caracterización litológica es muy importante en la evaluación de las propiedades físico – mecánicas del macizo rocoso y su extrapolación de resultados de ensayos puntuales para ser considerado al macizo rocoso

Por otro lado, en las condiciones de poca o ninguna alteración y bajo grado de fracturamiento, las rocas ígneas presenta mayor dificultad de excavación debido a su fuerte grado de contacto en la naturaleza cristalina de sus granos, en algunas rocas metamórficas son muy difícil de excavar como es el caso de rocas migmatitas que poseen recristalización de granos y alto grado de resistencia mecánica y en el caso de esquisto, filitas y pizarra, solamente presenta alto grado de resistencia en la dirección perpendicular a la esquistosidad, disminuyendo violentamente en los otros planos y las rocas sedimentarias son las que tienen menor resistencia mecánica y presentan estructuras de disposición que facilitan su excavación.

4.3.1.2. Factor geoestructural

Este factor es muy impórtate porque permite conocer la distribución y posición de los estratos de rocas a través de su dirección y buzamiento. Conocer estructuras como plegamiento, fallas discontinuidades y esquistosidades presentes en el macizo rocoso, que gobiernan en forma decisiva el comportamiento mecánico del macizo rocoso.

Sistemas de fracturamiento de macizos rocosos son modelados con fines aplicativos en ingeniería de excavaciones. Por ejemplo un sistema de fracturamiento columnar, constituye un modelo estructural característico; un plegamiento es mucha importancia en el proceso

de excavación en la medida que se determinen actitudes de los estratos de roca, así como sus discontinuidades y condiciones de tensiones que ocurren en el macizo rocoso.

4.3.1.3. Factor geomorfológico

A través del estudio de la geomorfología es posible identificar los elementos de la constitución geológica de una determinada área de interés. La forma del terreno es resultado de un conjunto de fenómenos geológicos desarrollados a través de la historia geológica de la tierra y por la geomorfología es posible identificar los elementos de constitución geológica de estratos resistentes o débiles, ondulaciones producidas en los estratos, su orientación, buzamiento, identificar fallas y grandes fracturas, depósitos inestables, zonas kársticas, situación a nivel freático, etc. Estos factores son condicionantes para la determinación de la dirección de una excavación subterránea, siempre procurándose un mejor trazo y tomar las medidas correctivas cuando sean necesarias (CARNERO y FUJIMURA)

4.3.1.4. Factor hidrogeológico

La presencia de agua es un factor importante en la ejecución de trabajos subterráneos, sean mineros o civiles porque afecta la resistencia y la estabilidad del macizo rocoso donde se abre una excavación. Varios autores opinan que las aguas subterráneas pueden ocasionar:

- ✓ Cambio en las propiedades de la roca, del macizo rocoso y del suelo por saturación, lixiviación y reacciones químicas.
- ✓ Cambio en el volumen de la roca y suelo por expansión.
- ✓ Presiones hidrostáticas en el macizo rocoso.

- ✓ Presiones locales y concentradas en fallas, juntas, etc.
- ✓ Acción corrosiva sobre soportes y revestimiento.
- ✓ Procesos erosivos por la percolación.

4.3.1.5. Factor geodinámico

La tierra posee una geodinámica activa constantemente, sea en profundidad como en superficie. El primer caso ocurre en ambiente endógeno, en la dependencia de fenómenos magmáticos, placas tectónicas, etc. El segundo tipo ocurre a nivel de la superficie de la corteza terrestre, en un ambiente exógeno, la hidrosfera. Ambos afectan las propiedades de la roca produciendo alteraciones de sus formas originales. Para la geología de ingeniería la geodinámica externa es muy importante en el proceso constructivo de una obra subterránea dada a la acción de los procesos intempéricos que favorecen en la disminución de la resistencia mecánica de las rocas y suelos, aumento de deformabilidad y modificaciones de las propiedades de las rocas, en general.

4.3.1.6. Factor geomecánica

Una buena investigación del local de la obra y una evaluación del macizo rocoso permite prever los mecanismos de falla y desmoronamiento de las excavaciones abiertas superficiales y subterránea buena precisión.

Las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades son usualmente estimadas y cuantificadas a través de clasificaciones geomecánicas desarrolladas en los últimos años.

4.4. GEOMECAÁNICA

El conocimiento de las características del macizo rocoso y escoger el correcto método constructivo, son factores que lleva a los trabajos de excavación subterráneo a ser concluidos con éxito.

FARMER; SHELTON (1980), Sostiene que un proyecto de esfuerzo sistemático se requiere información sobre la estructura geológica del macizo, propiedades de las discontinuidades y la roca intacta, la magnitud y dirección de la redistribución de tensiones en torno de la excavación y del grado de deformación aceptable.

CARREL (1987), manifiesta que al escoger un sistema de soporte, depende de los siguientes factores: caracterización del macizo rocoso, tensiones de campo.

DAWS (1988 y 1991), opina que un proyecto de excavación subterráneo deberán considerarse los siguientes factores: la estructura geológica del macizo rocoso, esfuerzos presentes in situ, técnica de excavación y el tamaño de la excavación.

CARNERO (1995), son muchos los factores importantes que dificultan el estudio en su conjunto. Mientras tanto, sostiene, que el problema puede ser simplificado y encontrar soluciones prácticas para la influencia de un determinado factor sobre el desarrollo del proceso de estabilización y agrupar los factores geológicos, hidrológicos y geomecanicos.

4.4.1. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Clasificar un macizo rocoso es distribuirlo en clases y/o grupos de determinada calidad con características comunes. El objetivo específico de la taxonomía es dividir el macizo rocoso en partes o regiones de determinada calidad, o igual comportamiento, pero existe la necesidad de cuantificar esas propiedades.

Un macizo rocoso está constituido por la interacción entre el material rocoso, las discontinuidades presentes y el agua. Para comprender su comportamiento es necesario conocer el origen del material rocoso, textura, estructuras, mineralogía y características geotécnicas de las discontinuidades, origen, tipos y sus características descriptivas.

En los últimos años se ha alcanzado un elevado perfeccionamiento de estudios geológicos, geotécnicos en excavaciones subterráneas, principalmente la interpretación de los fenómenos envueltos, caracterización y clasificación; además de un gran refinamiento de métodos de cálculos con el computador. Aun con estos avances, se tiene conocimiento de los parámetros que intervienen en el comportamiento del macizo rocoso frente a los esfuerzos impuestos por la construcción.

Los parámetros son dependientes de:

- ✓ Las características mecánicas del macizo, condicionadas por las discontinuidades y propiedades del material.
- ✓ Estado de tensiones iniciales.
- ✓ Características hidrogeológicas de las formaciones.
- ✓ Dimensionamiento de la excavación.

4.4.2. Objetivos de la clasificación geomecánica

Los principales objetivo que se busca con la clasificación geomecánica son:

- ✓ Reconocer en el área de trabajo el tipo de roca con la cual estamos trabajando de tal manera que podamos tomar decisiones en cuanto al tipo de sostenimiento a ejecutar.

- ✓ Reconocer donde hay problemas de estabilidad dentro de la labor de manera que podamos ser un apoyo útil en la operación.
- ✓ Identificar los parámetros más significativos que influyen en el comportamiento del macizo rocosa.
- ✓ Determinar el tipo de explosivo a usa de acuerdo a las características del macizo rocoso.

4.4.3. Sistema de valoración del macizo rocoso - Bieniawski (RMR)

El sistema de valoración del macizo rocoso RMR (Rock Mass Rating), también conocido como clasificación geomecánica, fue desarrollado por Bieniawski durante los años de 1972 - 1973. Ha sido modificado con los años conforme más casos históricos llegaron a estar disponibles, y adecuado a las normas y procedimientos internacionales (Bieniawski 1979). Estas diversas aplicaciones, que suman 351 casos históricos, indican la aceptación del sistema debido a su inherente facilidad de uso y versatilidad en la práctica de la ingeniería, involucrando túneles, cámaras, minas, taludes y cimentaciones

Los parámetros considerados por esta clasificación son:

- a) **Resistencia a la compresión.-** Resistencia de un testigo de roca sana (sin planos de debilidad) en un ensayo de compresión uniaxial.
- b) **Índice de la calidad de roca RQD.**

El geólogo norteamericano D. Deere, que desarrollaba su trabajo profesional en el ámbito de la mecánica de rocas, postula que la calidad estructural de un macizo rocoso puede ser estimada a partir de la información dada por la recuperación de

trozos intactos de sondajes diamantinos. Sobre esta base propone el índice cuantitativo RQD (rock quality designation) el cual define como el porcentaje de testigo recuperado en piezas sanas y con una longitud mayor o igual a 100 mm.

$$\text{R.Q.D.} = \frac{\text{Longitud total en trozos} > 100 \text{ mm}}{\text{Longitud (m)}} \times 100 \quad (\%)$$

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
100 – 90	MUY BUENA
90 – 75	BUENA
75 – 50	MEDIANA
50 – 25	MALA
25 – 0	MUY MALA

Cuadro 4 - 1: Índice de calidad de roca
Fuente: Departamento de Geomecánica de C.M.H S.A

Se debe hacer presente que es recomendable determinar el RQD en base a testigos de diámetro igual o mayor a 50 mm.

Definiendo un RQD superficial según la siguiente expresión:

$$\text{RQD} (\%) = 115 - 3.3 \times J_v$$

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

Dónde:

J_v : N° de juntas por metro cubico ($J_x + J_y + J_z$)

λ : N° de discontinuidades por metro lineal

c) **Espaciamiento de las discontinuidades.-** El espaciado de las discontinuidades adyacentes es el factor determinante del tamaño de los bloques de roca. Si las familias de discontinuidades presentes tienen una separación pequeña la cohesión del macizo rocoso es pequeña, mientras que aquellas discontinuidades que están muy separadas originan bloques de gran tamaño entre sí. La importancia del espaciado es mayor cuando existen otros factores condicionantes de la deformación del macizo rocoso, como por ejemplo, una resistencia al corte pequeña y un número suficiente de discontinuidades para que se produzca el deslizamiento. El espaciamiento también tiene gran influencia en la permeabilidad del macizo rocoso y en las características internas que condicionan la circulación de agua.

d) **Condiciones de las discontinuidades**

- ✓ **Persistencia.-** Se describen los afloramientos de roca o dominios reconocidos según el tamaño de las diferentes familias de discontinuidades presentes. Según su tamaño, las diferentes familias de discontinuidades se describen como sistemáticas, sub sistemáticas y no sistemáticas.
- ✓ **Apertura.-** La apertura es la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad abierta. En la que el espacio que interviene tiene agua, aire o relleno.
- ✓ **Rugosidad.-** La rugosidad de una discontinuidad es un factor muy importante, determinante de la resistencia al corte. La importancia de la rugosidad disminuye al aumentar la apertura, el espesor del relleno o cualquier desplazamiento sufrido con

anterioridad. En la práctica, la ondulación afecta a la dirección inicial de desplazamiento cortante relativa al plano medio de la discontinuidad, mientras que la aspereza afecta a la resistencia al corte.

- ✓ **Relleno.-** El material de meteorización que rellena las discontinuidades puede tener su origen en la descomposición de la roca o en la desintegración. El relleno se refiere al material que separa los labios adyacentes de una discontinuidad, por ejemplo, calcita, clorita, limo, etc. La distancia perpendicular entre las paredes de la discontinuidad se denomina "espesor" de la discontinuidad rellena, diferenciándose este término del de "apertura" de una discontinuidad
- ✓ **Intemperismo.-** El intemperismo o meteorización de las rocas se refiere a la modificación sufrida en la composición o estructura de una roca situada en la superficie o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos.

TÉRMINO	ÍNDICE DE METEORIZACIÓN	GRADO
Sana	Ningún signo de meteorización en el material rocoso. Quizás ligera decoloración sobre superficies de discontinuidades principales.	I
Ligero	La decoloración indica meteorización del material rocoso y superficie de discontinuidad. El material rocoso decolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.	II
Moderada	Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo, la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.	III
Muy meteorización	Más de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo como núcleo rocoso.	IV
Descompuesto	Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.	V y VI

Cuadro 4 - 2: Grado de meteorización de la masa rocosa.
Fuente: Departamento de Geomecánica de C.M.H S.A

- e) **Orientación de fracturas.-** La orientación de las discontinuidades en una determinada estructura es un indicador de las condiciones que originan inestabilidad o deformación excesivas. La orientación de unas discontinuidades respecto a otras determinará la forma de los bloques.
- f) **Agua subterránea.-** Esta condición es muy práctica de visualizar existiendo cinco manifestaciones: Seco, húmedo, mojado, goteo y flujo.



Clasificación RMR de Bieniawski (1989)

VALORACION DEL MACIZO ROCOS (R.M.R.)									
PARAMETRO									VALRACION
RESIST. COM. UNIAIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	3			
PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m long. (4)	3-10 m. (2)	10-20 m. (1)	>20 m. (0)	4A			
CONDICIÓN APERTURA	Cerrada (6)	<0.1 mm apert. (5)	0.1-1.0 mm (4)	1-5 mm. (1)	>5 mm. (0)	4B			
DE JUNTAS RUGOSIDAD	1 Muy rugosa (6)	2 Rugosa (5)	3 Lig. Rugosa (3)	4 Liza (1)	5 Espejo de fola (0)	4C			
RELLENO	1 Limpia (6)	2 Duro <5mm (4)	3 Duro >5mm (2)	4 Suave <5mm. (1)	5 Suave >5mm. (0)	4D			
ALTERACION	1 Sana (6)	2 lig. Alterada. (5)	3 Mod. Alterada (3)	4 Muy. Alterada. (2)	5 Descompuesta (0)	4E			
AGUA SUBTERRANEA	1 Seco (15)	2 Humedo (10)	3 Mojado. (7)	4 Goleo (4)	5 Flujo. (0)	5			
VALOR TOTAL DEL RMR (Suma de valoración 1a 5)									
CLASE DEL 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				

Cuadro 4 – 3: Cartilla valorización de macizo rocos según RMR.

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

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	R.M.R.
Buena	II	Verde	61 - 80
Regular A	II-A	Verde claro	51 - 60
Regular B	IV-B	Amarillo	41 - 50
Mala A	IV-A	Anaranjado	31 - 40
Mala B	IV-B	Rojo	21 - 30
Muy mala	V	Marrón	3 - 20

Cuadro 4 - 4: Código de colores de acuerdo al macizo rocoso en C.M.H S.A

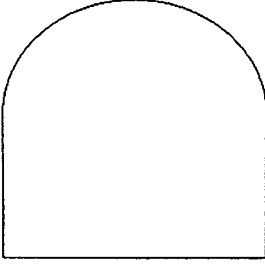
Fuente: Departamento de Geomecánica de C.M.H S.A

		FORMATO		U. MINERA ACUMULACION PARCOY II* 1	
		ORDEN DE TRABAJO GEOMECÁNICO		CÓDIGO: REG-08-ED-01	
				VERSIÓN: 01	
				F. APROBACIÓN: 08.MAR.11	
				SECCIÓN: GEOMECÁNICA	

FECHA	GUARDA	TIPO DE AUTOSORTEO DE EXCAVACIÓN	
INVE.	CONT. RATA		
LABOR	SUPERVISOR MINA		
ZONA	HORA DE RECOMENDACIÓN		

FECHA	PROGRESIVA		TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	OBSERVACIONES
	De (m)	A (m)				

DIAGRAMA DE SOSTENIMIENTO



CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO

TIPO DE MACIZO	CLASE	COLOR	RMR '89	LABORES PERMANENTES	LABORES TEMPORALES
BUEÑA - A	I - A		71 - 80	Sin ningún sostenimiento, excepto pernos muy ocasionales (cementos o resinas) cuando el terreno lo requiere.	Sin ningún sostenimiento.
BUEÑA - B	I - B	CELESTE	61 - 70	Sostenimiento ocasional.	Sin ningún sostenimiento, excepto algunos pernos hidráulicos o pernos con cementados con resina donde se crea conveniente.
REGULAR - A	II - A		51 - 60	Colocar pernos cementados con resinas de manera puntual.	Sostenimiento con hidráulicos o pernos cementados con resina de manera ocasional donde se presenta riesgo de caída de roca.
REGULAR - B	II - B	AMARILLO	41 - 50	Colocar pernos cementados con resina y/o lechada de cemento sistemáticamente de 1.50m x 1.50m, cuando la roca es muy plástica (fracturamiento en hojas) lanzar shotcrete de 2" con 30kg de fibra/m ³ de mezcla.	Colocar H. creosol y pernos cementados con resina o lechada de cemento de 1.50m x 1.50m. Cuando la roca es muy plástica, sostenimiento en bloques con cemento electrosoldado y/o shotcrete de 2" con 30kg de fibra por m ³ de mezcla.
MALA - A	IV - A		31 - 40	Shotcrete de 2" con 30 kg de fibra por m ³ de mezcla + Pernos cementados con resinas y/o lechada de cemento en forma sistemática de 1.50m x 1.50m + malla electrosoldada + una capa de shotcrete de 1" de espesor sin fibra.	Colocar cuadros de bloques de madera con losa de cemento, topes, tirantes, enrejados, cribas y espaciadores de 1.0m a 1.20m cuando se trabaje en taludes / deformaciones.
MALA - B	IV - B		21 - 30	Shotcrete 2" con 30 kg de fibra por m ³ de mezcla + Pernos electrosoldados de 1.2m x 1.2m Pernos cementados con resina y/o lechada de cemento + malla electrosoldada y/o capa de shotcrete de 1" de espesor sin fibra. Además, pernos de fibra geotextil, diámetros de 1/2" a 1" en la zona de la sección de la roca espesada a 1.50m. Realizar sostenimiento con pernos.	Colocar cuadros de bloques de madera con losa de cemento, topes, tirantes, enrejados, cribas y espaciadores de 1.0m a 1.20m cuando se trabaje en taludes y/o deformaciones.
MUY MALA	V		0 - 20	Cintas espaciadas de 1.00 a 1.20m previamente una capa de shotcrete de 2" en la bóveda con 30kg de fibra/m ³ .	En labores de zona de resaca, avanzar colocando cuadros de bloques con machetearlos y guardacabeza hermético. El espaciado de los cuadros de 0.80m a 1.00m.

 SUPERVISOR GEOMECÁNICA

 SUPERVISOR MINA

 SUPERVISOR SEGURIDAD MINA

Figura 4 - I: Cartilla de recomendación geomecánica en C.M.H S.A
Fuente: Departamento de Geomecánica de C.M.H S.A

4.4.4. Sistema de Q de Barton

El sistema Q de clasificación de macizos rocosos fue desarrollado en Noruega en 1974, por Barton, Lien y Lunde, todos del Instituto Geotécnico Noruego. Su desarrollo representó una gran contribución al tema de la clasificación de los macizos rocosos por varias razones: el sistema fue propuesto sobre la base del análisis de 212 casos históricos de túneles en Escandinavia, es un sistema de clasificación cuantitativa y es un sistema de ingeniería que facilita el diseño del sostenimiento de túneles.

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso utilizando seis parámetros distintos:

- ✓ RQD.
- ✓ Número de familias de fracturas (discontinuidades)
- ✓ Rugosidad de la fractura o discontinuidad más favorable.
- ✓ Grado de alteración o relleno a lo largo de las fracturas más débiles.
- ✓ Flujo de agua.
- ✓ Condición de esfuerzos.

