

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**.. MEJORAMIENTO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA
CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA 2705 DE LA UNIDAD MINERA
PARCOY CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A"**

Presentado Por:

Bach. MÉNDEZ BARZOLA, Michael Ronald

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – PERÚ

2019

DEDICATORIA

A mis padres Dionisio y Lucia por su incansable amor y ternura, a mi esposa Thalía e hijo Alessandro Valentín por su paciencia y por su amor incondicional y a mis hermanos por su apoyo, y sobre todo por su comprensión, por entender el sacrificio que uno tiene que hacer para así lograr las metas planteadas en el transcurso de nuestro camino, haciendo que cada día valore más la vida de todos mis seres queridos.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y en especial a la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil.

Al Ing. Rubina Salazar Grover, por su asesoría durante toda la tesis a los miembros de mi jurado Dr. Ing. Victor F. Flores Moreno y Ing. Roberto Gutierrez Palomino por su apoyo y comprensión, son muchas las personas que han formado parte de mi vida profesional a las que me encantaría agradecerles su amistad, consejos, apoyo, ánimo y compañía en los momentos más difíciles de mi vida. Algunas están aquí conmigo y otras en mis recuerdos y en mi corazón, sin importar en donde estén quiero darles las gracias por formar parte de mí, por todo lo que me han brindado y por todas sus bendiciones

RESUMEN

La mejora de la Perforación y voladura en la construcción de la rampa (-) 2705 zona Balcón (Profundización) en Consorcio Minero Horizonte S.A. Requiere de un proceso constructivo en el cual se debe de cuidar la estabilidad del macizo rocoso con el consumo adecuado de aceros de perforación y de los explosivos. Motivo por el cual la mejora de la perforación y voladura de rocas es muy importante porque nos permitirá obtener mejores resultados y reducir costos.

La perforación y voladura de rocas son operaciones unitarias mineras básicas y principales en la construcción RP2705 (-) zona Balcón (Profundización) en Consorcio Minero Horizonte S.A. que requiere del diseño óptimo de las mallas de perforación y voladura que serán realizados con los modelos matemáticos existentes:

- El Método de Roger Holmberg.

El proceso de perforación y voladura de rocas en la (-) 2705 Zona Balcón (Profundización) en Consorcio Minero Horizonte S.A. tiene una serie de fallas que deben ser corregidas ya que estos ocasionan perdidas económicas al encarecer los costos directos de construcción de la rampa. Al realizar un mal procedimiento de perforación y voladura de rocas estos generaran perdidas económicas.

La presente tesis tiene por objetivo general el de realizar la mejora de la perforación y voladura de rocas para reducir costos operacionales en la construcción de la rampa (-) 2705 Zona Balcón (Profundización) en Consorcio Minero Horizonte S.A.

Será una investigación tecnológica con demostración práctica. El nivel será descriptivo, por que asocia la teoría con la realidad y la describe de acuerdo a las dos variables la independiente y la dependiente

En la construcción de la rampa (-) 2705 por mes se registra fallas en la perforación y voladura como: tiros soplados, casos de taqueo y tiros cortados perdida de explosivos (SEMEXA, EXABLOCK) y accesorios (EXSANEL)

Al realizar al realizar la mejora de la perforación, voladura y una buena supervisión es posible realizar un ahorro significativo al reducir el costo directo de construcción de la rampa.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación tiene como finalidad el de realizar la mejorar de la perforación y voladura de rocas para reducir costos operacionales en la construcción de la rampa (-) 2705 zona Balcón (Profundización) Consorcio Minero Horizontes S.A. En el proceso constructivo la Perforación y voladura de rocas son operaciones primarias muy importantes y críticas ya que de ella depende el avance real de la obra motivo por el cual se debe de contar con una buena perforación y voladura.

La perforación y voladura de rocas, requiere técnicas especializadas para cada condición de trabajo y tipo de roca, es necesario contar con personal idóneo, responsable y bien capacitado para lograr el objetivo deseado.

En conclusión, la mejora de la perforación y voladura permite aumentar el metro de avance, la seguridad, reduce la sobre rotura, disminuye los costos y optimiza la distribución de energía con mayor precisión.

CONTENIDO

| | |
|---------------------------------------------------------------|-----------|
| DEDICATORIA | |
| AGRADECIMIENTOS | |
| RESUMEN | |
| INTRODUCCIÓN | |
| CAPÍTULO I ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN..... | 06 |
| 1.1. Título..... | 06 |
| 1.2. Planteamiento del Problema | 06 |
| 1.3. Formulación del Problema..... | 07 |
| 1.3.1. Problema General..... | 07 |
| 1.3.2. Problema Especifico..... | 07 |
| 1.4. Objetivos | 07 |
| 1.3.1. Objetivo General..... | 07 |
| 1.3.2. Objetivo Especifico..... | 08 |
| 1.5. Importacia | 08 |
| 1.6. Justificación | 08 |
| 1.7. Alcances y Limitaciones | 09 |
| 1.8. Hipótesis | 09 |
| 1.8.1. Hipótesis General..... | 09 |
| 1.8.2. Hipótesis Especifico..... | 09 |
| 1.9. Variables de Investigación..... | 10 |
| 1.8.1. Variables Independiente..... | 10 |
| 1.8.2. Variables Dependientes..... | 10 |
| 1.10. Diseño Metodologico..... | 11 |
| CAPÍTULO II MARCO TEORICO..... | 12 |
| 2.1. Ubicación y Acceso | 12 |

| | |
|-----------------------------------------------------------------------|----|
| 2.1.1. Ubicación..... | 12 |
| 2.1.2. Acceso..... | 12 |
| 2.2. Clima y Vegetación..... | 15 |
| 2.3. Fisiografía..... | 15 |
| 2.4. Antecedentes Historicos..... | 15 |
| 2.5. Recursos..... | 18 |
| 2.5.1. Fauna..... | 18 |
| 2.5.2. Flora..... | 18 |
| 2.5.3. Hidrico..... | 18 |
| 2.5.4. Humanos..... | 18 |
| 2.5.5. Energetico..... | 18 |
| 2.7. Organización de la Empresa..... | 20 |
| 2.8. Geología Regional..... | 21 |
| 2.8.1. Geomorfologia..... | 24 |
| 2.8.2. Litología..... | 24 |
| 2.8.3. Estratigrafía..... | 24 |
| 2.9. Geologia Estructural..... | 27 |
| 2.9.1. Plegamiento..... | 27 |
| 2.9.2. Fracturamiento..... | 27 |
| 2.9.3. Fallamiento..... | 28 |
| 2.10. Geología Local..... | 28 |
| 2.11. Geología Económica..... | 29 |
| 2.11.1. Génesis..... | 30 |
| 2.11.2. Mineralización..... | 31 |
| 2.11.3. Estructuras Mineralizadas..... | 32 |
| 2.11.4. Controles de Mineralización..... | 33 |
| 2.11.5. Clasificación de los minerales por importancia económica..... | 34 |

| | |
|-----------------------------------------------------------------------------|----|
| 2.11.6.. Clasificación de los minerales por su valor, certeza y leyes | 35 |
| 2.12. Geomecánica..... | 36 |
| 2.12.1. Mecánica de Rocas | 36 |
| 2.12.2. Mapeo geomecánico..... | 37 |
| 2.12.3. Factores Que Controlan La Estabilidad De Las Excavaciones | 39 |
| 2.12.4. Evaluación Geomecánica Mediante RMR Y GSI..... | 40 |
| 2.12.4.1. Sistema de Bieniawski..... | 40 |
| 2.12.4.2. Índice De La Calidad De La Roca – RQD | 41 |
| 2.12.4.3. Sistema del GSI | 46 |
| 2.12.4.4. Clasificación Geomecánica de Barton | 49 |
| 2.12.4.5 Clasificación NATM (Nuevo Método Austriaco de Tunelería)..... | 52 |
| 2.12.5. Propiedades Físicas y Mecánica del Macizo Rocozo..... | 54 |
| 2.12.5.1. Propiedades Físicas..... | 54 |
| 2.12.5.2. Propiedades Mecánicas | 55 |
| 2.12.6. Evaluación Geomecánica de la Rampa 2705 | 55 |
| 2.12.7. Determinación de Esfuerzos Existente..... | 61 |
| 2.12.7.1. Esfuerzos Verticales | 61 |
| 2.12.7.2. Esfuerzo Horizontal..... | 62 |
| 2.12.8. Resultados de la Evaluación Geomecánica | 63 |
| 2.13. Perforación y Voladura..... | 64 |
| 2.13.1. Perforación..... | 64 |
| 2.13.2. Condiciones de Perforación..... | 65 |
| 2.13.3. Fallas en la perforación..... | 66 |
| 2.13.4. Voladura | 67 |
| 2.13.5. Parámetros de la Voladura de Rocas | 69 |
| 2.13.6. Parámetros de Explosivo | 71 |
| 2.14. Seguridad..... | 80 |

| | |
|--------------------------------------------------------|----|
| 2.14.1. Aspectos de seguridad en la rampa | 80 |
| 2.14.2. Herramientas de Gestión | 80 |
| 3.5.10.3. Peligros, riesgo y control en la rampa | 81 |

CAPÍTULO III MEJORAMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN LA RAMPA 2705. 84

| | |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 3.1. Determinación de los Efectos, Eventos y Causas que Originan un Baja Eficiencia en el Avance y la Sobrerotura en la Contrucción de la Rampa | 84 |
| 3.1.1. Programa Semanal de Avance..... | 84 |
| 3.1.2. Mano de Obra de Lideres de la labor. | 85 |
| 3.1.3. Mano de Obra Técnicos Operadores de Equipos..... | 86 |
| 3.1.4. Parámetros de Perforación y Voladura..... | 87 |
| 3.2. Evaluación de los Parámetros Actuales de Perforación y Voladura que Originan la Presencia de Tiros Cortados, Tacos y Sobrerotura en la Rampa | 89 |
| 3.2.1. Parámetros actuales de Perforación..... | 89 |
| 3.2.2. Parámetros actuales de Voladura. | 89 |
| 3.3. Analisis del Factor Roca | 90 |
| 3.4. Tipos de Roca y sus Caracteristicas para la perforación y Voladura..... | 92 |
| 3.4.1. Ensayos geomecanicos de la granodiorita..... | 92 |
| 3.5. Malla de Perforación..... | 93 |
| 3.5.1. Antecedentes de la Investigación. | 93 |
| 3.5.2. Diseño de la Malla de Perforación. | 94 |
| 3.5.2.1. Tipos de Malla de Acuerdo al RMR | 96 |
| 3.6. Procesos de Perforación y Voladura | 99 |
| 3.7. Analisis Factor Explosivo | 101 |
| 3.7.1. Tipos de Explosivos. | 101 |
| 3.7.2. Retardos y Secuencia de Iniciación..... | 104 |
| 3.8. Factor de Carga y Potencia | 109 |

| | |
|-------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 3.9. Mejora de la Perforación y Voladura Aplicando el Modelo Matemático de Holmberg | 110 |
| 3.10. Resultados de los Calculos Obtenidos | 143 |
| 3.11. Analisis de Costos de Perforación y Voladura en la Rampa | 144 |
| 3.11.1. Situación Despues de la Aplicación del Método..... | 145 |
| | |
| CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIONES. | 147 |
| 4.1. Resultados del Método Aplicado | 147 |
| 4.1.1. Resultado de fallas en la Perforación y Voladura antes de aplicar el Método ... | 147 |
| 4.1.2. Resultados de mejora en la Perforación y voladura Aplicación del Método | 149 |
| 4.1.3. Resultados de Eficiencia de la Perforación y Voladura Aplicando el Método .. | 150 |
| 4.1.4. Resultado Respecto a la Sobre Excavación Aplicando el Método..... | 151 |
| 4.1.5. Promedio de Resultados | 153 |
| 4.2. Discusiones de los Resultados | 154 |
| | |
| CONCLUSIONES | 156 |
| RECOMENDACIONES | 157 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRAFÍA | 158 |
| ANEXOS | 159 |

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 TITULO

MEJORAMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA 2705(-) DE LA UNIDAD MINERA PARCOY CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El proceso de perforación y voladura de rocas en la rampa 2705 (-) En la unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte tiene una serie de deficiencias que deben ser corregidos ya que estos ocasionan pérdidas económicas al encarecer los costos directos de la construcción de la rampa 2705 (-). Al realizar un mal procedimiento de perforación y voladura estos generan pérdidas económicas. Las malas prácticas de los operadores de jumbo hacen que muchas veces no se cumpla estrictamente el diseño de la malla de perforación, al no cuidar el paralelismo y profundidad de cada taladro perforado al realizar con rapidez la perforación el barreno se calienta y se producen las desviaciones, en el proceso de voladura, al realizar el carguío de los taladros con material explosivo no se realiza correctamente, el uso correcto de los tacos de arcilla y en proceso de secuenciamiento no se respeta muchas veces.

Analizando el problema que genera todo este registro en la rampa 2705 (-) en la unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte es una gran pérdida económica (horas hombres, horas equipo, materiales, explosivos). Para la cual se propone la mejorar la perforación y voladura, considerando la mayor cantidad de parámetros para mejorar los resultados de la voladura.

1.3. FORMULACION DE PROBLEMA

¿Cómo mejorar la perforación y el control de La voladura en Consorcio Minero Horizonte S.A.?

1.3.1.- PROBLEMA GENERAL

¿Se podrá mejorar la perforación y la voladura, en el proceso de construcción de la rampa 2705 (-) en Consorcio Minero Horizonte?

1.3.2.- PROBLEMA ESPECIFICO

- ¿Se tendrá en consideración las condiciones geomecánicas para la mejora de perforación y voladura?
- ¿De qué manera influye el tipo de explosivo, accesorios y secuencia de disparo en la voladura?
- ¿Qué tan importante es considerar variables para mejorar los resultados en voladura?

1. 4.- OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Realizar un análisis concreto y específico de la mejora de la perforación y voladura en la rampa 2705 (-) En la unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte, con el fin de una distribución óptima de energía en el macizo rocoso basándonos en las características Geomecánicas de la roca.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Se ejecutará la mejora de un nuevo diseño de malla de perforación y de voladura de acuerdo al tipo de roca basándonos en el RMR.
- Se realizará la mejora de la voladura en la Consorcio Minero Horizonte, a través de pruebas insitu del terreno.
- Demostrar que si se puede considerar las variables geomecánicas (RQD, GSI O RMR) y la mejora de una buena perforación y voladura.
- Se podrá mejorar, monitorear y supervisar los nuevos diseños de mallas de perforación y de la voladura.

1.5. IMPORTANCIA.

La importancia es lograr un buen avance por disparo mejorando la perforación y evaluando la voladura y así poder lograr mejorar en los resultados que se tienen.

1.6.-JUSTIFICACIÓN.

La mejora de la perforación y voladura de rocas es muy importante porque no permitirá reducir los costos operacionales en la construcción de la rampa (-) 2705 en Consorcio Minero Horizonte S.A. para ello es necesario realizar una investigación minuciosa que determine el grado de cumplimiento de lo planificado al compararlo con lo real.

Debido a la necesidad de avance en la construcción de la rampa, las operaciones de perforación y voladura y el cumplimiento de lo planificado no es muy estricto produciendo inestabilidad en el macizo rocoso y pérdidas económicas, concluyendo que para la reducción de los costos es necesario capacitaciones continuas hasta lograr el compromiso de cumplir con los

diseños planteados y de esta manera se lograra una buena perforación y voladura.

1.7.- ALCANCES Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN.

El presente trabajo de investigación está referido a la mejora de la perforación y voladura en la rampa 2705(-) en la Unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Horizonte S.A

1.8. HIPÓTESIS.

1.8.1. HIPÓTESIS GENERAL.

Con la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura adecuada se mejora el avance y se reducirá los costos en la construcción de la rampa 2705 en la Unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Horizonte S.A

1.8.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICO.

- Con la mejora de la perforación y voladura, teniendo en cuenta el RMR en la RP2705 (-) en la Unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte, Se lograra un mejor avance, evitando sobrerotura, disparos soplados y taqueados que repercutirá en una disminución de los costos y el logro de mayor rentabilidad económica para la empresa.
- Con la determinación de la carga explosiva apropiada se obtendrá un buen perfil de la sección de la rampa en función a la roca, las condiciones geomecánicas que están cuantificada en base de (RQD, RMR O GSI), selección de explosivos según su potencia relativa por peso y densidad, también debe estar en función de otras variables

como: diámetro de taladro, dimensión de sección, se realizan de acuerdo al algoritmo matemático que se elija.

1.9. Variables de Investigación

La mejora de la perforación y voladura se va a considerar variables dependientes e independientes que determina parámetros de carga, explosivo y roca.

1.9.1. Variables Independientes

M = macizo rocoso.

Indicadores:

- 9.1.1 RQD (%)
- 9.1.2 RMR (%)
- 9.1.3 Q (%)
- 9.1.4 GSI (Grado de Fracturamiento)

1.9.2. Variables Dependientes

G = geometría de perforación y tipo de explosivo a utilizar.

Indicadores:

- 9.2.1. Nueva malla de perforación (N° de taladros).
- 9.2.2. Tipo de explosivo (% de potencia).
- 9.2.3. Factor de carga (Kg/m³).
- 9.2.4. Factor de potencia (Kg/TM).
- 9.2.5. Sobre excavación (m³)/m.l).
- 9.2.6. Costo unitario (us\$/m.l)
- 9.2.7. Recorte (número de taladros).

9.2.8. Longitud de avance (m.)

1.10. DISEÑO METODOLOGICO

- Tipo de investigación: Aplicada.
- Nivel de investigación: Descriptivo.
- Población: Rampa 2705 en el Consorcio Minero Horizonte S.A.
- Tamaño de muestra: Longitud programado de excavación de la rampa.
- Técnicas de recolección de datos: observaciones y mediciones en campo.
- Instrumento de recolección de datos: formatos de avance por guardia, reportes de operación, consumo de explosivos por guardia, metros lineales de avance por guardia.

CAPÍTULO II MARCO TEORICO

2.1. UBICACIÓN Y ACCESO

2.1.1.- UBICACIÓN

La unidad minera parcoy de consorcio minero horizonte s.a. se encuentra ubicada en la confluencia de los ríos parcoy y llacuabamba en el anexo de retamas, distrito de parcoy, provincia de patáz en el departamento de la libertad, y sus coordenadas son las siguientes: (ver cuadro n° 01)

CUADRO N°01

| COORDENADAS GEOGRÁFICAS | COORDENADAS UTM | COTA | DATUM |
|----------------------------|-----------------|------|---------|
| 72° 28' 00" Longitud Oeste | E227281.33 | 2750 | PSAD 56 |
| 08° 01' 00" latitud Sur | N911276.24 | 2750 | PSAD 56 |

La mina aurífera está situada 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.

2.1.2.- ACCESIBILIDAD

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

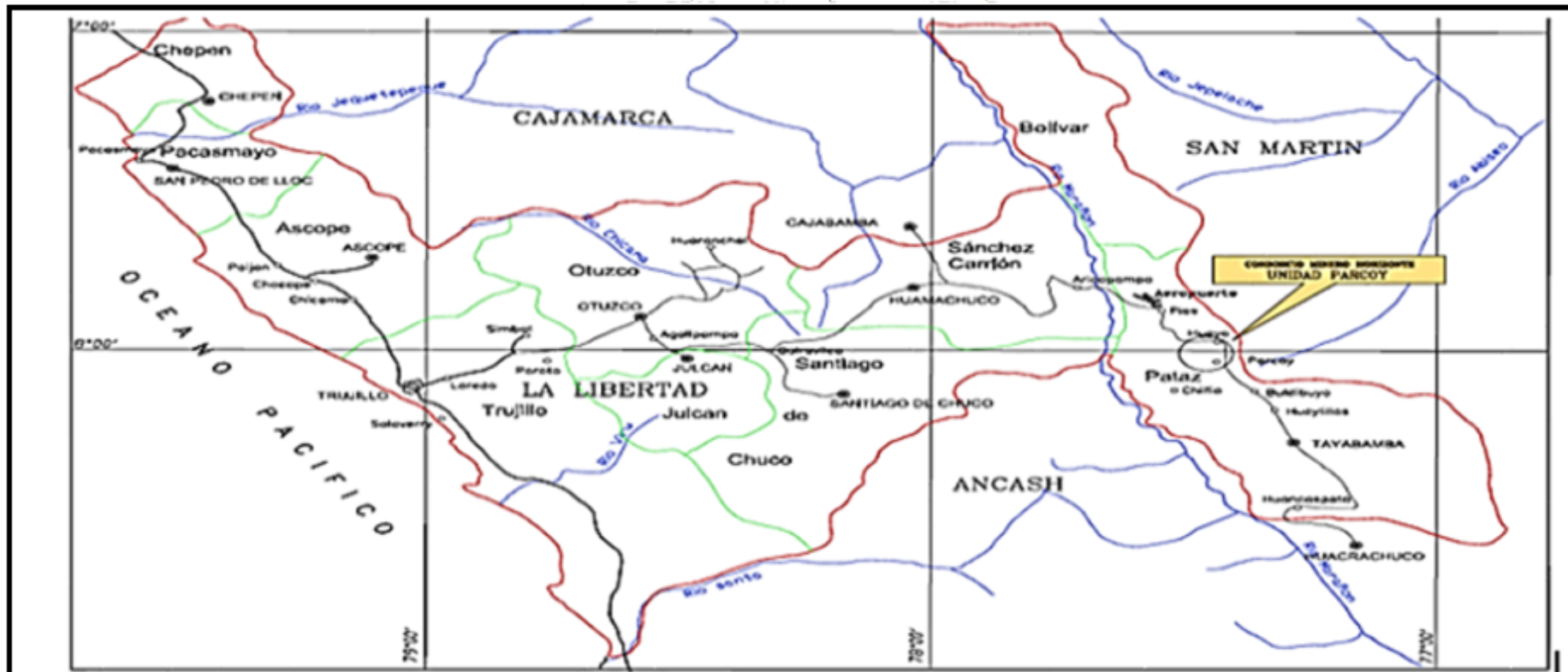
CUADRO N°02

| CIUDAD | DISTANCIA | TIEMPO | |
|----------|-----------|--------|----------|
| LIMA | TRUJILLO | 560 KM | 09 HORAS |
| TRUJILLO | CHAGUAL | 440 KM | 10 HORAS |
| CHAGUAL | RETAMAS | 40 KM | 02 HORAS |

Por Vía Aérea: El acceso por vía aérea en avioneta, se realiza hasta un aeródromo Ubicado en la playa de la laguna de Pías.

CUADRO N°03

| CIUDAD | | TIEMPO |
|--------|----------|-------------------|
| LIMA | PIAS | 1 HORA 20 MINUTOS |
| PIAS | TRUJILLO | MINUTOS |



LEYENDA

- Capital de Departamento
- Capital de Provincia
- Limite Departamental
- Limite Provincial
- Carret. Pavimentada
- Carretera Afirmada
- Unidad Minera

| | | |
|-------------------------------------------------------|--------------------------|--------------------|
| UNSCH | | |
| FACULTAD: INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL | | |
| ESCUELA: INGENIERIA DE MINAS | | |
| DIBUJO: MMB | ESCALA: Indicada | PLANO N° 01 |
| REVISADO: GEOLOGIA | FECHA : Mayo 2019 | |

2.2. CLIMA Y VEGETACIÓN

En la temporada de verano (abril a octubre) la temperatura oscila entre los 7° a 20° C, el clima es seco con presencia de lluvias esporádicas. En la temporada de invierno (noviembre a marzo) la temperatura oscila entre los 10° a 16° C con fuertes precipitaciones casi diariamente.

La vegetación silvestre es abundante cubriendo la superficie de los cerros principalmente en épocas de lluvias. Entre ellos se tiene como el huarango, pati, chilca, retama, y entre otros árboles pequeños

2.3. FISIOGRAFÍA

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera Central, en la unidad de valles interandinos, según Wilson (1964), se observan valles agudos y quebradas profundas que se han formado por la erosión glacial y fluvial, las que están en procesos de estabilización. El drenaje principal está conformado por el río Parcoy, que drena hacia el Noreste, pasando por la Laguna Pías, para luego desembocar al río Marañón, el que finalmente llega al río Amazonas. El clima de la zona es cálido a templado, hasta los 3 000 m.s.n.m., por encima de esta altitud el clima se torna frío. Es seco en verano (de abril a octubre) y lluvioso en invierno (noviembre a marzo).

2.4. ANTECEDENTES HISTÓRICOS

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, para evidenciar 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, ello debido indudablemente a que los minerales oxidados con oro libre se habían agotado, por consiguiente, las recuperaciones eran muy bajas, ello 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 Tamawiesky 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., el cual inicia 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 SIMPAR; es así que el Sindicato Minero Parcoy desarrolla en el área 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 estabilidad 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 . 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. 6 Pronto la situación económica de la empresa mejora y secuencialmente se apertura nuevos niveles superiores de exploración y desarrollo, ello 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 Vannya, Veta Encanto, en la Zona Cento y Candelaria, Santa Rosa, Split I y II en la Zona Sur, la mineralización permite sostener un ritmo de producción de 1200 TM/día, con una ley del orden de 12.4 g Au /TM.

2.5. RECURSOS

2.5.1.-Fauna.

En el área de la unidad, las especies que viven en su habitat natural están como lo animales silvestre son compuesta por gallinazo, perdiz, ratón, lagartija, gorrión, zorro.

2.5.2.- flora.

La vegetación silvestre es abundante cubriendo la superficie de los cerros principalmente en épocas de lluvias. Entre ellos se tiene como el huarango, pati, chilca, retama, y entre otros árboles pequeños

2.5.3.- Hídrico.

El agua es abundante en la zona, durante todo el año fluye en forma constante por los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla, son utilizadas para la planta y el riego de las carreteras circundantes.

2.5.4.- Humanos.

Entre los pueblos más cercanos a la compañía minera Horizonte, se encuentra el pueblo de Retamas que tienes un Instituto técnico en minería que saca profesionales técnicos en explotación de minas y topografía.

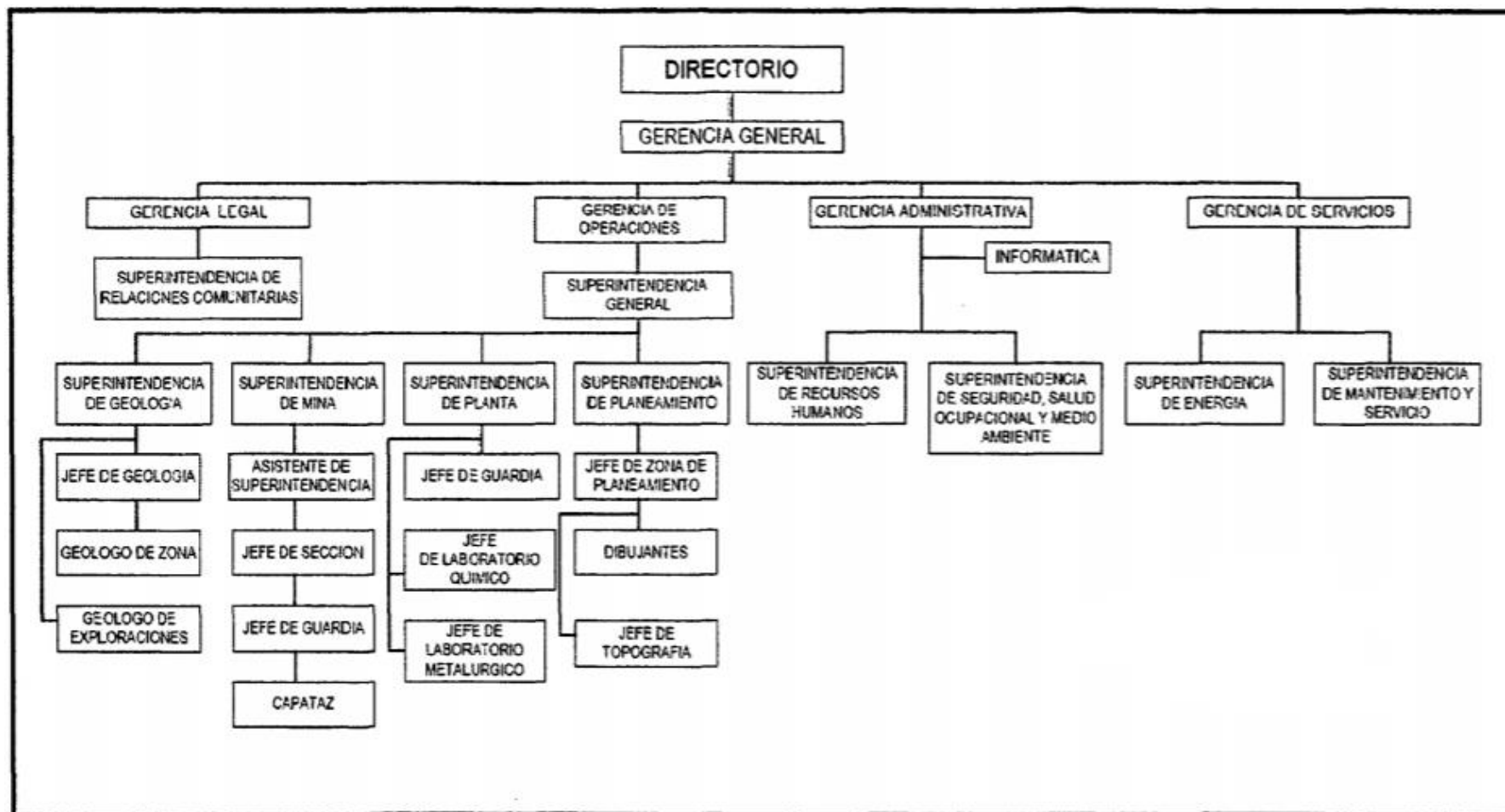
2.5.5.- Energético.