Estos seis parámetros son agrupados en tres cocientes para dar la calidad global de la masa rocosa Q como sigue:

$$Q = (RQD / J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$$

Dónde:

RQD : Parámetro definido por Deere

Jn : Índice de número de familias de fracturas

Jr : Índice de rugosidad

Ja : Índice de alteración de las paredes de las fracturas

Jw : Índice de flujo de agua

SRF : Índice del estado de tensión del macizo rocoso (stress reduction factor)

Los tres grupos formados con este parámetro son:

RQD/Jn: Representa la estructura del macizo rocoso; es una medida aproximada del tamaño de bloque.

Jr/Ja: Representa la rugosidad y caracterización de fricciones de las paredes de una fractura o del material de relleno.

Jw/SRF: Representa la influencia del estado tensional.

El rango de variación de los parámetros es el siguiente:

RQD : 0 - 100

Jn : 0.5 - 20

Jr : 0.5 - 4

Ja : 0.75 - 20

Jw : 0.05 - 1

SRF : 0.5 - 20

Clasificación con el Sistema Q	
Q (Calidad de Macizo Rocoso)	Valoración
0.001 – 0.01	Excepcionalmente Mala
0.01 – 0.1	Extremadamente Mala
0.1 – 1.0	Muy Mala
1.0 – 4	Mala
4 - 10	Regular
10 - 40	Buena
40 - 100	Muy Buena
100 – 400	Extremadamente Buena
400 – 1000	Excepcionalmente Buena

Cuadro 4 - 5: Valorización de la roca según la clasificación de Barton
Fuente: Departamento de Geomecánica de C.M.H S.A

4.4.5. Clasificación del 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). El Índice de Resistencia Geológica GSI considera dos parámetros: la condición de la estructural de la masa rocosa y la condición superficial de la misma.

- a) La estructura del macizo rocoso considera el grado de fracturamiento o la cantidad de contactos por metro lineal.
- ✓ Roca masiva o levemente fracturada (LF).
 - ✓ Roca moderadamente fracturada (F).
 - ✓ Roca muy fracturada (MF).
 - ✓ Roca intensamente fracturada (IF).
 - ✓ Roca triturada o brechada (T).
- b) La condición superficial del macizo rocoso, tal como la resistencia de la roca intacta y las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración.
- ✓ Roca muy buena (MB).
 - ✓ Roca buena (B).
 - ✓ Roca regular (R).
 - ✓ Roca mala (M).
 - ✓ Roca muy mala (MM).

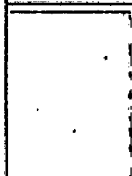
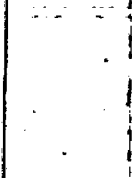
REG-10-E-10/00		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)	
 MINERO - DE CANTE			
A Paredes y techos B Paredes y techos C Cuchillos de 1° espesores a... 4-16 mm anchura de 2-4 m D Cuchillos de 1° espesores a... 2-14 mm anchura de 2-4 m E Cuchillos de 1° espesores a... 3-10 mm anchura de 2 m			
ESTRUCTURA	TABLA GSI		
 LEVEMENTE FRACTURADA (LF) Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre si. RQD (75 - 90) (2 - 6 fracturas por metro)		MUY BUENA (MUY RESISTENTE FRESCA) (MB) Discontinuidad muy rugosa (6), sin relleno (6), inalterada (6), cerrada (6), persistente < 1m (6) (se estima con golpes de picota) (15)	BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (B) Discontinuidades rugosas (5), relleno duro (4), lev. alt. (5), abierta < 0.1mm (5), pers. 1-3m (4) (se rompe con 3 o mas golpes de picota) (12)
 MOD. FRACTURADA (F) Muy bien trabada, no disturbada, bloques cubiertos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75) (5 - 12 fracturas por metro)		REGULAR (MOD. RESIST. LEVEMENTE MOD. ALTER.) (R) Discontinuidades rugosas (3), relleno duro 5mm (2), mod. alt. (3), abierta 0.01 a 1mm (4), pers. 3 a 10m (2) (se rompe con 1 o 2 golpes de picota) (7)	POBRE (BLANDA MUY ALTERADA) (M) Discontinuidades muy rugosas (1), rell. blando 5mm o duro 5mm (2), mod. alt. (1), abierta 1 a 5mm (1), pers. 10 - 20m (1) (se estima superficialmente) (4)
 MUY FRACTURADA (MF) Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos, formados por 4 o mas familias de discontinuidades (RQD 25 - 50). (12 - 20 F/M)		MUY BUENA (MUY RESISTENTE FRESCA) (MB) Discontinuidad muy rugosa (6), sin relleno (6), inalterada (6), cerrada (6), persistente < 1m (6) (se estima con golpes de picota) (15)	BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (B) Discontinuidades rugosas (5), relleno duro (4), lev. alt. (5), abierta < 0.1mm (5), pers. 1-3m (4) (se rompe con 3 o mas golpes de picota) (12)
 INT. FRACTURADA (IF) Fragmento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos e irregulares (RQD 10 - 25) (mas de 20 F/M)		REGULAR (MOD. RESIST. LEVEMENTE MOD. ALTER.) (R) Discontinuidades rugosas (3), relleno duro 5mm (2), mod. alt. (3), abierta 0.01 a 1mm (4), pers. 3 a 10m (2) (se rompe con 1 o 2 golpes de picota) (7)	POBRE (BLANDA MUY ALTERADA) (M) Discontinuidades muy rugosas (1), rell. blando 5mm o duro 5mm (2), mod. alt. (1), abierta 1 a 5mm (1), pers. 10 - 20m (1) (se estima superficialmente) (4)
 TRIFURCADA O HRECHADA (T) Ligera trabada masa rocosa extremadamente fracturada con una mezcla de fragmentos facilmente disgregable, angulosos y redondeados. (sin RQD)		MUY BUENA (MUY RESISTENTE FRESCA) (MB) Discontinuidad muy rugosa (6), sin relleno (6), inalterada (6), cerrada (6), persistente < 1m (6) (se estima con golpes de picota) (15)	BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (B) Discontinuidades rugosas (5), relleno duro (4), lev. alt. (5), abierta < 0.1mm (5), pers. 1-3m (4) (se rompe con 3 o mas golpes de picota) (12)

Figura 4 - 2: Cartilla de valorización del macizo rocoso según GSI en C.M.H.S.A

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

4.5. APLICACIÓN DE LOS SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN PARA LA ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES

4.5.1. Máximo abertura de las excavaciones

Es una forma para evaluación de la estabilidad de la excavación subterránea, mediante el índice de roca relacionando con los valores determinado por Barton, se toma el valor de acuerdo al tipo de excavación que se realizara:

- ESR = 1.6 (Labores Permanentes: Rampas, Cruceros)
- ESR = 3.0 (Labores Temporales: Tajeos, SN, Galerías)
- ESR = 2.0 (Labores Verticales: Pique, Chimenea, Echadero de Mineral).

$$\text{Máxima abertura (sin sostenimiento)} = 2 (\text{ESR}) Q^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo sin sostenimiento} = \text{ESR} \times e^{(\text{RMR}-25)/22}$$

$$\text{RMR (sin sostenimiento)} = 22 \ln \text{DE} + 25$$

$$\text{DE} = \frac{\text{Ancho o altura de excavacion}}{\text{ESR}}$$

Dónde:

DE: Dimensión equivalente.

ESR: Factor de reducción de excavación

4.5.2. Tiempo de auto sostenimiento

Es el tiempo en el cual la excavación se mantiene estable (no se aprecia deformaciones del macizo rocoso). Depende de la calidad del macizo rocoso y la abertura de la excavación.

Este se calcula aplicando la tabla de autosoporte versus abertura, propuesta por Bieniawski.

Para su aplicación se necesita conocer el índice Q o RMR de la abertura de la labor.

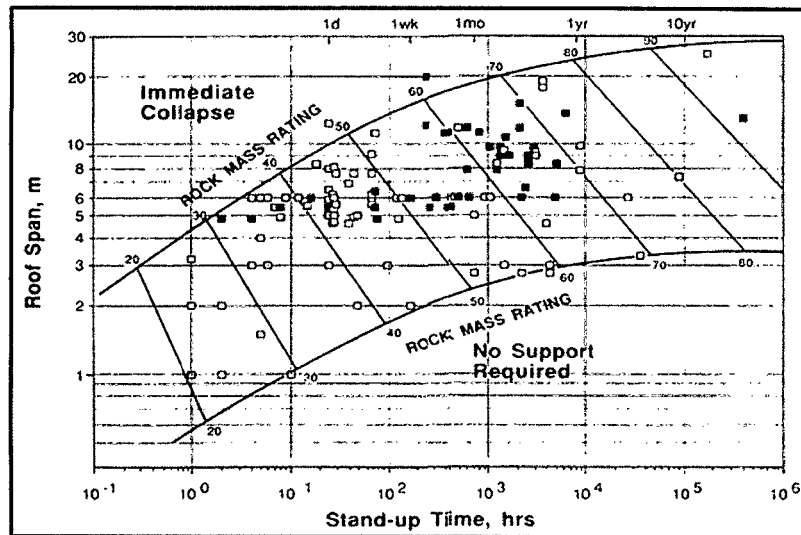


Figura 4 - 3: Cartilla para determinar el tiempo de auto sostenimiento

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

4.5.3. Estabilidad del macizo rocoso

Desde el punto de vista geotécnico se refiere al grado de seguridad o estabilidad que se exige de la roca que circunda a una abertura subterránea.

- ✓ Inestabilidad ocasionada por la geología estructural.
- ✓ Inestabilidad debido a los esfuerzos exagerados.
- ✓ Inestabilidad ocasionada por la meteorización.
- ✓ Inestabilidad debido a presiones de flujos excesivos de agua.

El nivel de diseño en el factor de seguridad (FS) antes de aplicar el sostenimiento deberá ser mayor a la unidad (depende de la variación del proyecto) para considerarlo en condiciones de estabilidad.

4.6. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DE LA RAMPA 929 SUR MINA ROSA PROFUNDIZACION

El estudio geomecánico del macizo rocoso de la RP929S, perteneciente a la Mina Rosa Profundización de la Zona Norte, el Rock Mass Rating (RMR), se determinó mediante mapeos geomecánico a cada tramo de avance por voladura en una longitud aproximada de 100m, donde se consideran 6 parámetros y simultáneamente se utiliza la cartilla geomecánica por celdas.

El tipo de roca que predomina en la rampa es el granito, granodiorita, diorita y tonalita donde presenta alteraciones con presencia de fallas la sección típica de la rampa es 3.50m x 3.50m y una pendiente de 12%.

Los parámetros hallados en el mapeo geomecánico:

a) Resistencia a la compresión.

La identificación de la resistencia a la compresión de la roca se determinó con la martillo de geólogo: La muestra se rompe con más de un golpe martillo de geólogo.

Resistencia Compresión: 5 – 25 Mpa

Valorización: 4

b) Índice de la calidad de roca RQD.

En una longitud de 100m lineales se identificaron 2150 discontinuidades.

$$\lambda = 2150 / 100 = 21.5 \text{ disc/m}$$

$$\text{RQD (\%)} = 100 \times e^{-0.1 \times 21.5} \times (0.1 \times 21.5 + 1) = 36.69 \%$$

Valorización: 8

c) Espaciamiento de las discontinuidades.

El espaciamiento entre discontinuidades presentan un promedio: 0.2 – 0.6mm

Valorización: 10

d) Condiciones de las discontinuidades

- ✓ Persistencia varía de 4 a 10m
- ✓ Apertura, presenta un promedio de 0.1mm a 1.0mm
- ✓ Rugosidad, ligeramente rugoso
- ✓ Relleno duro mayor a 6mm
- ✓ Intemperismo, muy intemperizada

Valorización: $2 + 4 + 3 + 2 + 2 = 13$

e) Orientación de fracturas.

Presenta 2 familias que es perpendicular al eje de la excavación en avance.

Valorización: -2

f) Agua subterránea.

La zona de estudio presenta goteo en el tramo de estudio.

Valorización: 4

Como resultado del mapeo geomecánico realizado en la RP929S – Mina Rosa

Profundización arroja una valorización del RMR de 37, el cual indica que el Tipo de

macizo rocoso es **Mala A**, clase IV- A con un RMR de 31 – 40. (Ver Anexo N° 3: Lamina

Mapeo Geomecánico de la RP929S)

 MINERO HORIZONTE		FORMATO MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS				U. MINERA : ACUMULACION PARCOY N° 1 CODIGO : REG-07-EO-01 VERSION : 02 F. APROBACION : 08.MAR.11 SECCION : GEOMECÁNICA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
MINA: <u>ROSA PROF</u>		LABOR: <u>RP929S - NV2380</u>		EJECUTADO: <u>GERMAN SALAS</u>		FECHA: <u>30/05/2012</u>																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
ORIENTACIÓN DE LA CARA AZIMUT: SUZAMIENTO: DESDE: m HASTA: (m)		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (BIENIAWSKY RMR'89)																																																																																																																																																																																																																																																																																																																														
TIPO DE ROCA (Litología) TIPO: ORIENTACION: ESPAC. (cm): ROLLENO: OBSERVACIONES:		<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>PARAMETRO</th> <th colspan="8">RANGO DE VALORES</th> <th>H.D.</th> <th>H.L.</th> <th>PRENTE</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>R.COMPR. UNIAJ (MPa)</td> <td>> 250</td> <td>(12)</td> <td>100 - 250</td> <td>(12)</td> <td>50 - 100</td> <td>(11)</td> <td>25 - 50</td> <td>(14)</td> <td>< 25</td> <td>< 25</td> <td>< 25</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td>MOD (%)</td> <td>20 - 100</td> <td>(20)</td> <td>15 - 20</td> <td>(20)</td> <td>10 - 15</td> <td>(13)</td> <td>5 - 10</td> <td>(8)</td> <td>< 5</td> <td>< 5</td> <td>< 5</td> <td>5</td> </tr> <tr> <td>ESPACIAMIENTO (m)</td> <td>> 2</td> <td>(20)</td> <td>0.5 - 2</td> <td>(15)</td> <td>0.2 - 0.5</td> <td>(10)</td> <td>0.05 - 0.2</td> <td>(5)</td> <td>< 0.05</td> <td>< 0.05</td> <td>< 0.05</td> <td>10</td> </tr> <tr> <td>PERSISTENCIA</td> <td>> 10 años</td> <td>(6)</td> <td>5 - 10 años</td> <td>(4)</td> <td>3 - 5 años</td> <td>(5)</td> <td>10 - 20 ms</td> <td>(3)</td> <td>< 10 ms</td> <td>< 10 ms</td> <td>< 10 ms</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td>CONDICION DE JUNTAS</td> <td>Grasada</td> <td>(6)</td> <td>< 0.1 mm aperl</td> <td>(5)</td> <td>0.1 - 1.0 mm</td> <td>(4)</td> <td>1 - 5 mm</td> <td>(3)</td> <td>> 5 mm</td> <td>> 5 mm</td> <td>> 5 mm</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td>RELLENO</td> <td>Muy Rápido</td> <td>(6)</td> <td>Rápido</td> <td>(5)</td> <td>Lg. Rapido</td> <td>(3)</td> <td>Lenta</td> <td>(1)</td> <td>Estado de Fria</td> <td>Estado de Fria</td> <td>Estado de Fria</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>INTERPENETRACION</td> <td>Linda</td> <td>(6)</td> <td>Duro < 5 mm</td> <td>(4)</td> <td>Duro < 5 mm</td> <td>(2)</td> <td>Suave < 5 mm</td> <td>(1)</td> <td>Suave < 5 mm</td> <td>Suave < 5 mm</td> <td>Suave < 5 mm</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td>AGUA SUBTERRANEA</td> <td>Sana</td> <td>(6)</td> <td>Lg. Frio</td> <td>(5)</td> <td>Muy Frio</td> <td>(2)</td> <td>Muy Frio</td> <td>(1)</td> <td>Descompresión</td> <td>Descompresión</td> <td>Descompresión</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td></td> <td>Seco</td> <td>(15)</td> <td>Humedo</td> <td>(10)</td> <td>Mucho</td> <td>(7)</td> <td>Mucho</td> <td>(4)</td> <td>Mucho</td> <td>Mucho</td> <td>Mucho</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td colspan="12" style="text-align: center;"> VALORACION TOTAL RMR BASICO (Suma de valoraciones 1 a 5) </td> </tr> <tr> <td colspan="10"> CRACKS Y SUZAMIENTO TUNEL: Muy Favorable 0 Favorable -5 Desfavorable -10 Muy Desfavorable -12 </td> <td colspan="2"> RMR BAS. RMR BAS. 35 </td> </tr> <tr> <td colspan="12" style="text-align: center;"> CLASE DE MACIZO ROCOSO </td> </tr> <tr> <td colspan="10"> RMR 80-81 60-61 40-41 20-40 10-20 </td> <td colspan="2"> RMR A.J. RMR A.J. RMR A.J. </td> </tr> <tr> <td colspan="12" style="text-align: center;"> DESCRIPCION </td> </tr> <tr> <td colspan="12" style="text-align: center;"> INDICES DE RESISTENCIAS </td> </tr> <tr> <td colspan="2">GRADO</td> <td colspan="4">IDENTIFICACION EN EL CAMPO</td> <td colspan="2">Rango de Resistencia Compresión Uniaxial</td> </tr> <tr> <td colspan="2">R1</td> <td colspan="4">Desmenuzable con los golpes firmes con la punta del martillo de geólogo se desmenuza con una cuchilla.</td> <td colspan="2">1.0 - 5.0</td> </tr> <tr> <td colspan="2">R2</td> <td colspan="4">Se desmenuza con dificultad con cuchilla, marcas poco profundas en la roca con golpes firmes de martillo de geólogo (de punta).</td> <td colspan="2">5 - 25</td> </tr> <tr> <td colspan="2">R3</td> <td colspan="4">No se raya ni desmenuza con el cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo de geólogo.</td> <td colspan="2">25 - 50</td> </tr> <tr> <td colspan="2">R4</td> <td colspan="4">La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo.</td> <td colspan="2">50 - 100</td> </tr> <tr> <td colspan="2">R5</td> <td colspan="4">Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra.</td> <td colspan="2">100 - 250</td> </tr> <tr> <td colspan="2">R6</td> <td colspan="4">Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo.</td> <td colspan="2">> 250</td> </tr> <tr> <td colspan="8"> INDICES DE INTERPENETRACION </td> </tr> <tr> <td colspan="2">GRADO</td> <td colspan="6">DESCRIPCION</td> </tr> <tr> <td colspan="2">I SANA</td> <td colspan="6">Ningun signo de interpenetración en el material rocoso. Quiza alguna decoloración sobre superficies de fracturamiento o grietas.</td> </tr> <tr> <td colspan="2">II LIGERO</td> <td colspan="6">La decoloración indica interpenetración del material rocoso y superficies de fracturamiento. El material rocoso de coloración extremadamente es más débil que su condición sana.</td> </tr> <tr> <td colspan="2">III MODERADA</td> <td colspan="6">Menos de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como un núcleo rocoso.</td> </tr> <tr> <td colspan="2">IV MUY INTENSIV</td> <td colspan="6">Mas de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como núcleo rocoso.</td> </tr> <tr> <td colspan="2">V DESCOMPUS</td> <td colspan="6">Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.</td> </tr> </tbody> </table>						PARAMETRO	RANGO DE VALORES								H.D.	H.L.	PRENTE	R.COMPR. UNIAJ (MPa)	> 250	(12)	100 - 250	(12)	50 - 100	(11)	25 - 50	(14)	< 25	< 25	< 25	4	MOD (%)	20 - 100	(20)	15 - 20	(20)	10 - 15	(13)	5 - 10	(8)	< 5	< 5	< 5	5	ESPACIAMIENTO (m)	> 2	(20)	0.5 - 2	(15)	0.2 - 0.5	(10)	0.05 - 0.2	(5)	< 0.05	< 0.05	< 0.05	10	PERSISTENCIA	> 10 años	(6)	5 - 10 años	(4)	3 - 5 años	(5)	10 - 20 ms	(3)	< 10 ms	< 10 ms	< 10 ms	2	CONDICION DE JUNTAS	Grasada	(6)	< 0.1 mm aperl	(5)	0.1 - 1.0 mm	(4)	1 - 5 mm	(3)	> 5 mm	> 5 mm	> 5 mm	4	RELLENO	Muy Rápido	(6)	Rápido	(5)	Lg. Rapido	(3)	Lenta	(1)	Estado de Fria	Estado de Fria	Estado de Fria	3	INTERPENETRACION	Linda	(6)	Duro < 5 mm	(4)	Duro < 5 mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)	Suave < 5 mm	Suave < 5 mm	Suave < 5 mm	2	AGUA SUBTERRANEA	Sana	(6)	Lg. Frio	(5)	Muy Frio	(2)	Muy Frio	(1)	Descompresión	Descompresión	Descompresión	2		Seco	(15)	Humedo	(10)	Mucho	(7)	Mucho	(4)	Mucho	Mucho	Mucho	4	VALORACION TOTAL RMR BASICO (Suma de valoraciones 1 a 5)												CRACKS Y SUZAMIENTO TUNEL: Muy Favorable 0 Favorable -5 Desfavorable -10 Muy Desfavorable -12										RMR BAS. RMR BAS. 35		CLASE DE MACIZO ROCOSO												RMR 80-81 60-61 40-41 20-40 10-20										RMR A.J. RMR A.J. RMR A.J.		DESCRIPCION												INDICES DE RESISTENCIAS												GRADO		IDENTIFICACION EN EL CAMPO				Rango de Resistencia Compresión Uniaxial		R1		Desmenuzable con los golpes firmes con la punta del martillo de geólogo se desmenuza con una cuchilla.				1.0 - 5.0		R2		Se desmenuza con dificultad con cuchilla, marcas poco profundas en la roca con golpes firmes de martillo de geólogo (de punta).				5 - 25		R3		No se raya ni desmenuza con el cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo de geólogo.				25 - 50		R4		La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo.				50 - 100		R5		Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra.				100 - 250		R6		Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo.				> 250		INDICES DE INTERPENETRACION								GRADO		DESCRIPCION						I SANA		Ningun signo de interpenetración en el material rocoso. Quiza alguna decoloración sobre superficies de fracturamiento o grietas.						II LIGERO		La decoloración indica interpenetración del material rocoso y superficies de fracturamiento. El material rocoso de coloración extremadamente es más débil que su condición sana.						III MODERADA		Menos de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como un núcleo rocoso.						IV MUY INTENSIV		Mas de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como núcleo rocoso.						V DESCOMPUS		Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.					
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								H.D.	H.L.	PRENTE																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R.COMPR. UNIAJ (MPa)	> 250	(12)	100 - 250	(12)	50 - 100	(11)	25 - 50	(14)	< 25	< 25	< 25	4																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
MOD (%)	20 - 100	(20)	15 - 20	(20)	10 - 15	(13)	5 - 10	(8)	< 5	< 5	< 5	5																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
ESPACIAMIENTO (m)	> 2	(20)	0.5 - 2	(15)	0.2 - 0.5	(10)	0.05 - 0.2	(5)	< 0.05	< 0.05	< 0.05	10																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
PERSISTENCIA	> 10 años	(6)	5 - 10 años	(4)	3 - 5 años	(5)	10 - 20 ms	(3)	< 10 ms	< 10 ms	< 10 ms	2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
CONDICION DE JUNTAS	Grasada	(6)	< 0.1 mm aperl	(5)	0.1 - 1.0 mm	(4)	1 - 5 mm	(3)	> 5 mm	> 5 mm	> 5 mm	4																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
RELLENO	Muy Rápido	(6)	Rápido	(5)	Lg. Rapido	(3)	Lenta	(1)	Estado de Fria	Estado de Fria	Estado de Fria	3																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
INTERPENETRACION	Linda	(6)	Duro < 5 mm	(4)	Duro < 5 mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)	Suave < 5 mm	Suave < 5 mm	Suave < 5 mm	2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
AGUA SUBTERRANEA	Sana	(6)	Lg. Frio	(5)	Muy Frio	(2)	Muy Frio	(1)	Descompresión	Descompresión	Descompresión	2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
	Seco	(15)	Humedo	(10)	Mucho	(7)	Mucho	(4)	Mucho	Mucho	Mucho	4																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
VALORACION TOTAL RMR BASICO (Suma de valoraciones 1 a 5)																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
CRACKS Y SUZAMIENTO TUNEL: Muy Favorable 0 Favorable -5 Desfavorable -10 Muy Desfavorable -12										RMR BAS. RMR BAS. 35																																																																																																																																																																																																																																																																																																																						
CLASE DE MACIZO ROCOSO																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
RMR 80-81 60-61 40-41 20-40 10-20										RMR A.J. RMR A.J. RMR A.J.																																																																																																																																																																																																																																																																																																																						
DESCRIPCION																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
INDICES DE RESISTENCIAS																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
GRADO		IDENTIFICACION EN EL CAMPO				Rango de Resistencia Compresión Uniaxial																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
R1		Desmenuzable con los golpes firmes con la punta del martillo de geólogo se desmenuza con una cuchilla.				1.0 - 5.0																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
R2		Se desmenuza con dificultad con cuchilla, marcas poco profundas en la roca con golpes firmes de martillo de geólogo (de punta).				5 - 25																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
R3		No se raya ni desmenuza con el cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo de geólogo.				25 - 50																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
R4		La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo.				50 - 100																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
R5		Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra.				100 - 250																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
R6		Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo.				> 250																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
INDICES DE INTERPENETRACION																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
GRADO		DESCRIPCION																																																																																																																																																																																																																																																																																																																														
I SANA		Ningun signo de interpenetración en el material rocoso. Quiza alguna decoloración sobre superficies de fracturamiento o grietas.																																																																																																																																																																																																																																																																																																																														
II LIGERO		La decoloración indica interpenetración del material rocoso y superficies de fracturamiento. El material rocoso de coloración extremadamente es más débil que su condición sana.																																																																																																																																																																																																																																																																																																																														
III MODERADA		Menos de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como un núcleo rocoso.																																																																																																																																																																																																																																																																																																																														
IV MUY INTENSIV		Mas de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como núcleo rocoso.																																																																																																																																																																																																																																																																																																																														
V DESCOMPUS		Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un nivel. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.																																																																																																																																																																																																																																																																																																																														

Cuadro 4 - 6: Valorización del RMR en la RP929S - Mina Rosa Profundización
Fuente: Departamento de Geomecánica de C.M.H S.A

CAPÍTULO V

5. DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS PARA LA APLICACIÓN DE LA VOLADURA DE PRECORTE EN CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A

5.1. VOLADURA CONTROLADA

También llamada voladura controlada perimetral, perimétrica o de contorno que sirve para mejorar la competitividad del macizo rocoso circundante a la labor minera, el objetivo de esta técnica de voladura, es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (overbreak).

Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de

orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos en minería subterránea, y la estabilidad de taludes en cortes de laderas en minería superficial.

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que limite la superficie final de un corte o excavación.

En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina “precorte” o “presplitting”, y si es posterior se le conoce como recorte, voladura de contorno o voladura suave (Smooth blasting).

Se emplea a menudo para el acabado superficial de túneles de obras hidráulicas o viales, para reducir el consumo de concreto cuando éstos tienen que ser revestidos, y en cámaras subterráneas para mejorar el autosostenimiento de techos y paredes.

También se aplica para excavaciones precisas para cimentación de maquinaria, para piques y chimeneas, para límite final de bancos en minería a tajo abierto y para extraer grandes y bien formados bloques de piedra ornamental en canteras de mármol, caliza marmórea, granito, entre otros.

5.2. TEORÍA DE LA VOLADURA CONTROLADA

Una carga explosiva convencional acoplada, que llena completamente un taladro, al detonar crea una zona adyacente en la que la resistencia dinámica a compresión de la roca es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. Fuera de esa zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan grietas radiales alrededor de todo el taladro, lo que se denomina fisuramiento radial.

Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas direcciones, hasta que por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre taladros, se producen esfuerzos de tracción complementarios perpendiculares al plano axial.

Las tracciones generadas en ese plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo la propagación de las grietas radiales en la dirección del corte proyectado, lográndose esto, en especial cuando dos taladros son cercanos. Posteriormente estas grietas se amplían y extienden bajo la acción de cuña de los gases de explosión que se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de gases permite obtener un plano de fractura definido. Según esto, el mecanismo de trabajo de una voladura de contorno comprende a dos efectos diferentes: uno derivado de la acción de la onda de choque y otro derivado de la acción de los gases en expansión.

La presión de gases es clave en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes, esto se consigue con una adecuando la longitud de retacado.

5.3. IMPORTANCIA DE LA VOLADURA CONTROLADA

- ✓ En la industria minera, para la seguridad del personal y el equipo que se encuentra trabajando en las diversas excavaciones, evitando de esa manera excesivo fracturamiento hacia atrás y el debilitamiento del macizo rocoso en la cara libre.
- ✓ Para minimizar el fracturamiento hacia atrás de los límites de la labor y consecuentemente minimizar costos, porque como bien se sabe, el excesivo

fracturamiento hacia atrás en la pared perimetral de la labor es mayor al diseñado; por lo tanto, será necesario usar sistemas de sostenimiento artificial muy costoso.

- ✓ Para asegurar que el macizo rocoso sea fracturado solamente hasta el límite planificado de la excavación en roca blanda.
- ✓ Para minimizar el desquinche de las paredes y de los techos en la parte perimetral de las chimeneas y las galerías, de tal manera de facilitar la instalación de los diversos sistemas de sostenimiento.
- ✓ Para obtener ambientes de trabajo más seguros, se debe tener presente que tanto las paredes de la labor, que hayan soportado demasiado fracturamiento hacia atrás estarán más propensas al peligro de caídas de rocas.

5.4. VENTAJAS DE LA VOLADURA CONTROLADA

- ✓ Produce superficies de rocas lisas y estables.
- ✓ Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobreexcavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura.
- ✓ Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el autosostenimiento de las excavaciones.
- ✓ En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

5.5. TÉCNICAS BÁSICAS DE VOLADURA CONTROLADA

Existen varios métodos o técnicas de voladura controlada pero todas ellas tienen un mismo propósito que es: reducir y distribuir mejor la concentración de las cargas explosivas de tal manera de disminuir el fracturamiento y el debilitamiento de las paredes circundantes que quedan de los disparos.

Cada técnica de voladura controlada es aplicada para obtener paredes cada vez más competentes, lisas para minimizar las vibraciones, con el objetivo de proteger el macizo rocoso circundante a la excavación.

Para cada macizo rocoso se tiene diferentes diseños o trazo tanto en la etapa de perforación como en el diseño de la columna de las mezclas explosivas comerciales y de la secuencia de salida, dependiendo estos de la litología, esfuerzos de compresión de la roca, así como el ordenamiento estructural, se usan las técnicas:

- ✓ Perforación en línea.
- ✓ Precorte.
- ✓ Precorte con espacionamiento de aire.
- ✓ Voladura de recorte.
- ✓ Voladura lisa.
- ✓ Voladura suave.
- ✓ Voladura amortiguada.

Todas estas técnicas son diseñadas para crear una baja concentración de energía producida por la detonación de una carga explosiva por m² del área que conforma el perímetro de la labor minera.

5.6. VOLADURA CONTROLADA DE PRECORTE

Consiste en crear un plano de contacto o fractura en el macizo rocoso, antes que los taladros de producción hayan sido iniciados. Esto se logra perforando una fila de taladros generalmente de diámetro pequeño, los cuales son cargados con mezclas explosivas comerciales desacopladas.

Es perforar una fila de taladros cercanamente espaciados y con un ángulo correcto respecto al límite de la excavación planeada. Dichos taladros son ligeramente cargados con mezclas explosivas comerciales adecuadas; los cuales deben ser detonados, instantáneamente antes que el disparo de producción sea iniciado. Lo anterior genera una falla tensional que creara una fractura entre taladro y taladro, la cual permite la disipación de las fuerzas y la expansión de los gases que provienen del disparo de producción.

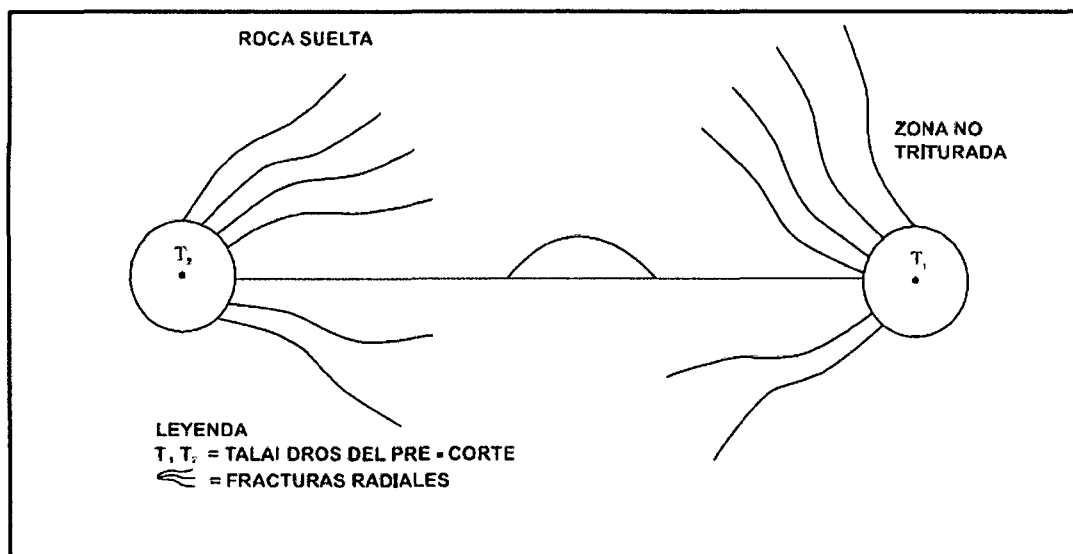


Figura 5 - 1: Grietas radiales por la acción de los taladros precorte
Fuente: Voladura Controlada de Agreda

5.6.1. Objetivos

- ✓ Reducir el fracturamiento hacia atrás
- ✓ Controlar el contorno de las paredes finales de la labor, de las chimeneas, galerías, canteras, bancos, etc.
- ✓ Aislar el disparo de producción de la roca remanente mediante la creación de una fisura a lo largo del perímetro del disparo. Esto se consigue perforando una fila simple de taladros paralelos y cercanamente espaciados, ubicados en el perímetro de la excavación. Luego dichos taladros deben ser cargados y detonados adecuadamente y en forma simultánea, antes de la detonación del disparo de producción.
- ✓ Obtener un plano de fracturamiento previo a la voladura de producción sin tener una cara libre hacia dicho plano de fracturamiento.
- ✓ Cargar los taladros, de manera que para un tipo de roca dado y también para espaciamientos entre los taladros previamente calculados, las presiones dentro de los taladros resquebrajarán la roca que todavía no ha sido excedida su resistencia compresiva, dinámica y causarán la trituración de la roca alrededor de los taladros.

5.6.2. Mecanismo de precorte

Antiguos conceptos del precorte establecían que “Cuando dos mezcla explosiva comercial eran disparadas simultáneamente en taladros adyacentes, la colisión de las ondas de choque entre los taladros ponían al macizo rocoso en tensión, y causaban un fracturamiento que se traducía en una zona fracturada entre el espaciamiento y los taladros”.

5.6.2.1. Efecto de una explosión en un barreno

Inmediatamente tras la detonación del explosivo en un barreno se genera una masa de gases a una presión del orden de 1000 MPa, a una temperatura en torno a los 3000 °K y todo esto en un tiempo de 10 a 50 μ s a través de una rápida reacción exotérmica que se propaga en la masa del explosivo como una onda de choque. Esta onda alcanza las paredes del taladro y se transmite dinámicamente a la roca circundante como onda de tensión. Tras el paso de la cola de rarefacción, la roca se ve sometida a la presión cuasi-estática del gas confinado en el barreno. La presión en el barreno presenta cuatro zonas típicas:

- ✓ Energía necesaria para conducir la onda de detonación a través del explosivo.
- ✓ Energía cinética y de deformación correspondiente a la onda de choque.
- ✓ Energía que se utiliza durante la propagación de grietas.
- ✓ Cola final: ruido, calor y energía desaprovechada.

Simétricamente respecto al centro del taladro se producen tres zonas bien diferenciadas: descritas a seguir:

a) Formación del anillo triturado:

La presión de detonación genera una tensión radial de compresión que supera con creces la resistencia a compresión de la roca. Se forma como consecuencia un delgado anillo donde la roca se ha fracturado y machacado por diferentes procesos de fractura granular, microfractura, compresión diferencial de partícula, macizo rocoso y otras formas de deformación plástica. Este anillo es de poco o nulo uso práctico y produce una sobrerotura y un daño innecesario a la superficie de la excavación que afecta su resistencia y estabilidad. El anillo triturado supone además una barrera que de alguna forma dificulta la actuación del gas

y su flujo a través de las grietas formadas, actuando como una barrera plástico-fluida para su pronta actuación. Dado que también afecta a la pérdida de energía útil del explosivo e influye directamente en la atenuación del pico de la onda de tensión, resulta inmediato que para los fines del precorte es necesario tratar de evitar o al menos minimizar la formación de este anillo. La variable que controla este anillo es el tiempo hasta que se alcanza el valor pico de presión en el barreno, razón por la cual se usa cargas desacopladas.

b) Formación de la zona de fractura

El campo elástico de ondas generado a partir de la zona externa del anillo se propaga a velocidad sónica y consiste en una serie de tensiones radiales de compresión y tangenciales de tracción. Las tensiones tangenciales generadas, junto con la existencia en el material rocoso de defectos y microfracturas, provocan la iniciación y crecimiento de grietas radiales. Estas grietas se ven temporalmente sobretensionadas cuando la onda de tensión pasa por ellas, aunque inmediatamente se descargan y se frena su crecimiento pues la velocidad de propagación de la grieta es mucho menor que la de la onda.

c) Formación de la zona de fragmentación

La presión del gas en el barreno se mantiene lo suficientemente alta durante un periodo de tiempo considerablemente mayor que el periodo de detonación. Esto produce un campo cuasi-estático de tensiones en la roca, que sigue al campo dinámico de ondas de tensión. Este campo cuasi-estático es el responsable de la activación, crecimiento y coalescencia de las fracturas desactivadas tras el paso de la onda de tensión. Así mismo, el gas penetra en las grietas y mediante un efecto de cuña acelera la propagación de las mismas

La propagación de grietas debido a la presión cuasi-estática requiere la suficiente energía de deformación como para contrarrestar las energías de superficie resistentes. La extensión de

una grieta radial provoca la descarga de la roca adyacente a ambos lados de la discontinuidad. Esto explica el que no se desarrollen grietas inmediatamente cercanas puesto que la energía de deformación almacenada se hace insuficiente. Sin embargo, grietas que estén lo suficientemente alejadas pueden desarrollarse independientemente dado que la propagación de la primera grieta no afecta a la energía de deformación acumulada en la zona de la grieta lejana.