Actualmente la energía eléctrica en Consorcio Minero Horizonte es provista por el Sistema Interconectado con la Red Nacional. Cuenta con una casa fuerza propia en donde se tienen instalados 5 compresoras eléctricas (4 Atlas Copco y 1 Sullair) de 1780 HP de potencia que generan 7846 CFM, también hay otras 6 compresoras

ubicados en distintos puntos de la mina que suman 1750 HP y generan 5665 CFM.

2.7. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.

Lamina N° 01. Organigrama de Consorcio Minero Horizonte S.A



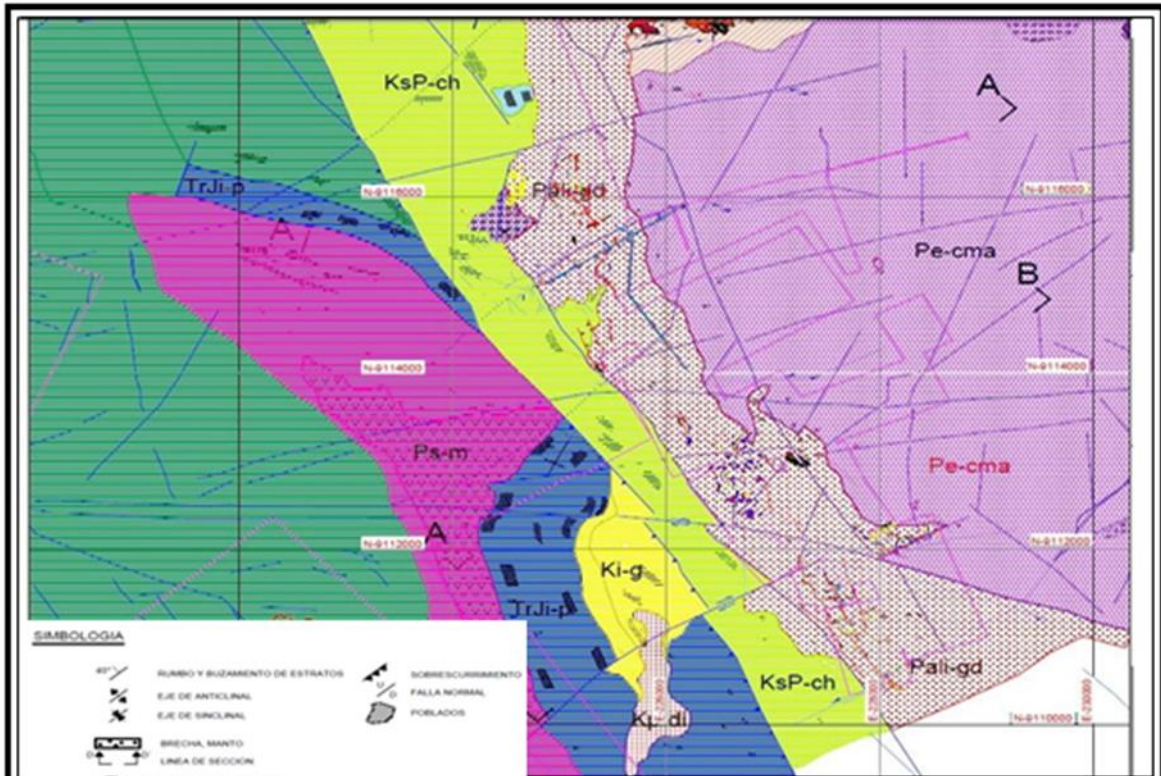
FUENTE: CMH.

2.8. GEOLOGÍA REGIONAL

Según el Departamento de geología de CMH. 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 roca Vulcano- clásica casi sin deformar el terciario superior. (Ver plano N° 02). Este basamento está incluido dentro del Batolito de Pataz a lo largo de toda la zona fracturada. La formación del Batolito se encuentra en la Era Paleozoica: Carbonífero Superior (300 M.A.). La fractura que dio lugar a estas pulsaciones magmaticas fue del tipo Inverso, producto de esfuerzo de compresión de la tectónica de Placas (entre la placa Oceánica y la Continental), La inyección del magma que fue rellenado a esta falla con Rumbo Norte- Sur fue predominante en calco alcalino (granodiorita). Se ha podido detectar con la ayuda de los mapeos geológicos, 80Km de Batolito, tiene una forma lenticular en sus extremos Sur y Norte, con un ancho variable que va desde 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 asociados a la galena, esfalerita y arsenopirita, se ha encontrado mineralización en rocas precámbricas y paleozoicas debido a la intrusión del Batolito en estas rocas en su formación, pero acentuándose mas esta mineralización en las calizas Pucara en los Contactos con el Intrusivo y así formando diseminaciones de oro. El Batolito está controlado por dos grandes fallas regionales una al Norte - Este que pone en contacto con el complejo Marañón, formadas por pizarras que corresponden a la formación Contaya, metamorfismo con presencia de pirita fina, se observa también Filitas siendo las rocas más antiguas que presentan cierto metamorfismo de contacto, la otra falla regional que se ubica al Sur-Oeste pone al contacto con las Rocas del Paleozoico y Mesozoico de la formación Chota. Dicho Batolito tiene una dirección de N 30° W,

controlado con cizalla marginal y cabalgamiento de geometría listrica. La localización de oro a escala local y regional se atribuye a zonas de dilatación de orientación predominante NW-SE.

PLANO N° 02 GEOLOGIA REGIONAL.



LEYENDA

| ERATEMA | SISTEMA | SERIE | UNIDAD LITO-ESTRA. | LITOLOGIA | DESCRIPCION | ROCAS INTRUSIVAS |
|---------------|-------------|--------------|----------------------|------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------|
| CENOZ | PALEOGENO | Holoceno | Deposito Cuaternario | | Gravas, arenas | |
| | | Paleoceno | | | | P-Pgmz P-d |
| MESOZOICO | CRETACEO | Superior | Fm. Chota | KsP-ch | Areniscas, Arcillitas, conglomerados de color rojo. | |
| | | Inferior | Fm. Crisnejas | Ki-cr | Margas amarillentas, calizas y lutitas. | |
| | | | Gpo. Goyllarisquiza | Ki-g | Cuarzitas, Areniscas, arcillitas | |
| JURASICO | Inferior | Grupo Pucara | TrJi-p | Calizas de color gris. | | |
| PALEOZOICO | PERMICO | Superior | Grupo Mitu | Pa-m | Areniscas, calcarenitas, conglomerados rojos, remanentes volcanicos compuesto de tufo y aglomerados riolíticos, andesitas. | |
| | | Superior | Volcanicos Lavasen | | Andesitas | Granodiorita Qz Monzogranito Plutitas |
| | CARBONIFERO | Inferior | Grupo Ambo | Ca-a | Areniscas, lutitas, arcillitas, conglomerados | |
| | | ORDOVICICO | Silurico | | | |
| PRE-CAMBRIICO | | | Complejo Marañon | | Filitas, Metavolcanicos (Andesitas, riolitas, Rodacitas). | Granodiorita Qz Monzogranito Plutitas |

UNSCH

FACULTAD: INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA: INGENIERIA DE MINAS

DIBUJO: MMB

ESCALA: Indicada

REVISADO: GEOLOGIA

FECHA : Mayo 2019

PLANO N° 02

FUENTE: GEOLOGIA CMH

2.8.1. GEOMORFOLOGIA.

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

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

2.8.2. LITOLOGIA.

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

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

La Historia Geológica de la región consta de eventos sedimentarios que van del Precámbrico hasta el reciente, afectados por intrusiones de diversos tipos, composiciones, así como de edades.

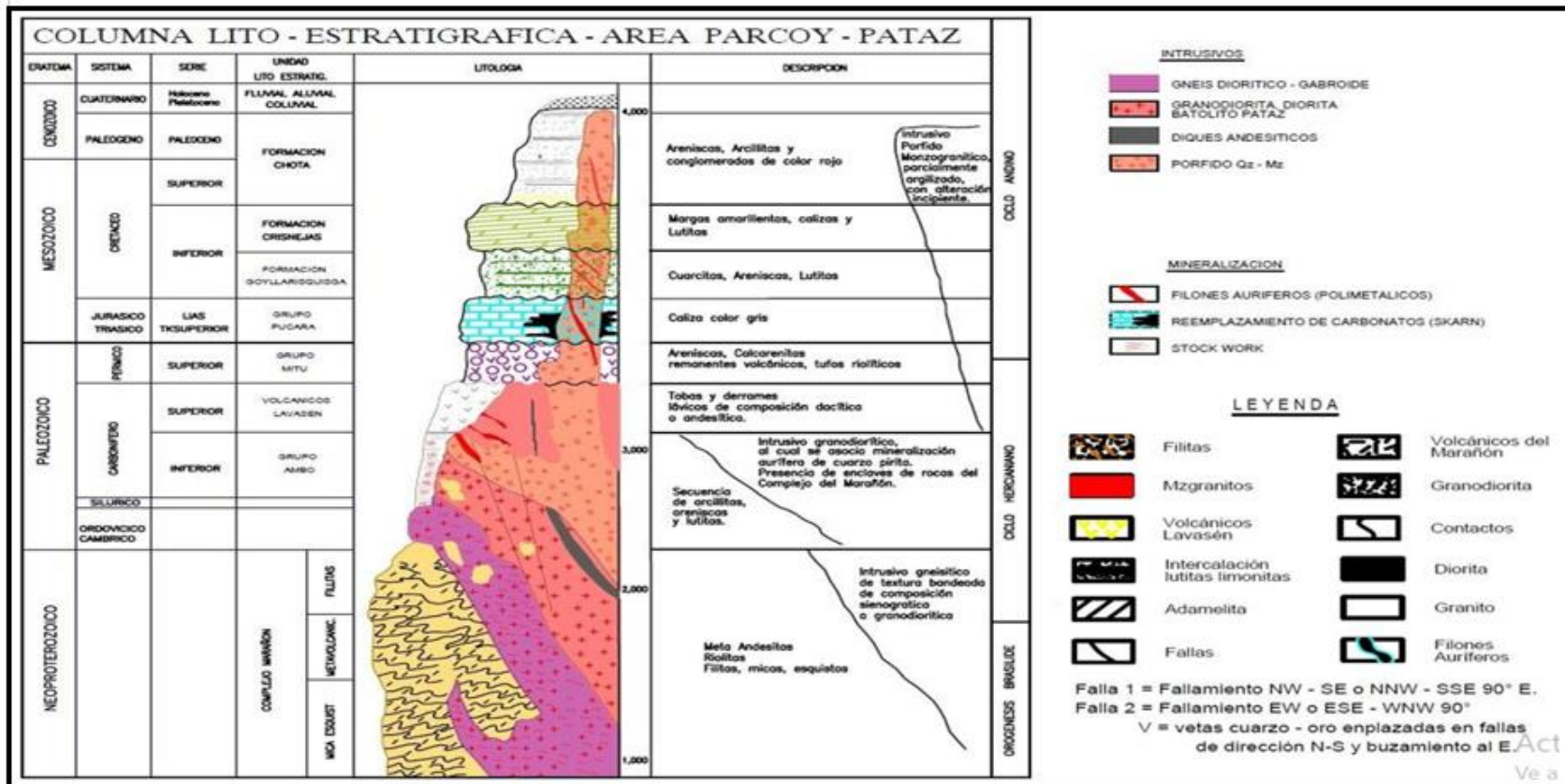
2.8.3 ESTRATIGRAFIA.

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

El Pre cambriano corresponde a las rocas del Complejo Marañón y está formado por filitas, mica esquistos y meta volcánicos. El Hercínico está formado por las pizarras

de la Formación Contaya. El plegamiento Eohercínico sucede en un periodo de distensión con la formación de una cuenca intramontañosa que es rellenada por rocas del Grupo Ambo, en el Permiano superior tenemos una acumulación volcánica andesítica conocida como Volcánico Lavasen, que tiene una amplia distribución en las partes altas de Parcoy principalmente al Este, margen derecha del río Parcoy. Una fase Epirogenética genera una emersión y la acumulación de las rocas ferruginosas del Grupo Mitu.

La sedimentación del ciclo Andino que es más notoria en la Cordillera Occidental, comienza con las calizas del Grupo Pucará, cubiertas posteriormente por areniscas del Grupo Goyllarisquizga, calizas de la Formación Crisnejas y por las capas rojas de la Formación Chota. Finalmente se encuentran depósitos aluviales, coluviales y fluviales del Cuaternario Reciente (ver Columna Estratigráfica).



UNSCH

FACULTAD: INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA: INGENIERIA DE MINAS

DIBUJO: MMB

ESCALA: Indicada

REVISADO: GEOLOGIA

FECHA : Mayo 2019

LAMINA N° 02

2.9. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

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

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

2.9.1 PLEGAMIENTO:

Son de extensión regional, con eje orientado al SE a NW presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de estos esfuerzos es de NE a SW.

2.9.2 FRACTURAMIENTO:

La zona se halla fuertemente fracturada debido al tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de esfuerzos, se presentan formando sistemas de fracturamiento local.

2.9.3. FALLAMIENTO:

Hay tres sistemas de fallamiento:

- **Sistema de fallamiento NW- SE (longitudinal):** son fallas postminerales de rumbo paralelo-sub paralelo a la veta originando ensanchamiento, acuñaamiento, etc. Son de carácter normal – sinextral e inversa.
- **Sistema de fallamiento NE-SW a NS (diagonal):** de rumbo N a NW y buzamiento alto al W, se presentan agrupadas (fallas gravitacionales). Las vetas muchas veces se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal como inverso, etc.
- **Sistema de fallamiento principal E-W o fallas mayores (transversal):** de rumbo promedio E-W.

2.10. GEOLOGÍA LOCAL

Según Departamento de geología de CMH, 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. Con el mapeo geológico, se ha podido determinar que el tectonismo que dio origen a las fracturas preexistentes, presenta la forma de un "USO", 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 profundizan 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.

CARACTERISTICAS 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, existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en la pirita masiva y de grano muy fino, también 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 ley.

2.11. 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 físicas químicas favorables para una mineralización como sucede con las vetas Rosa Orquídea, Candelaria, Santa Rosa, Sissy, Milagros, en cada una de estas vetas se ha observado que en los niveles superiores las vetas son angostas y a medida que profundizan incrementan 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. En las diferentes vetas se han realizado estudios microscópicos de la mineralización, teniendo

como mineral principal Pirita con gran contenido de oro, galena, esfalerita también con presencia de oro libre y calcopirita en menor proporción.

2.11.1. GÉNESIS.

La mineralización consiste en vetas hidrotermales, rellenas de cuarzo, pirita y en menor proporción arsenopirita.

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.

YACIMIENTO.

Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos algunas veces se dan como afloramientos ciegos, 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.

- **Es Hipogénico**, porque las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas 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.

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, existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en la pirita masiva y de grano muy fino, también 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 ley.

2.11.2. MINERALIZACIÓN

La mineralogía de las Vetas de Consorcio Minero Horizonte S.A. 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 Galena y otros sulfuros. De 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
- **Minerales no Metálicos:** Sericita, Cuarzo, Calcita y Cerusita.

Asimismo, de este estudio mineralógico realizado por Departamento de Geología, podemos deducir que gran parte del oro se encuentra libre y que por su tamaño requiere molienda fina para optimizar su recuperación.

2.11.3. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

Los afloramientos de las estructuras mineralizadas no son nítidos por la fuerte alteración hipógena de sus cajas y fracturamiento posterior de la formación de la veta que permitieron una erosión, las cuales hacen imposible la observación de los rasgos geológicos.

El depósito mineralizado se compone de un conjunto de vetas de potencia variable de 0.8 a 20 m. Las principales hacen un megasimoide alineadas a la dirección NE-SE. Estas estructuras buzan de 30 a 65° E y están falladas intensamente por un sistema transversal post mineralización que muestran desplazamientos de 5 a 70 m. La mineralización está formada por pirita aurífera, cz y electrum.

- **Veta Milagros.**

Presenta cuarzo, limonita, cuarcita, calcita principalmente con rumbo N20-30W y buzamiento al NE.

- **Veta Lourdes.**

Rumbo promedio de 20 a 40 W y buzamiento al Este, presenta principalmente cuarzo limón.

- **Veta Candelaria.**

Tiene cuarzo, limonita con rumbo N20W y buzamiento 45 a 50° NE.

- **Veta Rosarito.**

Presenta cuarzo, pirita aurífera y con rumbo de N20W y buzamiento al Este.

2.11.4. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN

- **Control estructural.** El Sistema Lourdes presenta un control estructural marcado en la geometría de sus vetas, de esa forma se enmarca en un sistema de fallas inicialmente de tipo inverso, donde las zonas de bajo ángulo han servido de entrapamientos para la deposición de iones metálicos generadores de sulfuros económicos y su posterior enriquecimiento de oro.

La reactivación de este sistema en el mismo sentido ha generado vetas tensionales con buzamiento al Este como es el caso del Split Lourdes, de igual forma las zonas de bonanza se concentran en las zonas de bajo ángulo; a diferencia del sistema Milagros en Lourdes no se han hallado aún tensionales de tipo distensivo o por relajación con buzamiento al Oeste como lo sucedido en la zona de Golden, ello involucra que se debe explorar al techo y piso del Split Lourdes con el fin de hallar zonas de iguales características antes mencionadas. Estas reactivaciones en el mismo sentido de esfuerzo y rumbo han formado estructuras tipo rosario fácilmente observable en vistas horizontales y típicas en todo el yacimiento

- **Control litológico:** La roca tipo granodiorita constituyente mayor del batolito es la que presenta mayores condiciones fisicoquímicas para la formación de vetas de moderada potencia y leyes favorables, se evidencia zonas de estructuras como

xenolitos y diques tipo microdioritas que no han favorecido en potencia y leyes a lo largo de su rumbo y en profundidad.

- **Control mineralógico:** La veta presenta minerales típicos de cuarzo blanco brechado con relleno de cuarzo gris, disseminación de pirita fina deleznable en matriz fílica con contenidos de oro en el orden de 10 gr/tm a 13 gr/tm de Au, asimismo la presencia de pirita cristalizada no representa mayor interés económico sobre todo en los bordes y contacto con las cajas, debido a que se ha formado posterior al microfracturamiento y relleno de fluidos ricos en oro. Es importante resaltar el grado de cristalización y la intensidad del fracturamiento de las piritas y sobretodo saber diferenciarlo en el cartografiado geológico ya que este es una herramienta para designar sectores de emplazamiento y controles de las zonas de bonanza ya que estos se pueden localizar hacia la caja piso como usualmente ocurre o hacia la caja techo como es el caso de otras vetas en el corredor sur del yacimiento.

2.11.5. CLASIFICACION DE LOS MINERALES SEGÚN SU IMPORTANCIA ECONÓMICA

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

- **Minerales de mena:** Son todos aquellos minerales que con su extracción dan un beneficio económico. Oro (Au) Electrum (Au, Ag.)
- **Minerales de ganga:** Son aquellos minerales que no presentan cierto beneficio económico pero que están asociados a los minerales de mena y son:

Cuarzo (Si O₂)

Pirita (S₂ Fe)

Esfalerita (ZnS)

Galena (PbS)

Arsenopirita (S As Fe)

Calcopirita (Cu FeS₂)

Pirrotina (SFe)

Jamesonita (814 Sbs Pb₄ Fe)

Las potencias de las vetas son muy variables, abarcan desde pocos centímetros hasta más de 20 m formando las vetas tipo Rosario (Veta Orquídea), en otros casos se observan ramificaciones que son lazos cimoides (Veta Candelaria). En algunas partes de la Veta Candelaria se observa fuerte Propilitización con presencia de pirita que contiene altos valores de oro.

2.11.6. CLASIFICACION DE MINERALES SEGÚN SU VALOR, CERTEZA Y LEYES.

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

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.

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 en:

- Desmonte : 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

2.12. GEOMECAÁNICA.

Según Departamento de Geomecánica de CMH, la geomecánica es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación. Esta disciplina está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos, que relacionan el comportamiento de la formación bajo los cambios de esfuerzo producto de las operaciones

En el área de geomecánica se han planteado los siguientes objetivos:

- Determinar los parámetros geomecánicos del macizo rocoso.
- Determinar parámetros de estabilidad para un minado eficiente y seguro.
- Establecer tipos de soporte y controles de calidad.
- Garantizar la seguridad durante la excavación de las labores mineras, a través del análisis de deformaciones, niveles de presiones, tensiones, etc.
- Definición de las aberturas máximas y tiempos de autosoporte de las excavaciones mineras: ejecutadas y las futuras a ejecutarse.
- Aplicación en las operaciones mineras subterráneas para mejorar sus índices de seguridad y productividad, evitando o minimizando los accidentes por caída de rocas, que es una de las causas principales de las fatalidades que ocurren en la minería subterránea del país.

2.12.1. MECÁNICA DE ROCAS.

Según Córdova Rojas D. (2001). Es la ciencia teórica y aplicada que trata del comportamiento mecánico de las rocas, estudia el comportamiento mecánico de las masas rocosas que se encuentran bajo la acción de fuerzas producidas por fenómenos naturales o impuestos por el hombre.

La problemática de la ingeniería mecánica en todos los diseños estructurales es la predicción del comportamiento de la estructura bajo las cargas actuantes o durante su vida útil. La temática de la ingeniería de mecánica de rocas, como una práctica aplicada a la ingeniería de minas, es concerniente a las aplicaciones de los principios

de la ingeniería mecánica al diseño de las estructuras de roca generadas por la actividad minera.

Determinar el estado de tensiones en el interior del macizo rocoso significa conocer la intensidad, dirección y el sentido de las tensiones, donde se ha de realizar la excavación. Por esta razón, las direcciones de las tensiones principales, y sus intensidades, deben ser, por regla general determinadas a través de ensayos “in situ”.

Los esfuerzos que existen en un macizo rocoso inalterado están relacionados con el peso de las capas suprayacentes y con la historia geológica del macizo. Este campo de esfuerzos se altera cuando se realiza una excavación subterránea y, en muchos casos, esta alteración introduce esfuerzos suficientemente grandes que pueden sobrepasar la resistencia de la roca. En esos casos, el debilitamiento de la roca adyacente a los límites de la excavación puede llevar a la inestabilidad de ésta, manifestándose por el cierre gradual de la excavación, desprendimiento del techo y de las paredes o explosiones de rocas (“rock burst”).

2.12.2. MAPEO GEOMECANICO.

Se define como la representación de la información registrada en el terreno con la finalidad de conocer en detalle la geología de la mina. Los parámetros a mapear son: Tipo de roca, discontinuidades, alteración, clasificaciones de macizo rocoso y detalles de una geometría o volumen (ejemplo una cuña)

El mapeo geomecánico contiene información geológica-geotécnica de parámetros que afectan al macizo rocoso y que podrían generar inestabilidad en las labores mineras. También contiene información de los tipos de estructura, prospección geomecánica, mecánica de rocas y otros relacionados.

El resultado de mapeo geomecánico sirve para determinar el tipo de excavación más conveniente, así como diseñar un sostenimiento adecuado.

Mapeo de registro lineal: Es un método de recolección de información geomecánica que consiste en extender una cinta métrica en la pared rocosa e ir registrando todos los datos referidos a las propiedades de las discontinuidades teniendo cuidado de no incluir las fracturas de la voladura.

Los datos se van registrando en formatos debidamente diseñados para este fin, luego serán procesados y presentados en los planos de las labores mineras.

Mapeo en arco rebatido: Rebatir una labor subterránea significa llevar a un solo plano la corona y paredes de dicha labor. De tal manera que el eje de la corona coincidirá con el eje de la planilla del mapeo y los bordes de dicha planilla coincidirán con el pie de las paredes.

Mapeo por celdas o ventanas: Este registro considera los sistemas de fracturamiento más persistentes, a los que se les toma sus características geomecánicas, tales como: su orientación, espaciamiento, abertura, rugosidad, persistencia y meteorización. Se toma en cuenta la valoración geomecánica de Bieniawski.

La principal ventaja de este tipo de mapeo respecto al mapeo por registro lineal es que proporciona información en 3D teniendo mayor alcance y conocimiento de los sistemas de fracturamiento.

Entre los objetivos de este mapeo de celda están: caracterizar y cuantificar estadísticamente las discontinuidades del macizo rocoso. Los parámetros a mapear son discontinuidades mayores y menores.

Este tipo de mapeo se utiliza para definir la ingeniería básica y de detalle de un proyecto en forma dirigida cuando se manifiestan cambios importantes en la geología para optimizar un proyecto.

parámetros de diseño (ajuste por orientación a parámetro RMR), orientación de cámaras.

2.12.3. FACTORES QUE CONTROLAN LA ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES.

Hay dos grupos de factores que controlan la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado subterráneo de los yacimientos minerales. Estas son a factores pre-existentes a la excavación y a factores posteriores a la excavación. Los factores pre-existentes a la excavación son:

- Las características del medio geológico.
- El comportamiento mecánico del medio geológico.
- Los esfuerzos in-situ. Los factores posteriores a la excavación son:
- Los esfuerzos inducidos por el minado.
- La forma, tamaño y orientación de las excavaciones.
- Método de las excavaciones y avance del minado.
- Diseño del sostenimiento

El continuo desarrollo de la explotación minera invariablemente conduce a la profundización de los yacimientos; a medida que la explotación se profundiza la infraestructura minera penetra en macizos rocosos constituidos de roca primaria, este tipo litológico de rocas se caracterizan por presentar una mayor rigidez, es decir una menor tendencia a la deformación.

A mayor profundidad el nivel de esfuerzos aumenta progresivamente, la convergencia de rocas rígidas en ambientes altamente confinados constituye el factor desencadenante del fenómeno de estallido de rocas. El estallido de rocas (rockburst) se materializa cuando un macizo rocoso con características rígidas es sometido a altos niveles de confinamiento, este al no poder deformarse suficientemente comienza paulatinamente a almacenar energía de deformación, este continuo almacenamiento de energía llega a un punto crítico donde se produce una liberación violenta de energía materializándose como un colapso repentino del macizo rocoso.

2.12.4. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA MEDIANTE RMR Y GSI.

2.12.4.1. SISTEMA DE BIENIAWSKI (RMR):

Bieniawski, Z.T. (1989) Esta clasificación geomecánica se basa en el RMR “Rock Mass Rating”, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de la calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento de juntas.
- Condiciones de juntas.
- Correcciones por orientación.

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

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.

CUADRO N°05: CLASIFICACIÓN DE LAS ROCAS

| CLASE | CALIDAD | RMR | COHESION (KPa) | ANGULO DE FRICCIÓN (°) |
|-------|-----------|---------|----------------|------------------------|
| I | muy buena | 81 –100 | > 400 | > 45 |
| II | Buena | 61 – 80 | 300 – 400 | 35 – 45 |
| III | Regular | 41 – 60 | 200 – 300 | 25 – 35 |
| IV | Mala | 21 – 40 | 100 – 200 | 15 – 25 |
| V | muy mala | 0 – 20 | < 100 | < 15 |

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z.T.

Se clasifican las rocas en cinco categorías. En cada categoría se estiman los valores de la cohesión y el ángulo de fricción interna del macizo rocoso.

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

Resistencia compresiva de la roca.

La resistencia compresiva de una roca se puede determinar por tres procedimientos:

- **Primer procedimiento:**

Estimación de la resistencia compresiva mediante el martillo de Schmidt de dureza.

- **Segundo procedimiento:**

Determinación de la resistencia compresiva mediante el ensayo de carga puntual "Franklin".

- **Tercer procedimiento:**

Determinación de la resistencia compresiva mediante el ensayo de compresión simple y/o uniaxial.

2.12.4.2. ÍNDICE DE LA CALIDAD DE LA ROCA – RQD.

Según Deere entre (1963 y 1967), Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y/o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo.

- **Primer Procedimiento:**

Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigos mayores o iguales que 10cm en el intervalo de testigo de 1.5m.

$$RQD = \frac{\sum TROZOS \geq 10cm}{1.5m}$$

- **Segundo Procedimiento:**

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico – estructural en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

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

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fisuras}}{SPAN}$$

- **Tercer Procedimiento:**

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cubico, determinadas al realizar el levantamiento litológico – estructural en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

$$RQD = 115 - 3.3(Jv)$$

Donde:

Jv = Numero de fisuras por metro cubico.

Espaciamiento de Juntas.

Según Bieniawski, Z.T. (1989) se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. La resistencia del macizo rocoso disminuye según va aumenta el número de juntas, donde espacio de las juntas es el factor más influyente en la disminución de resistencia.

Un material rocoso de alta resistencia de 100 a 200 MPa, que este muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso débil. A continuación, se presenta la clasificación de Deere de los macizos rocosos.

CUADRO N° 06 ESPACIAMIENTO DE JUNTAS

| DESCRIPCION | ESPACIO DE JUNTAS | TIPO MACIZO ROCOSO |
|---------------|-------------------|--------------------|
| Muy ancho | > 3 m | Solido |
| Ancho | 1 - 3 m | Masivo |
| Moderadamente | 0.3 - 1 m | En bloques |
| Cerrado | 50 - 300mm | Fracturado |
| Muy cerrado | < 50 mm | Manchado |

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

Condiciones de Juntas.

- **Apertura:** La apertura de las juntas es un criterio para descripción cuantitativa de un macizo rocoso.

CUADRO N° 07 CONDICIONES DE JUNTAS

| DESCRIPCIÓN | SEPARACIÓN |
|-----------------------|------------|
| Abierta | 5 mm |
| Moderadamente abierta | 1 - 5 mm |
| Cerrada | 0.1 - 1 mm |
| Muy cerrada | 0.1 mm |

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

- **Tamaño:** El tamaño de las juntas influye en la importancia que el material rocoso y la separación de las juntas tienen en el comportamiento del macizo rocoso
- **Rugosidad:** En esta clasificación se establecen 5 categorías de rugosidad: muy rugosa, rugosa, ligeramente rugosa, suave y espejo de falla.
- **Dureza de los labios de la discontinuidad:** se consideran 3 categorías de dureza: dura, media y blanda.

- **Relleno:** se define por su espesor, tipo de material, consistencia y continuidad.

Presencia de agua

Existe una tabla propuesta por Bieniawski para determinar un valor de acuerdo a sus características.

Corrección por orientación

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

CUADRO N° 08 Tabla de Bieniawski

| Parámetros | ESCALA DE VALORES | | | | | | | |
|---------------------|-----------------------------------|-----------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------|-----------------------------|----------------------------|
| | Resistencia de la roca intacta | Carga Puntual | 80 kg/cm ² | 40 - 80 kg/cm ² | 20 - 40 kg/cm ² | 10 - 20 kg/cm ² | 10 kg/cm ² | |
| A Compresión Simple | | 2000 kg/cm ² | 1000 - 2000 kg/cm ² | 500 - 1000 kg/cm ² | 250 - 500 kg/cm ² | 100 - 250 kg/cm ² | 30 - 100 kg/cm ² | 10 - 30 kg/cm ² |
| VALOR | | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| RQD | | 90 - 100 % | 75 - 90 % | 50 - 75 % | 25 - 50 % | 25% | | |
| VALOR | | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 | | |
| Espaciado de Juntas | | 3 m | 1 - 3 m | 0.3 - 1 m | 50 - 300 mm | 50 mm | | |
| VALOR | | 30 | 25 | 20 | 10 | 5 | | |
| Condición de Juntas | | Muy rugosa sin continuidad cerradas, Paredes de roca dura | Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca dura | Ligeramente rugosa < 1 mm. De separación Paredes de roca suave | Espejo de falla o relleno de espesor < 5 mm o abiertos 1-5mm Fisuras Continuas | Relleno blando de espesor < 5 mm o abiertas < 5 mm. Fisuras continuas | | |
| VALOR | | 25 | 20 | 12 | 6 | 0 | | |
| Aguas Subterráneas | Cant. Infiltración 10 m. de túnel | Ninguna | | 25 litros/min. | 25 - 125 litros/min | > 125 litros/min | | |
| | Presión de agua | Cero | | 0.0 - 0.2 | 0.2 - 0.5 | 0.5 | | |
| | Esfuerzo. Principal | | | | | | | |
| Situación General | Totalmente seco | | | Solo húmedo aguas instert. | Ligera presión de agua | Serios problemas de agua | | |
| VALOR | | 10 | | 7 | 4 | 0 | | |

Fuente: área de geomecánica CMH

Bieniawski ha propuesto la siguiente clasificación:

2.12.4.3. CLASIFICACIÓN DEL GSI:

Según Hoek y Brown (1994) Como se sabe, además de las clasificaciones más difundidas como son la de Bieniawski y la de Barton, últimamente se está utilizando con mucha frecuencia el índice de calidad GSI (Geological Strength Index), desarrollado por Hoek y Brown, el cual tiene la ventaja de poder estimar los parámetros de corte “equivalentes”, C y ϕ .

Por otro lado, la relación entre el GSI y el RMR puede expresarse como sigue:

$$\text{GSI} = \text{RMR76} \quad \text{o} \quad \text{GSI} = \text{RMR89} - 5$$

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

$$(\sigma_{cm}/\sigma_c) = (0.022) e^{0.038\text{GSI}}$$

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

La determinación del G.S.I., es el primer paso a seguir, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno).

La clasificación según su estructura varía de:


















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

- Triturada (T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

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

TABLA N°01. Tabla GSI para la mina Parcoy

|  SIST. SEGUN GSI MODIFICADO LABORES TEMPORALES Y PERMANENTES SECCION 3.00m-4.00m | | | | | |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------|--|
| A SIN SOPORTE O PERNO PUNTUAL (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES) | | | | | |
| B PERNO SISTEMATICO. (1.5x1.5 m.) MALLA OCASIONAL | | | | | |
| C PERNO SISTEMATICO. (1.2x1.2 m.) CON MALLA ELECTROSOLDADA O SHOTCRETE 2" | | | | | |
| D SHOCRETE 2" + PERNOS SISTEMATICOS ESPACIADOS 1.20m X 1.20m. | | | | | |
| E SHOCRETE 3" CON FIBRA MET. + MALLA + PERNOS SISTEMATICOS ESPACIADOS 1.00m X 1.00m. | | | | | |
| F CIMBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS DE. 1.20m - 1.50m. | | | | | |
| ESTRUCTURA | | CONDICION SUPERFICIAL | | | |
| | | BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS. MANCHAS DE OXIDACION LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 100 - 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) | | | |
| | | REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (R) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 60 A 100 MPa) (Rc 60 A 100 MPa) (SE ROMPE CON DOS A TRES GOLPES DE PICOTA) | | | |
| | | MALA (MODER. RESIST. - LEVE A MODER. ALTER.) (M) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRICIONES, MUY ALTERADAS RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25 A 50 MPa) (SE ROMPE CON UN GOLPE DE PICOTA O INCENTA SUPERFICIALMENTE) | | | |
| | | MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (MM) SUPERFICIE PULIDA Y CON ESTRICIONES, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25MPa) (SE DISGREGA O INCENTA PROFUNDAMENTE) | | | |
|  FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50-75) (6 A 12 FRACT. POR METRO) |  |  |  | | |
|  MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIAL- MENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULO- SOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 20 FRACT. POR METRO) |  |  |  |  | |
|  INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEP- TADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0-25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) | |  |  |  | |
|  TRITURADA O RELLENO (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SN RQD) | | |  |  | |

Fuente: área de geomecánica CMH

2.12.4.4. CLASIFICACION GEOMECANICA DE BARTON (1974).

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice de calidad “Q” denominado también índice de calidad tunelera, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

$$Q = \frac{RQ}{D} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF} \times \frac{1}{Jn}$$

Donde:

RQD: Índice de la calidad de la roca

Jn : Índice de diaclasado que tiene en cuenta el número de familias.

Jr : Índice de rugosidad de las juntas

Ja : Índice de alteración de las juntas

Jw: factor de reducción por presencia de agua de las juntas.

SRF: factor de reducción por esfuerzos.

CUADRO N° 09 Tabla de Q de Barton

| INDICE DE CALIDAD Q | |
|------------------------|--------------|
| TIPO DE ROCA | VALOR DE Q |
| Excepcionalmente mala | 0.001 - 0.01 |
| Extremadamente mala | 0.01 - 0.1 |
| Muy mala | 0.1 - 1.0 |
| Mala | 1.0 - 4.0 |
| Media | 4.0 - 10.0 |
| Buena | 10.0 - 40 |
| Muy buena | 40 - 100 |
| Extremadamente Buena | 100 - 400 |
| Excepcionalmente Buena | 400 - 1000 |

Fuente: área de Geomecánica CMH

CUADRO N° 10 Numero de Familias

| NÚMERO DE FAMILIAS | JN | OBSERVACIONES |
|--------------------------------------------------------------------|---------|--------------------------------------------------------------------------------------------|
| A.- Masivo, sin o con pocas juntas | 0.5 – 1 | 1.- Para utilizar en túneles Utilizar (3 x Jn). 2.- Para portales utilizar (2 x Jn) |
| B.- Una familia de juntas | 2 | |
| C.- Una familia y algunas juntas ocasionales | 3 | |
| D.- Dos familias de juntas | 4 | |
| E.- Dos familias y algunas juntas | 6 | |
| F.- Tres familias de juntas | 9 | |
| G.- Tres familias y algunas juntas | 12 | |
| H.- Cuatro familias o más, roca muy fracturada, terrones de azúcar | 15 | |
| I.- Roca triturada terrosa | 20 | |

Fuentes: Barton, N., Lien, R.

CUADRO N° 11

| NUMERO DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS | JR | OBSERVACIONES |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| - contacto entre las dos caras de la junta - contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento lateral 10 cm. | | 1.- Se añade 1.0 si el Espaciamento medio juntas es mayor de 3m. 2.- Jr = 0.5 se puede usar para juntas de fricción planas y que tengan alineaciones orientadas para resistencia mínima. |
| A.- Juntas discontinuas | 4 | |
| B.- Juntas rugosa o irregular ondulada | 3 | |
| C.- Suave ondulada | 2 | |
| D.- Espejo de falla, ondulada | 1.5 | |
| E.- rugosa o irregulares plana | 1.5 | |
| F.- Suave plana | 1 | |
| G.- Espejo de falla o superficie de fricción plana | 0.5 | |
| - Sin contacto entre las dos caras de la junta desplazados lateralmente | | |
| H.- Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficientemente gruesas para impedir el contacto entre las dos caras. | 1 | |
| I.- Zona arenosa de grava o roca triturada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta. | 1 | |

Fuentes: Barton, N., Lien, R.

CUADRO N° 11

| NUMERO DE ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS | JA | ØR (APROX) | OBSERVACIÓN |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------|------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| - Contacto entre las dos caras de la junta | | | |
| A.- Junta sellada, dura, sin reblandamiento relleno impermeable, ejm. Cuarzo. | 0.75 | | 1.- Los valores de Ør el ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de la alteración si es que están presentes. |
| B.- Caras de la junta están únicamente manchadas. | 1 | 25° - 35° | |
| C.- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla. | 2 | 25° - 30° | |
| D.- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible | 3 | 20° - 25° | |
| E.- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, ejm. Coalinita, mica, clorita, talco y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, los recubrimientos son discontinuos con espesores de 1 ó 2 mm. | 4 | 8° - 16° | |
| - Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento lateral. | | | |
| F.- Partículas de área, roca desintegrada, libre de arcilla. | 4 | 25° - 30° | |
| G.- Fuertemente sobreconsolidados, rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos. Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor. | 6 | 16° - 24° | |
| H.- Sobreconsolidación media a baja, reblandecimiento, relleno de mineral arcilloso. Los recubrimientos son continuos menores de 5mm de espesor. | 8 | 8° - 16° | |
| I.- Relleno de arcillas expansivas ejm. Montmorillonita, de espesor continuo de 5mm. El valor (Ja) depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva. | 8 – 12 | 6° - 12° | |

| | | |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------|----------|
| - No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es cizallada. | | |
| J.- Zonas o bandas de roca desintegrada o machacada y arcilla. | 6 - 8 8 - 12 | 6° - 24° |
| K.- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla sin reblandamiento. | 5° | 6° - 24° |
| L.- Zonas o capas gruesas de arcilla | 10 - 13 13 - 20 | 6° - 24° |

Fuentes: Barton, N., Lien, R.

2.12.4.5. CLASIFICACIÓN NATM (NUEVO MÉTODO AUSTRIACO DE TUNELERÍA).

Objetivo Principal

La transformación de la roca circundante al túnel en un miembro activo del sistema de soporte.

Principios Básicos del N.A.T.M.

- La parte más importante de la estructura de un túnel es la masa rocosa circundante.
- Debe mantenerse la resistencia original de la roca tanto como sea posible porque esta, es el elemento resistente fundamental.
- Debe prevenirse la desintegración de la roca (Loosening) tanto como sea posible porque ella conduce a la considerable pérdida de resistencia.
- Cuando sea posible deben evitarse las condiciones de tensiones uniaxiales o biaxiales, es decir, debe buscarse el confinamiento de la roca.
- Las deformaciones deben controlarse de modo de producir una zona

de protección (Zona Plástica) y por otra parte, prevenir la desintegración de la roca.

- El revestimiento debe ser colocado a tiempo, ni demasiado pronto ni demasiado tarde y la resistencia del soporte debe ser dosificada de acuerdo a las necesidades.
- El revestimiento debe ser capaz de adaptarse a la deformación, es decir, debe ser flexible.
- El sistema de soporte debe permitir ajustes de modo que si es necesario un aumento de resistencia no pierda flexibilidad y pueda combinarse con otras técnicas. Los elementos de soporte que más se adaptan a esta filosofía de diseño son: el concreto lanzado, malla y pernos de anclaje.
- Las técnicas de refuerzo y el momento de colocación se determinan en base a mediciones del desplazamiento de la masa rocosa.
- Debe considerarse el efecto de las etapas de construcción y el efecto del tiempo en el comportamiento de la excavación. El programa de construcción puede ser una buena herramienta para controlar el comportamiento de la roca.
- Para prevenir concentración de tensiones que destruyen la roca, deben evitarse las esquinas y preferirse las secciones de contornos redondeados.
- La excavación y la primera etapa de soporte, frecuentemente conocida como soporte temporal, tiene que considerarse como parte del sistema total del túnel, porque ella tiene una influencia significativa sobre la acción del soporte final. En realidad, el soporte temporal es el principal elemento de control de las deformaciones y permite alcanzar equilibrios definitivos.
- La estabilidad debería lograrse en esencia mediante el soporte preliminar. El revestimiento interno sirve para aumentar la seguridad. Las técnicas de

soporte que se van a emplear para asegurar la estabilidad definitiva deben protegerse para actuar durante el largo plazo.

- Si existen flujos de agua subterránea, es necesario considerar medidas de drenaje (perforación de taladros y pernos huecos)

2.12.5. PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOZO.

Según Departamento de Geomecánica de CMH, las propiedades físicas son las que controlan las características resistentes y deformaciones de la matriz rocosa (composición mineralógica, densidad, estructura, porosidad, permeabilidad, alterabilidad, dureza, etc.), y son el resultado de la génesis, condiciones, procesos geológicos y tectónicos sufridos por las rocas a lo largo de su historia.

En las propiedades y en el comportamiento mecánico de los macizos rocosos competentes influye el grado de fracturación y de meteorización, la presencia de agua, la orientación y tipo de discontinuidades, el tamaño de los bloques.

2.12.5.1. PROPIEDADES FÍSICAS.

Se describe a menudo como “sal y pimienta” debido a la mezcla. En este espécimen algunos de los granos de cuarzo pueden ser vistos como granos lisos de color gris claro y dispersos entre los feldespatos blancos.

Puede confundirse con facilidad con el granito debido a su similitud. Debido a esto se considera tanto la granodiorita como el granito como parte del grupo de las rocas granitoides.

Este mineral se compone de cuarzo en un 20%, mientras que entre el 70% y el 90% del feldespato es plagioclasa.

La absorción de agua en los granitos es más bien reducida, con valores en general inferiores al 0,6%, lo que implica, generalmente, un buen comportamiento frente al hielo y un bajo coste de mantenimiento.

| PROPIEDADES FISICAS | | | |
|---------------------|----------------|-------------|-------------|
| ROCA | DENSIDA gr/cm3 | ABSORCIÓN % | POROSIDAD % |
| GRANODIORITA | 2.65 | > 01.56 % | 2.04% |

2.12.5.2. PROPIEDADES MECÁNICAS.

| PROPIEDADES MECÁNICAS | | | | |
|-----------------------|-------------------------------|--------------------------------|----------------------|----------------|
| ROCA | COMPRESION UNIAXIAL KG/CM2 | RESISTENCIA TRACCIÓN KG/CM2 | COHESION KG / CM2 | DE FRICCIÓN |
| GRANODIORITA | 560.4 | 46.7 | 1.51 | 27° |

2.12.6. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA RAMPA 2705(-).

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

Para caracterizar el macizo rocoso del Consorcio Minero Horizonte, se ha utilizado el estudio geológico local y definido en campo las propiedades geológico Ingenieriles, así como la composición heterogénea del intrusivo producto de su génesis y la tectónica posterior que la han afectado al yacimiento. Para la caracterización geológica se ha considerado los siguientes criterios:

- Evaluación según propiedades geomecánicas del fragmento rocoso
- Descripción del macizo rocoso

ANÁLISIS DEL MACIZO ROCOSO:

Las clasificaciones geomecánicas están adaptadas a los macizos rocosos. El término "roca blanda", puede definir la transición suelo-roca que es siempre difusa, pero en general se acepta que resistencias inferiores a 1 MPa son ya típicas de los suelos.

De acuerdo a las evaluaciones geomecánicas (Sistema RMR), el macizo rocoso no mineralizado las cuales son aprovechadas para efectuar rampas, cruceros, bypass y galerías de acceso presentan un mayor porcentaje de rocas

de calidad menos mala (IV Mala A) que en las zonas de mineralización en tajos y subniveles que presenta mayormente rocas de mala calidad.

El espaciado de las juntas es mayormente entre 0.02 a 0.20m, con 4 a 5 familias de discontinuidades, la resistencia de la roca se encuentra entre 30 a 75 Mpa, la alteración es intensa en las cajas y moderado en el mineral, el relleno de fisuras es por calcita, cuarzo, clorita y limpia, el agua subterránea es por goteo en las cajas y pequeños flujos en la estructura mineralizada.

DIMENSIONADO DEL SOPORTE Y SOSTENIMIENTO EN LA RAMPA 2705:

Para el sostenimiento en CMH se toma en combinación los elementos estructurales que es necesario colocar para asegurar y proteger la estabilidad de la excavación en la etapa de excavación y durante el tiempo que estará en servicio; para ello es necesario tomar en cuenta los principios siguientes:

- Los terrenos siempre se van a deformar al realizar la excavación
- El tiempo para la utilización que se le dará a la estructura subterránea.

El dimensionado del soporte depende por lo tanto básicamente de la calidad de la roca, de la geometría de la excavación y del estado tensional existente en el terreno antes de realizar la excavación. Los materiales habitualmente utilizados como elementos de soporte son las cerchas metálicas, el hormigón proyectado y los pernos de anclaje y en los tajos convencionales los cuadros de madera.

En base a esto se ha determinado el sistema de sostenimiento patrón para labores permanentes y temporales y aspectos complementarios sobre el sistema de explotación actual que faciliten las operaciones y sostenimiento los cuales se plasman en la “Cartilla geomecánica”.

- Para el control y seguimiento diario se está trabajando con las clasificaciones de RMR, GSI, e Índice Q de Barton, que son los más indicados para una evaluación geomecánica permanente.
- Una de las Clasificaciones Geomecánicas para el sostenimiento preventivo y oportuno que refuerza la toma de decisiones es el sistema de clasificación NATM.

En base a las condiciones del macizo rocoso en el área excavada definido por los diferentes tipos de clasificación geomecánica, se determina el tipo de soporte a colocar que consta básicamente de:

- Concreto lanzado (Shotcrete) con fibra metálica (kg/tn).
- Pernos de Compresión y fricción axial (Hydrabolt, X-Pandabolt).
- Pernos de fricción (Split Set). • Pernos de Adhesión (Helicoidal)
- Cimbras metálicas Tipo H de 4” y 6”. Tramos muy inestables.

TECNOLOGÍA DEL SHOTCRETE:

Superintendencia de Geomecánica de CMH, un buen Shotcrete se obtiene con un buen diseño de concreto. Sin embargo, un buen concreto no es suficiente para un buen sostenimiento de rocas; debido a que se presentan muchos factores que influyen en la buena calidad del Shotcrete aplicado; tales como: la técnica de proyección, dosificación de aditivos, distancias de lanzado, tiempos, plasticidad y factor humano; además, la disponibilidad de los equipos utilizados para aplicar el

Shotcrete tienen gran influencia para el rendimiento y eficiencia. En CMH, la tecnología del shotcrete se desarrolla con dos métodos de aplicación diferentes:

SOSTENIMIENTO DE ROCAS CON SHOTCRETE:

El Shotcrete es actualmente un elemento de sostenimiento de primer orden en CMH, en estos últimos años se ha demostrado que es una herramienta de fácil aplicación que reemplaza a los elementos pasivos de sostenimiento y a un menor costo; el uso continuo ha permitido implementar tecnologías más avanzadas para el transporte y aplicación.

El shotcrete provee ventajas importantes en su calidad y aplicación para el soporte de rocas de muy mala calidad; ahora, sumado las investigaciones realizadas en cuanto a los insumos, equipos y conocimientos de aplicación, ha hecho de éste elemento una alternativa viable y necesaria para los trabajos de operación minera; el avance tecnológico experimentado y realizado con el shotcrete por vía húmeda y vía seca, ha mejorado el área del sostenimiento del laboreo subterráneo. Se ha logrado el sostenimiento de rocas muy complejas y extremas con resultados positivos, que ha permitido el minado selectivo y el incremento de producción.

Actualmente el Shotcrete reforzado con fibras de acero y aditivos adecuados se utiliza en CMH, con muy buenos resultados, y el uso es variado principalmente como sostenimiento de excavaciones mineras, y rehabilitación de infraestructuras subterráneas temporales basados en la filosofía del método no tradicional NATM.

El Consorcio Minero Horizonte cuenta con un laboratorio completo de concreto, para la realización de ensayos del shotcrete y optimizar los diversos insumos, como cemento, áridos, fibras y aditivos, según los requerimientos; se ha logrado conseguir resistencias tempranas que nos permiten agilizar los ciclos de minado, la ganancia de resistencia inicial y su adherencia del concreto en las rocas facilita la instalación

de un soporte rápido, eficiente y seguro en las labores; además, del aumento de durabilidad del concreto, mejorando la plasticidad de la mezcla.

MÉTODO POR VÍA HÚMEDA

En este método todos los ingredientes (arena, cemento, fibra, agua y superplastificante), son mezclados en Plantas de Concreto I – II, donde abastecen a camiones hormigoneros y luego transportados hasta la zona en donde se requiere el sostenimiento y se lanza mediante una bomba de concreto del “Robots lanzador”; la mezcla o mortero se bombea a través de tuberías y/o mangueras, adicionando el acelerante en la boquilla antes de ser lanzado.

La aplicación de vía húmeda tiene las ventajas de un control de calidad superior (a través del control de la relación agua/cemento), menor costo de colocación, mayor rendimiento y un ambiente de trabajo relativamente libre de polvo y mejor resistencia. El shotcrete ha permitido sostener labores de hasta 17m de ancho por 6.50m de altura en rocas muy malas a extremadamente mala con 2” a 3” de espesor. El diseño del shotcrete está contemplado para buenas resistencias a edades tempranas, fueron estandarizadas entre los rangos mínimos: a las 3 horas 45kg/cm², a las 24 horas 120 kg/cm², a los tres días 240kg/cm² y a los 28 día por encima de 380 kg/cm². Básicamente la aplicación y uso de shotcrete se simplifica a lo siguiente:

- Sostenimiento como: Rampas, Galerías, By Pass, Accesos, Estocadas, Cámaras, Sub Niveles, Tajos.
- Labores para servicios Mineros como: Túneles, Piques, Sub Estaciones Eléctricas, Comedores, Cámaras de Perforación Diamantina, Cámaras para RB.
- Reparaciones de shotcrete deteriorado para las distintas labores.
- Reforzamiento y sostenimiento de taludes en superficie.

El diseño de shotcrete VH y VS, están calculados para evitar las relajaciones prematuras del macizo rocoso y para el sostenimiento inicial, cuyas resistencias en condiciones normales deben ser las siguientes:

- Una hora: 15 kg/cm².
- Dos horas: 35 kg/cm².
- 24 horas: 100kg/cm².
- días: 210 kg/cm².
- 7días 320kg/cm².
- 28 días: mayor de 400 kg/cm².

Tabla N° 02 Diseño de mezcla-shotcrete vía húmeda

| $f'c = 400 \text{ kg/cm}^2$ | | | | a/c= | 0,42 - 0,48 |
|--------------------------------|---------|-----------|-----------|--------------------------|-------------|
| HUMEDAD 6.00 | | | | SLUMP en labor 3" - 4.5" | |
| ABSORCIÓN 1.50 | | | | | |
| ARENA 1541.0 | | | | | |
| INSUMO | DISEÑOS | PESO SECO | VOLUMENES | PESOS CORREGIDOS | |
| CEMENTO (KG.) | 400.00 | 400.00 | 0.1270 | 400.00 | |
| ARENA (KG.) | 1541.00 | 1541.00 | 0.6120 | 1633.46 | |
| VISCOCRETE 1110 | 3.50 | 3.50 | 0.0029 | 3.50 | |
| FIBRA METALICA SIKAFIBER 45/35 | 30.00 | 30.00 | 0.0330 | 30.00 | |
| GUNITOC L-33 | 13.45 | 20.18 | 0.0140 | 13.45 | |
| AGUA (LT.) | 185.00 | 185.00 | 0.1850 | 115.66 | |
| AIRE % | | 1.00% | 0.0100 | 0.00 | |
| | | | 0.9839 | | |

Fuente: Departamento de Geomecanica CMH S.A.

El uso del aditivo acelerante está en función del peso del cemento, la dosificación cambiara de acuerdo a las condiciones de la labor.

Tabla N° 03 Aditivo requerido por m3 de Shotcrete.

| Condición | lts/m3 aditivo |
|-----------------------------------------------------------------------|----------------|
| Labor estable y seca - MALLA (2,5% - 3%) - del peso del cemento | 9 |
| Labor regular y húmedo (3,0% - 4.5%) - del peso del cemento | 11 |
| Labor inestable filtración de agua (4,5% -5 %) - del peso del cemento | 14 |

Fuente: Departamento de Geomecánica CMH S.A.

FOTO 2. PLANTA DE SHOTCRETE II BALCÓN



2.12.7. DETERMINACIÓN DE ESFUERZOS EXISTENTES.

2.12.7.1. Esfuerzo Vertical (σ_v)

Es la carga litostática que soporta una excavación a una determinada profundidad, que se traduce en un esfuerzo.

$$\sigma_v = H \times \gamma$$

Dónde:

H: Profundidad

γ : Peso específico de la roca

Para nuestro caso la sobrecarga existente encima del área de la rampa 2705(-) es de 1000 m. y la densidad de la roca es de 2.57 Kg/cm², por lo que el esfuerzo vertical resulta:

$$\sigma_v = 1000 \text{ m} \times 2.57 \text{ Kg/m}^3 = 257 \text{ Kg/cm}^2$$

2.12.7.2. Esfuerzo horizontal (σ_H)

$$\sigma_H = k \sigma_v$$

Donde:

k = Coeficiente de reparto de tensiones

Viene dado por la siguiente fórmula:

$$k = \frac{\nu}{1 - \nu}$$

Donde:

ν : Coeficiente de poisson del macizo rocoso ($\nu=0.26$)

Por lo tanto:

$$K = \frac{0.26}{1 - 0.26} = 0.15$$

Por consiguiente:

$$\sigma_h = 0.15 \times 257$$

$$\sigma_h = 38.55 \text{ Kg/cm}^2$$

Debido a la gran profundidad (1000 m) el esfuerzo vertical es igual al esfuerzo horizontal.

2.12.8. RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN GEOMECÁNICA.

En CMHSA se tiene roca de mala calidad, De acuerdo a las evaluaciones geomecánicas (Sistema RMR), el macizo rocoso no mineralizado las cuales son aprovechadas para efectuar rampas, cruceros y galerías de acceso presenta en mayor porcentaje rocas de calidad IV Mala A, seguido de rocas de calidad IV Mala B y en menor porcentaje rocas III Regular B y limitados tramos de roca III Regular A.