5.6.2.2. Explosión simultánea en dos barrenos cercanos

La fracturación comienza en los defectos o microfracturas que se encuentran presentes en el material. Estas microfracturas se activan por la onda de choque en forma de elementos de fractura pseudo circulares produciéndose la coalescencia de los mismos si se encuentran lo suficientemente cercanos. Esta coalescencia se produce hasta tanto la onda de choque no resulta amortiguada por debajo de la resistencia dinámica a la tracción del material rocoso. El mecanismo por el cual las grietas progresan tras la amortiguación de la onda de choque es mediante un frente de fractura sostenido por la presión del gas, a manera de cuña. Este proceso es esencialmente discontinuo mediante la nucleación, agregación y crecimiento de microfracturas por delante del frente de fractura, produciendo en el macizo rocoso unas marcas parabólicas típicas.

Las diferentes condiciones del material en cuanto a estos defectos y las diferencias en cuanto al tiempo de activación de las mismas son las variables que controlan el proceso. Según este modelo de fracturación solo unas pocas fracturas radiales inicialmente formadas crecen por la acción de cuña de los gases en expansión.

Las grietas que se producen alrededor de un barreno se propagan uniformemente alrededor

del mismo. Si en vez de un único barreno es una fila de taladros la que se hace detonar, el número de grietas y su extensión alrededor del barreno se reduce considerablemente. Las grietas más grandes tienden a seguir la dirección del plano de corte y eventualmente se unen para formar la superficie de fractura. Estas grietas crecen y se desarrollan simultáneamente formando un patrón regular en el plano que une los barrenos. Cuando las fracturas no son coplanares todavía puede conseguirse continuidad en la fractura mediante solapamiento de grietas a manera de escalones.

El diagrama conceptual muestra ciertos conceptos acerca del fracturamiento del macizo rocoso por acción de las ondas de choque producidas por la detonación de una mezcla explosiva comercial cargada dentro de taladros adyacentes que conforman los taladros de la línea de perforación de precorte.

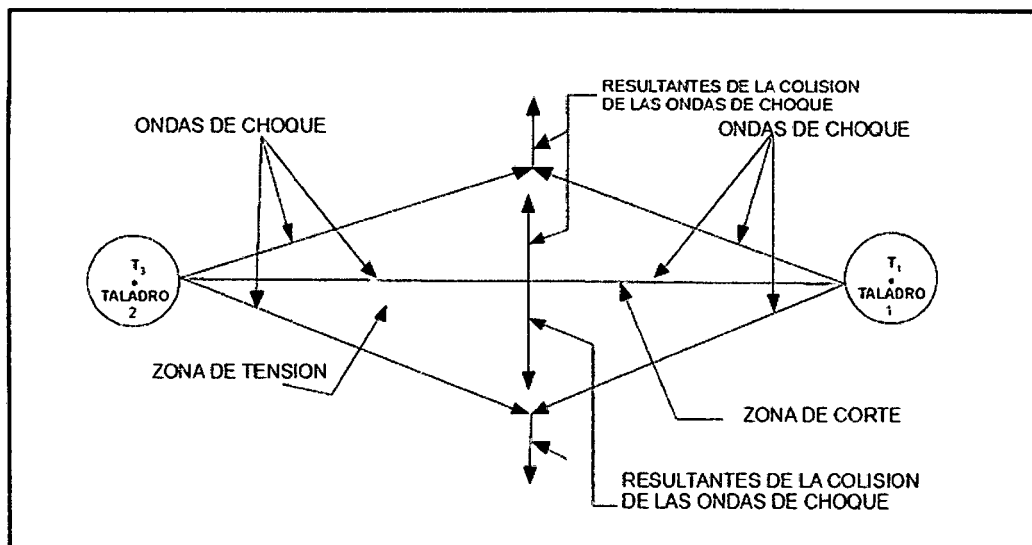


Figura 5- 2: Proceso de explosión simultánea en dos barrenos cercanos
Fuente: Voladura Controlada de Agreda

5.6.3. Ventajas

- ✓ Reduce el excesivo fracturamiento del macizo rocoso.
- ✓ Se obtiene paredes y límites finales más limpios y estables.
- ✓ Se necesita perforar menor número de taladros que son necesarios cuando se usa otro método de voladura controlada.
- ✓ Se reduce el nivel de vibraciones producidos por la detonación del disparo de producción.
- ✓ Los espaciamientos entre los taladros de la fila del precorte son menores que los que se usan por otros métodos de voladura controlada.
- ✓ Los costos de perforación serán menores en \$/ML perforado.
- ✓ No es necesario volver a disparar en taludes y/o paredes después de haberse efectuado la primera excavación.
- ✓ En algunas operaciones mineras donde se ha empleado el precorte, se han obtenido buenos resultados, aun en macizos rocosos muy fracturados e incompetentes.
- ✓ El precorte produce un nivel de vibraciones menor y también una menor intensidad de ruido.

5.6.4. Desventajas

- ✓ La perforación de los taladros que conforman la fila del precorte debe ser efectuada con mucho cuidado, y ellos deben estar muy bien alineados.
- ✓ El carguío de los taladros de la fila del precorte toma mayor tiempo que el carguío de los taladros de producción.

- ✓ Los resultados del precorte son muy difíciles de determinar hasta que la excavación principal sea completada hasta las paredes finales.
- ✓ Desde que el precorte es generalmente efectuado antes que los disparos de producción, no es posible tener un conocimiento cabal de las condiciones locales de la roca, que recién se conocerán después de efectuarse los disparos de producción correspondientes.

5.6.5. Parámetros importantes para voladura controlada de precorte

5.6.5.1. Presión de taladro

Es la presión ejercida por la expansión de gases de detonación en las paredes del taladro. Cuanto menor sea esta presión menor será el daño a la pared final de la voladura, esta presión es aproximadamente el 50 % de la presión de detonación del explosivo. Para lograr el efecto de corte en las voladuras controladas es necesario reducir la presión dentro del taladro desacoplado y/o espaciando las cargas explosivas dentro del mismo.

La presión ejercida en la roca circundante es directamente proporcional a la presión dentro del taladro, por lo tanto, disminuyendo la presión del taladro disminuirá la rotura hacia atrás y las vibraciones producidas por las ondas de choque.

Por otro lado, las mezclas explosivas con bajas densidades producirán bajas presiones dentro del taladro. Como se sabe existen una serie de métodos para bajar la densidad de una mezcla explosiva, tales como se indica a continuación:

- Adicionando materiales conteniendo aire atrapado en ellas como por ejemplo: perlita, polvo de madera, microbalones, etc.

- Teniendo en cuenta el efecto que tiene el diámetro de la mezcla explosiva sobre la velocidad de detonación podrá controlarse la presión dentro del taladro.
- Así, si el diámetro del taladro es inferior al diámetro crítico de la mezcla explosiva, la velocidad de detonación de esta y en consecuencia la presión dentro del taladro disminuye en forma muy drástica.
- Dejando un volumen anular entre la carga explosiva y las paredes de los taladros, esto producirá un efecto amortiguador.

El modelo matemático propuesto por el Dr. Alan Bauer, para calcular la presión dentro del taladro, es como sigue:

$$P_b = 1.69 * 10^{-3} * (\rho) * D^2 * \left(\frac{r_c}{r_b} * \sqrt{0.5} \right)^{2.4} \dots\dots\dots(1)$$

Dónde:

P_b: Presión dentro del taladro (psi).

ρ : Densidad del explosivo (gr/cm²)

D: Velocidad de detonación del explosivo (psi/seg)

r_c: Radio de carga columna o explosivo (pulg).

r_b: Radio del taladro (pulg)

“Cuando la presión de dentro del taladro es mayor que la resistencia compresiva dinámica in situ de la roca”; esta causara daños como rotura hacia atrás, fractura de la cresta, roca suelta en el frente, etc

$$S \leq \frac{R_h * (P_b + T)}{T} \dots\dots\dots(2)$$

Dónde:

S: Espaciamiento entre taladros (pulg).

Rh: Radio del taladro (pulg).

Pb: Presión dentro del taladro (psi).

T: Resistencia tensional dinámica de la roca (psi).

5.6.5.2. Desacoplado de la carga explosiva

El desacoplamiento es la relación del espacio vacío a sección transversal entre el diámetro del explosivo y diámetro del taladro expresado en %, nos indica que a mayor espacio vacío menor es la presión de detonación dentro del taladro, aplicado generalmente en los taladros de contorno o periferia.

Las cargas explosivas son desacopladas cuando no están en contacto con las paredes del taladro, la relación del radio de la carga explosiva al radio del taladro es una medida del acoplamiento de la carga explosiva.

El efecto de desacoplamiento tal como queda figura 5 - 03, es fundamental en el precorte. La densidad, rugosidad, forma y tamaño de las grietas radiales se ven afectadas por el grado de desacoplamiento. Un alto grado de desacoplamiento proporciona en general una mínima cantidad de grandes grietas radiales y una notable reducción del número y extensión de las pequeñas grietas.

La relación de acoplamiento está dada por la siguiente relación matemática:

$$CR = \sqrt{C} \frac{r_2}{r_h} \dots\dots\dots(3)$$

Dónde:

CR: Relación de acoplamiento.

C: Porcentaje de la columna explosiva que ha sido cargada.

r_2 : Radio de la carga explosiva.

r_h : Radio del taladro.

La presión dentro del taladro es reducida por el desacoplamiento. La relación matemática del desacoplamiento está dada por la siguiente expresión:

$$(P_B)_{dc} = (P_B)_c (CR)^{2.4} \dots\dots\dots(4)$$

Dónde:

$(P_B)_{dc}$: Presión dentro del taladro para una carga explosiva desacoplada (psi).

$(P_B)_c$: Presión dentro del taladro para la misma carga explosiva con buen acoplamiento dentro de este (psi).

CR: Relación de acoplamiento.



Figura 5 - 3: Carga desacoplada
Fuente: Manual de perforación y voladura de C.M.H S.A

5.6.5.3. Espaciamiento de la carga explosiva

El espaciamiento es la distancia de cartucho a cartucho en la columna explosiva de los taladros contorno con el objeto de reducir aún más la presión de detonación dentro del taladro.

Las cargas explosivas son espaciadas separando en porciones de la columna explosiva mediante separadores de madera, cartón, tubo de PVC, etc.

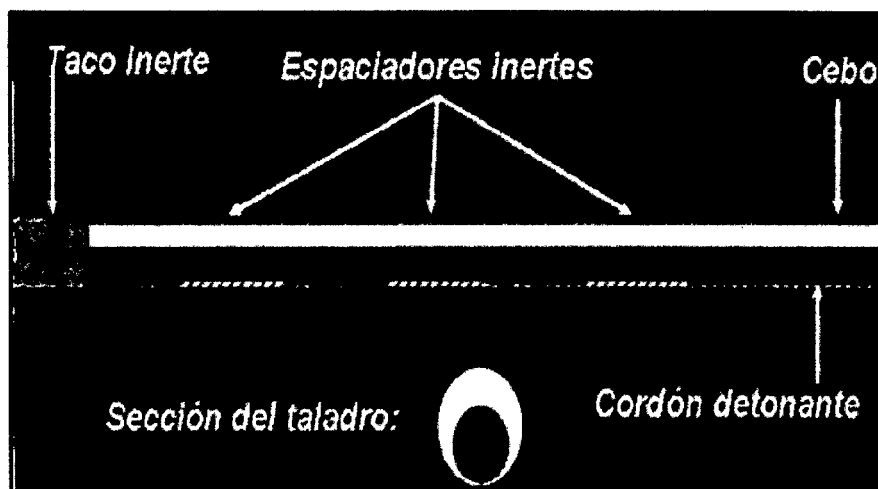


Figura 5 - 4: Cartucho de dinamita espaciada con aire libre y cordón detonante
Fuente: Manual de perforación y voladura de C.M.H S.A

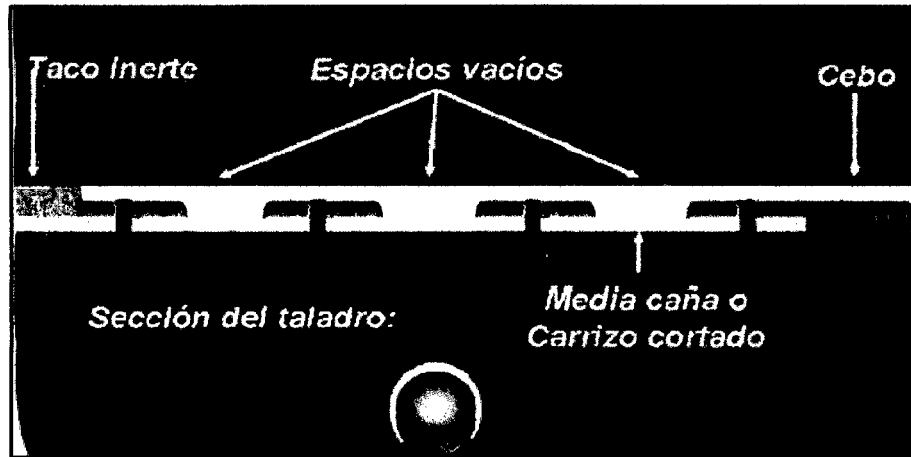


Figura 5 - 5: Cartuchos espaciados a distancias variables con cordón detonante sobre una media caña.

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

5.7. INGENIERÍA DE EXPLOSIVO EN VOLADURA DE PRECORTE

Los materiales explosivos son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido o líquido, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundos, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones.

Así, los explosivos comerciales son una mezcla de sustancias, combustibles y oxidantes, que activados debidamente, dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida, que genera una serie de productos gaseosos a alta temperatura y presión, químicamente más estables, y que ocupan un mayor volumen, aproximadamente 1000 a 10, 000 veces mayor que el volumen original del espacio donde se alojó el explosivo.

5.7.1. Definición de explosivo

Se llama explosivo a toda sustancia sólida o líquida o una mezcla de sustancias, que al recibir un estímulo adecuado, una porción pequeña de esta mezcla explosiva, en un infinitésimo de tiempo se convierte en otras sustancias más estables generalmente gaseosa; acompañada de una liberación de calor y altas presiones.

El estímulo mencionado puede ser dado por: fricción, impacto, calor o por la introducción de un detonador en la carga explosiva que producirá una onda de shock que luego se propagará a través de todo el explosivo.

En el caso de voladura de rocas, después de la detonación, las ondas de shock generadas, viajan a una dirección como una energía impulsada a través de la roca (ondas radiales de compresión); y en todo cambio de densidad del medio como ocurre en una cara libre, esta onda se refleja en una parte como energía de onda tensional y la otra parte es refractada continuando su viaje. Estas ondas reflejadas crean fracturas radiales por donde los gases producidos a altas presiones se expanden, provocando la fractura de la roca.

5.7.2. Características ambientales de los explosivos

La selección de un explosivo que se usará para una tarea en particular se basa en dos criterios principales. El explosivo debe ser capaz de funcionar segura y confiablemente bajo las condiciones ambientales donde se va a usar y el explosivo debe ser el que resulte más económico para producir los resultados finales deseados.

Antes de que el responsable de las voladuras seleccione el explosivo que usará para un trabajo en particular debe determinar qué explosivos son adecuados para las condiciones ambientales y las características de operación que se adapten a la economía del proyecto.

Se considerarán cinco características en la selección de un explosivo que tienen que ver con factores ambientales: sensibilidad, resistencia al agua, vapores, flamabilidad, resistencia a la temperatura y resistencia al frío.

5.7.2.1. Sensibilidad

Sensibilidad es la característica que tiene un explosivo para propagar la reacción a todo lo largo de la carga y controla el diámetro mínimo para usos prácticos.

La sensibilidad se mide al determinar el diámetro crítico de un explosivo. El término diámetro crítico se usa frecuentemente en la industria de los explosivos para definir el diámetro mínimo en el cual un compuesto explosivo en particular detonará confiablemente.

Todos los compuestos explosivos tienen un diámetro crítico. Para algunos compuestos puede ser tan pequeño como un milímetro. Por otra parte, otro compuesto puede tener un diámetro crítico de 100 milímetros. El diámetro del barreno propuesto para un proyecto específico determinará el diámetro máximo de la carga de columna. Este diámetro de la carga debe ser mayor al diámetro crítico del explosivo que se usará en ese barreno. Por lo tanto, al seleccionar con anticipación ciertos diámetros de barreno.

La sensibilidad es también una medida de la habilidad del explosivo para propagar la reacción de cartucho a cartucho, asumiendo que el diámetro es superior al crítico. Se puede expresar como la distancia máxima de separación (en centímetros) entre un cartucho cebado (donador) y uno sin cebar (receptor), donde la transferencia de la detonación ocurrirá.

Tipo	Diámetro Crítico		
	< 25mm	25mm-50mm	>50mm
Dinamita Granulada	X		
Dinamita Gelatina	X	X	X
Emulsión Encartuchada		X	X
ANFO colocado neumáticamente	X		
ANFO Vaciado	X		
ANFO Encartuchado		X	X
ANFO Pesado		X	

Cuadro 5 - 1: Sensibilidad de los explosivos
Fuente: Manual de voladura de Konya

5.7.2.2. Resistencia al agua

La resistencia al agua es la habilidad de un explosivo de soportar el contacto con el agua sin sufrir deterioro en su desempeño. Los productos explosivos tienen dos tipos de resistencia al agua: interna y externa. La resistencia al agua interna se define como la resistencia al agua que provee la composición misma del explosivo. Por ejemplo, algunas emulsiones e hidrogeles pueden ser bombeados directamente al barreno lleno de agua. Estos explosivos desplazan el agua hacia arriba pero no se mezclan con ello y no muestran deterioro si se disparan dentro de un tiempo razonable.

La resistencia al agua externa se provee no por los materiales propios del explosivo, sino por el empaque o cartucho dentro del que se coloca el material. Por ejemplo, el ANFO no tiene resistencia al agua interna, sin embargo, si se coloca dentro de una manga de plástico o un cartucho en el barreno, puede mantenerse seco y se desempeñará satisfactoriamente. La manga provee la resistencia al agua externa para este producto en particular.

El efecto que tiene el agua en los explosivos, es que puede disolver algunos de los ingredientes o enfriar a tal grado la reacción que los productos ideales de la detonación no se formarán aun cuando el explosivo esté balanceado de oxígeno. La emisión de vapores café rojizos o amarillos en una voladura, muchas veces es indicación de una detonación poco eficiente causada, frecuentemente, por el deterioro del explosivo debido al agua. Esta situación se puede remediar si se utiliza un explosivo con mayor resistencia al agua o si se usa un empaque externo mejor. Los fabricantes de explosivos pueden describir la resistencia al agua de dos formas.

Una forma es usar términos tal cómo excelente, bueno, regular o malo. Cuando se encuentra agua en las operaciones de voladuras, un explosivo catalogado por lo menos cómo regular debe seleccionarse y debe dispararse lo más pronto posible después de cargado. Si el explosivo va a estar en contacto con el agua por un período considerable de tiempo, es aconsejable seleccionar un explosivo catalogado por lo menos cómo bueno. Si las condiciones de agua son severas y el tiempo de exposición es significativo, un responsable de voladuras prudente debe seleccionar un explosivo con una excelente resistencia al agua. Los explosivos con resistencia al agua mala no deben usarse en barrenos húmedos.