Labor desarrollada en roca granodiorita, cuyas propiedades geomecánicas son las siguientes:

- Resistencia: del fragmento es dura se estima entre 60 – 100 MPa, con ligera alteración.
- RQD: 0 – 50%
- Espaciamiento de discontinuidades: muy fracturada entre 0,06 a 0,20m.
- Grado de Alteración: medianamente a muy alterada.
- Relleno de discontinuidades: es con clorita, calcita, cuarzo y en muchos casos limpia.
- Rugosidad de planos de fractura: de ligera a medianamente rugosa.
- Separación de discontinuidades: estrechamente espaciada entre 0 a 2 mm.
- Número de Familias: presenta tres familias principales de discontinuidad y dos aleatorias.
- Alteración: por sericitación leve a moderada, pátinas de óxidos en la zona circundante a la falla Rosarito, la cual presenta una orientación N 22° W con buzamiento 68° SW.

- Agua Subterránea: agua intersticial manifestándose en humedad y por goteo ligero.
- Requerimiento: el tiempo de auto-soporte de Inmediato hasta 8:00 horas, como máximo.
- Esta labor presenta sostenimiento con Shotcrete entre 1” a 3”, más pernos Hydrabolt.
- Por ser zona de profundización, presenta eventos paulatinos de reventazón a evidencias de estallido de roca, con manifestaciones de “crackelamiento” periódico de roca y del sostenimiento. Tras liberación de esfuerzos llegan a su estado de equilibrio cesando los empujes.

2.13. PERFORACIÓN Y VOLADURA.

2.13.1. PERFORACIÓN.

Manual de perforación y voladura – López Jimeno (2001), perforación de rocas, dentro del campo de las voladuras, es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores.

Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción, producen el astillamiento y trituración de la roca, en un área equivalentemente al diámetro de la broca, hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado.

La eficiencia en perforación, consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. En perforación, tiene gran importancia, la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y la abrasividad. Esta última influye en el desgaste de la broca, y por ende, en el diámetro final de los taladros, cuando ésta se adelgaza (brocas chupadas).

2.12.2. CONDICIONES DE PERFORACIÓN.

Para conseguir una voladura eficiente, la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo, debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente, la supervisión de la correcta operación de perforación, aun, no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permiten, que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, más espaciados, de longitud irregular, etc), que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible. Normalmente la calidad de los taladros está determinada por cuatro condiciones: diámetro, estabilidad, longitud y rectitud.

- **Diámetro:** depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general, el de menor diámetro factible, será el más adecuado y económico de realizar.
- **Longitud:** influye mucho en la elección de la capacidad de los equipos perforados, y naturalmente, en el avance del disparo (profundidad del taladro).
- **Rectitud:** varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento, para que el explosivo sea adecuadamente distribuido. En la mayoría de trazos de perforación, el paralelismo entre taladros es de vital importancia, para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.
- **Estabilidad:** los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos, tienden a desmoronarse, por lo que, puede ser necesario revestirlos interiormente con tubos especiales para poderlos cargar o hacer otro taladro adyacente al obturado.

Es fundamental que los operadores perforistas, conozcan a fondo el manejo de su máquina, sus posibilidades y limitaciones, su mantenimiento básico y capten claramente los diseños del trazo o plan de perforación, entendiendo claramente el

propósito o finalidad de la voladura a realizar.

2.12.3. FALLAS DE PERFORACIÓN: Los errores son significativos, especialmente, si afectan al arranque del disparo. Entre ellos tenemos:

- **En arranques:** insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.
- **Desviaciones en el paralelismo:** en este caso el burden, no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta la facturación y avance. Este problema es determinante en los arranques y periferia (techos) de túneles y galerías.
- **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo.
- **La irregular longitud de taladros:** influye en el avance (especialmente, si el de alivio es muy corto), y también determina una nueva cara muy irregular.
- **Intercepción de taladros:** Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.
- **Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes:** pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

La perforación horizontal es más eficiente, cuando mayor sea el tamaño del disparo (en disparos pequeños hay que perforar y limpiar muchas veces seguidas), por lo que es importante, el ancho del tajeo, y que, de ninguna manera puede ser más amplio que el cuerpo del mineral.

Los equipos de perforación pueden ser estándar; con los jumbos, se puede conseguir altas capacidades de perforación y buen nivel de paralelismo; mientras que con jack legs, la capacidad de perforación es muy baja, ya que, fracturado para conseguir una altura suficiente, es difícil alcanzar el techo (piso regular o irregular).

El mejor resultado de la perforación horizontal, se obtiene con jumbos y con relleno hidráulico (relave), al que puede hacerse llegar muy cerca al techo el tajo (0.5 a 1.0 m), con lo que puede aumentar la altura del corte, al facilitarse la perforación en tajos altos. Incrementa la

productividad, al permitir aumentar la mecanización. Incrementa la seguridad, al reducir la altura de los cortes y mejorar su estabilidad.

2.12.4. VOLADURA.

Manual de perforación y voladura – López Jimeno (2001), el objetivo esencial de la utilización de un explosivo en el arranque de rocas, consiste en disponer de una energía concentrada químicamente, situada en el lugar apropiado y en cantidad suficiente, de forma que:

- **Liberada:** de un modo controlado en tiempo y espacio, pueda lograr la fragmentación del material rocoso.
- **La explosión:** es según Berthelot, “La repentina expansión de los gases en un volumen mucho más grande que el inicial, acompañada de ruidos y efectos mecánicos violentos”.
- **Los tipos de explosión son los siguientes:** mecánicos, eléctricos, nucleares y químicos. Estos últimos, son los que desde el punto de vista de este manual tienen interés.
- **Los explosivos comerciales:** no son otra cosa que, una mezcla de sustancias, unas combustibles y otras oxidantes que, iniciadas debidamente, dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida, que genera una serie de productos gaseosos a alta temperatura, químicamente más estables, y que ocupan un mayor volumen.
- **Para tener una idea del poder de un explosivo:** puede efectuarse una comparación con otras fuentes de energía. Consideremos para ello, una central térmica de 550 MW de potencia instalada. Sabiendo que 1 kw es igual a 0,238 kcal/s, la potencia instalada equivale a 130.900 kcal/s. Un kilogramo de explosivo gelatinoso de 1.000 kcal/kg dispuesto en una columna de 1 m de longitud y con una velocidad de detonación de 4,000 m/s, desarrolla una potencia de $1.200 \text{ kcal} / 1 \text{ m} / 4,0000 \text{ m/s} = 48 \times 10^5 \text{ kcal/s}$, que es 37 veces superior a la de la central térmica.
- **El factor tiempo de explosión:** es tan importante, que aún, teniendo los explosivos

comerciales de poder calorífico pequeño (la trilita 1,120 kcal/kg), comparado con otras sustancias combustibles (Antracita, por ejemplo 7,000 kcal/kg); donde, la velocidad de reacción del explosivo, es tal que, al detonar sobre una plancha de metal, puede producir un orificio en ella, pues, no da tiempo, a que la energía desarrollada, se distribuya hacia los lados o hacia arriba, donde se opondrá la resistencia del aire.

- **La Voladura de Rocas de acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura:** la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de los taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante, para facilitar la remoción y transporte del material volado, y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la mejor fragmentación. Así en la explotación de minerales, se busca preferentemente, fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminación en las plantas metalúrgicas; mientras que en rocas, algunas veces, se requiere, que sea en grandes bloques, como los que se emplean, para la construcción de aterías o rompeolas.

El desplazamiento y la forma de acumulación del material volado, se proyecta de la manera más conveniente para el paleo y acarreo, de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles. Teniendo en cuenta los diversos criterios que involucra un trabajo de voladura , como el propósito o uso final del lugar a excavar o el del material a obtener (volumen a ser excavado), el grado de fragmentación promedio requerido, si la roca excavada se queda in situ o será transportada a otro lugar, el tipo y la dimensión del equipo de remoción y acarreo disponible, la proximidad a instalaciones importantes, que puedan ser afectadas por vibraciones o

proyecciones; además de otros, es pues, necesaria una planificación cuidadosa de la voladura, considerando todos los detalles, que pueden influir en sus resultados.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno al otro; unos son controlables y otros no. Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear; mientras que, no podemos modificar la geología o las características de la roca.

2.13.5. PARÁMETROS EN LA VOLADURA DE ROCAS.

La voladura de roca es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “mejor” fragmentación. Así, en la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas, mientras que en la de rocas algunas veces se requiere que sea en grandes bloques, como los que se emplean para la construcción de ataguías o rompeolas. El desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyecta de la manera más conveniente para el paleo o acarreo, de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles. Teniendo en cuenta los diversos criterios que involucra un trabajo de voladura, como el propósito o uso final del lugar a excavar o el del material a obtener el volumen a ser excavado, el grado de fragmentación promedio requerido, si la roca excavada se

quedará in situ o será transportada a otro lugar, el tipo y la dimensión del equipo de remoción y acarreo disponible, la proximidad a instalaciones importantes que puedan ser afectadas por vibraciones o proyecciones, además de otros, es pues necesaria una planificación cuidadosa de la voladura considerando todos los detalles que puedan influir en sus resultados.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura de rocas, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no. Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca. Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprenden:

Parámetros de la roca: Son determinantes, debiendo los explosivos y sus métodos de aplicación adecuarse a las condiciones de la roca. Entre ellos tenemos:

Propiedades físicas.

- **Dureza:** Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.
- **Tenacidad:** Indica la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).
- **Densidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm³ en promedio. Rocas densas requieren también explosivos densos y rápidos para romperse.
- **Textura:** Trama o forma de amarre de los cristales o granos y su grado de cementación o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.
- **Porosidad:** Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar

agua.

- **Variabilidad:** Las rocas no son homogéneas en su composición y textura. Tienen un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.
- **Grado de alteración:** Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

2.13.6. PARÁMETROS DEL EXPLOSIVO.

Propiedades físico – químicas.

- **Densidad:** Peso específico en g/cm³ (a mayor densidad, mayor potencia), varía entre 0,7 a 1,6 g/cm³. Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.
- **Velocidad de detonación (VOD):** Velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor o brisance.
- **Transmisión o simpatía:** Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.
- **Resistencia al agua:** Varía desde nula hasta excelente (varias horas).
- **Energía del explosivo:** Se puede dar en cal/g o J/g. Calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo.
- **Sensibilidad a la iniciación:** Cada explosivo requiere un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).
- **Volumen normal de gases:** Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0°C y 1 atm de presión, expresado en litros / kg. Indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para

el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1 000 litros/kg.

- **Presión de taladro:** Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro. Se expresa en kg/cm², en kilobares (kbar) o en Megapascuales (MPa) en el sistema SI. Para evaluarla se aplican las mismas ecuaciones de estado como las que valen en el estado de detonación y explosión, tomando en cuenta la variación del volumen. Esta presión varía con el confinamiento. Así, un explosivo con densidad 1,25 y g/cm³ una presión de explosión de 3 500 MPa en taladro lleno al 100%, cuando se llena sólo al 90% llega aproximadamente a 2 600 MPa y cuando sólo se llena al 80% bajará hasta cerca de 1 900 MPa.
- **Categoría de humos:** Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones).

Condiciones de la carga.

- a) Diámetro de la carga (diámetro del taladro):** Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.
- b) Geometría de la carga:** Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de “zonas de fracturación” en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.
- c) Grado de acoplamiento:** Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro. El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento.

Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado “efecto canal” o presión de muerte (dead pressing). El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación. Para voladura convencional se recomienda que la relación entre diámetro de taladro y diámetro de cartucho no sea mayor que 1,2:1. Como, por ejemplo: cartuchos de 32 mm de diámetro para taladros de 45 mm de diámetro, o cartuchos de 42 mm de diámetro para taladro de 50 mm de diámetro.

- d) Grado de confinamiento:** Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y distancia entre los taladros). Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento (por excesivo atacado del explosivo) puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar. Los explosivos a granel (ANFO, emulsión) en bancos se confinan por sí solos.
- e) Densidad de carguío (Dc):** Da la medida de llenado de un taladro. En el caso de un llenado perfecto sin dejar el menor espacio desocupado tendremos por definición una densidad de carguío = 1. En general, cuando un taladro se llena al X% de su espacio ocupado por explosivo tendremos $Dc = 0,92$.
- f) Distribución de carga en el taladro:** La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primero explosivo más denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna). También pueden ser varias cargas de igual o distinto tipo separadas entre sí por material inerte (cargas espaciadas o decks).

- g) Tipo y ubicación del cebo:** Puede emplearse el cebo único, el cebado múltiple (dos o más en rosario en la misma columna de carga, o una en cada deck en cargas espaciadas) y el cebado longitudinal (axial), este generalmente con cordón detonante.
- h) Distribución de energía, en cal/t de roca:** La energía aplicada sobre la roca dependerá de la distribución de la carga en el taladro, de la densidad del carguío, del punto de iniciación y del tipo de explosivo utilizado, mientras que el consumo útil de energía está vinculado al confinamiento y tiempo de duración del proceso de rotura antes que los gases se disipen en el ambiente. Alrededor de la columna explosiva la fracturamiento presenta cierta zonificación; el área de cráter o de cavidad de la explosión donde procesos hidrodinámicos asociados a la detonación producen la volatilización y pulverización de la roca, la zona de transición donde la presión y tensión se reducen rápidamente originando un flujo plástico o viscoso de la roca acompañado por trituración y desintegración, finalmente la zona sísmica donde la tensión se encuentra ya por debajo del límite elástico de la roca y donde ya no se presenta fragmentación si no hay caras libres. La densidad de carguío y la distribución del explosivo tienen influencia en esta zonificación. Así, un taladro con carga normal de columna con refuerzo de carga de fondo tendrá un buen rompimiento al piso. Por lo contrario, si la mayor densidad de carga está hacia la boca del taladro, el tiro proyectará demasiados fragmentos volantes y tendrá mal rompimiento al piso. Igualmente, es diferente el resultado entre una carga concentrada al fondo y otra en la que se empleen cargas alternadas con tacos a lo largo del taladro (deck charges). Las cargas desacopladas y el empleo de explosivos de baja presión de detonación normalmente eliminan la zona de trituración y controlan el rumbo y extensión de las grietas en la voladura amortiguada.
- i) Intervalos de iniciación de las cargas (timing):** Los taladros deben ser

disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se logra con los detonadores de retardo o con métodos de encendido convencional escalonados.

j) Variables de perforación: Tienen importante influencia en los resultados de la voladura:

- La profundidad del taladro respecto a la altura de banco en superficie y al avance estimado en túneles.
- La malla de perforación, relación de burden y espaciamiento entre taladros, importante para la interacción entre ellos.
- Diámetro del taladro, base para determinar el burden y el consumo de explosivo. Las brocas de perforación tienen desgaste variable según el tipo

de roca, tendiendo a reducir paulatinamente su diámetro (bit wear factor), especialmente en perforaciones de pequeño diámetro. d. Inclinación del taladro, controlada, como en la perforación radial o en abanico y desviación del taladro (fuera de control, perjudica el performance del explosivo y por tanto la fragmentación y avance).

- Otros factores que se deben considerar en el planeamiento de un disparo son el costo de perforación y el costo del explosivo, con base en el consumo total de explosivo por m³ o tonelada de roca movida (factor de carga en kg/m³). También para ciertos tipos de explosivo su vida útil (shelf life).

k) Condiciones generales para el trabajo eficiente de los explosivos:

- Deben contar con cara libre para facilitar la salida del material fragmentado.
- Deben estar confinadas, para aumentar su densidad de carga

(atacado con vara de madera en subsuelo, compactación con aire comprimido en carguío a granel en subterráneo y por gravedad en superficie). Sellado del taladro con taco inerte.

- Deben ser cuidadosamente cebados.
- Deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada de salidas (temporización).
- El espaciamiento entre taladros debe ser el adecuado para permitir la interacción de las grietas radiales entre ellos; de lo contrario habrá mala fragmentación, incluso hasta pueden soplar sin efecto rompedor.
- Campos de aplicación de la voladura Los explosivos industriales se emplean en dos tipos de voladuras subterráneas y de superficie.
- Los trabajos subterráneos comprenden: túneles viales e hidráulicos, excavaciones para hidroeléctricas y de almacenamiento, galerías y desarrollos de explotación minera, piques, chimeneas, rampas y tajeos de producción.
- Son efectuados con el empleo mayoritario de dinamitas y emulsiones encartuchadas de diferentes grados de fuerza y resistencia al agua, con agentes de voladura granulares, secos como ANFO y Examon cargados neumáticamente y eventualmente emulsiones puras sensibles a granel, cargadas por bombeo.
- Las dinamitas (gelatinas, semigelatinas, pulverulentas y permisibles) se comercializan encartuchadas en papel parafinado, en diámetros que van desde 22 mm (7/8") hasta 76 mm (3"), las emulsiones sensibilizadas en cartuchos de lámina de plástico y en pocos casos en papel parafinado (ejemplo: Semexsa-E), en diámetros desde 22 mm (7/8") y los agentes granulares en bolsas a granel.

- Los trabajos de superficie comprenden: apertura de carreteras, canales, canteras de material para la construcción, cimentaciones, demoliciones y minas a tajo abierto, los que son efectuados con dinamitas y emulsiones de pequeño a mediano diámetro, ANFO y Examon en canteras y obras viales, mientras que los tajos abiertos tienen empleo mayoritario de ANFO a granel, ANFO Pesado, Slurries emulsiones (en cartuchos de lámina plástica PVC hasta 8" de diámetro (203 mm) y a granel en carguío mecanizado en taladros de 127 mm (5") hasta 304 mm (12") de diámetro.

- l) Evaluación de la voladura:** Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos: volumen de material movido, avance del disparo, pisos, fragmentación, forma de acumulación de los detritos, costo total del disparo.
- m) El volumen o tonelaje del material movido:** deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerando el esponjamiento del material roto.
- n) El avance del frente disparado en voladura de bancos en superficie deberá sobrepasar la última fila de taladros:** En túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia en los túneles deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche). Por otro lado, si sobrepasa el límite especificado resultarán problemas de costo, y en ciertos casos problemas de estabilidad y gastos de sostenimiento.
- o) El nivel del piso en bancos o el piso del nuevo banco disparado debe resultar al mismo nivel del existente:** Si se presentan irregularidades como lomos (toes), debe presumirse muy poca sobre perforación o falta de carga de fondo. Estos lomos dificultan el trabajo de las palas cargadoras y requieren

trabajo adicional, usualmente de voladura secundaria para eliminarlos. En galerías y túneles es indispensable mantener el nivel del piso para el drenaje de agua y para el tendido de líneas de riel donde se utilice transporte con locomotora.

- p) El grado de fragmentación del material disparado:** o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende del trabajo en que se van a emplear, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o demasiado menuda son inconvenientes. Debe observarse el porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente. La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de paleo y transporte y con sus costos.
- q) La sobrerotura (over break):** y la sobre rotura hacia atrás (back break) en bancos, afectan la estabilidad de la nueva cara libre de voladura y a los taladros que hayan sido perforados a continuación de la última fila disparada. Generalmente indica exceso de carga explosiva en la última fila de taladros. En túneles y labores subterráneas debilita y agrieta a la roca remanente en toda la periferia, afectándola a profundidad, con el riesgo de colapso del techo o paredes. Aparte de condiciones geológicas de incompetencia, debilidad estructural y alto grado de fracturamiento, tienen responsabilidad en este problema el exceso de carga explosiva y/o el encendido instantáneo o con tiempos muy cortos entre taladros, debido al fuerte golpe que producen.
- r) El desplazamiento y acumulación** del material volado: debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo. La forma aproximada de los montículos de detritos se consigue con el trazo de perforación y con el diagrama del tendido de iniciación, distribución de los retardos y de la disposición de las caras libres. Así, una distribución con amarres en "V" resulta en un montículo central, mientras que un amarre en líneas longitudinales resultará en acumulación a lo largo de toda la cara

del frente disparado.

- s) **La falta de desplazamiento:** Cuando un disparo rompe material pero no se mueve de su sitio, se dice que el tiro se ha “congelado”. Esto se traduce en mala fragmentación en la parte inferior e interior del banco, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado. Esto ocurre generalmente cuando los retardos no funcionan o no han sido distribuidos adecuadamente, y en subterráneo cuando falla el arranque.
- t) **La dispersión de fragmentos a distancia:** además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, tiene el inconveniente en minas de “diluir” el material de valor económico al mezclarlo con desmonte, cuando se desparrama lejos de la cara de voladura. Generalmente indica excesiva carga explosiva hacia el cuello del taladro, o falta de taco inerte.
- u) **Costo de la voladura:** Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (aire, barrenos, aceite, depreciación de la máquina, etc.) costo de explosivos, accesorios y planilla del personal (valorados en soles o dólares/TM) se debe tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso. Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura.
- v) **Aparte de la evaluación visual del disparo:** sujeta a la experiencia del observador, se cuenta actualmente con equipos de control sofisticados, como cámaras de video o película de alta velocidad, sismógrafos, equipos y software para determinar la granulometría del material obtenido, instrumentos topográficos rápidos y precisos para determinar el contorno del área disparada y cubicarla, instrumentos para la detección y control de gases en

las fronteras y para la medición de velocidad de detonación (VOD) dentro de taladros, y otros, que ayudan a interpretar la información de campo en forma rápida y precisa.

2.14. SEGURIDAD.

2.14.1. ASPECTOS DE SEGURIDAD EN LA RAMPA 2705.

Según departamento de Seguridad y salud Ocupacional CMH. **estándares operacionales**, permiten el control y cumplimiento efectivo de los diseños técnicos y la aplicación correcta de los parámetros establecidos dentro de las actividades de CMH S.A.; los estándares identificados en CMH son:

Tabla N° 03 Estándares.

| ESTANDARES IDENTIFICADOS EN CMH | |
|--------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------|
| 1. Sistemas de Inspecciones | 22. Prevención y control de incendios |
| 2. Orden y limpieza en el local | 23. Explosivos |
| 3. Código de colores, demarcación y colocación de letreros | 24. Control de sustancias peligrosas |
| 4. Guardas de seguridad | 25. Mantenimiento y operación de sistemas eléctricos y subestaciones |
| 5. Máquinas y equipos de Izaje | 26. Perforación y voladura |
| 6. Sistema de candados y tarjetas de seguridad; Lock Out – Tag Out | 27. Transporte, carga, acarreo y descarga |
| 7. Autorización para trabajos de alto riesgo | 28. Operaciones en concesiones de beneficio |
| 8. Procedimientos escritos de trabajo seguro | 29. Diseño de labores mineras-Planos y mapas |
| 9. Comités | 30. Implementación y mantenimiento de accesos y vías de escape |
| 10. Control de terreno | 31. Equipos Motorizados – transporte de personal y seguridad vial |
| 11. Drenaje | 32. Maquinarias, equipos y herramientas manuales eléctricas |
| 12. Equipo de protección personal | 33. Agua, aire comprimido y tanques a presión |
| 13. Iluminación | 34. Transporte de materiales peligrosos |
| 14. Ventilación | 35. Almacenamiento de combustibles y lubricantes |
| 15. Informe, investigación y análisis de incidentes | 36. Control de parámetros físico químicos |
| 16. Entrenamiento personal nuevo y reintegro | 37. Método de cortes verticales |
| 17. Escaleras y andamios | 38. Re categorización del obrero de mina |
| 18. Edificios e instalaciones | 39. Entrenamiento y certificación de competencias técnicas del obrero de mina |
| 19. Salud ocupacional | 40. Desempeño SSOMA |
| 20. Manejo de materiales, apilamiento y almacenamiento | 41. Procesos y Controles alimentarios |
| 21. Servicios de terceros incluyendo contratistas y proveedores | 42. Salud Ocupacional. |

3.5.10.2. HERRAMIENTAS DE GESTIÓN.

- **ORDEN DE TRABAJO.** Es la herramienta de gestión nos indica los trabajos a realizar en nuestra labor.

- **PRC.** - Es una herramienta de control de riesgos, que permite al trabajador identificar a tiempo situaciones peligrosas (P), reconocer los riesgos a que nos exponemos (R) y tener presente la forma o controles que se debe de realizar para evitarlos.
- **VEO.** - (Verificación de estándares operacionales), son reportes proactivos que nos permiten medir el nivel de seguridad con la que está trabajando cada labor de la mina y por ende el cuantificar el nivel de seguridad en la totalidad de la mina, consta aproximadamente de 25 criterios operacionales que según el tipo de labor deben estar conformes y son llenados por los trabajadores y también por los supervisores.
- **REPORTE DE OCURRENCIA.** - herramienta de control de riesgo, que tiene por finalidad reportar las desviaciones de los estándares, reglas y procedimientos establecidos por el SGI SSOMA. Ver Anexo N°
- **PETS.** - (Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro), el área de seguridad y operaciones ha creado los respectivos PETS para realizar los trabajos con la más alta seguridad en cada tipo de actividad que se realice tanto como en interior mina y en superficie.

3.5.10.3. PELIGROS, RIESGO Y CONTROL EN LA RAMPA 2705.

| ITEM | PELIGRO | RIESGO | EVALUACIÓN IPERC | CONTROLES | EVALUACIÓN IPERC RESIDUAL | TIPO DE INCIDENTE |
|------|------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------|------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------|--------------------------|
| P1 | Rocas fracturadas y sostenimiento con pernos, malla electro soldada y shotcrete mal ejecutados | Muerte o Lesión por caída de roca | 5 | 1.- CAPACITAR E INSTRUIR MENSUALMENTE A LOS COLABORADORES EN EL PETS DE DESATE DE ROCAS 2.- APLICAR MENSUALMENTE OPT AL PETS DE DESATE DE ROCAS EN LA EJECUCION DEL CICLO DE MINADO (PERFORACION, VOLADURA, LIMPIEZA, SOSTENIMIENTO) 3.- REALIZAR IPER E INSPECCIONAR EL TIEMPO DE AUTOSOPORTE VENCIDO Y DEFINIR EL PETAR. 4.- CAPACITAR BIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE LAS CONDICIONES ESTRUCTURALES Y SUPERFICIALES DEL MASIZO ROCOSO 5.- CAPACITAR BIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE SOSTENIMIENTO ACTIVO 6.- INSPECCIONAR PERMANENTEMENTE LOS TRABAJOS DE SOSTENIMIENTO ACTIVO EN LAS LABORES 7.- APLICAR IPER Y PETAR A LABORES DE ALTO RIESGO A SOSTENER, QUE SE ENCUENTREN EN CONDICIONES SUBESTANDARES | 18 | Desprendimiento de rocas |
| P2 | Operación de Maquinaria(Jumbo-scooptram-camión- camioneta) | Atropello al personal | 5 | 1.- CAPACITAR TRIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES DEBIDAMENTE AUTORIZADOS, SOBRE MANEJO A LA DEFENSIVA DE EQUIPOS TRACKLESS. 2.- INSPECCIONAR PERMANENTEMENTE EL USO DE MAMELUCOS CON CINTAS REFLECTIVAS A LOS COLABORADORES EN SUS OPERACIONES DIVERSAS 3.- INSPECCIONAR PERMANENTEMENTE EL ESTADO DE LOS EQUIPOS TRACKLESS EN LA EJECUCIÓN DEL PREUSO DE LOS MISMOS. | 18 | Tránsito |
| P3 | Cables eléctricos energizado | Electrocución | 5 | 1.- CAPACITAR TRIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES EN LOS RIESGOS Y CONTROLES ELECTRICOS. 2.- INSPECCIONAR PERMANENTEMENTE EL USO DE CANDADOS Y TARJETAS DE BLOQUEO A LAS CAJAS BREACK DURANTE EL MANTENIMIENTO DE EQUIPOS ELECTRICOS Y TENDIDO ESTANDAR DE LINEATROLEY. | 18 | Energía Eléctrica |
| P4 | Transporte y manipulación de explosivos y accesorios | Explosión prematuro | 5 | 1.- CAPACITAR BIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE TRANSPORTE, MANIPULACION Y ALMACENAMIENTO PROVISIONAL DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS. 2.- INSPECCIONAR QUE LOS COLABORADORES HAGAN USO DE SU AUTORIZACION PARA MANIPULACION DE EXPLOSIVOS EMITIDO POR LA SUCAMEC. 3.- INSPECCIONAR PERMANENTEMENTE QUE LOS COLABORADORES CUMPLAN CON EL HORARIO DE CHISPEO VIGENTE Y PROCEDIMIENTOS PARA DESACTIVAR TIROS CORTADOS, ASI COMO LOS CONTROLES PREVENTIVOS DE ACUERDO A LEY. 4.- CAPACITAR BIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE PETS RELATIVOS A LA GESTION DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS. 5.- REALIZAR IPER Y PETAR A TRABAJOS DE ALTO RIESGO RELATIVOS AL USO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS. | 18 | 8 Explosivos |
| P5 | Gases | Gaseamiento | 5 | 1.- INSPECCIONAR PERMANENTEMENTE LAS CONDICIONES DE VENTILACION DE NUESTRAS LABORES. 2.- REALIZAR EL MONITOREO PERMANENTE DE GASES DE LABORES MINA Y DE EQUIPOS DIESEL, PARA REALIZAR LAS REPARACIONES Y ACONDICIONAMIENTOS QUE PERMITAN QUE SE ENCUENTREN DENTRO DE LOS LIMITES MAXIMOS PERMISIBLES. 3.- CAPACITAR TRIMESTRALMENTE SOBRE LOS RIESGOS DE LOS GASES DE MINA Y SUS CONTROLES RESPECTIVOS. 4.- REALIZAR UN SIMULACRO POR GASEAMIENTO EN LIDIA ALTA EN EL SEGUNDO SEMESTRE | 18 | Falta de ventilación |

| | | | | | | |
|-----|---------------------------------------------------------|---------------------------------------|---|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|--------------------------------------|
| P6 | Traslado de los Pernos y/o mallas | Lesión por manipulación de materiales | 5 | 1.- CAPACITAR PERMANENTEMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE COMUNICACIÓN EFECTIVA DURANTE LA MANIPULACION DE MATERIALES. 2.- CAPACITAR SEMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE LA LUMBALGIA POR CAPACITADOR EXTERNO | 18 | Manipulación de materiales |
| P7 | Manipulación de materiales y herramientas en mal estado | Lesiones al personal | 5 | 1.- CAPACITAR PERMANENTEMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE LA CORRECTA MANIPULACION DE LOS DIFERENTES MATERIALES PARA LA EJECUCION DE NUESTROS TRABAJOS. 2.- INSPECCIONAR EL ADECUADO TRANSPORTE Y APILAMIENTO DE MATERIALES PARA LA EJECUCION DE NUESTROS TRABAJOS DE OPERACIONES Y MANTENIMIENTO MECANICO. 3.- INSPECCIONAR PERMANENTEMENTE EL ESTADO DE LAS BARRETTILLAS, PERCHEROS, CUCHARILLAS, ATACADORES, CEBADORES Y HERRAMIENTAS EN GENERAL PARA LA ÓPTIMA EJECUCION DE NUESTRA OPERACIONES EN NUESTRA RAMPA 4.- CAPACITAR TRIMESTRALMENTE SOBRE LA PREVENION DE LA LUMBALGIA EN NUESTROS COLABORADORES, POR CAPACITADOR EXTERNO. | 18 | Manipulación de materiales |
| P8 | Ruido | Hipoacusia | 8 | 1.- REALIZAR LA MEDICION MENSUAL DE LOS NIVELES DE RUIDO EN dB DE LAS VENTILADORAS Y OTROS EQUIPOS, EN LAS DIFERENTES LABORES. 2.- INSPECCIONAR PERIODICAMENTE EL USO DE PROTECCION AUDITIVA EN ZONAS CON RUIDOS ALTOS. | 21 | 18 Falta de implementos de seguridad |
| P9 | Aire comprimido | Lesión por despalmes | 8 | 1.- CAPACITAR E INSTRUIR BIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE INSTALACION DE TUBERIAS DE SERVICIOS 2.- APLICAR MENSUALMENTE OPT DE PETS DE INSTALACION DE TUBERIAS A LOS COLABORADORES 3.- INSPECCIONAR MENSUALMENTE EL TENDIDO DE TUBERIAS DE SERVICIOS EN NUESTRAS LABORES | 21 | Manipulación de materiales |
| P10 | Polvos | Neumoconiosis | 8 | 1.- INSPECCIONAR CONSTANTEMENTE EL USO DE EQUIPO DE PROTECCION RESPIRATORIA EN LOS COLABORADORES 2.- INSPECCIONAR CONSTANTEMENTE EL REGADO DE CARGA DISPARADA EN NUESTRAS LABORES 3.- REALIZAR CAPACITACION BIMESTRAL A LOS COLABORADORES SOBRE PROTECCIONRESPIRATORIA POR CAPACITADOR EXTERNO | 21 | Falta de implementos de seguridad |
| P11 | Materiales desordenados | Caída del personal | 8 | 1.- INSPECCIONAR PERMANENTEMENTE LAS LABORES EN LA APLICACIÓN DE LAS 5 ESES JAPONESAS | 21 | Manipulación de materiales |
| P12 | Colaborador en estado etílico | Agresión física y verbal | 8 | 1.- CAPACITAR TRIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE USO INDEBIDO DE SUSTANCIAS ALCOHOLICAS. 2.- CAPACITAR TRIMESTRALMENTE A LOS COLABORADORES SOBRE COMUNICACIÓN EFECTIVA Y DELEGACION. | 21 | Síntomas de ebriedad |

CAPÍTULO III

MEJORAMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 2705 DE LA UNIDAD MINERA PARCOY CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.

3.1.-DETERMINACION DE LOS EFECTOS, EVENTOS Y CAUSAS QUE ORIGINAN LA BAJA EFICIENCIA EN EL AVANCE Y LA SOBREXCAVACION EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 2705.

Para determinar los efectos, eventos y causas de las incidencias de las voladuras deficientes se realiza seguimiento constante, a cada una de las operaciones unitarias en la rampa. Para lo cual el seguimiento por parte del personal encargado del área de perforación y voladura de la empresa CONMICIV. S.A conjuntamente con el personal de supervisión y jefes de guardia. Los aspectos a evaluar y observar se plantean en un plan de trabajo planificado conjuntamente con residencia. Los cuales son:

- Programa semanal de avances
- Mano de obra líderes de labor
- Mano de obra técnicos operadores de equipos
- Parámetros de perforación y voladura
- Características del macizo rocoso

3.1.1. Programa semanal de avances.

El programa semanal de avances es un estimado de los metros que se debe de desarrollar dentro de la semana, esta planificación se realiza de acuerdo a los equipos, personal, tipo de sostenimiento, es decir se estima todos los aspectos que puedan afectar al plan semanal de avances. Es así que el cumplimiento tiene ser efectivo para continuar con las operaciones subsecuentes de las de avances. Es necesario considerar también la disponibilidad de labores alternas para que los equipos no tengan horas muertas por el tema de hallazgos de voladuras deficientes en un

determinado frente lo que causa paralización de esta labor por media guardia. De acuerdo al horario de voladura.

Causas.

- Las paralizaciones de labores por voladuras deficientes, hasta media guardia por el horario de voladura.
- Frentes con tacos de 1.50, 1.0, 0.60 metros resultado de la voladura deficiente.
- Demora en la etapa de sostenimiento por superficie irregular del perímetro (sobre excavación).

Medida de control o plan de acción

Las medidas de control se fueron aplicando progresivamente de acuerdo a los diseños de malla de perforación y voladura, con monitoreo constante realizado en cada una de las etapas del ciclo de minado en la rampa 2705(-). Se aplica voladura controlada en los contornos del frente para mejorar la etapa de sostenimiento y prevenir, minimizar el desprendimiento de rocas.

3.1.2. Mano de obra de líderes de labor

El personal es la fuerza laboral que mueve la economía de una empresa, es por lo mismo que se pide personal con experiencia para determinadas áreas, con la finalidad de darle soporte a las operaciones. Lo que es complicado lograrlo con personal sin experiencia los cuales pueden ocupar el cargo de ayudante y con las capacitaciones diarias insitu se logra formar elementos que en un determinado momento se harán cargo de una determinada labor.

Causas

- Los líderes de labor son personales sin experiencia en labores mecanizadas. No están familiarizados con los accesorios de voladura mecanizada en este caso con exaneles.
- Desconocen de los tiempos de retardo que debe tener cada etapa o grupo de taladros para un buen secuenciamiento de salida.

- Personal tiene deficiencias en el proceso de carguío de taladros, no trabajaron con el tipo de explosivos que se está empleando en la unidad (semexa y exablock).

Medida de control

Se tiene personal que tiene todas las ganas de aprender las técnicas adecuadas para realizar voladura en minería sin rieles. Se programa capacitaciones diarias en la sala de reparto de guardia y en el lugar de trabajo. Concientización al personal en la realización de trabajos eficientes y en el interés que deben tener en que los resultados de la voladura sean óptimos. Se logra la correcta manipulación y empleo de los accesorios y agentes de voladura por parte del personal en general iniciando esto con el personal bodeguero que es el encargado de distribuir los accesorios y agentes de voladura, desde el polvorín.

Tabla N° 04 Factores que intervienen en la ocurrencia de voladuras deficientes.

| Voladuras deficientes | | |
|------------------------------|-----|------|
| Factor personal | 156 | 96% |
| Factor terreno | 7 | 4% |
| Total | 175 | 100% |

Figura: Indicadores de voladuras deficientes



Fuente: Propia.

3.1.3. Mano de obra técnicos operadores de equipos

El factor mano de obra de los operadores de equipos está dirigido específicamente a los operadores de jumbo electro hidráulico ya que de ellos depende el factor de perforación que es la parte más importante de toda esta operación unitaria. El operador de jumbo es un personal experimentado en perforación de rocas, está en la capacidad

de evaluar las características del macizo rocoso, resuelve que tipo de corte se va aplicar en el frente, conocedor de la relación burden y espaciamiento de los taladros de acuerdo a las condiciones del macizo rocoso y estima la cantidad de taladros que se tiene que perforar en el frente de acuerdo a su criterio y experiencia.

Causas

- Los operadores de jumbo con los cuales se hizo los trabajos de campo, se detectó que tienen deficiencias en el paralelismo, desviación de perforación, falta de simetría en la distribución de taladros, profundidad de taladros irregulares, no utilizan guidores para perforar los taladros de arranque.
- También se considera el tiempo de vida de los jumbos ya que están desgastados y las presiones que regulan el posicionamiento del brazo tienen caída de presión y se tiene que estar constantemente regulando a esto se debe la desviación de perforación.

Medidas de control

Se inicia los trabajos con las capacitaciones a los operadores de jumbo en temas de paralelismo, simetría, geometría en la distribución de taladros en el frente, relación de burden y espaciamiento, uso de guidores en todo momento. Estas capacitaciones dieron sus resultados que se reflejaron con una notable mejora en cuanto al avance en metros en cada uno de los frentes monitoreados.

3.1.4. Parámetros de perforación y voladura

Los parámetros de perforación son especificaciones que están considerados como estándares, los mismos deben estar en cada una de las labores que se está ejecutando. En estos parámetros se especifican cantidad de taladros a perforar de acuerdo a la sección del frente, cantidad de explosivos a emplear para la voladura, secuenciamiento de salida de acuerdo a la distribución de exaneles en los taladros con sus retardos respectivos.

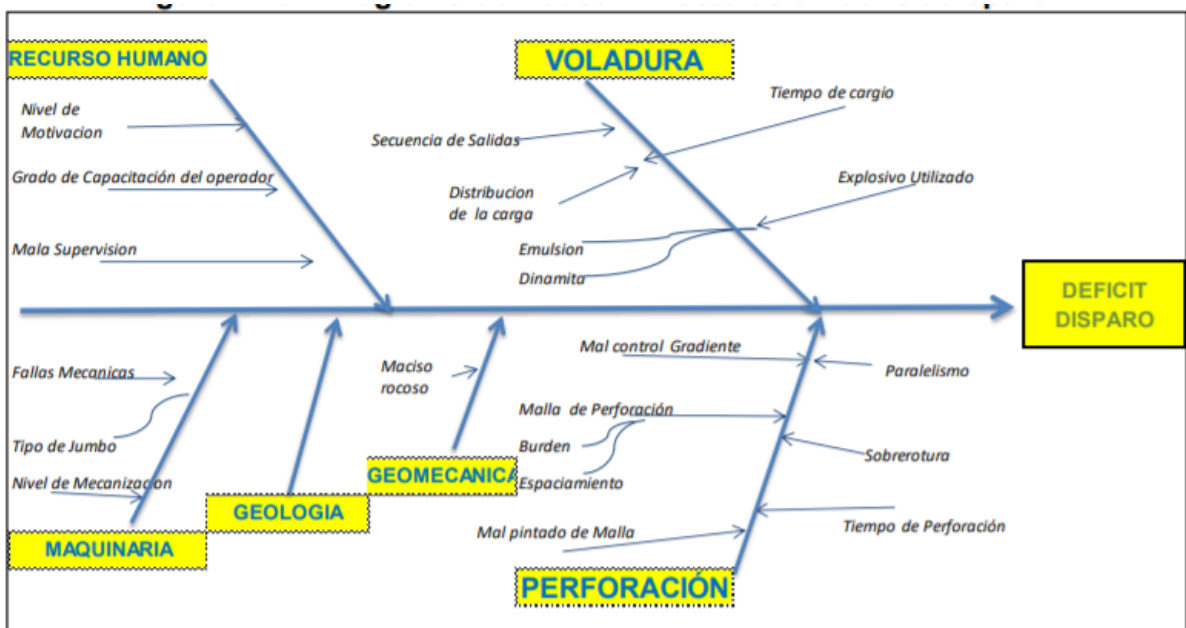
Causas

- Los parámetros con los cuales se estuvo trabajando, con ciertas limitaciones, con diseños empíricos no se aproximan a la realidad, muchas veces el personal líder de labor no entiende la distribución de los taladros en el frente y mucho menos la distribución de exaneles en los taladros.
- No tienen conocimiento en cuanto a los retardos que cuentan los exaneles y con qué tipo de exaneles se realizara la voladura.
- No se cuenta con un formato de seguimiento a los procesos unitarios de perforación, no se cuenta con estándares de mallas de perforación y distribución de exaneles en el frente.

Medidas de control

La implementación de estándares con sus respectivos diseños de mallas de perforación y voladura, para cada sección de labores de preparación y desarrollo. Se implementa el formato de seguimiento a la operación unitaria de perforación y voladura. Se genera reporte diario de registro de voladuras deficientes por labores para llevar un control estadístico.

FIGURA N° 05 DIAGRAMA DE CAUSA – EFECTO DE UN DEFICIT DE DISPARO



Fuente: Propia

3.2.- EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS ACTUALES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA QUE ORIGINAN LA PRESENCIA TIROS CORTADOS, TACOS Y SOBREROTURA EN LA RAMPA 2705(-).

3.2.1 PARAMETROS ACTUALES DE PERFORACIÓN.

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes. (EXSA, 2009, p 73). Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpes y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la roca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. (EXSA, 2009, p 73)

TABLA N° 05 Parámetros de voladura

| PARAMETROS | UNIDAD | VALOR |
|----------------------------|--------|-------|
| Diámetro de taladro | MM | 45 |
| Diámetro de taladro alivio | MM | 102 |
| Espaciamiento | M | 0.63 |
| Burden | MM | 40 |
| Ancho de labor | M | 4.5 |
| Alto de labor | M | 4.2 |
| Longitud de barra | M | 3.90 |
| Eficiencia de perforación | % | 80 |
| Desviación angular | M/M | 0.02 |
| Error de emboquillaje | M/M | 0.02 |

3.2.2 PARAMETROS ACTUALES DE VOLADURA.

El propósito principal de la voladura es la fragmentación de la roca y para esto se requiere de una gran cantidad de energía durante la explosión, en donde, solo el 20-30 % es utilizada para la ruptura y el desplazamiento de las rocas, mientras que el resto de esta energía es desperdiciada en forma de efectos secundarios ambientales (Ghasemi et al., (2011)).

Según EXSA (2009, p 147). De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

TABLA N° 06 Parámetros de voladura

| PARAMETROS | UNIDAD | VALOR |
|-------------------------|-------------------|-------------------|
| Tipo de explosivo | | semexa - exablock |
| densidad de semexa | g/cm ³ | 1.08 +/-3% |
| densidad de exablock | g/cm ³ | 0.91 +/-5% |
| cantidad de explosivo/m | kg/mts | 30.78 |
| cantidad de explosivo | kg | 98.5 |
| volumen roto | m ³ | 69.93 |
| tonelaje | ton | 185.3145 |
| factor carga | kg/m ³ | 1.41 |
| factor potencia | kg/ton | 0.53 |

3.3. ANÁLISIS DEL FACTOR ROCA.

El índice de volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) nos sirve para calcular el factor de roca, que también Cunningham en el año 1987 propone una modificación para calcular este factor, este factor es una variable para predecir la fragmentación.

$$FR(A) = 0.12 * BI$$

$$FR(A) = 0.12*$$

BI: Índice de volabilidad

Es necesario resaltar que este valor debe tener una variación de entre 6 a 14, así como lo recomienda la investigación de Sanchidrián. Y para ello se ha encontrado una relación polinómica de tercer grado con la constante de roca.

Lilly (1986, 1992) definió el índice de volabilidad “BI” (Blastability Index) obtenido como suma de los 5 parámetros geomecánicos.

$$BI = 0.5 (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Donde:

RMD : Descripción del macizo rocoso.

JPS : Espaciamiento de los planos de juntas.

JPO : Orientación de los planos de juntas

SGI : Gravedad específica.

RSI : Dureza de la roca.

CUADRO N° 10 PARAMETROS PARA IB.

| | PARÁMETROS GEOMECÁNICOS | CALIFICACIÓN |
|-----|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------|
| | DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMD) | |
| 1.- | 1.1 FRIABLE POCO CONSOLIDADO 1.2 DIACLASADO EN BLOQUES 1.3 TOTALMENTE MASIVO | 10 20 50 |
| | ESPACIAMIENTO ENTRE PLANOS DE LAS JUNTAS JPS | |
| 2.- | 2.1 PEQUEÑO (< 0.1 M) 2.2 INTERMEDIO (0.1 A 1 M) 2.3 GRANDE (> 1) | 10 20 50 |
| | ORIENTACIÓN DE LOS PLANOS DE JUNTAS JPO | |
| 3.- | 3.1 horizontal 3.2 Buzamiento Normal al frente 3.3 Dirección normal al frente 3.4 Buzamiento coincidente con el frente | 10 20 30 40 |
| | INFLUENCIA DEL PESO ESPECÍFICO SGI | |
| 4.- | GSI = 25 *GS - 50 Donde: GS = Peso específico ton/m3 | |
| | INFLUENCIA DE RESISTENCIA RSI | |
| 5.- | RSI = 0.05 * RC Donde: RC = Resistencia a la compresión | Tipo de roca Granodioríticas Monzogranito |

Fuente: índice de volabilidad “BI” (Blastability Index)

Tomando la ecuación se puede obtener que:

$$C.E \text{ (kg SEMEXA/tn)} = 0.004 * BI$$

$$BI = \frac{C.E}{0.004}$$

Con esta ecuación se puede estimar el índice "BI" a partir del insumo específico de explosivo. "C.E" de la ecuación de Ashby modificado.

3.4. TIPO DE ROCA Y SUS CARACTERÍSTICAS PARA LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.

4.4.1. GRANODIORITA: ENSAYOS GEOMECANICOS.

Propiedades Físicas.

- Densidad Seca (gr./cm³) De 2.65 a 2.79
- Densidad Húmeda (gr./cm³) De 2.65 a 2.80
- Porosidad Aparente (%) 2.04
- Absorción (%) 1.56
- Peso Específico Aparente (KN/m³) De 25.93 a 27.39

Ensayos de Compresión Simple.

- Resistencia a la Compresión uniaxial (kg/cm²) 560.4
- Resistencia a la Compresión uniaxial (MPa) 56.04

Ensayos de Propiedades Elásticas.

- Módulo de Young (kg/cm²) 3.28x10⁵
- Poisson De 0.24

Ensayos de Tracción Indirecta (Brasilero).

- Resistencia a la Tracción (kg/cm²) De 46.7

Ensayos de Compresión Triaxial.

- Ángulo de Fricción Interno e) 27°
- Cohesión (kg/cm²) 1.51

ANALISIS DEL ENSAYO GEOMECANICO DE LA GRANODIORITA.

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

3.5. MALLA DE PERFORACIÓN.

3.5.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.

- Robert Antonio Loza Carazas (2013), concluye “Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión que de manera común o empleando otros modelos matemáticos”
- Marco Antonio Calderon Navarro (2015), concluye “El diseño y marcado de malla de perforación, así como el uso de guidores en las diferentes labores son el punto de inicio de una buena voladura y por consecuencia tener un material cuya granulometría es la óptima”
- James LLanco y Yasser Sicus (2012), concluyen “Para que la aplicación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas sea aceptable debemos realizar evaluaciones geomecánicas constante en las labores mineras”

3.5.2. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PARA LA RAMPA 2705 DE SECCIÓN 4.5*4.2.

La rampa 2705(-) trabaja con diseños de malla de perforación y voladura de acuerdo al tipo de roca, con la cual actualmente se perfora la rampa, la voladura es realizada con Exaneles combinados de periodos cortos y largos en donde se tiene un avance programado de 3.70 m por disparo.

Los datos de campo son:

1. Diámetro de broca de 45 mm
2. Longitud de la barra de perforación 13 pies
3. Eficiencia de Voladura 80 %
4. Eficiencia de Perforación 95%
5. Explosivos: Semexa de 45% 1 1/8" x 12 y Exsablock 7/8" x 7, utilizado en el arranque, ayudas y cuadradores.
6. Exaneles de periodo corto y largo de 4.0 m de longitud.
9. Pentacord 5P para la realización de los amarres con los faneles y fulminantes.
10. Carmex (02 unidades) de 7 pies cada una.
11. RMR: de acuerdo al tipo de roca.
12. Densidad de la Roca: 2.65 gr/cm³

El diseño se realiza con el objetivo de:

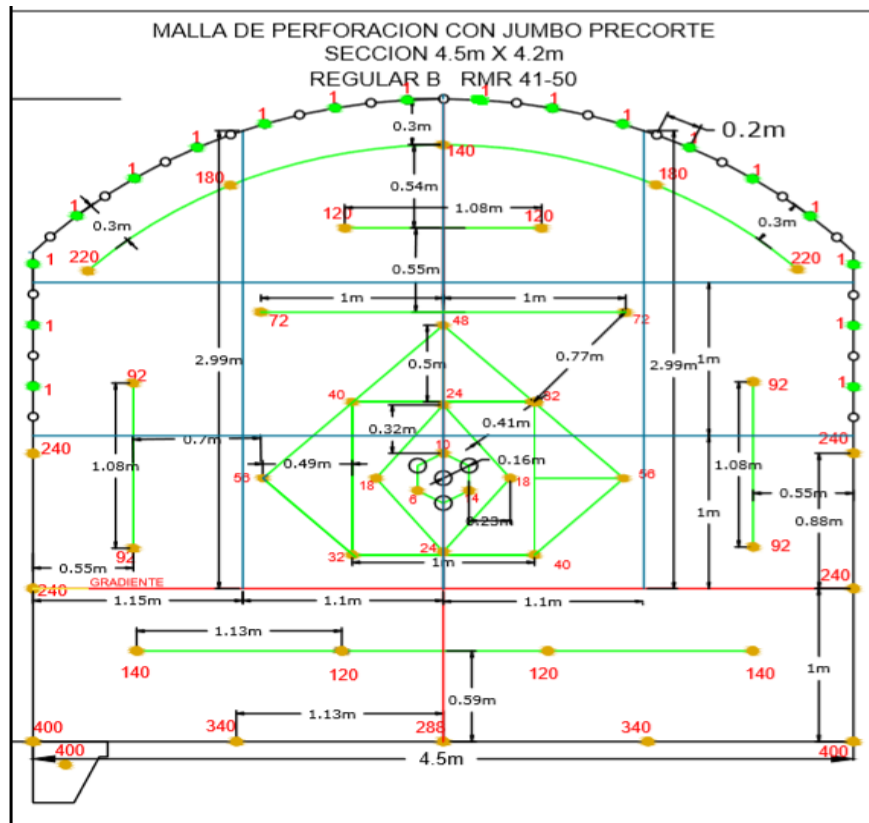
- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos.
- Obtener un buen avance.
- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme.
- Determinar el orden y salida de los taladros.

**TABLA N°07 DISTRIBUCIÓN DE TALADROS PARA SEMEXA DE 45% 1 1/8" X 12 Y
EXSABLOCK 7/8" X 7**

| DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS | | | | | | |
|-------------------------------------|--------------|-------|----------------------|------------------------|------------|------------|
| DESCRIPCION | # CART | # TAL | SEMEXA 1 1/8"X12" | EXABLOCK 45 7/8"X7" | TOTAL PZAS | TOTAL KGMS |
| Taladro Alivio | | \$ 4 | | | | |
| Arranque | 13.00 | 4.00 | 52.00 | | 52.00 | 10.66 |
| 1ra Ayuda Arranque | 12.00 | 3.00 | 36.00 | | 36.00 | 7.38 |
| 2da Ayuda Arranque | 10.00 | 4.00 | 40.00 | | 40.00 | 8.20 |
| 3ra Ayuda Arranque | 8.00 | 4.00 | 32.00 | | 32.00 | 6.56 |
| 4ta Ayuda Arranque | 8.00 | 4.00 | 32.00 | | 32.00 | 6.56 |
| Ayudas de Cuadrador | 4.00 | 2.00 | 8.00 | | 8.00 | 1.64 |
| Ayudas de Corona | 4.00 | 3.00 | 12.00 | | 12.00 | 2.46 |
| Ayudas de Arrastre | 7.00 | 4.00 | 28.00 | | 28.00 | 5.74 |
| Cuadradores | 6.00 | 6.00 | | 36.00 | 36.00 | 2.61 |
| Coronas | 6.00 | 14.00 | | 84.00 | 84.00 | 6.09 |
| Arrastres | 10.00 | 6.00 | 60.00 | | 60.00 | 12.30 |
| Alivio Contorno | | | | | | |
| TOTAL | | | 300.00 | 120.00 | 420.00 | 96.89 |
| TOTAL CARGADOS | | 53.00 | | | TOTAL KG | |
| TOTAL KG | | | 61.48 | 8.70 | 70.17 | |
| PESO | Kgs/Cartucho | | 0.205 | 0.072 | | |

FUENTE: Propia

FIGURA N° 06 MALLA DE PERFORACIÓN.

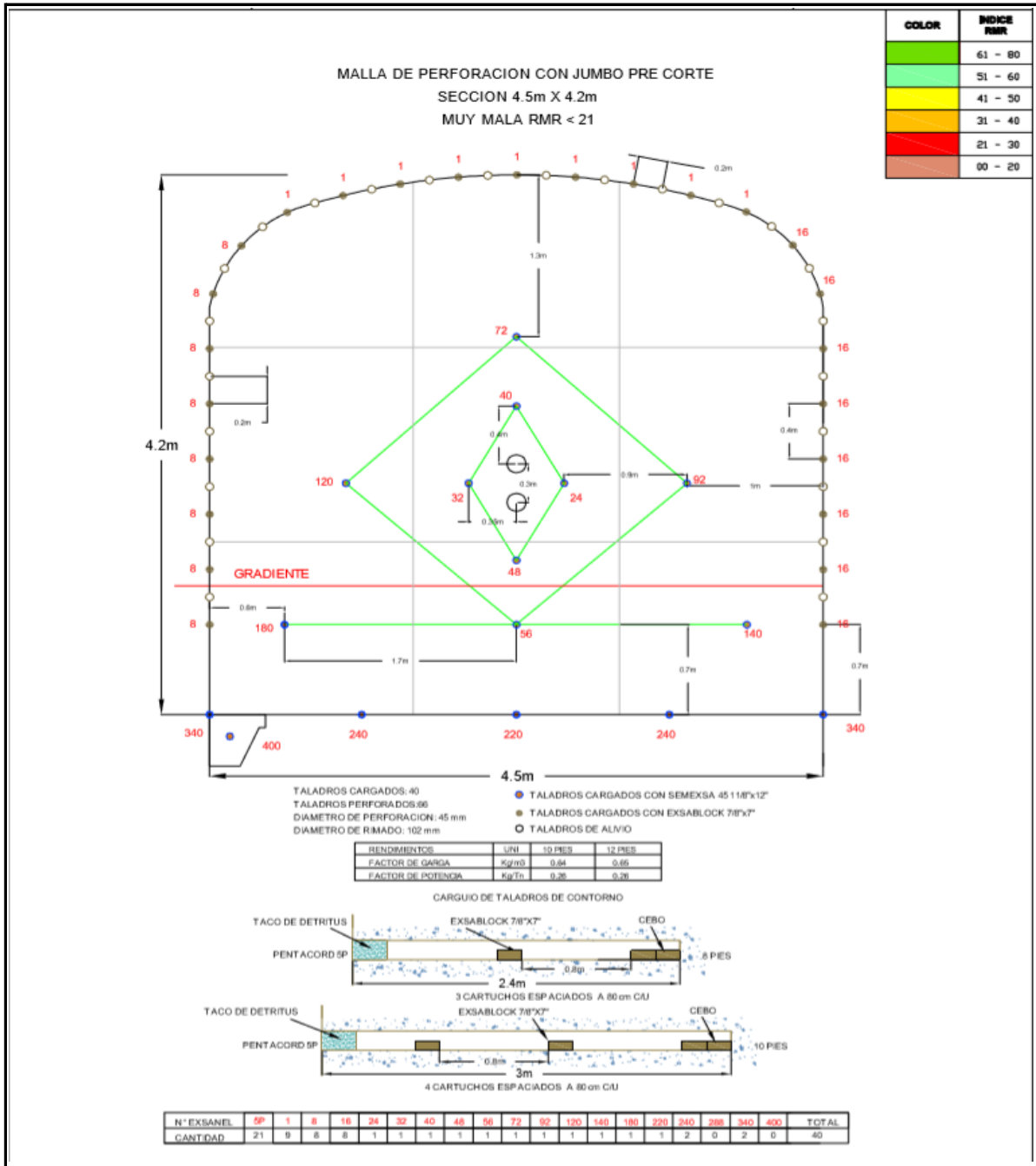


Fuente: Propia.