Tipo	Resistencia
Dinamita Granulada	Mala a Buena
Dinamita Gelatina	Buena a Excelente
Emulsión Encartuchada	Muy Buena
ANFO Neumáticamente	Mala
ANFO Vaciado	Mala
ANFO Encartuchado	Muy Bueno
ANFO Pesado	Mala o Muy Bueno

Cuadro 5 - 2: Resistencia al agua
Fuente: Manual de voladura de Konya

La segunda forma de catalogar la resistencia al agua de los explosivos es por números.

Por ejemplo: la resistencia al agua Clase 1 indica una tolerancia al contacto con el agua por 72 horas sin deterioro; la Clase 2 - 48 horas, Clase 3 - 24 horas y Clase 4 - 12 horas. El método descriptivo de catalogar la resistencia al agua es el más comúnmente usado en las hojas técnicas de los productos explosivos. En general, el precio de un producto está relacionado con la resistencia al agua. Entre más resistencia al agua tenga el explosivo, mayor será el precio.

La habilidad para permanecer sin cambios ante presiones estáticas altas se conoce cómo: tolerancia a la presión del agua. Algunos compuestos explosivos se densifican y desensibilizan debido a las presiones hidrostáticas que se dan en barrenos muy profundos.

Una combinación de otros factores como clima frío y cebos pequeños contribuirán al fracaso.

5.7.2.3. Vapores

La clase de vapores de un explosivo se mide de acuerdo a la cantidad de gases tóxicos producidos en el proceso de detonación. El monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno son los gases principales que se consideran en la catalogación de vapores. Aunque la mayoría de los agentes explosivos comerciales están cercanos al balance de oxígeno para reducir al mínimo los vapores y optimizar la liberación de energía, estos vapores se generarán y el responsable de las voladuras tiene que estar conciente de esto.

En la minería subterránea y en la construcción, los problemas que pueden resultar de la producción de estos vapores sin la ventilación adecuada son obvios. Cabe señalarse que en las operaciones de superficie, especialmente en cortes muy profundos o zanjas, la producción de vapores y su retención pueden ser peligrosas para el personal asignado a ese trabajo. Algunas condiciones de voladura pueden producir vapores tóxicos aun cuando el explosivo esté balanceado de oxígeno. Algunas de estas condiciones son: diámetro de la carga insuficiente, resistencia al agua inadecuada, cebado deficiente y pérdida prematura del confinamiento.

Tipo	Resistencia
Dinamita Granulada	Mala a Buena
Dinamita Gelatina	Regular o Muy Buena
Emulsión Encartuchada	Buena a Muy Buena
ANFO Encartuchado	Muy Buena
ANFO Pesado	Buena

Cuadro 5 - 3: Calidad de vapores
Fuente: Manual de voladura de Konya

5.7.2.4. Flamabilidad

La flamabilidad es la característica que tiene un explosivo para iniciar la reacción con facilidad a partir de una chispa, flama o fuego. Algunos explosivos explotan debido a una chispa mientras que otros pueden ser quemados y no detonan. La flamabilidad es importante desde el punto de vista del almacenamiento, transportación y uso. Algunos explosivos, aunque son muy económicas, han perdido mercado debido a la flamabilidad.

5.7.2.5. Resistencia a la temperatura

Los productos explosivos pueden verse afectados en su desempeño si se almacenan bajo temperaturas extremas. Bajo temperaturas de almacenamiento altas, arriba de 322 grados Celsius, muchos compuestos se descomponen lentamente o cambian sus propiedades y la vida de anaquel disminuye. El almacenamiento de agentes explosivos de nitrato de amonio por arriba de los 322 grados Celsius puede provocar el ciclado (cambio de cristalización).

Tipo	Entre -18°C y 38°C
Dinamita Granulada	Buena
Dinamita Gelatina	Buena
Emulsión Encartuchada	Mala debajo de 4.5°C
ANFO Neumáticamente	Mala arriba de 32.2°C
ANFO Vaciado	Mala arriba de 32.2°C
ANFO Ensacado	Mala arriba de 32.2°C
ANFO Pesado	Mala debajo de 4.5°C

Cuadro 5 - 4: Resistencia a la temperatura
Fuente: Manual de voladura de Konya

5.7.2.6. Resistencia al frío

Condiciones de frío extremo también pueden afectar el desempeño de los productos explosivos. La mayoría de las dinamitas y los agentes explosivos no se congelarán ante la exposición normal a las temperaturas más bajas que se encuentran en el país. Esto debido a que los fabricantes añaden a estos productos ciertos ingredientes que les permiten desempeñarse de manera adecuada, sin importar el clima frío. Algunos productos pueden endurecerse después de exposiciones prolongadas a las bajas temperaturas y pueden volverse difíciles de manejar en el campo.

Los hidrogeles y las emulsiones pueden tener problemas de detonación muy serios si se almacenan bajo temperaturas muy frías y no se les permite calentarse antes de detonados.

5.7.3. Características de los explosivos

En el proceso de selección de un explosivo, las condiciones ambientales pueden eliminar el uso de ciertos tipos de explosivos en un proyecto en particular. Después de considerar las condiciones ambientales, se deben considerar las características de desempeño de los explosivos.

5.7.3.1. Sensibilidad

La sensibilidad de un explosivo está definida por la cantidad de energía que un explosivo requiere para detonar confiablemente. Esto es conocido en ocasiones como los requerimientos mínimos de cebado. Algunos explosivos requieren de muy poca energía para detonar confiablemente. El fulminante estándar número 8 hará detonar la dinamita y algunos de los hidrogeles y emulsiones sensibles al fulminante. Por otro lado, un

fulminante solo no iniciará la reacción del ANFO o hidrogeles a granel. Para obtener una detonación confiable, uno debe usar un cebo o reforzador en combinación con el fulminante.

Muchos factores pueden influenciar la sensibilidad de un producto. Por ejemplo: la sensibilidad puede reducirse debido a la presencia de agua en el barreno, diámetro inadecuado de la carga o por temperaturas extremas. La sensibilidad de un producto define los requerimientos de cebado, esto es, el tamaño y la potencia del cebo. Si la detonación confiable de la carga principal no se da, los vapores pueden aumentar, los niveles de vibración del suelo se pueden incrementar, los barrenos se pueden escopetear y se pueden provocar cantidades considerables de roca en vuelo.

5.7.3.2. Velocidad de detonación

La velocidad de detonación es la velocidad a la cual la reacción se mueve a lo largo de la columna de explosivo. Tiene un rango que va de 1.524 a 7.620 m/s en los productos explosivos comerciales. La velocidad de detonación es una consideración importante para aplicaciones fuera del barreno, tales como el plasteo o la demolición de elementos estructurales. La velocidad de detonación tiene una importancia menos significativa si el explosivo se usa dentro de un barreno.

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.

Tipo	Diámetro		
	32 mm	76 mm	229 mm
Dinamita Gelatina	2100-5800		
Emulsión Encartuchada	3600-7600		
ANFO colocado neumáticamente	2100-3000	3700-4300	4300-4600
ANFO Vaciado	1800-2100	3000-3400	4300-4600
ANFO Encartuchado		3000-3700	4300-4600
ANFO Pesado			3400-5800

Cuadro 5 - 5: Velocidad de detonación de los explosivos (m/seg)

Fuente: Manual de voladura de Konya

5.7.3.3. Presión de detonación

La presión de detonación es la que se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo. Cuando se inicia un explosivo con otro, la presión de choque del explosivo primario se usa para causar la iniciación del explosivo secundario. La presión de detonación puede ser relacionada con la presión de barreno, pero no es necesariamente, una relación lineal. Dos explosivos con presiones de detonación similares no tendrán necesariamente la misma presión de barreno o presión de gas.

La presión de detonación está relacionada con la densidad del explosivo y la velocidad de la reacción. Cuando se seleccionan explosivos como iniciadores, es muy importante considerar la presión de detonación.

Tipo	Presión de Detonación (Kbar)
Dinamita Granulada	20-70
Dinamita Gelatina	70-140
Emulsión Encartuchada	20-100
Emulsión a Granel	20-100
ANFO Vaciado	7-45
ANFO Encartuchado	20-60
ANFO Pesado	20-90

Cuadro 5 - 6: Presión de detonación
Fuente: Manual de voladura de Konya

5.7.3.3. Densidad

La densidad de un explosivo es importante debido a que los explosivos se compran, almacenan y utilizan sobre la base del peso. La densidad se expresa normalmente como gravedad específica, la cual es la relación de la densidad del explosivo con la densidad del agua. La densidad determina el peso de explosivo que puede cargarse dentro de un diámetro específico de barreno. Basándose en el peso, no hay una diferencia muy marcada en la energía entre diversos explosivos. La diferencia en energía sobre la base de la unidad de peso no es ni siquiera cercana a la diferencia de energía sobre la base de la unidad de volumen. Cuando se encuentra roca dura y el costo de la barrenación es alto, un producto más denso y de precio más alto.

5.7.3.4. Brisance o poder rompedor

Es el efecto “demoledor” o “tritador” que aplica el explosivo sobre la roca para iniciar su rompimiento. Como factor dinámico de trabajo es consecuencia de la onda de choque y está vinculado a la densidad y a la velocidad de detonación que muchas veces se utiliza como base comparativa. Se determina experimentalmente mediante la prueba “Hess”, que expresa en milímetros el aplastamiento que sufre un molde de plomo cilíndrico, de dimensiones determinadas por efecto de la explosión de 100 g de explosivo que se dispara colocado sobre un disco de acero encima del bloque de plomo.

Los valores obtenidos también se comparan con la gelatina explosiva como patrón, que produce alrededor de 25 mm de aplastamiento. Brisance es el efecto de impacto que tritura la roca y Trauzl el efecto de expansión y empuje del material roto, para desplazarlo y formar la pila de escombros. Ambos se conjugan en la voladura,

5.8. SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA EN LA EJECUCIÓN DE LABORES DE DESARROLLO EN CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A

Sin lugar a dudas el precorte puede considerarse como una técnica en la cual son fundamentales la geometría y la simetría en todo el proceso. El explosivo, parte crucial del éxito en el mismo, debe seleccionarse en consonancia. Dado que la discontinuidad de precorte se produce en la práctica con espaciamientos supercríticos en los que el mecanismo actuante es fundamentalmente la acción cuasi-estática de los gases, es recomendable la

utilización de un explosivo con baja velocidad de detonación (reducción del daño dinámico a la roca) a la vez que con un alto volumen de gases.

La selección adecuada de los explosivos y accesorios para la voladura de labores de desarrollo; se realizó mediante los siguientes criterios:

- ✓ Tamaño de fragmentación requerido.
- ✓ Diámetro del taladro de perforación.
- ✓ Burden y espaciamiento de la malla de perforación.
- ✓ Condiciones geológicas presentes.
- ✓ Dureza del macizo rocoso.

Los parámetros de fragmentación, diámetro de taladro y la malla de perforación se determinan en la etapa previa a la perforación. Se realizaron pruebas con otros tipos de explosivos y accesorios, (Ver Anexo N° 4: Prueba de Explosivos).

5.8.1. Explosivos

✓ Dinamita Semexsa

Dinamita desarrollada para minimizar los costos de chancado así como los asociados a la realización de voladuras secundarias en terrenos de roca semidura a dura al proporcionar una buena fragmentación del macizo rocoso. Es ideal para el carguío de taladros en terrenos fracturados que presentan dificultad a su excelente simpatía y sensibilidad que contribuye a reducir los tiempos de manipulación y carguío del explosivo. La principal característica es su alto empuje y buen poder

rompedor, a pesar de tener una mediana a limitada resistencia al agua, por lo cual se recomienda su aplicación en rocas suaves a semiduras y con poca o ninguna presencia de agua. Se emplea en todo tipo de trabajos en minería superficial, subterránea, obras civiles y otras aplicaciones.

Esta dinamita se usa con éxito en vetas o rocas suaves, donde por su baja velocidad de detonación y buena simpatía, es posible utilizarla en voladuras controladas o amortiguadas utilizando espaciadores para producir un desconfinamiento longitudinal y radial.

Características	Semexsa 45
Densidad relativa (g/cm ³)	1.08
Velocidad de detonación (m/s)	3800
Presión de detonación (kbar)	87
Energía (KJ/Kg)	3060
Resistencia al agua	Buena
Categorías de humo	Primera
Dimensión del cartucho	1" x 7"

Cuadro 5 - 7: Características técnicas dinamita Semexsa.

Fuente: Manual Práctico de voladura de Exsa

Producto	Embalaje	Dimensión de caja (cm)	Peso Neto (kg)	N* cartuchos
Semexsa 45	Caja Cartón	35 x45x28	25	252

Cuadro 5 - 8: Presentación dinamita Semexsa.

Fuente: Manual Práctico de voladura de Exsa

✓ **Dinamita Exsablock**

Dinamita de baja densidad y potencial especialmente diseñada para reducir el daño al macizo rocoso circúndate y los niveles de vibración, logrando como resultado una notable disminución de la sobredilución y los sobrecostos de sostenimiento en voladuras de contorno en roca blanda.

Características	ExsaBlock
Densidad relativa (g/cm ³)	0.8
Velocidad de detonación (m/s)	2800
Presión de detonación (kbar)	23
Energía (KJ/Kg)	1720
Resistencia al agua	Nula
Categorías de humo	Primera
Dimensión del cartucho	7/8" x 7"

Cuadro 5 - 9: Características técnicas dinamita ExsaBock.

Fuente: Manual Práctico de voladura de Exsa

Producto	Embalaje	Dimensión de caja (cm)	Peso Neto (kg)	N* cartuchos
ExsaBlock	Caja Cartón	35 x45x28	20	276

Cuadro 5 - 10: Presentación dinamita ExsaBlock.

Fuente: Manual Práctico de voladura de Exsa

✓ **Dinamita Exadit**

Son mezclas explosivas sensibilizadas con nitroglicerina pero con un porcentaje inferior al 15%, tienen una consistencia granular o pulverulenta.

Dentro de este grupo de explosivos cabe distinguir aquellos que poseen una base inerte y los de base activa. Los primeros, actualmente en desuso, fueron desarrollados por Nobel en 1867 y se componían de nitroglicerina o tierra de infusorios calcinados.

Los de base activa, se fabrican en su mayoría sustituyendo la sustancia inerte por una mezcla oxidante y combustible que aportan una potencia adicional.

Dinamita diseñada para optimizar la eficiencia en la explotación de tajeos de producción en roca suave a semidura. Por su buen poder rompedor y alto empuje es ideal para realizar voladura controlada.

Características	ExaDit 45%
Densidad relativa (g/cm ³)	1.02
Velocidad de detonación (m/s)	3400
Presión de detonación (kbar)	73
Energía (KJ/Kg)	3000
Resistencia al agua	Regular
Categorías de humo	Primera
Dimensión del cartucho	7/8" x 7"

Cuadro 5 - 11: Características técnicas dinamita ExaDit.

Fuente: Manual Práctico de voladura de Exsa

Producto	Embalaje	Dimensión de caja (cm)	Peso Neto (kg)	N* cartuchos
ExaDIT 45%	Caja Carton	35 x45x28	25	328

Cuadro 5 - 12: Presentación dinamita ExaDit.

Fuente: Manual Práctico de voladura de Exsa

5.8.2. Accesorios de voladura

✓ Cordón detonante

Es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de pentrita PETN (penta-erythritol tetranitrate) que está recubierto con papel de características especiales, fibras sintéticas e hilos de algodón. Su cobertura exterior varía según el cordón sea simple o reforzado.

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

Características	Pentacord 5P
Peso de carga (g/m)	5
Resistencia a la tracción (Kg)	70
Velocidad de detonación (m/seg)	7000

Cuadro 5 - 13: Características técnicas Pentacord.

Fuente: Manual Productos de Famesa

Producto	Embalaje	Capacidad de caja	Peso Neto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
Cordón detonante 5P	Caja Cartón	2 rollos x 600m	19.3	328

Cuadro 5 - 14: Presentación Pentacord.

Fuente: Manual Productos de Famesa

✓ Carmex

Es un sistema de iniciación convencional de explosivos, compuesto por accesorios tradicionales de voladura y ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas de precisión, garantizando con ello la preparación de herméticos ensambles Fulminante-Mecha de Seguridad-Conector, que permitirán minimizar la ocurrencia de “tiros cortados”. El carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación de columnas explosivas sensibles al Fulminante Común, que sirve para efectuar voladuras convencionales consta de los siguientes componentes: Fulminante común N° 8, mecha de seguridad, conector para mecha rápida y block de sujeción.

Producto	Embalaje	Capacidad de caja	Peso Neto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
Carmex 2.10 m(7’’)	Caja Cartón	300 Pza	16.1	44.5x38.0x39.0

Cuadro 5 - 15: Presentación Carmex.

Fuente: Manual Productos de Famesa

Características	CARMEX
Diámetro del fulminante (mm)	6.3
Longitud del fulminante (mm)	45
Diámetro de perforación (mm)	10
Volumen de trauzl (cm ³)	23
Resistencia al impacto 2Kg/m	No detona
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Buena

Cuadro 5 - 16: Características técnicas Carmex.

Fuente: Manual Productos de Famesa

Características	Mecha Seguridad
Diámetro externo (mm)	5.2
Color de recubrimiento	verde
Núcleo de pólvora (g/m)	6
Tiempo de combustión (s/m)	150
Longitud de chispa (mm)	50
Resistencia tensión durante 3min(Kg)	30

Cuadro 5 - 17: Características técnicas Mecha de Seguridad.

Fuente: Manual Productos de Famesa

Características	Conector
Diámetro del conector (mm)	6.3
Longitud del conector (mm)	45
Ancho de la ranura (mm)	2.4
Carga de material pirotécnico (g)	0.5
Altura de carga (mm)	12

Cuadro 5 - 18: Características técnicas Conector.

Fuente: Manual Productos de Famesa

✓ **Mecha rápida (Igniter Cord)**

Es un accesorio de voladura formado por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico.

El uso de la mecha rápida en conexión con el conector para mecha rápida tiene como objetivo principal eliminar el encendido o “chispeo” individual de las “armadas” o “primas”, evitar la exposición del operador a labores con presencia de humos y permitir la evacuación segura del personal ante la posibilidad de una iniciación prematura, ya que usándola adecuadamente proporciona el tiempo suficiente al operador para retirarse a un lugar seguro. Para efectuar cada conexión en las redes de encendido, la mecha rápida se inserta a través de la ranura del conector para mecha rápida y su base se presiona para asegurar un buen contacto. Dicha conexión también puede realizarse por enrollamiento o “torniquete” o utilizando el “block de sujeción”, que se provee adicionalmente. La combustión de la mecha rápida produce una llama de fuego 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.

Características	Mecha rápida
Diámetro externo (mm)	1.8
Color de la mecha	Rojo
Tiempo de combustión (s/m)	35
Material de cobertura exterior	Plástico
Peso material pirotécnico (g/m)	3.4
Peso total (g/m)	6.5

Cuadro 5 - 19: Características técnicas Mecha Rápida.

Fuente: Manual Productos de Famesa

Producto	Embalaje	Capacidad de caja	Peso Neto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
Mecha Rápida	Caja Cartón	10 rollos x 150m	10.35	45.3x27.3x14.0

Cuadro 5 - 20: Presentación Mecha Rápida.

Fuente: Manual Productos de Fames.