3.5.2.1. TIPOS DE MALLA DE PERFORACION DE ACUERDO AL RMR.

- MALLA DE PERFORACION DE RMR > 21

FIGURA N° 07 MALLA DE PERFORACIÓN.



UNSCH

FACULTAD: INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA: INGENIERIA DE MINAS

DIBUJO: MMB

ESCALA: Indicada

REVISADO:

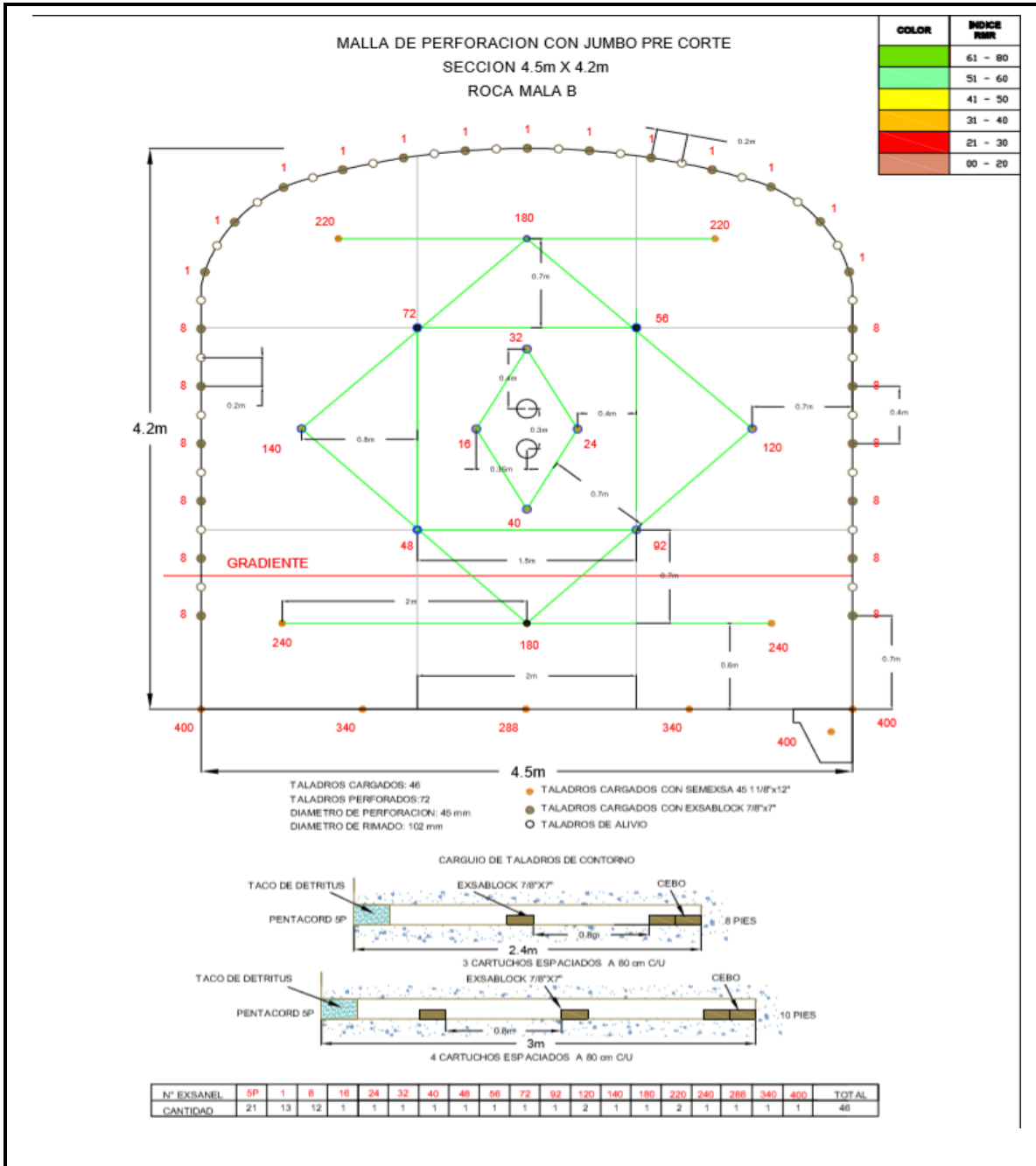
FECHA : Mayo 2019

MALLA N° 01

Fuente:

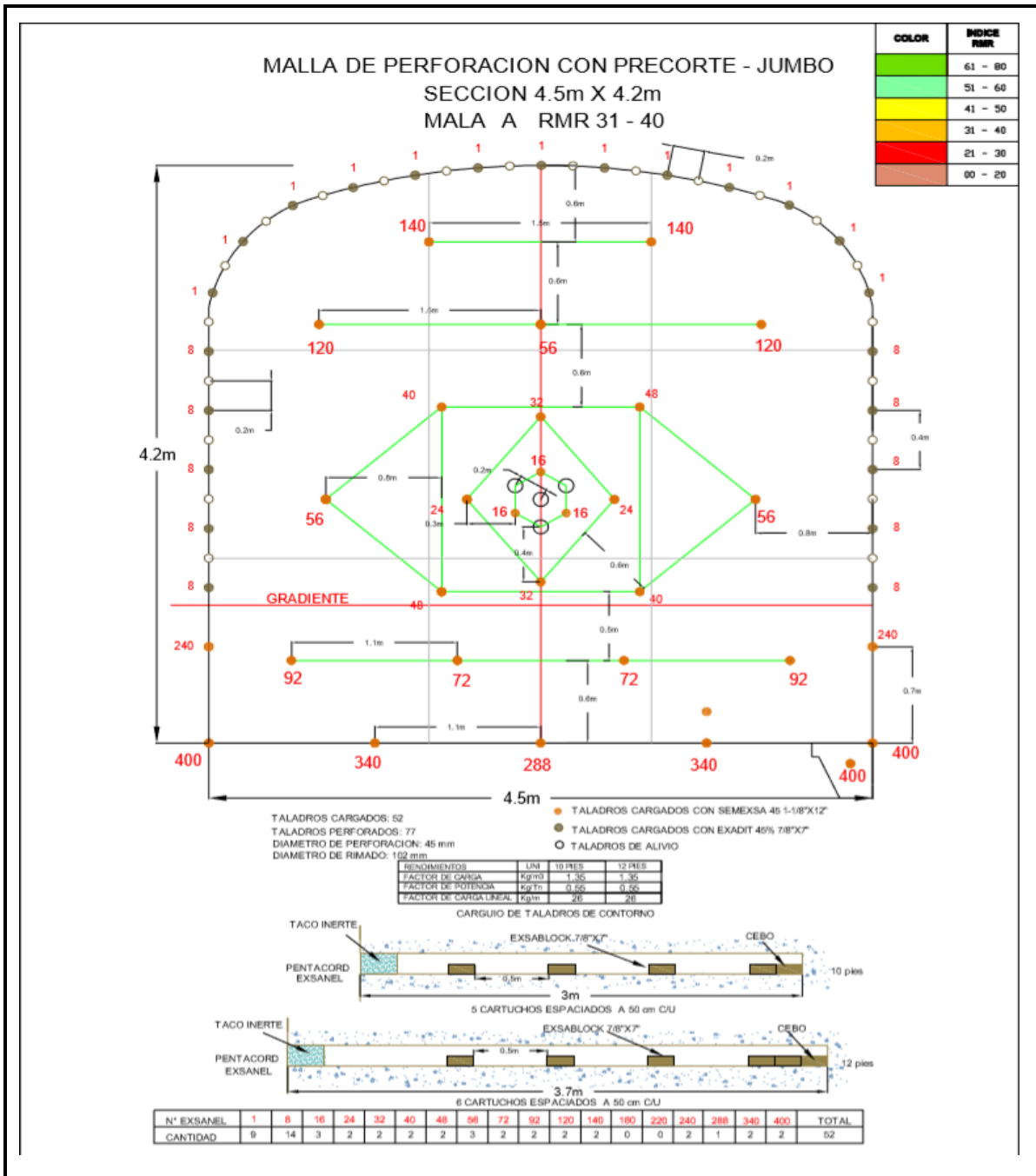
• MALLA DE PERFORACION DE RMR 21 – 30

FIGURA N° 08 MALLA DE PERFORACIÓN.



• MALLA DE PERFORACION DE RMR 21 – 30

FIGURA N° 09 MALLA DE PERFORACIÓN.



UNSCH

FACULTAD: INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA: INGENIERIA DE MINAS

DIBUJO: MMB

ESCALA: Indicada

REVISADO:

FECHA : Mayo 2019

MALLA N° 03

FUENTE :

3.6. PROCESOS DE PERFORACION Y VOLADURA.

El proceso de perforación inicia con un buen desatado de frente, pintando de la malla de perforación por parte de los trabajadores de la rampa luego del pintando ingresa el jumbo DD310 SANVINK que es un equipo de perforación con cuenta con una barra de 12 pies para dicha perforación el tiempo a perforar es de acuerdo al tipo de roca.

FOTO N° 04 Proceso de perforación



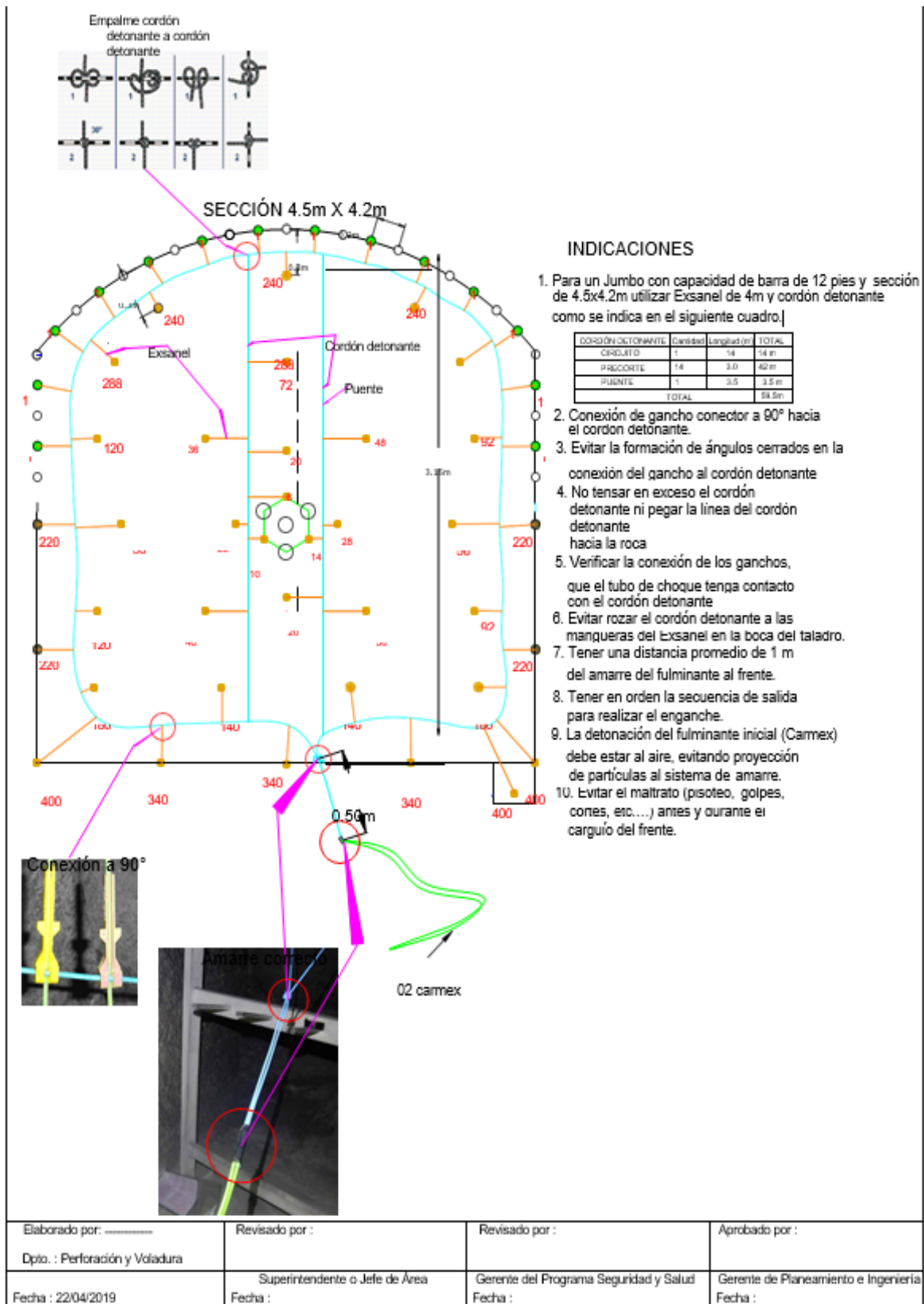
El proceso de la voladura inicia con el encebado de los explosivos junto a los exaneles para luego ser distribuidos en el frente de acuerdo al tipo de malla que se ha perforado luego siguen el proceso del atacado con los explosivos (SEMEXA Y EXABLOCK) y el respectivo sellado de los taladros con arcilla para un buen

confinamiento una vez concluido se inicia con el amarre de todos los exaneles al pentacord y al final el pentacord es amarrado al CARMEX. Concluido todo este proceso sin inicia el retirado del personal y poner vigías en las labores cercanar para iniciar el chispeo.

Explosivos que se utilizan son:

- Semexa de 45% 1 1/8" x 12.
- Exsablock 7/8" x 7.
- Cordón detonante.
- Guía ensamblada 2,4 mts. – Carmex.
- Ignición rápida (Igniter cord).

FIGURA N° 10 INDICACIONES DEL CORRECTO AMARRE DEL FRENTE.



3.7. ANÁLISIS DEL FACTOR EXPLOSIVO.

3.7.1. TIPOS DE EXPLOSIVO. (EXSA)

a) SEMEXA DE 45% 1 1/8" X 12.

Dinamita semigelatinosa muy versátil por sus características de detonación que pueden variar según las circunstancias, desde un alto efecto empujador hasta un alto poder rompedor, lo que permite su empleo en voladura de rocas intermedias a duras. El nivel de energía de los diversos tipos de Semexsa permite superar la fuerza estructural y masa de las diferentes calidades de roca. Gracias a su gran rendimiento, adaptabilidad y seguro manipuleo, son usadas en minería subterránea, canteras, obras civiles (túneles, carreteras) generando también un excelente comportamiento en labores confinadas como rampas, chimeneas, piques y entre otros. Por último, su adecuada transferencia de energía liberada a la roca, minimiza los daños alrededor del taladro.

Propiedades / Beneficios

- Alta a mediana velocidad de detonación.
- Mediana impedancia.
- Sensible al detonador No. 8 y al cordón de bajo gramaje.
- Larga vida útil.

TABLA N° 08 Características Técnicas del explosivo.

| Características técnicas | | | | |
|---------------------------|-------------------|-------------|-------------|-------------|
| Especificaciones técnicas | Unidades | Semexsa 45 | Semexsa 65 | Semexsa 80 |
| Densidad | g/cm ³ | 1.08 ± 3% | 1.12 ± 3% | 1.18 ± 3% |
| Velocidad de detonación* | m/s | 3,800 ± 200 | 4,200 ± 200 | 4,500 ± 200 |
| Presión de detonación** | kbar | 87 | 94 | 125 |
| Energía** | KJ/kg | 3,338 | 3,433 | 3,747 |
| RWS** | % | 89 | 92 | 99 |
| RBS** | % | 120 | 127 | 147 |
| Volumen de gases | l/kg | 1,016 | 1,015 | 989 |
| Resistencia al agua | Horas | Buena | Muy buena | Excelente |
| Categoría de humos | Categoría | 1 era. | 1 era. | 1 era. |

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

** Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

FUENTE: Manual de EXSA.

b) EXSABLOCK 7/8" X 7.

Dinamita de baja energía especialmente desarrollada para voladura controlada, ya que evita la sobre rotura de la roca remanente (overbreak) y la dilución del mineral. También se puede emplear en la rotura dimensional de la roca. Debido a su densidad y velocidad de detonación relativamente baja, junto a una reacción química endotérmica (absorbe calor), este producto ofrece una potencia rompedora suficiente para generar las fracturas y el plano de rotura continua en la roca, sin dañar el área superficial de las labores subterráneas. Asegura la estabilidad de la roca próxima, minimizando la ampliación de la red de fracturas preexistentes, reduciendo los riesgos de desprendimiento del techo y asegurando la integridad de las personas, instalaciones y equipos.

Propiedades / Beneficios

- Menos daños en las superficies de la pared final y con menor incidencia de sobreexcavación.
- Menor debilitamiento y craquelamiento en el shotcrete por incidencia de las vibraciones.
- Incremento en el tiempo de auto soporte.
- Menor operación para el desatado de rocas.
- Reducción del potencial por desprendimiento y /o derrumbe
- Ahorro en tiempo y costos.
- Sensible al detonador No. 8 y al cordón de bajo gramaje.
- Larga vida útil.

TABLA N° 09 Características Técnicas del explosivo.

Características técnicas

| Especificaciones técnicas | Unidades | Exsablock |
|---------------------------|-------------------|---------------|
| Densidad | g/cm ³ | 0.91 +/- 5% |
| Velocidad de detonación* | m/s | 2,800 +/- 200 |
| Presión de detonación** | kbar | 23 |
| Energía** | Kj/kg | 1720 |
| RWS** | % | 45 |
| RBS** | % | 54 |
| Volumen de gases** | l/kg | 771 |
| Resistencia al agua | Horas | Nula |
| Categoría de humos | Categoría | 1 era |

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

** Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

FUENTE: Manual de EXSA.

3.7.2 RETARDOS Y SECUENCIA DE INICIACION.

a) EXANELES.

Sistema de iniciación no eléctrico, compuesto por un detonador de retardo, un tubo de choque transmisor de señal y un conector plástico para asegurar el contacto óptimo entre el tubo de choque y el cordón detonante. La función del detonador de retardo dentro del taladro es iniciar el cebo o primer de la columna de carga explosiva y retardar el tiempo designado. La función del tubo de choque es transmitir la señal de encendido que se inicia en la superficie mediante el cordón detonante al detonador en el taladro. Comprende tres series de retardo de acuerdo con el uso destinado:

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

- Periodo Cortó MS: Sistema de retardo con intervalos de tiempos cortos de 25 ms entre cada intervalo. Su uso generalmente está destinado a voladura superficial y en subterráneo para la voladura de tajeos anchos.
- Periodo Universal: Esta serie combina las series de periodo largo y corto, para tener más opciones en la planificación de los tiempos de retardos en voladuras de mayor amplitud.

Propiedades / Beneficios

- Una mayor cantidad de retardos necesarios para el diseño de secuencia en una voladura, ello minimiza las vibraciones.
- Un mayor control sobre el diseño del desplazamiento de la roca (fly rock).
- Un mejor rango de tiempo de retardos necesario para obtener la fragmentación requerida.
- El detonador no eléctrico EXSANEL, otorga un alto nivel de seguridad contra la iniciación por electricidad estática, corrientes vagabundas y transmisiones de radiofrecuencia.
- Incorpora alta resistencia a la tracción y alta resistencia a la abrasión.
- Resistente al impacto y al choque.
- Mínimo porcentaje de dispersión en los tiempos de retardo.
- Alta resistencia al desglose o desprendimiento del tubo y el detonador.
- Alta resistencia a la tracción del tubo.
- Alta resistencia al agua.
- Sensible al cordón detonante y fulminante No. 8.
- El detonador tiene una fuerza N° 12, para asegurar la iniciación fiable de los cebos y explosivos sensibles a los detonadores.

TABLA N° 10 Características Técnicas del exanel.

| Características técnicas | | | |
|-------------------------------------------------------------------|------------|-----------|-----------|
| Especificaciones técnicas | Unidades | Mínimo | Nominal |
| Potencia del detonador | Fuerza No. | 10 | 12 |
| Esopo | Mm | 10 | 12 |
| Resistencia al impacto | 2 kg a 1 m | No detona | No detona |
| Resistencia al desglose del tubo y el conector prueba (Pull test) | Kg-f | 9 | 12 |
| Velocidad de la onda de choque | mm | 1,900 | 2,000 |
| Resistencia a la tracción del tubo | Newton | 200 | 220 |

FUENTE: Manual de EXSA.

b) CORDÓN DETONANTE (PENTACORD).

El Cordón Detonante es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de pentrita PETN (Pentaeritritol tetranitrato) que está recubierto por varias fibras sintéticas e hilos de algodón. Su cobertura exterior plástica varía según el tipo de cordón, simple o reforzado permitiéndole flexibilidad, resistencia a la tracción e impermeabilidad. Para otros formatos de presentación preguntar a un especialista EXSA. Características técnicas Presentación y embalaje Se activa generalmente por medio de un fulminante común, eléctrico o no-eléctrico. El núcleo del explosivo detonará a una velocidad de 7,000 m/s aproximadamente, generando una onda de choque que permitirá activar explosivos sensibles al detonador. Este accesorio para voladura tiene múltiples aplicaciones en minería, canteras, movimientos de tierra y diferentes trabajos de ingeniería civil. Funciona adecuadamente en todo tipo de voladuras, independiente del diámetro y longitud del taladro.

TABLA N° 11 Características Técnicas del Cordón Detonante.

Características técnicas

| Especificaciones técnicas | Unidades | NP 03 | NP 05 | 10R |
|---------------------------|----------|-------|-------|---------|
| Velocidad de detonación | m/s | 6,800 | 7,000 | 7,000 |
| Carga PETN lineal | g/m | 4.3 | 5.5 | 10.3 |
| Diámetro externo | mm | 3.3 | 3.9 | 4.7 |
| Resistencia a la tracción | kgf | 60 | 70 | 70 |
| Color de recubrimiento | | Verde | Azul | Violeta |

Presentación y embalaje

| Presentación | Unidades | NP 03 | NP 05 | 10R |
|-------------------------|----------|--------------------|-------|------|
| Longitud por carrete | m | 1,000 | 750 | 500 |
| Longitud total por caja | m | 2,000 | 1,500 | 1000 |
| Carrete por caja | un | 2 | 2 | 2 |
| Dimensiones de embalaje | cm | 31.2 x 60.0 x 24.0 | | |
| Peso Neto | Kg | 22.4 | 22.2 | 22.8 |
| Peso Bruto | Kg | 23.7 | 23.5 | 24.1 |

Para otros formatos de presentación preguntar a un especialista EXSA.

Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 24 meses, después de su fecha de fabricación.

FUENTE: Manual de EXSA.

c) GUÍA ENSAMBLADA 2,4 MTS. – CARMEX.

El CARMEX ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales. El CARMEX está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida. El CARMEX es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas

fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector.

TABLA N° 12 Especificaciones técnicas del Carmex.

| Características técnicas | |
|-------------------------------------------------------------|----------------|
| DEL FULMINANTE COMÚN | |
| | CARMEX® |
| DIÁMETRO DEL FULMINANTE (mm) | 6,3 |
| LONGITUD DEL FULMINANTE (mm) | 45 |
| PRUEBA DE ESOPPO, DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm) | 10,0 |
| VOLUMEN TRAUZL (cm ³) | 23 |
| RESISTENCIA A LA HUMEDAD RELATIVA DEL 100 % POR 24 HORAS | Detona |
| RESISTENCIA AL IMPACTO 2 kg/1m | No Detona |
| SENSIBILIDAD A LA CHISPA DE LA MECHA DE SEGURIDAD | Buena |
| DE LA MECHA DE SEGURIDAD | |
| | CARMEX® |
| COLOR DE RECUBRIMIENTO PLÁSTICO | Verde |
| NÚCLEO DE PÓLVORA (g/m) | 6 |
| TIEMPO DE COMBUSTIÓN a.n.m. (s/m) | 150 a 165 |
| LONGITUD DE LA CHISPA a.n.m. (mm) | 50 |
| DIÁMETRO EXTERNO (mm) | 5,2 |
| RESISTENCIA A LA TENSIÓN DURANTE 3 MINUTOS (kg) | 30 |

a.n.m.= a nivel del mar

FUENTE: Manual de EXSA.

d) IGNICIÓN RÁPIDA (IGNITER CORD).

La MECHA RÁPIDA ensamblado con el CONECTOR PARA MECHA RÁPIDA tiene como objetivos 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 en la ranura del CONECTOR PARA MECHA RÁPIDA y la base de este 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.

3.8. FACTOR DE CARGA Y POTENCIA.

Existe dos términos que aparentemente tienen el mismo significado, pero en la práctica es distinto, es el factor de carga y el factor de potencia, el primero tiene como unidades dimensionales a kg/m³ de explosivo y el segundo tiene como unidades dimensionales a kg/ton. el primero se utiliza en frentes para calcular los kg de explosivo que estás utilizando por cada m³ que estás rompiendo, sea en galerías subniveles, chimeneas, pero cuando rompes tajeos (mineral) se utiliza el factor de potencia.

| VOLUMEN POR DISPARO LABOR | | |
|---------------------------|----------|--------|
| ANCHO LABOR | MT | 4.50 |
| ALTO LABOR | MT | 4.20 |
| LONGITUD | MT | 3.70 |
| SOBREROTURA | % | 13% |
| VOLUMEN TOTAL | M3 | 69.93 |
| DENSIDAD MATERIAL | TMS/M3 | 2.65 |
| TONELAJE | TMS/DISP | 185.31 |

| DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS | | | | | | |
|-------------------------------------|--------------|-------|----------------------|------------------------|------------|------------|
| DESCRIPCION | # CART | # TAL | SEMEXSA 11/8"X12" | EXABLOCK 45 7/8"X7" | TOTAL PZAS | TOTAL KGMS |
| Taladro Alivio | | \$ 4 | | | | |
| Arranque | 13.00 | 4.00 | 52.00 | | 52.00 | 10.66 |
| 1ra Ayuda Arranque | 12.00 | 3.00 | 36.00 | | 36.00 | 7.38 |
| 2da Ayuda Arranque | 10.00 | 4.00 | 40.00 | | 40.00 | 8.20 |
| 3ra Ayuda Arranque | 8.00 | 4.00 | 32.00 | | 32.00 | 6.56 |
| 4ta Ayuda Arranque | 8.00 | 4.00 | 32.00 | | 32.00 | 6.56 |
| Ayudas de Cuadrador | 4.00 | 2.00 | 8.00 | | 8.00 | 1.64 |
| Ayudas de Corona | 4.00 | 3.00 | 12.00 | | 12.00 | 2.46 |
| Ayudas de Arrastre | 7.00 | 4.00 | 28.00 | | 28.00 | 5.74 |
| Cuadradores | 6.00 | 6.00 | | 36.00 | 36.00 | 2.61 |
| Coronas | 6.00 | 14.00 | | 84.00 | 84.00 | 6.09 |
| Arrastres | 10.00 | 6.00 | 60.00 | | 60.00 | 12.30 |
| Alivio Contorno | | | | | | |
| TOTAL | | | 300.00 | 120.00 | 420.00 | 96.89 |
| TOTAL CARGADOS | | 53.00 | | | TOTAL KG | |
| TOTAL KG | | | 61.48 | 8.70 | 70.17 | |
| PESO | Kgs/Cartucho | | 0.205 | 0.072 | | |

| EFICIENCIAS | | |
|------------------------|--------------------|-------|
| DESCRIPCION | UNIDAD | VALOR |
| Factor de carga lineal | Kgs/mt | 27.02 |
| Factor de Carga | Kgs/m ³ | 1.49 |
| Factor de potencia | Kgs/ton | 0.56 |

3.9. MEJORA DE LA PERFORACION Y VOLADURA APLICANDO EL MODELO MATEMATICO DE HOLMBERG.

a) Descripción de la rampa 2705(-).

La RAMPA- 2705(-) está ubicado en el nivel 1865 en la zona de Norte de la mina Lourdes, esta labor es de desarrollo que la profundización de Consorcio Minero Horizonte es completamente mecanizada.

b) Especificaciones técnicas.

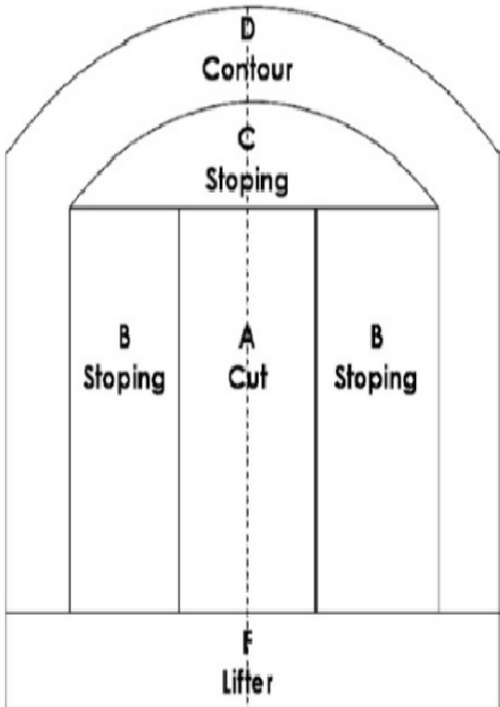
| | |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| <ul style="list-style-type: none"> • GSI=43 • RMR=45 • RQD=49% • Resistencia a la compresión= 75 MPa • Densidad de la roca= 2,65 kg 1 cm³ • Diámetro de broca (0_j) = 45 mm • Eficiencia de perforación= 95% • Longitud del barreno (LB) = 3. 90 m • Ancho de labor= 4.5 m • Alto de labor= 4.2 m • Distancia a una zona crítica = 100 m • Diámetro de broca rimadora(0_z) = 102,0 mm • Ángulo de los taladros de contorno "Y" = 3° • Desviación angular "a" = 10 mm/m • Error de emboquille " p" = 20 mm | <p style="text-align: center;">METODO DE ROGER HOLMBERG</p> <p>Para facilitar los cálculos tanto en minería subterránea como en túneles, Holmberg dividió el frente en 5 secciones (A, B, C, D, E) diferentes. Cada una de estas secciones deben ser tratados de forma especial durante los cálculos; estas secciones son los siguientes:</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ A : Sección de Corte (Cut) ✓ B : Sección de Tajeo (Stoping Section) ✓ C : Sección de Alza (Stoping) ✓ D : Sección de Contorno (Contour) ✓ E : Sección de Arrastre (Lifters)  |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|

Tabla N° 13. Especificaciones técnicas de los explosivos Semexa 45%

| Descripción | Unid. | Exadit | | Gelatina especial | | Semexa | | |
|-------------------------------|-------------------|--------|-------|-------------------|-------|--------|-------|-------|
| | | 65% | 45% | 90% | 75% | 80% | 65% | 45% |
| Densidad | g/cm ³ | 1,05 | 1,00 | 1,42 | 1,38 | 1,18 | 1,12 | 1,08 |
| VOD (Velocidad de Detonación) | m/s | 3 600 | 3 400 | 6 000 | 5 500 | 4 500 | 4 200 | 3 800 |
| Presión de detonación | kbar | 53 | 44 | 136 | 125 | 86 | 70 | 60 |
| Energía | kcal/ kg | 850 | 800 | 1 100 | 1 050 | 1 000 | 950 | 900 |
| Volumen normal de gas | l/kg | 940 | 945 | 867 | 878 | 916 | 932 | 939 |
| RWS _{ANFO} | % | 93 | 88 | 121 | 115 | 110 | 104 | 99 |
| RBS _{ANFO} | | 121 | 108 | 71 | 196 | 160 | 144 | 132 |
| Resistencia al agua | hora | 2 | 2 | 11 | 11 | 12 | 6 | 4 |

Fuente: manual de Perforación y Voladura EXSA

c) CALCULANDO EL ÁREA DE LA LABOR RP-2705(-) SECCION 4.5*4.2.

- **Hallando el área del rectángulo.**

$$A = b \times h$$

$$A = 4.5 * 4.2$$

$$A = 13.5$$

- **Hallando el área del círculo.**

$$A.C. = 3.6 \text{ m}^2$$

- **Área total de labor (S):**

$$S = \text{área del rect.} + \text{área del arco}$$

$$S = 13.5 \text{ m}^2 + 3.6 \text{ m}^2$$

- $S = 17.1 \text{ m}^2$

d) Número de taladro en el frente:

$$N. T. = \frac{P}{C} + K \times S$$

Donde:

N.T. = numeros de taladros.

P = Perimetro

C = constante

S = area.

- Hallando el perímetro

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

$$P = \sqrt{17.1} \times 4$$

$$P = 16.54$$

Se tiene por dato:

$$K = 1.5 \quad C = 0.6$$

- Hallando el N° de taladros

$$NT = \frac{16.54}{0.6} + (1.5 * 17.1)$$

$$NT=53 \text{ Taladros.}$$

e) Diseño del arranque.

Se utilizará el algoritmo de Roger Holmberg para mejorar la malla de perforación de esta manera obtendremos los resultados favorables que se desea:

Calculo de la densidad de carga de la explosión.

$$q = D_{\text{explosivo}} \times \frac{\pi \times (\phi_{\text{explosivo}})^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$q = 1,080 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \times \frac{3.141 \times (28)^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$q = 0.66 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Paso I: Avance por disparo según el diámetro de broca y longitud de barra. Como la longitud de barra del jumbo es de 13 pies entonces el avance estimado por disparo es el 95 % de dicha longitud.

$$H = 13 \text{pies} = 3.90 \text{m.}$$

$$l = 3.90 \text{m} \times 0.95 = 3.70$$

Se calculó que se requiere un avance de 3.70 m. por disparo según la longitud de la barra del jumbo.

Ahora calculamos cuantos taladros de alivio es necesario realizar para alcanzar un avance de 3.70 por disparo según la siguiente expresión.

$$H = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2$$

Dónde:

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

Con una broca de 45 mm obtendremos el siguiente valor:

$$H = 0.15 + 34.1(0.045) - 39.4(0.045)^2 = 1.60 \text{m.}$$

Esto nos da a conocer que con un solo taladro de alivio de 45 mm solo se podría alcanzar a 1.60 m de avance y como ya se calculó, el avance requerido es 3.70m, por lo tanto, se tiene dos opciones. Una es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otra es usar la broca rimadora. Se opta por la broca rimadora de 102 mm y se tiene:

$$H = 0.15 + 34.1(0.102) - 39.4(0.102)^2 = 3.21 \text{m.}$$

Podemos apreciar que aun usando una broca rimadora no es suficiente por lo cual optaremos por realizar 2 taladros de alivio, utilizando la formula siguiente:

$$\phi 2 = \phi 1 * \sqrt{NT}$$

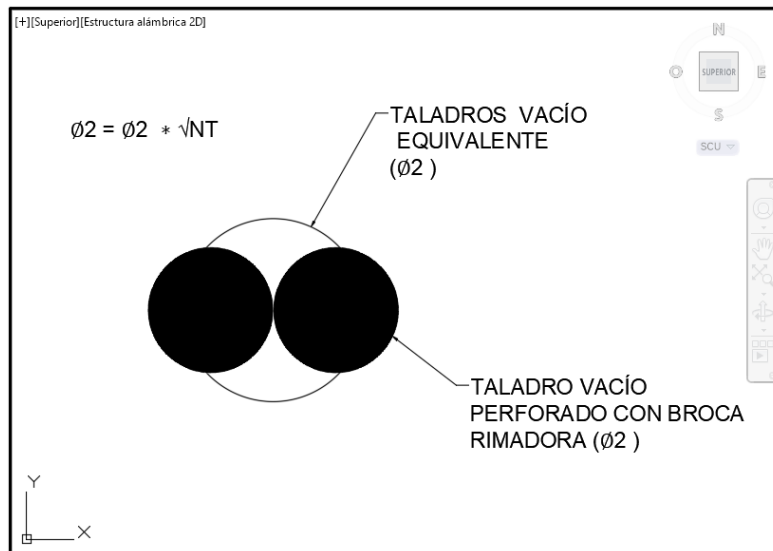
Dónde:

$\phi 1$ = diámetro de broca rimadora (0,102 m).

$\phi 2$ = diámetro vacío equivalente.

NT = número de taladros a perforar.

FIGURA N° 11 TALADRO VACIO EQUIVALENTE.



Reemplazando la ecuación con dos taladros juntos perforados se tiene:

$$\phi 2 = 0.102 * \sqrt{2}$$

$$\phi 2 = 0.144 \text{ M}$$

Calculamos longitud de taladro. Según diámetro equivalente " $\phi 2$ ":

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4(\phi_2)^2$$

$$L = 0.15 + 34.1(0.144) - 39.4(0.144)^2$$

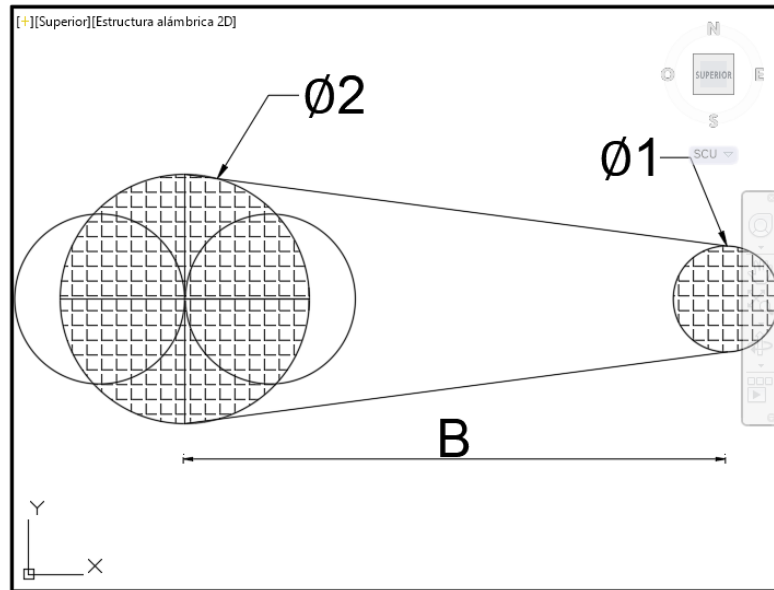
$$L = 4.24 \text{ m}$$

$$l = 4.24 \times 0.95 = 4.03 \text{ m}$$

Con dos taladros de alivio es suficiente para alcanzar hasta 4.03 m de avance por disparo. En consecuencia para alcanzar un avance de $l = 3.70 \text{ m}$ por disparo se debe realizar dos taladros de alivio de 0.102 m de diámetro.

Paso 2. Cálculo del Burden en el primer cuadrante.

FIGURA N° 12 Burden en el primer cuadrante.



$$B_{e \text{ Max.}} = 1.7 * \varnothing_2$$

$$B_{e \text{ Max.}} = 1.7 \times 0.144 \text{ m}$$

$$B_{e \text{ Max.}} = 0.245 \text{ m}$$

Calculamos error de perforación "Ep":

$$E_p = (\alpha * L) + e$$

$$E_p = (0.010 * 3.70) + 0.020$$

$$E_p = 0.057$$

Cálculo de B_p burden práctico

$$B_{1 \text{ practico.}} = B_{e \text{ Max.}} - E_p$$

$$B_{1 \text{ practico.}} = 0.245 - 0.057$$

$$B_{1 \text{ practico.}} = 0.188 \text{ m}$$

Tener presente que este valor no reemplaza al burden " B_{e Max} " para calcular la concentración lineal de carga " a₁ "

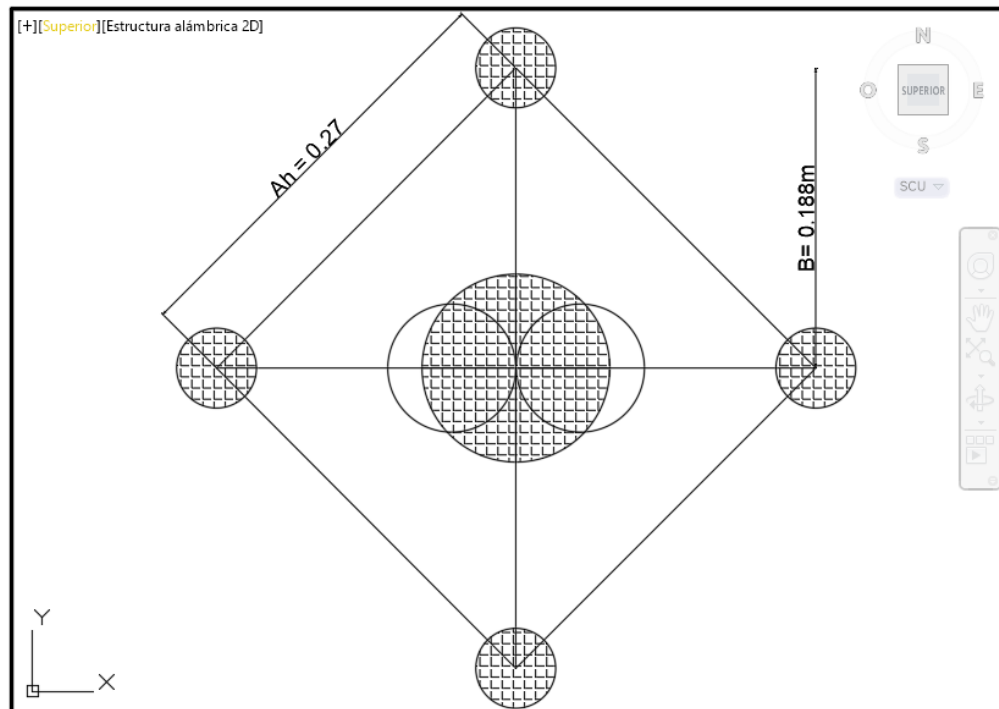
Entonces la abertura en el primer cuadrante será.

$$a_1 = \sqrt{2} (B_{e \text{ Max.}} * E_p)$$

$$a_1 = \sqrt{2} (0.245 * 0.057)$$

$$a_1 = 0.265 \text{ m}$$

FIGURA N° 13 Taladros de arranque.



Paso 3. Cálculo de la constante de roca "cx|".

Para calcular la constante de roca primeramente se calcula el consumo específico de explosivo con la fórmula modificada de Ashby:

$$C.E = \frac{0.56 \times \rho_r \times \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Dónde:

$$GSI = 43$$

$$RQD = 49 \%$$

$$\rho_r = 2,65 \text{ TM/m}^3$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.65 * \text{TAN}\left(\frac{43 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 49}{3.3}}}$$

$$CE = 0.303 \text{ kg/m}^3$$

Ahora, se calcula la constante de roca sueca "C" según la ecuación:

$$C = 0.8784 (C. E.) + 0.052$$

$$C = 0.8784 (0.303) + 0.052$$

$$C = 0.271 \text{ kg/m}^3$$

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

$$A_{F. \text{ roc.}} = 96.667 * (C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * C.E. - 4.41$$

$$A_{F. \text{ roc.}} = 96.667 * (0.303)^3 - 138.5 * (0.303)^2 + 75.883 * 0.410 - 4.41$$

$$A_{F. \text{ roc.}} = 8.57$$

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

Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly "B.I.":

Por la ecuación:

$$B. I. = \frac{C. E.}{0.004}$$

$$B. I. = \frac{0.303}{0.004}$$

$$B. I. = 75.75$$

Cálculo de factor de energía "F.E.":

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F. E. = 30 * (C. E.)$$

$$F.E. = 30 * 0.303$$

$$F.E.= 9.09 \text{ MJ/TN}$$

Pasó 4. Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo (q1)

$$q_1 = 55\phi_1 \left[\frac{B_{1\max}}{\phi_2} \right]^{1.5} \times \left[B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[\frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Dónde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m) = 0,045 m.

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m) = 0,144 m.

$B_{1\max}$ = Burden (m) = 0,245 m.

C = Constante de roca = 0.271kg/ m³

Cálculo de la densidad de carga en el arranque “q₀”:

RWS ANRJ= Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO. En este caso, se usará como explosivo el SEMEXSA 45%

(RWS ANJ<O = 99% = 0.99)

$$q_0 = 55 * 0.045 * \left(\frac{0.245}{0.144} \right)^{1.5} * \left(0.245 - \frac{0.144}{2} \right) * \left(\frac{0.271}{0.4} \right) * \left(\frac{1}{0.99} \right)$$

$$q_0 = 0.650 \text{ kg/m}$$

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{\text{Taco}} = (10 * \phi_0)$$

$$L_{\text{Taco}} = (10 * 0.045)$$

$$L_{\text{Taco}} = 0.45 \text{ m}$$

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

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

$$L_{\text{Carga}} = L - L_{\text{Taco}}$$

$$L_{\text{Carga}} = 3.90 - 0.45$$

$$L_{\text{Carga}} = 3.45 \text{ m}$$

Cálculo de N° de cartuchos/taladro en el arranque

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{cart} / \text{Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{PesoCartucho}(\text{Semexa}45\%)}$$

$$N^{\circ} \text{CART.} / \text{TAL} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205} \quad N^{\circ} \text{CART/TAL} = 11 \text{ cart/tal.}$$

Cálculo de masa explosiva "Q_e" utilizado por taladro en el arranque.

$$Q_e = q_0 * L_{\text{Carga}}$$

$$Q_e = 0.650 * 3.45$$

$$Q_e = 2.11 \text{ kg/ton}$$

Pasó 5. Predicción de la fragmentación.

Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método kuz ram.

Se calcula con la siguiente ecuación:

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

Dónde:

\bar{X} = Tamaño medio de los fragmentos, cm = 10" = 25 cm

A = Factor de roca = 8.57

Q_e = Masa del explosivo utilizado / taladro (kg)

$$Q_e = 2.11 \frac{kg}{ton}$$

RWS ANFO = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al ANFO (SEMEXSA 45%) = 0.99

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) kg/m³

K = C.E = 0.303kg 1m³

$$X = 8.57 * (0.303)^{0.8} * 2.11^{1/6} \left(\frac{115}{99} \right)^{19/30}$$

$$X = 4.11 \text{ cm}$$

Este resultado predice que no habrá problemas de bancos porque el tamaño promedio esta por muy debajo de 25 cm (10") que es la longitud de la parrilla de los echaderos. Si se quiere interpretar este resultado de manera técnica se podría decir que el 50% del material roto son menores o iguales a 4,11 cm.

f) Diseño de las cuatro secciones del arranque o corte.

Paso I. Este diseño es de cuatro secciones en el arranque, la primera sección ya ha sido diseñada, ahora faltarían tres secciones más.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura " a₁" y que se conocen las concentraciones lineales de carga " a₁", el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_2 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 11 la superficie libre " a₂ " difiere de la distancia " a₂ " en la primera sección, por lo que:

$$a_2 = \sqrt{2} (B_{1 \text{ practico.}} - E_p)$$

$$a_2 = \sqrt{2} (0.118 * 0.057)$$

$$a_2 = 0.185 \text{ m}$$

Por tanto, el burden para el nuevo cuadrante será:

$$B_{2 \text{ Max.}} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.185 * 0.650 * 0.99}{0.045 * 0.271}}$$

$$B = 0.275 \text{ m}$$

El burden práctico será:

$$B_{2 \text{ practico.}} = B_{2 \text{ Max.}} - E_p$$

$$B_{2 \text{ practico.}} = 0.275 - 0.057$$

$$B_{2 \text{ practico.}} = 0.218 \text{ m}$$

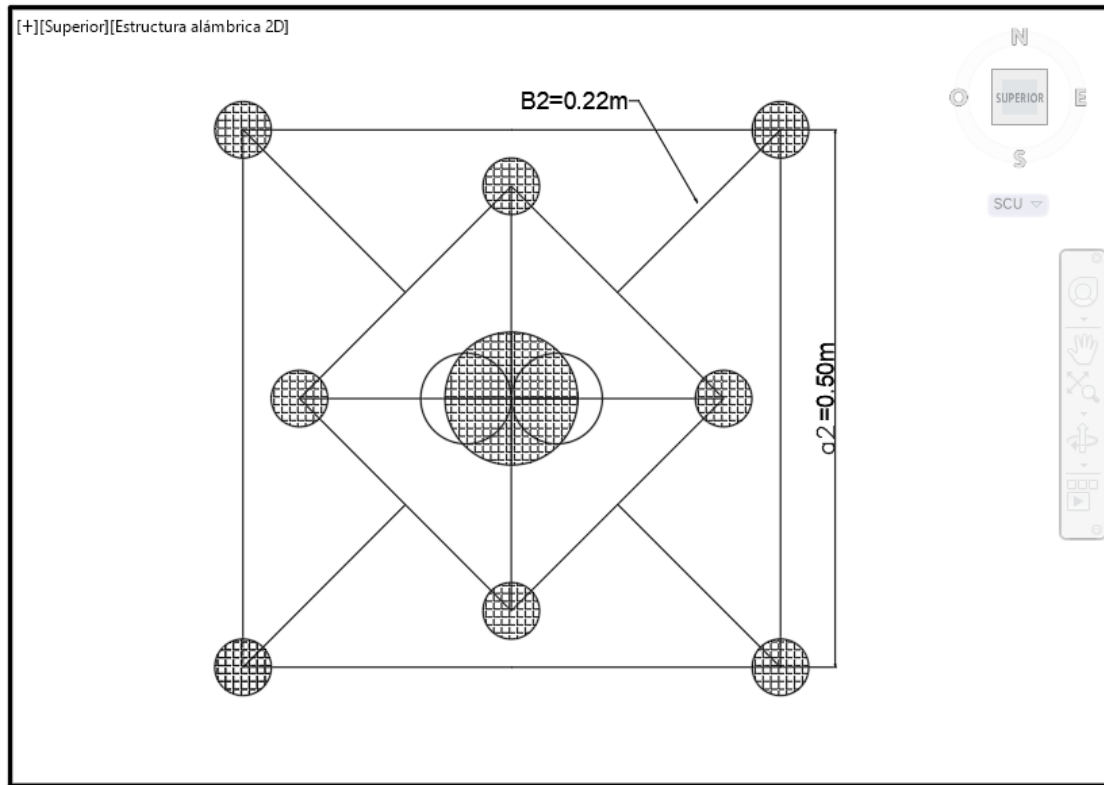
Abertura en el segundo cuadrante

$$a_2 = \sqrt{2} (B_{2 \text{ practico.}} + a_1/2)$$

$$a_2 = \sqrt{2} (0.218 + 0.265/2)$$

$$a_2 = 0.496 \text{ m}$$

FIGURA N° 14 Taladros del segundo cuadrante.



Taladros del segundo cuadrante.

Como $B_{2 \text{ Max.}} = 0.275\text{m}$. no excede a $2a_2 = 0.37\text{m}$. por lo tanto se usara la misma carga que es $q_1 = 0.650\text{kg/ m}$.

Longitud de taco

$$L_{\text{Taco}} = (10 * \phi_1)$$

$$L_{\text{Taco}} = (10 * 0.045)$$

$$L_{\text{Taco}} = 0.45 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{cart} / \text{Tal} = \frac{q_1 \times Lc}{\text{PesoCartucho}(\text{Semexa}45\%)}$$

$$N^{\circ} \text{CART.} / \text{TAL} = \frac{0.650 * 3.45}{0.205} \quad N^{\circ} \text{CART/TAL} = 11 \text{ cart/tal.}$$

g) Cálculo el tercer cuadrante.

$$a_3 = \sqrt{2} \left(B_{2pract} + \frac{a_1}{2} - Ep \right)$$

$$a_3 = \sqrt{2} \left(0.218 + \frac{0.265}{2} - 0.057 \right)$$

$$a_3 = 0.415$$

$$B_{3max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_3 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

$$B_{3Max.} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.415 * 0.650 * 0.99}{0.045 * 0.271}}$$

$$B_{3Max} = 0.412 \text{ m}$$

Como $B_{3Max.} = 0.412 \text{ m}$. no excede a $2a_2 = 0.83 \text{ m}$. por lo tanto se utilizara la misma carga que es $q_1 = 0.650 \text{ kg/ m}$.

El burden práctico será:

$$B_{3practico.} = B_{3Max.} - Ep$$

$$B_{3practico.} = 0.412 - 0.057$$

$$B_{3practico.} = 0.355 \text{ m}$$

Longitud de taco

$$L_{Taco} = (10 * \phi_1)$$

$$L_{Taco} = (10 * 0.045)$$

$$L_{Taco} = 0.45 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{cart} / \text{Tal} = \frac{q_1 \times Lc}{\text{PesoCartucho}(\text{Semexa}45\%)}$$

$$N^{\circ} \text{CART.} / \text{TAL} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205} \quad N^{\circ} \text{CART/TAL} = 11 \text{ cart/tal.}$$

Abertura en el tercer cuadrante

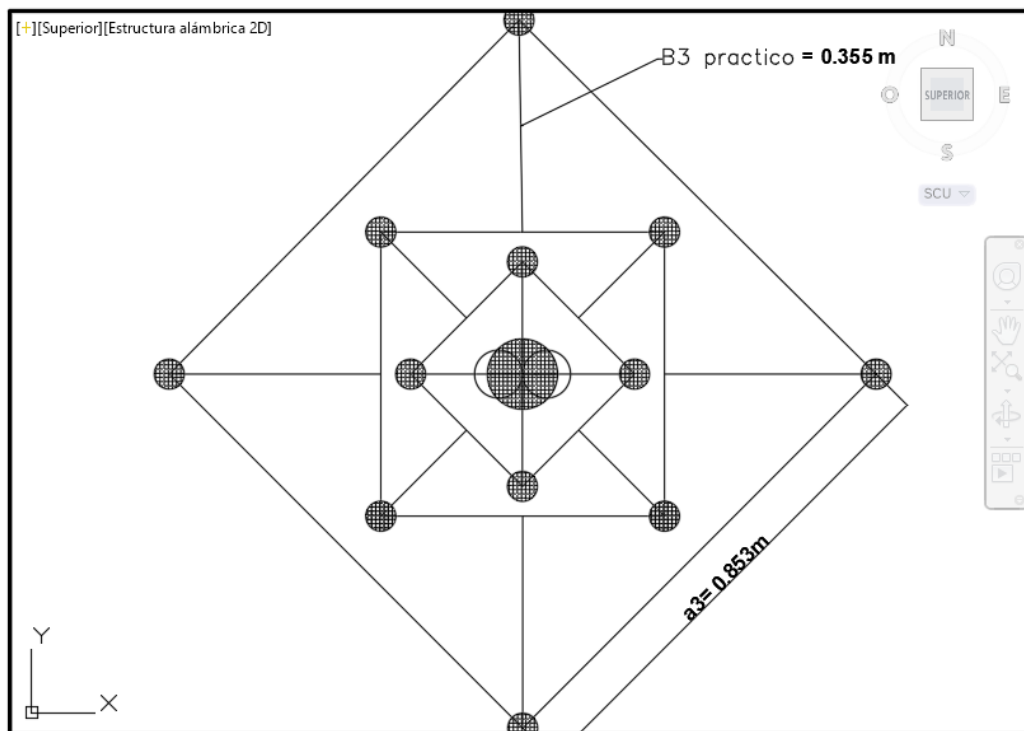
$$a_3' = \sqrt{2} \left(B_{3pract} + \frac{a_2'}{2} \right)$$

$$a_3 = \sqrt{2} \left(0.355 + \frac{0.496}{2} \right)$$

$$a_3 = 0.853 \text{ m}$$

Como $0.853 \text{ m} < \sqrt{3.70} = 1.92 \text{ m}$ entonces se sigue calculando más cuadrángulos.

FIGURA N° 15 Taladros del tercer cuadrante.



h) Cálculo en el Cuarto cuadrángulo.

$$a_4 = \sqrt{2} \left(B_{3\text{pract}} + \frac{a_2}{2} - Ep \right)$$

$$a_4 = \sqrt{2} \left(0.355 + \frac{0.496}{2} - 0.057 \right)$$

$$a_4 = 0.772 \text{ m}$$

$$B_{4\text{max}} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_4 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

$$B_{4\text{Max.}} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.772 * 0.650 * 0.99}{0.045 * 0.271}}$$

$$B_{4\text{Max.}} = 0.562 \text{ m}$$

Como $B_{4\text{Max.}} = 0.562 \text{ m}$. no excede a $2a_4 = 1.54 \text{ m}$. por lo tanto se utilizara la misma carga que es $q_1 = 0.650 \text{ kg/ m}$.