✓ **Retardador no Eléctrico Exsanel**

Es el nuevo detonador no eléctrico, elaborado con componentes de la más alta calidad y con las especificaciones técnicas internacionales más exigentes. Usado para iniciar de forma precisa y segura los explosivos sensibles al detonador (altos explosivos).

- **Fulminante número 12:** Este fulminante, contiene en su interior una carga explosiva primaria y otra secundaria, posee además un elemento de retardo que de acuerdo a su número de serie permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo.
- **Tubo de choque:** Fabricado con un material termoplástico de alta resistencia mecánica e interiormente está cubierta uniformemente por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al detonador a través del elemento de retardo. Uno de sus extremos está sellado por ultrasonido y el otro ensamblado con el detonador.
- **Etiquetas:** Indica el número de serie y el tiempo de retardo de cada periodo.
- **Conector plástico “J”:** Es un block de plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión segura y el contacto apropiado entre el tubo de choque y el cordón detonante de las líneas troncales, con la finalidad de iniciar las voladuras.

5.9. EQUIPO DE PERFORACIÓN EN LA LABORES DE DESARROLLO EN CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A

El procedimiento de perforación comprende el uso de un determinado tipo de equipo y la habilidad del perforista, para perforar taladros según una malla establecida de acuerdo al tipo de roca, evitando las desviaciones, error en el empate, taladros mal espaciados, longitudes irregulares, que determinan pérdidas de la energía explosiva disponible.

Tener en cuenta siempre las 4 condiciones: diámetro, longitud, paralelismo y estabilidad, en nuestro caso se utiliza las perforadoras neumáticas, tipo Jack Leg para frentes de rampas, cruceros y galerías. La máquina perforadora es marca RNG que se adapta a las características del yacimiento, en rocas de dureza mediana, poder

perforar taladros horizontales e inclinados.

El otro equipo es el jumbo electrohidráulico, marca Atlas Copco de un brazo usado en la ejecución de rampas, cruceros y galerías.

Para iniciar el proceso de perforación de taladros se debe tener en cuenta los siguientes criterios:

- Perforabilidad y geología estructural del macizo rocoso.
- Diámetro de los taladros y longitud de taladro.
- Orientación y espaciamiento de taladros
- Desviación de taladros.
- Sección del laboreo.

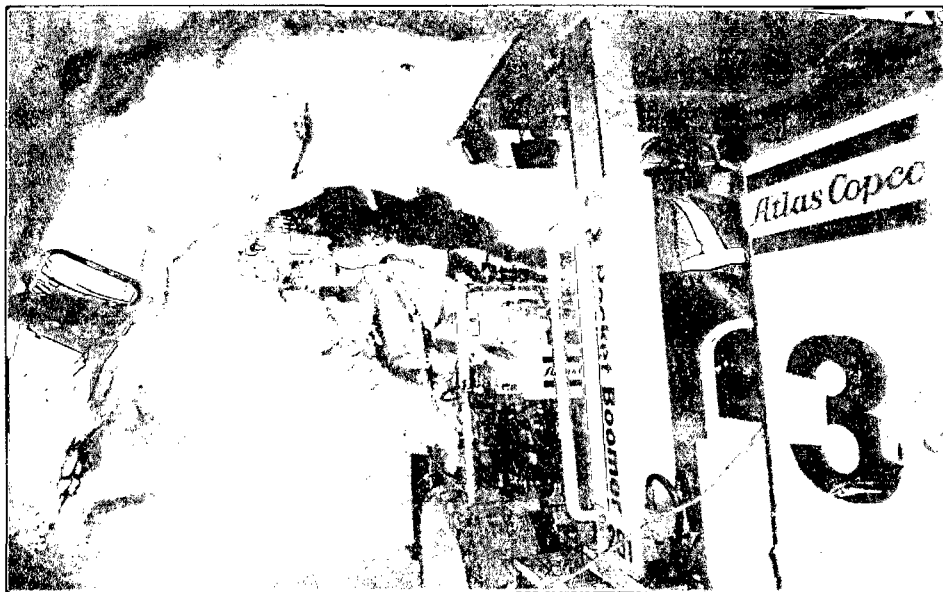


Figura 5 - 6: Muestra el proceso de perforación de los taladros de precorte
Fuente: Propia

5.9.1. Errores en frecuentes en el proceso de perforación

✓ Diseño

- Encontrar el rango de desviación para obtener el factor de corrección en el Burden para la malla.
- Levantamiento topográfico de los taladros como medida de control.
- Marcado del eje horizontal (rasante) y el eje de la sección.

✓ Equipos y accesorios

- Sistema de nivelación adecuado, especialmente en mantener la horizontalidad.
- Debe tener un sistema de lector de ángulos.
- Un sistema laser que indique el nivel horizontal de perforación y la posición vertical del punto de perforación.

✓ Condiciones geológicas

La presencia de fallas, geodas y zonas intensamente fracturadas originan la desviación, en casos mayores no se puede continuar con la perforación por falta de retorno del agua, aire y barrido de detritus.

✓ Condiciones geomecánicas.

- El cambio de dureza en el terreno originan cambios en la dirección de la perforación.
- Influye el RMR en el diseño, por tal razón es importante conocer el RMR del macizo rocoso.

-Sectorizar los RMR en las labores es de suma importancia.

✓ **Operación.**

-Error de posicionamiento del equipo.

-Error de fijación de la viga de avance.

-Parámetros de perforación.

-Rotación.

-Barrido.

-Percusión.

5.10. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PARA LA APLICACIÓN DE LA VOLADURA DE PRECORTE

Es la forma en la que se distribuye los taladros de una voladura, considerando básicamente la relación burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad de taladros.

En el diseño de la voladura del frente, se emplearon diferentes trazos de perforación, según las condiciones del macizo rocoso, en efecto se utilizó malla cuadrada, rectangular o alternas considerando las dimensiones del burden.

A) Definiciones de variables controlables

✓ **Burden**

Es la distancia perpendicular del taladro hacia la cara libre del disparo o taladro de alivio.

✓ **Espaciamiento**

Es la distancia lateral entre taladro y taladro.

✓ **Cara libre**

Es el frente a los lados del macizo rocoso que se quiere volar o disparar.

✓ **Arranque**

Son los taladros generalmente del centro, que se disparan primero para formar una cara libre o cavidad inicial en el túnel. Por lo general se carga de 1.3 a 1.5 veces más que el resto de los taladros.

✓ **Ayudas de arranque**

Son los taladros que se distribuyen alrededor de los taladros del arranque y la salida en el disparo, es hacia la cavidad inicial hecha por los arranques.

✓ **Cuadradores**

Son los taladros laterales que forman a los flancos del túnel.

✓ **Alzas**

Son los taladros que forman el techo o bóveda del túnel, también se le denominan taladros de corona.

✓ **Arrastres**

Son los taladros que corresponden al piso del túnel, por lo general se disparan al final de toda la tanda.

B) Determinación de número de taladros por sección

✓ Formula de Exsa

$$N^{\circ} \text{ Tal} = (P / dt) + (c \times S)$$

$$P = 4\sqrt{A \times B}$$

Dónde:

P: Perímetro de la sección (m)

dt: Distancia entre taladros de la circunferencia o periféricos.

S: Sección (m²)

c: Coeficiente o factor de la roca.

Dureza de Roca	Distancia entre Taladros (m)
Tenaz	0.05 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
friable	0.70 a 0.75

Cuadro 5 - 21: Relación de distancia de taladros

Fuente: Manual práctico de Exsa

Dureza de Roca	Coeficiente de Roca (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
friable	1.00

Cuadro 5 - 22: Relación de coeficiente de la roca

Fuente: Manual práctico de Exsa

✓ **Formula Empírica**

$$n = 10\sqrt{AxB}$$

Dónde:

n: Numero de taladros por frente (Tal)

A: Ancho sección (m)

B: Altura sección (m)

C) Calculo de parámetros del arranque

✓ **Determinación geométrica de arranque**

$B_1 = 1.5 D_2$, Si la desviación del taladro es (0.5% a 1.0 %)

$B_1 = 1.7 D_2 - F$, Si la desviación del taladro es mayor a 1%

$$F = \alpha H + \beta$$

Dónde:

β : Desviación angular (mm/m)

α : Desviación en el empate (mm)

H: Profundidad de taladro (m)

Sección del corte	Valor del burden	Lado de la sección
Primera	$B_1 = 1.5 D_2$	$B_1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$1.5 \times B_2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1.5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$1.5 \times B_3 \times \sqrt{2}$
cuarta	$B_3 = 1.5 \times B_3 \times \sqrt{2}$	$B_3 = 1.5 \times B_4 \times \sqrt{2}$

Cuadro 5 - 23: Calculo del burden por secciones

Fuente: Manual práctico de Exsa

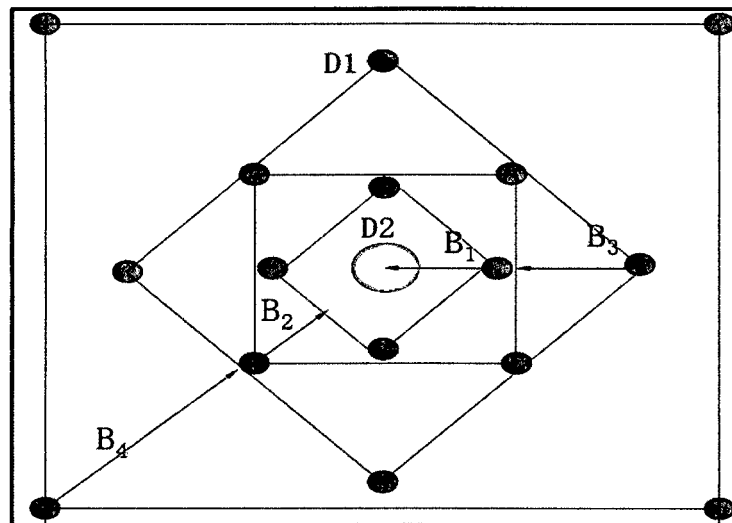


Figura 5 - 8: Diseño del arranque y distribución del burden por secciones
Fuente: Manual práctico de Exsa

✓ **Determinación de espaciamiento entre taladros en el arranque**

El valor de E_n denota el tamaño del corte o la distancia entre taladros dentro del cuadro.

$$E = B_1 \sqrt{2}$$

$$E = B_3$$

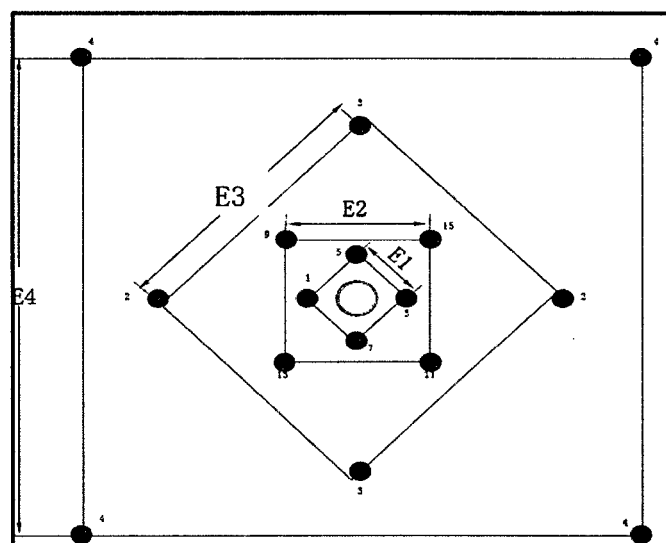


Figura 5 - 9: Diseño del arranque y distribución del espaciamiento por secciones
Fuente: Manual práctico de Exsa

D) Arranque ayudas, alzas, arrastres y piso

La distancia entre taladros se determinó como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varían de 15 a 30 cm entre arranques, de 60 a 90 cm entre ayudas y de 50 a 70 cm entre cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de 60 cm o de 2 pies por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros periféricos alzas y cuadradores se perforan entre 20 a 30 cm del límite de las paredes de la labor para facilitar la perforación y para evitar la sobrerotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes de los ejes de la labor para que sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar.

5.10.1. Calculo de parámetros de perforación y selección del explosivo en la voladura de precorte.

Según a las ecuaciones y características del macizo rocoso mostrados anteriormente empezamos a calcular los parámetros de diseño y selección del explosivo a utilizar en la voladura de precorte.

✓ N° Taladros

$$N^{\circ} \text{ Tal} = (P / dt) + (c \times S)$$

$$P = 4\sqrt{S}$$

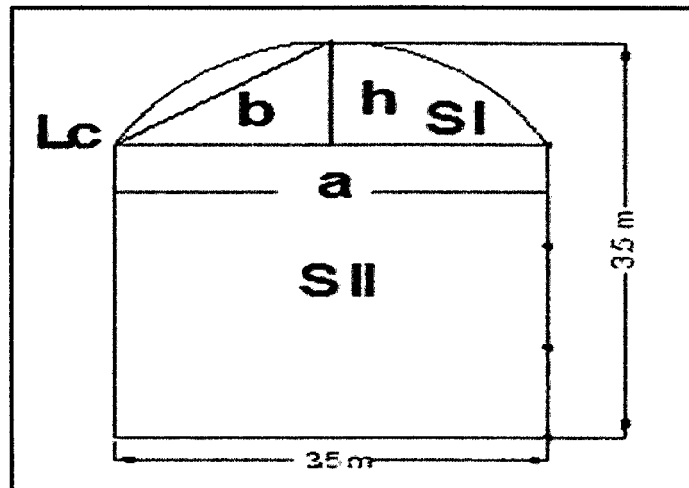
Dónde:

P: Perímetro de la sección (m)

dt: Distancia entre taladros de la circunferencia o periféricos.

S: Sección (m^2)

c: Coeficiente o factor de la roca



$$S_I = 3.5 * 3.0 = 10.5 \text{ m}^2$$

$$S_{II} = h/15 (6a+8b)$$

$$S_{II} = 0.5/15 (6*3.5+8*1.82) = 1.19 \text{ m}^2$$

$$S_T = 10.5 + 1.19 = 11.69 \text{ m}^2$$

$$P = 3.5 + 2*3 + Lc$$

$$Lc = (a^2 + 16/3 * h^2)^{1/2}$$

$$Lc = (3.5^2 + 16/3 * 0.5^2)^{1/2} = 3.69 \text{ m}$$

$$P = 3.5 + 2*3 + 3.69 = 13.19 \text{ m}$$

Dureza de Roca	dt: Distancia entre Taladros
friable	0.70 a 0.75

Dureza de Roca	c: Coeficiente de Roca (m)
friable	1.00

$$N^{\circ} \text{ Tal} = (P / dt) + (c \times S)$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = (13.19 / 0.7) + (1 \times 11.69)$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 30.53 = 31 \text{ tal}$$

✓ Presión de detonación

$$P_b = 1.69 * 10^{-3} * (\rho) * D^2 * \left(\frac{r_c}{r_b} * \sqrt{0.5} \right)^{2.4}$$

Dónde:

P_b: Presión dentro del taladro (psi).

ρ : Densidad del explosivo (gr/cm²)

D: Velocidad de detonación del explosivo (psi/seg)

r_c: Radio de carga columna o explosivo (pulg).

r_b: Radio del taladro (pulg)

$$P_b = 1.69 * 10^{-3} * (0.8) * 2800^2 * \left(\frac{0.4375}{0.885} * \sqrt{0.5} \right)^{2.4}$$

$$P_b = 850.629 \text{ psi}$$

Como se observa la presión de detonación es menor que la resistencia compresiva de la roca no sufrirá danos:

$$850.629 \text{ psi} < 950 \text{ psi}$$

✓ **Espaciamiento entre taladros del precorte**

$$S \leq \frac{R_h * (P_b + T)}{T}$$

Dónde:

S: Espaciamiento entre taladros (pulg).

Rh: Radio del taladro (pulg).

Pb: Presión dentro del taladro (psi).

T: Resistencia tensional dinámica de la roca (psi).

$$S \leq \frac{1.77 * (850.629 + 280)}{280}$$

$$S = 7.1472''$$

$$S = 0.18 \text{ m} = 0.2 \text{ m}$$

✓ **Cálculo de los parámetros de perforación y explosivos**

Para determinar los parámetros de diseño de la malla de perforación se viene haciendo uso del modelo matemático de Holmberg, el cual ha sido programado en una hoja de cálculo Excel.

HOLMBERG				
Elaborado German Salas Yalli				
DATA Roca		DATA Explosivo Estandar		
Densidad	2.80 t/m3	Calor de explosión de la dinamita para 1kg LFB	5 MJ/kg	
Constante de roca	0.40	Volumen de gas liberado de la dinamita para 1kg LFB	0.85 m3/kg	
Constante de roca corregida	0.45			
DATA Geometrica Excavacion		DATA Explosivo		
Ancho de la labor	3.50 m	Calor de explosion	4.5 MJ/kg	
Altura de los hastiales	3.00 m	Volumen de los gases a STP (estándar temperature ar	0.85 m3/kg	
Flecha del arco de coronación	0.50 m			
DATA Perforación				
Número de taladros vacíos	4.00			
Diametro del taladro	45.00 mm			
Diametro del taladro de alivio	90.00 mm			
Angulo de los taladros de contorno	3.00 grados			
Desviación angular	10.00 mm/m			
Desviación por empuje	20.00 mm			
Desviación del agujero de taladro	5.00 cm			
		DATA Explosivo - ANFO		
		Densidad	0.84 g/cm3	
		DATA Voladura		
		Factor de profundidad del taladro	95 %	
		Constante de Daño	15	

PRIMER CUADRANGULO (ARRANQUE)					
Burden maximo	0.15 m				
Error de perforación	0.05 m				
Burden practico	0.10 m				
Espaciamiento	0.15 m				
Concentración de carga lineal	0.58 kg/m				
Tipo	Energia (cal/g)	Diámetro (mm)	Longitud (m)	kg/m	
Semexa 45	3060	28.57	0.1778	0.69	VALIDO
Exsablock	1720	22.23	0.1778	0.31	
Examon P	1140				
Concentración de caga lineal (Seleccione el valor valido de la restriccion)	0.69 ¹ kg/m				
Retacado	0.45 m				
Numero de cartuchos por taladro	13.8				
Carga por taladro	9.54 kg/taladro				
Numero de taladros	3.0				

SEGUNDO CUADRANGULO (AYUDA DEL ARRANQUE)

Desviación taladro de contorno	0.05 m					
Abertura	0.07 m					
Doble abertura	0.1 m					
Burden maximo para explosivo diametro :						
Tipo	Energia (KJ/Kg)	Diametro (mm)	Longitud (m)	Kg/m		
Semexa 45	3060	28.57	0.1778	0.69	0.15 m	VALIDO
Exsablock	1720	22.23	0.1778	0.31	0.10 m	RESTRICCION
Examon P	1140					Para la elección del burden maximo se debe considerar que burden maximo para explosivo < ó = doble abertura
Burden maximo (Seleccione el valor valido de la restriccion)	0.15 m	CRITERIO				
Burden practico	0.09 m					
Espaciamento	0.31 m					
Retacado	0.45 m					
Numero de cartuchos por taladro	13.78					
Concentración de caga lineal (Seleccione el valor valido de la restriccion)	0.69 kg/m					
Carga por taladro	1.70 kg					
Numero de taladros	4.0					

TERCER CUADRANGULO (AYUDA DE AYUDA DEL ARRANQUE)

Desviación taladro

0.05 m

Abertura

0.16 m

Doble abertura

0.32 m

Burden maximo para explosivo diametro :

Tipo	Energia (KJ/Kg)	Diametro (mm)	Longitud (m)	Kg/m		
Semexa 45	3060	28.57	0.1778	0.69	0.22 m	VALIDO
Exsablock	1720	22.23	0.1778	0.31	0.14 m	RESTRICCION
Examon P	1140					Para la elección del burden maximo se debe considerar que burden maximo para explosivo < ó = doble abertura

Burden maximo (Seleccione el valor valido de la restriccion)

0.22 m

CRITERIO (es el valor que se aproxima a la restriccion del cuadro anterior =0.90m)

Burden practico

0.16 m

Espaciamiento

0.45 m

Retacado

0.45 m

Numero de cartuchos por taladro

13.78

Concentración de caga lineal (Seleccione el valor valido de la restriccion)

0.69 kg/m

Carga por taladro

1.70 kg

Numero de taladros

4

CUARTO CUADRANGULO									
Desviación taladro					0.05				
Abertura					0.38				
Doble abertura					0.75				
Burden maximo para explosivo diametro :									
Tipo	Energia (KJ/Kg)	Diámetro (mm)	Longitud (m)	kg/m					
Semexa 45	3060	28.57	0.1778	0.69	0.33	m	VALIDO	Para la elección del burden maximo se debe considerar que burden maximo para explosivo < ó = doble abertura	
Exsablock	1720	22.23	0.1778	0.31	0.22	m	RESTRICCION		
Examon P	1140								
Burden maximo (Seleccione el valor valido de la restricción)					0.33	m	CRITERIO (es el valor que se aproxima a la restricción del cuadro anterior =1.93m)		
Burden practico					0.28	m			
Espaciamento					0.71	m			
Retacado					0.45	m			
Numero de cartuchos por taladro					13.78				
Concentración de caga lineal (Seleccione el valor valido de la restricción)					0.69	kg/m			
Carga por taladro					1.70	kg			
Numero de taladros					4				

ARRASTRE				
Para el arrastre se considerara la mayor concentracion de carga lineal que pueda entregar el explosivo y resistente al agua				
Tipo	Diámetro (mm)	Longitud (m)	kg/m	Energia (KJ/Kg)
Semexa 45	28.57	0.1778	0.69	3060
Exsablock	22.23	0.1778	0.31	1720
Examon P				1140
Concentración de caga lineal (Seleccione el valor valido)			0.69	kg/m
Burden maximo			0.85	m
Error de perforación			0.09	m
Burden practico			0.76	m
Numero de taladros			6	
Espaciamiento para los taladros del centro			0.76	m
Espaciamiento para los taladros en las esquinas			0.61	m
Retacado			0.45	m
Numero de cartuchos por taladro			13.78	
Carga por taladro			1.7	kg

CORONA				
Para la corona se considerara la menor concentracion de carga lineal que pueda entregar el explosivo				
Tipo	Diámetro (mm)	Longitud (m)	kg/m	Energia (KJ/Kg)
Semexa 45	28.57	0.1778	0.69	3060
Exsablock	22.23	0.1778	0.31	1720
Examon P				1140
Concentración de caga lineal (Seleccione el menor valor)				0.31 kg/m
Error de perforación				0.10 m
Espaciamento				0.68 m
Burden maximo				0.84 m
Burden practico				0.74 m
Concentracion lineal minima de carga				0.18 kg/m 0.31 kg/m
Retacado				0.45 m
Numero de taladros				7 tal
Numero de cartuchos por taladro				13.78 uni
Carga por taladro				0.76 kg

HASTIALES				
La nueva altura de los hastiales				1.50 m
Explosivo	Diámetro (mm)	Longitud (m)	kg/m	Energia (KJ/Kg)
Semexa 45	28.57	0.1778	0.69	3060
#REF!	#REF!	#REF!	#REF!	#REF!
Exsablock	22.23	0.1778	0.31	1720
#REF!	#REF!	#REF!	#REF!	#REF!
Examon P	0	0		1140
Concentración de caga lineal (Seleccione el mayor valor)				0.31 kg/m
Burden maximo				0.56 m
Error de perforación				0.10 m
Burden practico				0.46 m
Espaciamento				0.75 m
Numero de taladros				4 tal
Retacado				0.45 m
Numero de cartuchos por taladro				13.78 unid
Carga por taladro				0.76 kg
Longitud de carga fondo				0.57 m
Longitud de carga columna				1.88 m
Concentracion de carga lineal de fondo				0.40 kg/m 0.31 kg/m
Concentración de carga lineal de columna				1.88 kg/m 0.31 kg/m
Numero de cartuchos por taladro				0.11
Numero de cartuchos de la carga fondo				0.02
Numero de cartuchos de carga columna				0.08
Carga de fondo				0.18 kg
Carga de columna				0.58 kg

DESTROZA					
Para la corona se considerara el mayor concentracion de carga lineal que pueda entregar el explosivo					
Tipo	Diámetro (mm)	Longitud (m)	kg/m	Energia (KJ/Kg)	
Semexa 45	28.57	0.1778	0.69	3060	
#iREF!	#iREF!	#iREF!	#iREF!	#iREF!	VALIDO
Exsablock	22.23	0.1778	0.31	1720	
#iREF!	#iREF!	#iREF!	#iREF!	#iREF!	
Examon P				1140	
Para los taladros de los costados					
Nueva dimension					1.87 m
Concentración de caga lineal (Seleccione el mayor valor)					0.69 kg/m
Burden maximo					0.76 m
Desviacion de los agujeros de los taladros					0.05 m
Burden practico					0.71 m
Por las dimensiones horizontal del tunel, el burden practico sera					1.87 m
Numero de taladros					3 tal
Espaciamiento					0.62 m
Retacado					0.45 m
Numero de cartuchos por taladro					13.78 cartuchos/tal
Carga por taladro					1.70 kg/tal
Para los taladros superiores					
Nueva dimension					1.29 m
Concentración de caga lineal (Seleccione el mayor valor)					0.69 kg/m
Burden maximo					0.84 m
Desviacion de los agujeros de los taladros					0.06 m
Burden practico					0.78 m
Por las dimensiones horizontal del tunel, el burden practico sera					1.29 m
Numero de taladros					3 tal
Espaciamiento					0.43 m
Retacado					0.45 m
Numero de cartuchos por taladro					13.78 cartuchos/tal
Carga por taladro					1.70 kg/tal

SUMARIO													
Identificacion del taladro	Nº taladros	Nº de cartuchos por taladro de diametro					Carga por taladro kg	Carga total kg	Burden Maximo m	Burden practico m	Concentra cion de carga kg/m	Distancia entre taladros m	
		Semexa 45	#iREF!	Exsab lock	#iREF!	Examon P							
1° Cuadrangulo	3	13.78					9.54	28.62	0.15	0.10	0.69	0.15	
2° Cuadrangulo	4	13.78					1.70	6.78	0.15	0.09	0.69	0.31	
3° Cuadrangulo	4	13.78					1.70	6.78	0.22	0.16	0.69	0.45	
4° Cuadrangulo	4	13.78					1.70	6.78	0.33	0.28	0.69	0.71	
Arrastre	6				13.78		1.70	10.18	0.85	0.76	0.69	0.76 0.61	
Corona	7			13.78			0.76	5.32	0.84	0.74	0.31	0.68	
Hastial	4			13.78			0.76	3.04	0.56	0.46	0.31	0.31 0.75	
Destroza	6		13.78				1.70	10.18	0.76 0.84	1.87 1.29	0.69 0.69	0.62 0.43	
	38	55.11	13.78	27.56	13.78	0.00	19.54	77.70					
Peso total de carga		77.696	kg										
Area de la seccion		11.372	m2										
Avance		2.755	m										
Carga especifica		2.480	kg/m3										
Numero de taladros		38.000											
Profundidad del taladro		2.900	m										
Longitud perforada		110.195	m										
Perforacion espesifica		3.518	m/m3										

5.11. EVALUACIÓN ECONÓMICA

Se realizó un muestreo en diferentes labores de avance de la mina, con distintas calidades de macizo rocoso midiendo la sección real y comparando con la sección de diseño se determinó que el factor de sobre excavación es del 15.6%.

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

Considerando 10 cm de sobre rotura a cada hastial la reducción del índice de sobre excavación sería 9.2% el que se logrará estableciendo parámetros de diseño y carga en la voladura

El siguiente análisis se realizó con datos del 2011 y costos a 15.6% y 9.2% en proyección de sobre rotura.

- ✓ En el año 2011 el costo de sostenimiento de labores de avance fue \$/ 1'468 995, reduciendo la sobre excavación en 9.2% se tendría \$ 135 148 anuales de ahorro.

Costo de Sostenimiento				
Desmonte TMS	Costo \$ 2011	\$/TMS	Costo \$ a 9.2% 2012	Diferencia \$
308,121	1'468,995	4.8	1'333,847	135,148

Cuadro 5 - 24: Costos de Sostenimiento
Fuente: Departamento de Operaciones de C.M.H S.A.

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

Costo por Transporte				
Desmante TMS	Costo \$ 2011	\$/TMS	Costo \$ a 9.2% 2012	Diferencia \$
308,121	352,967	1.15	320,494	32,473

Cuadro 5 - 25: Costos de Transporte
Fuente: Departamento de Operaciones de C.M.H S.A

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

Costo por Extracción				
Desmante TMS	Costo \$ 2011	\$/TMS	Costo \$ a 9.2% 2012	Diferencia \$
308,121	152,009	0,49	138,024	13,985

Cuadro 5 - 26: Costos de Extracción
Fuente: Departamento de Operaciones de C.M.H S.A

CAPÍTULO VI

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. CONCLUSIONES

- ✓ El yacimiento es de origen hidrotermal de relleno de fracturas, hipógeno, que ha formado vetas de estructuras de rosario y cajas cloritizadas, caolinizadas y seritizadas.
- ✓ Como resultado la caracterización del macizo rocoso de la RP929S – Mina Rosa Profundización arroja una valorización del RMR de 37, el cual indica que el Tipo de macizo rocoso es Mala A, clase IV-A con un RMR de 31 – 40, el cual nos ayuda a terminar el diseño de perforación y la selección del explosivo.
- ✓ Es muy importante determinar la presión de dentro del taladro ya que si es mayor que la resistencia compresiva dinámica in situ de la roca; esta causara daños como rotura hacia atrás, fractura de la cresta, roca suelta en el frente, etc.

- ✓ Con la aplicación del modelo matemático de Dr. Alan Bauer, para la determinación de los parámetros (Presión de taladro y Espaciamiento), usando los criterios de caracterización del macizo rocoso, de selección de explosivos, se determinó que la presión de taladro es 850.629 psi y el espaciamiento igual a 7.8386”.
- ✓ El explosivo a usar en el diseño del precorte es el Exsablock, ya que en la prueba Hess presenta una menor distancia de achatamiento promedio de 7.35mm, en comparación con los demás explosivos.
- ✓ Se determinó que el factor de sobre excavación es del 15.6%, sin uso de la voladura de precorte, con la aplicación y selección del explosivo se reduce el índice de sobre excavación a 9.2%, considerando 10 cm de sobre rotura a cada hastial.
- ✓ Los costos indicativos de operación en Consorcio Minero Horizonte fueron como se detalla.

- Sostenimiento 4.80 (\$/TMS)
- Transporte 1.15 (\$/TMS)
- Extracción 0.49 (\$/TMS)

Que hacen un total de 6.44 \$/TMS, siendo que el 2011 se movió 308 121.0 TMS con un total de \$ **1'973971**. Ese año la sobre rotura se estimó en **15.6%** (en labores lineales. Considerando el ajuste de diseño en la voladura por uso del precorte para el año 2012, se obtuvo un factor de **9.2%** de sobre rotura, de \$ **1'792 365** para el 2012 y con una proyección anual de \$ **181 606** de ahorro.

6.2. RECOMENDACIONES

- ✓ Realizar los estudios geomecánicos con proyección a las operaciones futuras puesto que esto servirá para un mejor control y dirección adecuada de las operaciones mina.
- ✓ Se debe continuar realizando pruebas de voladura con diferentes tipos de explosivos y accesorios para lograr resultados óptimos.
- ✓ El modelo matemático de Dr. Alan Bauer, está sujeta a ser modificado y extenderla a otras aplicaciones relacionadas a las operaciones mineras.
- ✓ Realizar el monitoreo de vibraciones producidas por la voladura con finalidad de mejorar la distribución de carga.
- ✓ Los resultados obtenidos serán confiables sólo si la técnica es empleada correctamente, mereciendo especial atención los aspectos de: perforación y carguío.

BIBLIOGRAFÍA

- ✓ ALBERTO, B.J. "*Geología y metalogenia del distrito minero de Parcoy, provincia aurífera de Pataz, la Liberta*". Lima, 1995.
- ✓ AGREDA, T.C. "*Operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas*". Lima, Universidad Nacional de Ingeniería, 1996.
- ✓ AGREDA, T.C. "*Introducción a la tecnología de explosivos*". Lima, Universidad Nacional de Ingeniería, 1992.
- ✓ AGREDA, T.C. "*Curso de modelización matemática de la voladura de rocas*". Lima, Universidad Nacional de Ingeniería, 1993.
- ✓ CÁMARA MINERA DEL PERÚ y AGREDA, T.C. Diplomado "*Perforación y voladura en minería superficial*". Lima, 2012.
- ✓ CÁMARA MINERA DEL PERÚ y AGREDA, T.C. "*Curso de Voladura Controlada en minería superficial*". Lima, 2012.
- ✓ CÁRDENAS, C.J. Tesis "*Estudio geomecánico aplicado al túnel vial de Karkatera - Occopata Apurímac*". Cusco, Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, 2009.
- ✓ CARNERO, C.L.T. "*Mecánica de rochas aplicada ao dimensionamento do sistema de atirantamento em minas subterrâneas*". Disertacao de mestrado, Departamento de engenharia de minas da Escola Politécnica da Universidade de Sao Paulo, 1995.
- ✓ CARNERO, C.L.T. "*Modelo de estudio geotécnicos aplicado en proyectos de excavación subterránea*". *Mina Fazenda Brasileiro-CVRD, Brasil. Ayacucho, UNSCH, 1999.*

- ✓ CASTAÑEDA, M.C. Tesis “*Estudio comparativo de sostenimiento entre el perno cementado y el perno hydrabolt en la rampa 690s de Consorcio Minero Horizonte*”. Abancay, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, 2011.
- ✓ CONTRERAS, P.W. Tesis “*Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones*”. Lima, Universidad Nacional Ingeniería, 1999.
- ✓ E, HOEK y T, BROWN. “*Excavaciones subterráneas en roca*”. México, Editorial Calypso, 1986.
- ✓ EXSA. “*Manual práctico de voladura*”. Lima, Edición Especial, 2010.
- ✓ INGEMMET, “*Geología del Perú*”. Boletín N° 10, Serie B, Lima, Editorial Fimart S.A, 1995.
- ✓ KONYA J.C. “*Manual Konya*”. México, Cuicati.
- ✓ LÓPEZ, J.C. y LÓPEZ, J.E. “*Manual de perforación y voladura de rocas*”. Madrid, Instituto Tecnológico Geominero de España, 1998.
- ✓ PERSSON & HOLMBERG. “*Rock blasting and explosives engineering*”. New Mexico, USA, 1994.
- ✓ TUMIALÁN, P.H. “*Compendio de yacimientos minerales del Perú*”. Lima, Universidad Nacional de Ingeniería, 2005.
- ✓ U, LANGERFORS y B, KIHLTROM. “*Técnica moderna de voladura de rocas*”. España, Urmo S.A, 1976.

ANEXOS N° 1

ANEXOS N° 2

ANEXOS N° 4

I. PRUEBAS COMPARATIVAS DE EXPLOSIVOS

✓ PRUEBA DEL BRISANCE

Explosivo	Fabricante	Longitud Inicial (mm)	Longitud Final (mm)	Hess (Achatamiento) (mm)	Promedio Hess (Achatamiento) (mm)
EXADIT 45	EXSA	65	49.3	15.7	14.75
EXADIT 45	EXSA	65	51.2	13.8	
EXABLOCK	EXSA	65	57.7	7.3	7.35
EXABLOCK	EXSA	65	57.6	7.4	
EMULEX 45	EXSA	65	42.4	17.6	20.15
EMULEX 45	EXSA	65	42.3	22.7	
EMULNOR 1000	FAMESA	65	46	19	18.91
EMULNOR 1000	FAMESA	65	46.18	18.82	
EMULNOR 3000	FAMESA	65	44.44	20.56	20.56

Cuadro N° 01: Achatamiento de los bloques

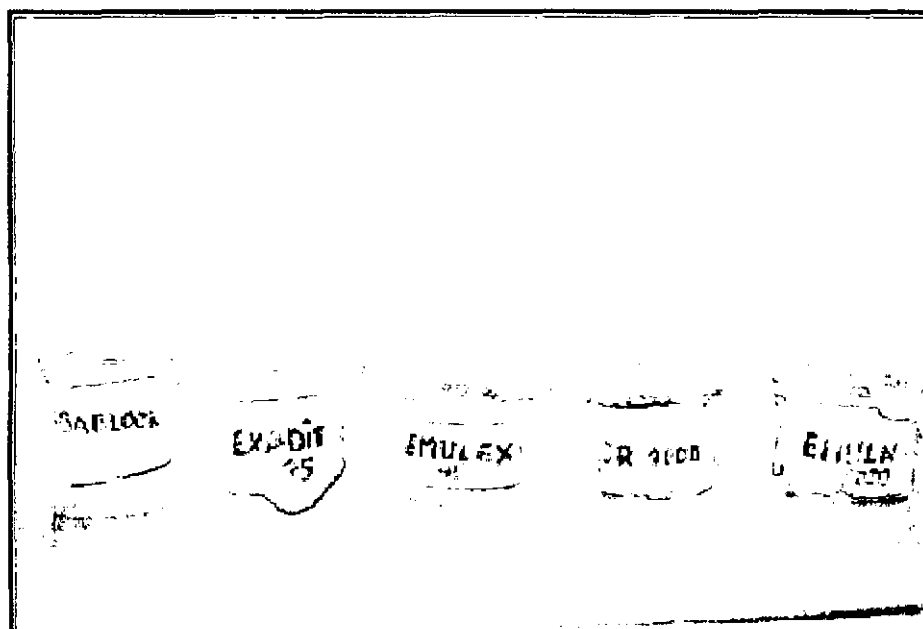


Foto N° 01: Indica que los explosivos propuestos (exadit45%, Exablock y Emulex)

✓ PRUEBAS DE VELOCIDAD PICO PARTICULA (VPP)

Para esta prueba se considero una carga operante de 100 gr. y una distancia constante de 6.0 m. al punto de disparo considerando el mismo régimen o condición para todos los explosivos.

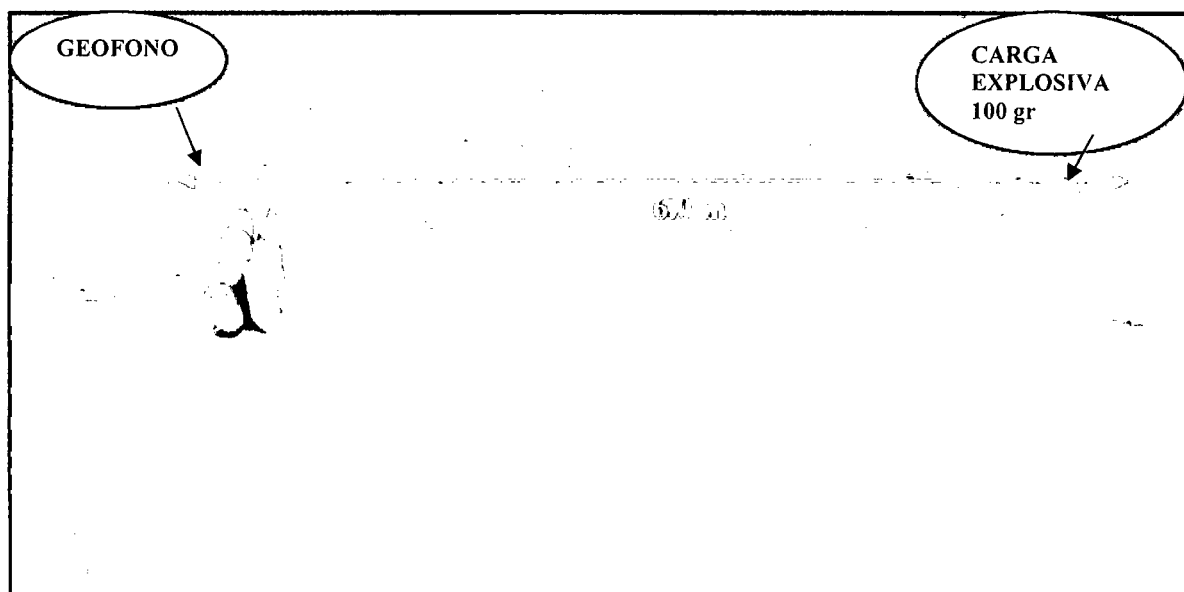


Foto N° 02: Medición de vibración pico partícula (VPP)

Explosivo	Fabricante	Velocidad (mm/s)	Promedio VPP (mm/s)
EXADIT 45	EXSA	6.32	6.405
EXADIT 45	EXSA	6.49	
EXABLOCK	EXSA	5.51	5.635
EXABLOCK	EXSA	5.76	
EMULEX 45	EXSA	7.57	7.1
EMULEX 45	EXSA	6.63	
EMULNOR 1000	FAMESA	7.27	7.365
EMULNOR 1000	FAMESA	7.46	
EMULNOR 3000	FAMESA	7.72	7.72

Cuadro N° 2: Resultados de velocidades pico partícula (VPP)

✓ **PRUEBAS DE VELOCIDAD DE DETONACION (VOD)**

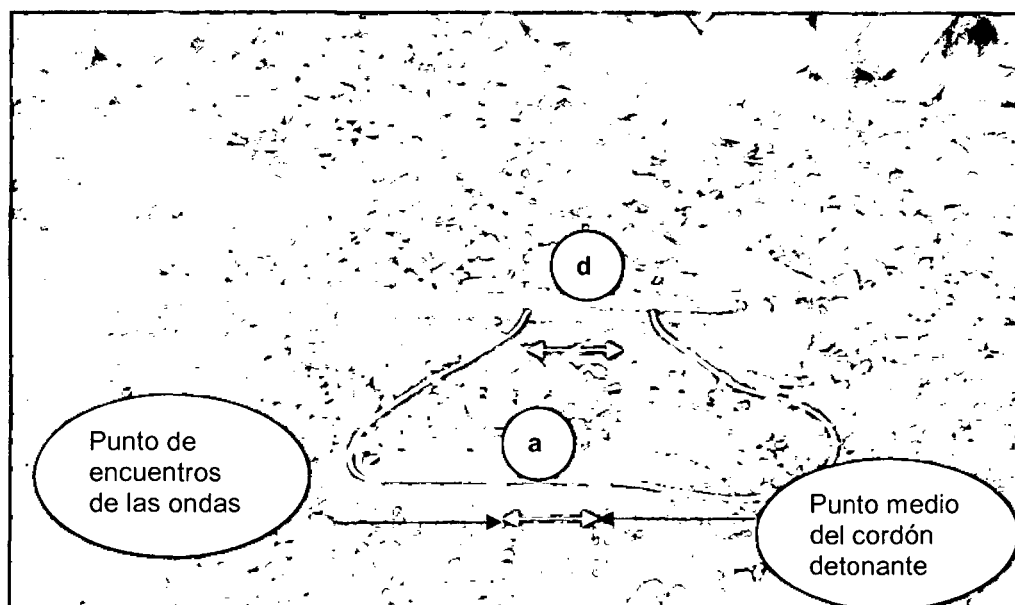


Foto N° 03: Medición de VOD método D' audriche

Explosivo	Fabricante	Velocidad (m/s)	Promedio VOD (m/s)
EXADIT 45	EXSA	3182	3699.5
EXADIT 45	EXSA	4217	
EXABLOCK	EXSA	2188	2300.5
EXABLOCK	EXSA	2413	
EMULEX 45	EXSA	3431	3431
EMULNOR 1000	FAMESA	4117	4117
EMULNOR 3000	FAMESA	4375	4375

Cuadro N° 2: Resultados de velocidades de detonación (VOD)

Realizando el análisis de los datos podemos concluir:

- Los explosivos propuestos exadit45%, Exablock y Emulex son menos rompedores según el orden mostrado, a lo que se detalla que el de Exablock 7/8"x7" es el de menor achatamiento con 7.35 mm a comparación del Emulnor 3000 1"x7" con 20.56 mm.
- Los explosivos propuestos son baja generación de velocidades de vibración de partícula, al orden que se detalla en el que el de Exsablock 7/8"x7" es el de menor VPP con 5.63 mm/s a comparación del Emulnor 3000 1"x7" con 7.72 mm/s el más elevado.
- Los explosivos propuestos muestran baja velocidad de detonación (VOD) según el orden mostrado Exsablock 7/8"x7" es el de menor VOD con 2300.5 m/s siendo el más alto el del Emulnor 3000 1"x7" con 4375 m/s.
- Por lo mencionado en el anteriormente la masificacion del empleo de la dinamita Exadit 45% 7/8"x7" es como se indica en las mallas de perforación y voladura, uso total en terrenos suaves y para voladura de contorno en terrenos regulares a duros, sin embargo la dinamita Exablock 7/8"x7" que esta a modo de prueba debe considerarse para aquellos terreno extremadamente sueltos por tener bajos niveles de poder rompedor, VOD y vibración que el Exadit 45%.

ANEXOS N° 5

PROCESO DE PERFORACION Y VOLADURA DE LA RP929S MINA ROSA PROFUNDIZACION

19/05/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Teorico	m	14'	4,20
Efi. Perf.	m	13'	3,96
Efi. De voladura	m	12,35'	3,76
Nº TALADROS PERF.	m	38	
CARGADOS	uni	35	
ALIVIOS	uni	3	
T.AMORTIGUACION	uni	0	

VOLUMEN	35,64	m3
TONELADAS	89,1	tn

EXPLOSIVO						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO \$	SUB.TOTAL \$
Semexsa 45 1-1/8"X12" (122)	kg/crt	370	0,21	75,85	2,15	163,08
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	50	0,08	3,8	1,9	7,22
cordón detonante	m	50	0,00	50	0,21	10,50
TOTAL				79,65		180,80

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUB.TOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	35	1,45	50,75
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				52,052
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				232,85

PERFORACION							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITARIO \$	PZAS/DIS	\$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	150,48	506	0,06	30,46
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	150,48	90	0,75	67,72
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	11,88	202	0,06	12,00
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	150,48	319	0,04	13,72
TOTAL				463,32			123,89

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO						356,74
---	--	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,23
Factor de potencia	kg/tn	0,89
Factor de carga /ML	kg/ml	20,11

20/05/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Teorico	m	14'	4,26
Efi. Perf.	m	13'	3,96
Efi. De voladura	m	12,35'	3,76
Nº TALADROS PERF.	m	39	
CARGADOS	uni	36	
ALIVIOS	uni	3	
T.AMORTIGUACION	uni	0	

VOLUMEN	35,64	m3
TONELADAS	89,1	tn

EXPLOSIVO							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO \$	SUBTOTAL \$	
Semexsa 45 1-1/8"X12" (122)	kg/crt	384	0,21	78,72	2,15	169,25	
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	50	0,08	3,8	1,9	7,22	
cordón detonante	m	55	0,00	50	0,21	10,50	
TOTAL				82,52		186,97	

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUBTOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	36	1,45	52,2
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				53,502
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				240,47

PERFORACION							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITARIO \$	PZAS/DIS	\$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	154,44	506	0,06	31,26
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	154,44	90	0,77	69,50
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	11,88	202	0,06	12,00
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	154,44	319	0,04	14,08
TOTAL				475,2			126,83

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO	367,30
---	--------

Factor de carga	kg/m3	2,32
Factor de potencia	kg/tn	0,93
Factor de carga /ML	kg/ml	20,84

21/05/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Teorico	m	14'	4,20
Efi. Perf.	m	13'	3,96
Efi. De voladura	m	12.50'	3,81
Nº TALADROS PERF.	m	38	
CARGADOS	uni	35	
ALIVIOS	uni	3	
T.AMORTIGUACION	uni	0	

VOLUMEN	35,64	m3
TONELADAS	89,1	tn

EXPLOSIVO						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITRARIO \$	SUB.TOTAL \$
Semexsa 45 1-1/8"X12" (122)	kg/crt	400	0,21	82	2,15	176,30
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	50	0,08	3,8	1,9	7,22
cordón detonante	m	50	0,00	50	0,21	10,50
TOTAL				85,8		194,02

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUB.TOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	35	1,45	50,75
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				52,052
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				246,07

PERFORACIÓN						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITRARIO \$	PZAS/DIS \$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	150,48	506	0,06 30,46
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	150,48	90	0,75 67,72
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	11,88	202	0,06 12,00
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	150,48	319	0,04 13,72
TOTAL				463,32		123,89

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO					369,96
---	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,41
Factor de potencia	kg/tn	0,96
Factor de carga /ML	kg/ml	21,67

23/05/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Torico	m	14'	4,26
Efi. Perf.	m	12'	3,65
Efi. De voladura	m	11.50'	3,50
Nº TALADROS PERF.	m	41	
CARGADOS	uni	33	
ALIVIOS	uni	4	
T.AMORTIGUACION	uni	4	

VOLUMEN	32,85 m3
TONELADAS	82,125 tn

EXPLOSIVO						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO \$	SUBTOTAL \$
Semexsa 45 1-1/8"X12" (122)	kg/crt	340	0,21	69,7	2,15	149,86
Exsablock 7/8" x 7" (276)	kg/crt	40	0,07	2,84	2,35	6,67
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	50	0,08	3,8	1,9	7,22
cordón detonante	m	50	0,00	0	0,21	0,00
TOTAL				73,5		163,75

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUBTOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	33	1,45	47,85
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				49,152
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				212,90

PERFORACION							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITARIO \$	PZAS/DIS	\$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	149,65	506	0,06	30,29
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	149,65	90	0,75	67,34
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	14,6	202	0,07	14,75
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	149,65	319	0,04	13,64
TOTAL				463,55			126,02

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO						338,92
---	--	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,24
Factor de potencia	kg/tn	0,89
Factor de carga /ML	kg/ml	20,14

24/05/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Teorico	m	14'	4,20
Efi. Perf.	m	13'	3,96
Efi. De voladura	m	12.80'	3,90
Nº TALADROS PERF.	m	45	
CARGADOS	uni	33	
ALIVIOS	uni	4	
T.AMORTIGUACION	uni	8	

VOLUMEN	35,64	m3
TONELADAS	89,1	tn

EXPLOSIVO						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO,\$	SUBTOTAL,\$
Semexsa 45 1-1/8"X12" (122)	kg/crt	380	0,21	77,9	2,15	167,49
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	80	0,08	6,08	1,9	11,55
cordón detonante	m	50	0,00	50	0,21	10,50
TOTAL				83,98		189,54

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO,\$	SUBTOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	33	1,45	47,85
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				49,152
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				238,69

PERFORACION							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITARIO,\$	PZAS/DIS	\$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	178,2	506	0,07	36,07
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	178,2	90	0,89	80,19
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	15,84	202	0,08	16,00
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	178,2	319	0,05	16,24
TOTAL				550,44			148,50

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO							387,19
---	--	--	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,36
Factor de potencia	kg/tn	0,94
Factor de carga /ML	kg/ml	21,21

25/05/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Teorico	m	14'	4,26
Efi. Perf.	m	12'	3,65
Efi. De voladura	m	11,50'	3,50
Nº TALADROS PERF.	m	44	
CARGADOS	uni	33	
ALIVIOS	uni	3	
T.AMORTIGUACION	uni	8	

VOLUMEN	32,85	m3
TONELADAS	82,125	tn

EXPLOSIVO						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO \$	SUB.TOTAL \$
Semexsa 45 1-1/8"x12" (122)	kg/crt	350	0,21	71,75	2,15	154,26
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	70	0,08	5,32	1,9	10,11
cordón detonante	m	50	0,00	50	0,21	10,50
TOTAL				77,07		174,87

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUB.TOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	33	1,45	47,85
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				49,152
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				224,02

PERFORACION							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITARIO \$	PZAS/DIS	\$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	160,6	506	0,06	32,51
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	160,6	90	0,80	72,27
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	10,95	202	0,05	11,06
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	160,6	319	0,05	14,64
TOTAL				492,75			130,47

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO						354,49
---	--	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,35
Factor de potencia	kg/tn	0,94
Factor de carga /ML	kg/ml	21,12

26/05/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Teorico	m	14'	4,26
Efi. Perf.	m	13'	3,96
Efi. De voladura	m	12.5'	3,81
Nº TALADROS PERF.	m	45	
CARGADOS	uni	34	
ALVIOS	uni	3	
T.AMORTIGUACION	uni	8	

VOLUMEN	35,64	m3
TONELADAS	89,1	tn

EXPLOSIVO						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO \$	SUBTOTAL \$
Semexsa 45 1-1/8"X12" (122)	kg/crt	355	0,21	72,775	2,15	156,47
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	40	0,08	3,04	1,9	5,78
cordón detonante	m	50	0,00	50	0,21	10,50
TOTAL				75,815		172,74

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUBTOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	34	1,45	49,3
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				50,602
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				223,34

PERFORACION						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITARIO \$	\$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	178,2	506	36,07
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	178,2	90	80,19
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	11,88	202	12,00
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	178,2	319	16,24
TOTAL				546,48		144,50

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO						367,84
---	--	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,13
Factor de potencia	kg/tn	0,85
Factor de carga /ML	kg/ml	19,15

27/05/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Teorico	m	14'	4,26
Efi. Perf.	m	12'	3,65
Efi. De voladura	m	11,5'	3,50
Nº TALADROS PERF.	m	37	
CARGADOS	uni	34	
ALVIOS	uni	3	
T.AMORTIGUACION	uni	0	

VOLUMEN	32,85	m3
TONELADAS	82,125	tn

EXPLOSIVO						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO \$	SUBTOTAL \$
Semexsa 45 1-1/8"X12" (122)	kg/crt	340	0,21	69,7	2,15	149,86
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	60	0,08	4,56	1,9	8,66
cordón detonante	m	50	0,00	50	0,21	10,50
TOTAL				74,26		169,02

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUBTOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	34	1,45	49,3
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				50,602
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				219,62

PERFORACION						
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL(m)	MTS/DIS	P.UNITARIO \$	PZAS/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	135,05	506	0,05
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	135,05	90	0,68
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	10,95	202	0,05
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	135,05	319	0,04
TOTAL				416,1		111,47

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO						331,10
---	--	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,26
Factor de potencia	kg/tn	0,90
Factor de carga /ML	kg/ml	20,35

05/06/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2,5	
Long. Perf. Torico	m	14'	4,26
Efi. Perf.	m	12'	3,65
Efi. De voladura	m	11,50'	3,50
Nº TALADROS PERF.	m	37	
CARGADOS	uni	33	
ALIVIOS	uni	4	
T.AMORTIGUACION	uni	0	

VOLUMEN	32,85	m3
TONELADAS	82,125	tn

EXPLOSIVO							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO \$	SUB TOTAL \$	
Semexa 45 1-1/8"x12" (122)	kg/crt	390	0,21	79,95	2,15	171,89	
Exsablock 7/8" x 7" (276)	kg/crt	20	0,07	1,42	2,35	3,34	
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	40	0,08	3,04	1,9	5,78	
cordón detonante	m	50	0,00	0	0,21	0,00	
TOTAL				82,99		181,01	

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUB TOTAL
EXSANEL 4,8 m	PZAS	33	1,45	47,85
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				49,152
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				230,16

PERFORACION							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITARIO \$	PZAS/DIS	\$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	135,05	506	0,05	27,33
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	135,05	90	0,68	60,77
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	14,6	202	0,07	14,75
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	135,05	319	0,04	12,31
TOTAL				419,75			115,16

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO							345,32
---	--	--	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,53
Factor de potencia	kg/tn	1,01
Factor de carga /ML	kg/ml	22,74

06/06/2012

DATOS DE CAMPO			
SECCION	m	3	3,00
RMR		41-50	
DR	gr/tn	2.5	
Long. Perf. Torico	m	14'	4,26
Efi. Perf.	m	13.4'	4,00
Efi. De voladura	m	13'	3.96
Nº TALADROS PERF.	m	39	
CARGADOS	uni	35	
ALIVIOS	uni	4	
T.AMORTIGUACION	uni	0	

VOLUMEN	36	m3
TONELADAS	90	tn

EXPLOSIVO							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	PESO/CRT	KILOS	P.UNITARIO \$	SUB.TOTAL \$	
Semexsa 45 1-1/8"X12" (122)	kg/crt	390	0,21	79,95	2,15	171,89	
Exsablock 7/8" x 7" (276)	kg/crt	20	0,07	1,42	2,35	3,34	
Exadit 7/8"x 7" (328)	kg/crt	40	0,08	3,04	1,9	5,78	
cordón detonante	m	50	0,00	0	0,21	0,00	
TOTAL				82,99		181,01	

ACCESORIOS				
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	P.UNITARIO \$	SUB.TOTAL
EXSANEL 4.8 m	PZAS	35	1,45	50,75
CARMEX 2.4	PZAS	2	0,63	1,26
IGNETER CORD	m	0,2	0,21	0,042
TOTAL				52,052
COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS				233,06

PERFORACIÓN							
DESCRIPCION	UNI	CANTIDAD	V.UTIL (m)	MTS/DIS	P.UNITARIO \$	PZAS/DIS	\$/DIS
BARRA DE PERFORACION	PZA	1	2500,00	156	506	0,06	31,57
BROCA DE 45 MM	PZA	1	200,00	156	90	0,78	70,20
RIMADORA DE 4"	PZA	1	200,00	16	202	0,08	16,16
SHANK ADAPTER	PZA	1	3500,00	156	319	0,04	14,22
TOTAL				484			132,15

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO,ACCESORIOS Y ACEROS DE PERFORACION/DISPARO						365,21
---	--	--	--	--	--	--------

Factor de carga	kg/m3	2,31
Factor de potencia	kg/tn	0,92
Factor de carga /ML	kg/ml	20,75

Panel fotográfico



Fotos N° 01: Marcado de gradiente de la labor.



Fotos N° 02: Marcado de la sección y malla de perforación



Fotos N° 03: Proceso de perforación de los taladros del precorte.



Fotos N° 04: Supervisión en el proceso de perforación de los taladros del precorte.



Foto N° 05: Diseño del arranque tipo hexagonal.



Foto N° 05: Preparación de cañas para la voladura controlada.