El burden práctico será:

$$B_{4\text{ practico.}} = B_{3\text{ Max.}} - Ep$$

$$B_{4\text{ practico.}} = 0.562 - 0.057$$

$$B_{4\text{ practico.}} = 0.505 \text{ m}$$

Longitud de taco

$$L_{\text{Taco}} = (10 * \phi_1)$$

$$L_{\text{Taco}} = (10 * 0.045)$$

$$L_{\text{Taco}} = 0.45 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{cart} / \text{Tal} = \frac{q_1 \times Lc}{\text{PesoCartucho}(\text{Semexa}45\%)}$$

$$N^{\circ} \text{CART.} / \text{TAL} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205} \quad N^{\circ} \text{CART/TAL} = 11 \text{ cart/tal.}$$

Abertura en el tercer cuadrante

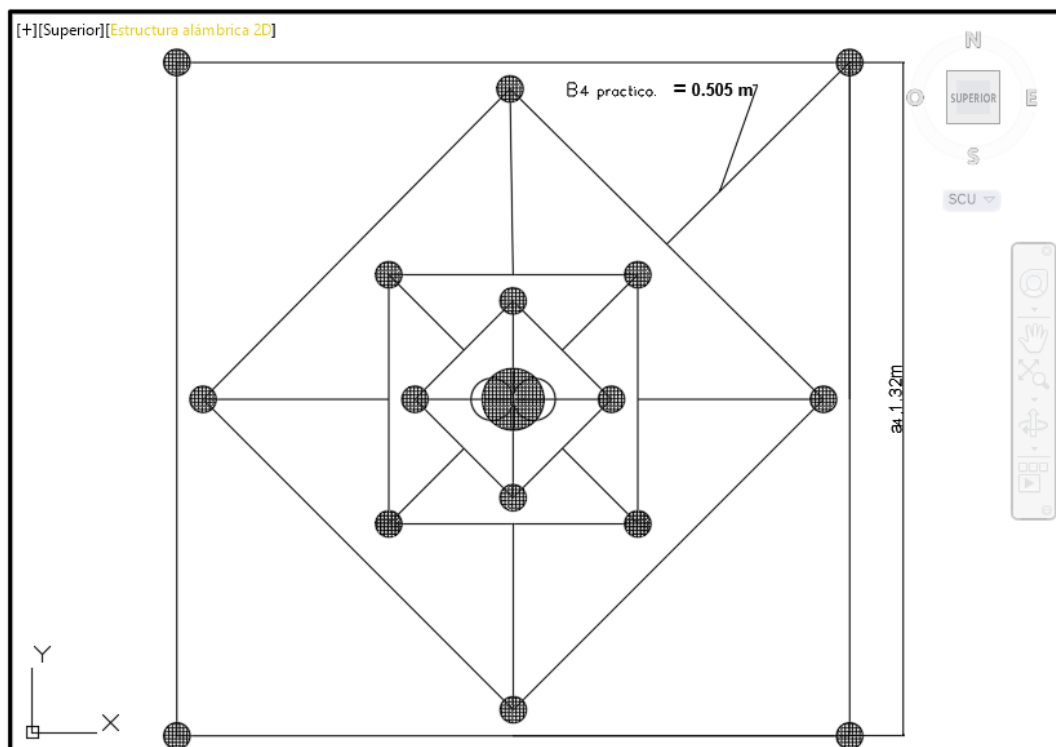
$$a_4 = \sqrt{2} \left(B_{4 \text{ pract.}} + \frac{a_3}{2} \right)$$

$$a_4 = \sqrt{2} \left(0.505 + \frac{0.853}{2} \right)$$

$$a_4 = 1.32 \text{ m}$$

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

FIGURA N° 16 Taladros del tercer cuadrante.



Diseño de arrastre.

Se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

\bar{C} = Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0,05$ para burden $\geq 1,4$ m

$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B}$ Para burden $< 1,4$ m

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$C = c + \frac{0.07}{B_{4 \text{ pract.}}} \quad C = 0.271 + \frac{0.07}{0.505} \quad C = 0.359$$

$$B_{A \text{ Max.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.650 * 0.99}{0.359 * 1.45(1)}}$$

$$B_{A \text{ Max}} = 1.0 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NUMERO. ENTERO. DE} \left[\frac{AT + 2H \times \text{sen} \gamma}{B_{A \text{ max}}} + 2 \right]$$

$$NT = \left(\frac{4.5 + 2(4.2) * \text{SEN}(3^\circ)}{1.0} + 2 \right)$$

$$NT = 6 \text{ tal.}$$

Espaciamiento entre taladros.

$$St = \frac{AT + 2 \times H \times \text{sen} \gamma}{NT - 1}$$

$$St = \frac{4.5 + 2 * 4.20 * \text{sen} 3^\circ}{6 - 1}$$

$$St = 0.972 \text{ m}$$

Donde: AT = ancho de la labor (m) = 4,5

El espaciamento práctico "Se" para los taladros de las esquinas será:

$$Se = St - H * \text{sen} \gamma$$

$$Se = 0.972 - 4.20 * \text{sen} 3^\circ$$

$$Se = 0.752 \text{ m}$$

El burden práctico "B_{A pract.}" se obtiene a partir de:

$$B_{A \text{ pract.}} = B_{A \text{ MAX.}} - H * \text{sen} \gamma - EP$$

$$B_{A \text{ pract.}} = 1.0 - 4.20 * \text{SEN} 3^\circ - 0.057$$

$$B_{A \text{ pract.}} = 0.723 \text{ m.}$$

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce " α " o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3m un ángulo de 3° , que equivale a 5 cm / m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

Altura de carga de fondo

$$hb = 1.25 * B_{A \text{ pract.}}$$

$$hb = 1.25 * 0.723$$

$$hb = 0.903 \text{ m}$$

$$N^\circ \text{ CART.} = \frac{hb}{\text{long.cart.}} \quad N^\circ \text{ CART.} = \frac{0.903}{0.3048} \quad N^\circ \text{ CART.} = 2.96 = 3 \text{ cart.}$$

Altura de carga de columna.

$$hc = H - hb - 10\phi_1$$

$$hc = 4.20 - 0.903 - 10 * 0.045$$

$$hc = 2.8 \text{ m}$$

$$N^\circ \text{ CART.} = \frac{hb}{\text{long.cart.}} \quad N^\circ \text{ CART.} = \frac{2.8}{0.3048} \quad N^\circ \text{ CART.} = 9.18 = 9 \text{ cart.}$$

Concentración de Carga.

$$70\%(hb) = 0.7(0.903) = 0.632 \text{ Kglm}$$

i) Diseño de los taladros de contorno de techo.

Aquí se usa el explosivo exsablock cuyas características técnicas se detalla en la siguiente tabla:

Cálculo De Espaciamiento Entre Taladros

Como se va a realizar voladura de contorno {pre corte} el espaciamiento de

taladro se calcula a partir de.

Presión de taladro (Pt):

$$Pt = 228 \times 10^{-6} \times \delta \times \frac{(VOD)^2}{1 + 0.8 \times \delta}$$

Dónde:

δ : Densidad del explosivo ($\delta_{\text{exablock}} = 0.8 \text{ g/cm}^3$)

VOD: velocidad de detonación del explosivo (2800 m/seg)

Reemplazando en la formula se tiene.

$$Pt = 228 * 10^{-6} - 0.8 * \frac{(2800)^2}{1+0.8*0.8}$$

$$Pt = 871.96 \text{ Mpa}$$

Presión de taladro efectiva:

$$Pt_e = Pt \times \frac{\phi_{\text{explosivo}}^{0.42}}{\phi_1}$$

Dónde:

$\phi_{\text{explosivo}}$: Diámetro del explosivo (diámetro del exsablock=22.2 mm).

ϕ_1 : Diámetro del taladro. (45 mm.)

$$Pt_e = Pt * \frac{22.2}{0.045}$$

$$Pt_e = 71.24 \text{ Mpa}$$

Valor menor a la resistencia a compresión (75 MPa) de la roca por lo que ésta configuración de cargas es válida.

Espaciamiento (E):

$$S = \phi_1 \times \frac{Pl_e + \sigma_{traccion}}{\sigma_{traccion}}$$

$$S = 0.045 * \frac{71.24+9.3}{9.3} \quad S = 0.39 \text{ m}$$

La relación S/B debe ser igual a 0.8

$$S / B = 0.8$$

$$B_{c \text{ max.}} = \frac{S}{0.8} \quad B_{c \text{ max.}} = \frac{0.39}{0.8} \quad B_{c \text{ max.}} = 0.49 \text{ m}$$

Entonces el burden práctico será.

$$B_{c \text{ pract.}} = B_{c \text{ max.}} - H * SEN(Y) - EP$$

$$B_{c \text{ pract.}} = 0.49 - 4.20 * SEN(3^\circ) - 0.057 \quad B_{c \text{ pract.}} = 0.21 \text{ m}$$

La concentración lineal de carga mínima se determina en función al diámetro de la perforación. Para barrenos con un diámetro menor a 150 mm. Se emplea la ecuación.

$$q = 90 * \phi_1^2 \quad q = 90 * 0.045^2 \quad q = 0.182 \text{ kg/m}$$

Calculando el número de taladros se tiene.

$$N^\circ Tal = \frac{\text{long. Arc. techo}}{S} + 1$$

$$NT = \frac{5.5}{0.39} + 1 \quad NT = 15 \text{ TAL}$$

Se sabe que la longitud de carga "Le" es: 3.45 m

Entonces el Nro. de cartuchos por taladro será:

$$N^{\circ} \text{Cart/Tal} = \frac{(Lc \times q)}{\text{Peso.De.Exsablock}}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/tal} = \frac{(3.45 * 0.182)}{0.091}$$

N° CART/ TAL. = 6.9 = 7 cartuchos de exablock.

j) Diseño de los hastiales.

La altura del hastial es 3.0 m. entonces el área disponible a perforar en los hastiales será.

Area. Disponible. = Altura de hastial - $B_{A \text{ pract.}}$ - $B_{c \text{ pract.}}$

Área. Disponible. = 3.0 - 0.723 - 0.21 = 2.06 m

Tabla N° 14 Relación y factor de fijación

| Dirección de salida de los taladros | Factor de fijación "f" | Relación S/B |
|-------------------------------------|------------------------|--------------|
| • Hacia arriba y horizontalmente | 1,45 | 1,25 |
| • Hacia abajo | 1,20 | 1,25 |

Fuente: Manual de P & V López Jimeno.

$$B_{P \text{ max}} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{C \times f(S/B)}}$$

$$C = 0.359$$

$$B_{p \text{ Max.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.650 * 0.99}{0.359 * 1.2(1.25)}}$$

$$B_{p \text{ Max}} = 0.98 \text{ m}$$

$$B_{p \text{ pract.}} = 0.98 - 4.20 * \text{sen}(3) - 0.057$$

$$B_{p \text{ Max.}} = 0.70 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{Tal.} = \frac{\text{Long. Disponible}}{B_{p \text{ max}} \times S / B} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{2.06}{0.98 * 1.25} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 3.68 = 4 \text{ Tal. Cada lado}$$

Espaciamiento:

$$S = \frac{\text{Long. Disponible}}{2} \quad S = \frac{2.06}{2} \quad S = 1.03$$

Altura de carga de fondo

$$hb = 1.25 * B_{p \text{ pract.}}$$

$$hb = 1.25 * 0.70$$

$$hb = 0.875 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ CART.} = \frac{hb}{\text{long. cart.}} \quad N^{\circ} \text{ CART.} = \frac{0.875}{0.3048} \quad N^{\circ} \text{ CART.} = 2.87 = 3 \text{ cart.}$$

Altura de carga de columna.

$$hc = H - hb - 10\phi_1$$

$$hc = 4.20 - 0.875 - 10 * 0.045$$

$$hc = 2.8 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ CART.} = \frac{hb}{\text{long. cart.}} \quad N^{\circ} \text{ CART.} = \frac{2.8}{0.3048} \quad N^{\circ} \text{ CART.} = 9.18 = 9 \text{ cart.}$$

k) Diseño de los taladros de Destroza.

Cálculo de taladros de la primera destroza (D1)

Para el diseño de los taladros de destroza calcularemos la concentración lineal de carga: $q_1 = 0.650 \text{ kg/ m}$

El burden para los taladros de destroza "s" se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.⁸

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B_{D \text{ MAX}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.650 * 0.99}{0.359 * 1.45 * (1.25)}}$$

$$B_{D \text{ MAX}} = 0.89 \text{ m}$$

El burden práctico " $B_{D1 \text{ pract.}}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{D \text{ pract.}} = B_{D \text{ MAX}} - H * \text{SEN}(Y) - EP$$

$$B_{D \text{ pract.}} = 0.89 - 4.2 * \text{sen}(3) - 0.057$$

$$B_{D \text{ pract.}} = 0.61 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$N^{\circ} \text{ Tal.} \cong \frac{\text{Long. Disponible}}{B_{P \text{ max}} \times S / B} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{2.06}{0.89 \times 1.25} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 3.85 = 4 \text{ Tal.}$$

Ahora el número de cartuchos por taladro (N°cart 1 Tal) será:

$$N^{\circ} \text{ cart / Tal} = \frac{q_1 \times Lc}{\text{Peso Cartucho (Semexa 45\%)}}$$

$$N^{\circ} \text{ cart / tal} = \frac{(0.650 \times 3.45)}{0.205}$$

$$N^{\circ} \text{ CART / TAL.} = 10 \text{ cart / tal}$$

Cálculo de taladros destroza superiores D2)

Para el diseño de los taladros de destroza calcularemos la concentración lineal de carga:

$$q_1 = \frac{540 \times \phi_1 \times c \times a_3}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_1 = \frac{540 * 0.045 * 0.271 * 0.124}{0.99}$$

$$q_1 = 0.823 \text{ kg/m}$$

El burden para los taladros de destroza superiores se estima con la misma fórmula

que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,20 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.⁸

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B_{D\text{ MAX}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.823 * 0.99}{0.359 * 1.2(1.25)}}$$

$$B_{D\text{ MAX}} = 1.09 \text{ m}$$

El burden práctico " $B_{D2\text{ pract.}}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{D2\text{ pract.}} = B_{D\text{ MAX}} - H * \text{SEN}(Y) - EP$$

$$B_{D2\text{ pract.}} = 1.09 - 4.2 * \text{sen}(3) - 0.057$$

$$B_{D2\text{ pract.}} = 0.81 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = \frac{\text{Long. Disponible}}{B_{P\text{ max}} \times S/B} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{2.06}{1.09 * 1.25} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 3.51 = 4 \text{ Tal. Cada lado}$$

Ahora el número de cartuchos por taladro será:

$$N^{\circ} \text{ cart / Tal} = \frac{q_1 \times Lc}{\text{Peso Cartucho (Semexa 45\%)}}$$

$$N^{\circ} \text{ cart / tal} = \frac{(0.823 \times 3.45)}{0.205} = 13 \text{ cart / tal}$$

Cálculo de taladros destroza Inferiores (D3)

Calculo del burden para los taladros de destroza Inferiores

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.⁸

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B_{D \text{ MAX}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.823 * 0.99}{0.359 * 1.2(1.45)}}$$

$$B_{D \text{ MAX}} = 0.102 \text{ m}$$

El burden práctico " $B_{D3 \text{ pract.}}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{D3 \text{ pract.}} = B_{D \text{ MAX}} - H * \text{SEN}(Y) - EP$$

$$B_{D3 \text{ pract.}} = 0.102 - 4.2 * \text{sen}(3) - 0.057$$

$$B_{D3 \text{ pract.}} = 0.77 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$N^{\circ}Tal. \equiv \frac{Long. Disponible}{B_{P_{max}} \times S / B} + 2$$

$$N^{\circ} TAL = \frac{2.06}{0.77 \times 1.25} + 2$$

N° TAL = 4.14 = 4 Tal. Cada lado

Ahora el número de cartuchos por taladro (N°cart 1 Tal) será:

$$N^{\circ} cart / Tal = \frac{q_1 \times Lc}{PesoCartucho(Semexa45\%)}$$

$$N^{\circ} cart / tal = \frac{(0.823 \times 3.45)}{0.205}$$

N° CART/ TAL. = 10 cart/tal

Cálculo de taladros destroza de la corona (D4)

El área disponible para la perforación zona superior de la destroza es.

$$Area. disponible = 4 - Ba - Be - Ah$$

$$Area. disponible = 4 - 0.75 - 0.24 - 2.44$$

$$Area. disponible = 0.57m.$$

El burden se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

Calculo del burden para los taladros de destroza Inferiores

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS'_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.⁸

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B_{D\text{ MAX}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.650*0.99}{0.359*1.20(1.25)}}$$

$$B_{D\text{ MAX}} = 0.96 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NUMERO ENTERO DE} \left[\frac{AT + 2H \times \text{sen} \gamma}{B_{A\text{ max}}} + 2 \right]$$

$$NT = \left(\frac{4.5 + 2(4.2) * \text{SEN}(3^\circ)}{0.96} + 2 \right)$$

$$NT = 7 \text{ tal.}$$

El burden práctico " $B_{D4\text{ pract.}}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{D4\text{ pract.}} = B_{D\text{ MAX}} - H * \text{SEN}(Y) - EP$$

$$B_{D4\text{ pract.}} = 0.96 - 4.2 * \text{sen}(3) - 0.057$$

$$B_{D4\text{ pract.}} = 0.68 \text{ m}$$

Como el área disponible es 0.57 m entonces el Burden debe ser:

$$B_{D4\text{ pract.}} = 0.57\text{m.}$$

Espaciamiento entre taladros

$$St = \frac{AT + 2 \times H \times \text{sen} \gamma}{NT - 1}$$

$$St = \frac{4.5 + 2 * 4.20 * \text{sen} 3^\circ}{7 - 1}$$

$$St = 0.85 \text{ m}$$

Se usa la misma carga explosiva de los taladros de hastiales.

Altura de carga de fondo

$$hb = 1.25 * B_{p \text{ pract.}}$$

$$hb = 1.25 * 0.70$$

$$hb = 0.875 \text{ m}$$

$$N^\circ \text{ CART.} = \frac{hb}{\text{long.cart.}} \quad N^\circ \text{ CART.} = \frac{0.875}{0.3048} \quad N^\circ \text{ CART.} = 2.87 = 3 \text{ cart.}$$

Altura de carga de columna.

$$hc = H - hb - 10\phi_1$$

$$hc = 4.20 - 0.875 - 10 * 0.045$$

$$hc = 2.8 \text{ m}$$

$$N^\circ \text{ CART.} = \frac{hb}{\text{long.cart.}} \quad N^\circ \text{ CART.} = \frac{2.8}{0.3048} \quad N^\circ \text{ CART.} = 9.18 = 9 \text{ cart.}$$

l) Resumen de cálculo.

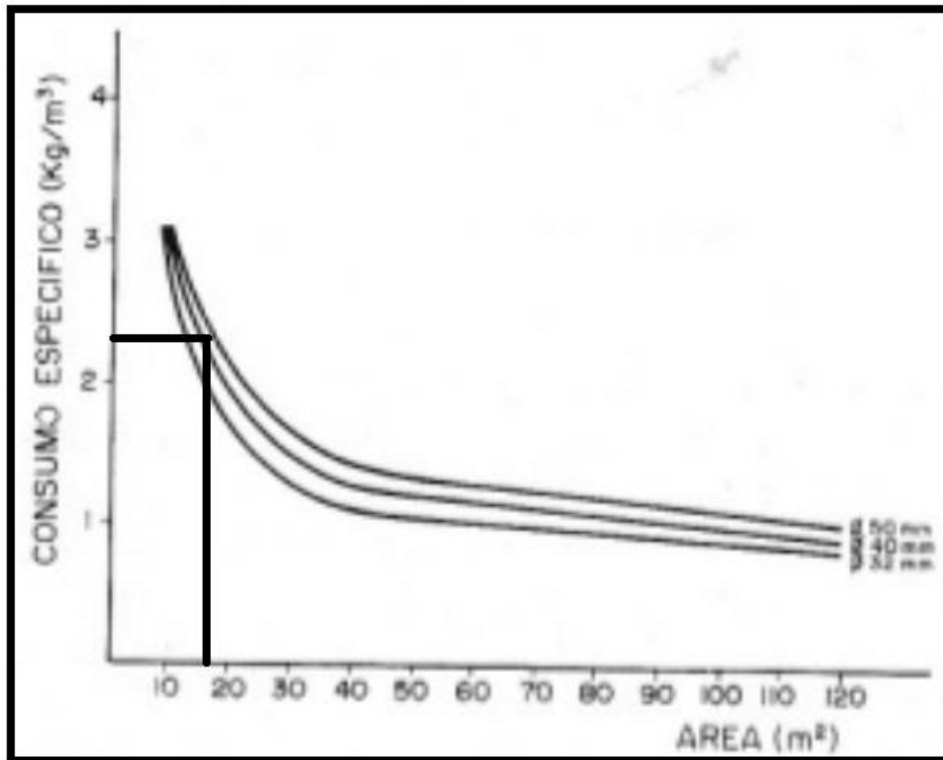
TABLA N° 15 Resumen.

| | N° de taladros | valor | kg de explosivo |
|---------------------------------|----------------|---------------|-----------------|
| Arranque y ayuda de arranque. | 20 | 20*11*0.205 | 45.1 |
| Arrastres | 6 | 6.0*9.0*0.205 | 11.07 |
| Contorno Techo | 15 | 15*7*0.091 | 9.555 |
| Contorno Hastiales | 8 | 8.0*9.0*0.205 | 14.76 |
| Destroza | 4 | 4.0*10*0.205 | 16.4 |
| | | | |
| Carga total de la voladura | 53 | | 96.885 |
| | | | |
| Superficie del túnel | 17.1 | m2 | |
| Avance | 3.7 | m | |
| Volumen de roca arrancado | 63.27 | m3 | |
| Consumo específico de explosivo | 1.531 | kg/m3 | |
| Número total de Taladros | 53 | und | |
| Longitud total perforada | 196.1 | m | |
| Perforación específica | 3.10 | m/m3 | |

m) Comprobación de los esquemas de voladura

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

FIGURA N°17. CONSUMO ESPECÍFICO EN FUNCIÓN DEL ÁREA DEL TÚNEL Y DIÁMETRO DE LOS BARRENOS.



Fuente: Manual de Petforación y Voladura de López Jimeno

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

Para una sección de Área 17.1m² y un diámetro de perforación de 45 mm.

Se calculó un consumo especifico de 1.53 Kg/m³

Según el ábaco para la misma sección de 17.1m². Se obtiene un Consumo Especifico 2.4 Kg/m³ que es mayor de 1.53 Kg/m³ en consecuencia estamos dentro del parámetro establecido.

3.10. RESULTADOS DE LOS CÁLCULOS OBTENIDOS.

TABLA N° 15 Resultados.

| DESCRIPCIÓN DEL LUGAR | | |
|-----------------------|------------------------------------|-------------------------|
| LABOR | LUGAR | RP 2705 |
| | Ancho de labor | 4.5 |
| | Alto de labor | 4.2 |
| DATOS DE CAMPO | PARAMETROS DE ROCA | |
| | RMR | 45 |
| | RQD | 49 |
| | GSI | 43 |
| | Resistencia a la compresión | 75 Mpa |
| | Densidad de Roca | 2.65 kg/cm ³ |
| | PARAMETROS DE PERFORACIÓN | |
| | Diametro de broca | 45 mm |
| | Diametro de rimadora | 102 mm |
| | Longitud de barreno | 3.9 m |
| | Eficiencia de perforación | 95% |
| | Porcentaje de acoplamiento | 80% |
| | Desviación Angular | 10 mm/m |
| | Error de emboquille | 20 mm |
| DATOS DE EXPLOSIVOS | TIPO DE EXPLOSIVO SEMEXA 45 | |
| | Dimensiones | 1 1/8"x12" |
| | Densidad | 1.08 g/cm ³ |
| | VDO | 3800 m/s |
| | Presión de detonación | 60 kbar |
| | RWS Anfo | 0.99% |
| | Resistencia al agua | 4 hr |

Fuente: Propia.

n) **Resultados de los parámetros de perforación y voladura.**

TABLA N° 16 parámetros de perforación y voladura.

| PARAMETROS | VALOR | UNIDADES |
|----------------------|--------|-------------------|
| N° de taladros | 53 | und |
| Longitud del Taladro | 3.7 | m |
| Longitud de la Carga | 3.45 | m |
| Avance por disparo | 3.7 | m |
| Volumen Roto | 63.27 | m ³ |
| Tn Rotas | 166.95 | tn |
| Peso del explosivo | 0.205 | kg |
| Total del Explosivo | 96.8 | kg |
| Fc | 1.5 | Kglm ³ |
| Diámetro de Alivio | 102 | mm |
| Factor de Avance | 27.02 | kg/m |

| | | |
|--------------------------|-------|------|
| Longitud total perforada | 196.1 | m |
| Perforación específica | 3.1 | m/m3 |

o) Resultados de los cálculos de la constante de la roca "Cx", Índice de volatilidad, Factor roca, factor de energía.

| | |
|--------------------------|-------|
| Constante de roca "C" | 0.271 |
| Índice de volatilidad | 75.75 |
| Factor de Roca A | 8.57 |
| Factor de Energía (MJ/t) | 9.09 |

p) Resultados N° de taladros.

| N° DE TALADROS | TIPO | BROCA (mm) | LONGITUD (m) |
|----------------|------------|------------|--------------|
| 53 | PRODUCCIÓN | 45 | 3.7 |
| 2 | ALIVIO | 102 | 3.7 |

3.11. ANÁLISIS DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA RAMPA - 2705

TABLA N° 17 COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

| MANO DE OBRA | | UNIDAD | CANTIDAD | FACTOR | PU | SUB TOTAL | U.S.\$/MT |
|---------------------|-----|----------|----------|--------|-------|-----------|-----------|
| OPERADOR DE JUMBO | | Hom/Disp | 1 | 1 | 53.98 | 53.98 | |
| MAESTRO PERFORISTA | 1 | Hom/Disp | 3 | 1 | 37.54 | 112.62 | |
| AYUDANTE PERFORISTA | | Hom/Disp | 1 | 1 | 37.54 | 37.54 | |
| OPERADOR SCOOPTRAM | 0.5 | Hom/Disp | 1 | 1 | 47.78 | 47.78 | |
| BOMBERO | | Hom/Disp | 1 | 1 | 37.54 | 37.54 | |
| AUXILIAR | 1 | Hom/Disp | 2 | 1 | 35.06 | 70.12 | |
| SUB-TOTAL | | | | | | 359.58 | 138.29 |

| VOLADURA | | | | | | | |
|----------------------------------|---------|----------|------------------|--------------|------------|------------------|-----------|
| DESCRIPCION | UNIDAD | TALADROS | CANTIDAD/TALADRO | CANTIDAD PZA | UNIDAD KGS | COSTO U.S.\$/Pza | U.S.\$/MT |
| SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12" (122) | TALADRO | 34.00 | 8.82 | 300.00 | 61.48 | 0.59 | 87.73 |
| EXABLOCK 7/8" X 7" (276) | TALADRO | 20.00 | 6.00 | 120.00 | 8.70 | 0.20 | 9.07 |
| CORDON DETONANTE 5P | MTS | | | 40.00 | | 0.27 | 4.12 |
| GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX | PZAS | | | 2.00 | | 0.86 | 0.66 |
| EXSANEL 4.80 MTL | PZAS | | | 54.00 | | 1.61 | 33.38 |
| SUB-TOTAL | | | | | | | 115.21 |

| MATERIALES | | | | | | | | |
|-----------------------------------|----------------|----------|--------------------|--------------------|-------------------|--|--|---------------|
| DESCRIPCION | UNIDAD | MTS/DISP | VIDA ECONOMICA MTS | ESTANDAR PZAS/DISP | PRECIO U.S.\$/PZA | | | U.S.\$/MT |
| BARRAS DE PERFORACION 14 FTS | MT/DISP | 197.06 | \$ 2,500 | 0.08 | 482.66 | | | 14.63 |
| BROCAS DE 45 MM | MT/DISP | 184.35 | \$ 200 | 0.92 | 86.74 | | | 30.75 |
| SHANK ADAPTER | MT/DISP | 197.06 | \$ 3,500 | 0.06 | 238.74 | | | 5.17 |
| AFILADOR BROCAS | MT/DISP | 184.35 | \$ 100,000 | 0.00 | 0.00 | | | 0.00 |
| COPLAS | MT/DISP | - | \$ 3,000 | 0.00 | 79.65 | | | 0.00 |
| RIMADORA DE 89 MM | MT/DISP | 12.71 | \$ 200 | 0.06 | 205.28 | | | 5.02 |
| ADAPTADOR DE RIMADORA | MT/DISP | 12.71 | \$ 200 | 0.06 | 133.17 | | | 3.26 |
| TUBO PVC (Voladura recorte) | \$ 5 PZAS/DISP | 12.00 | | | 1.88 | | | 8.69 |
| TUBERIA DE POLIETILENO DE 2" AGUA | PZAS/DISP | - | | | 2.08 | | | 0.00 |
| PETROLEO (JUMBO) | GLN/HR | 1.50 | | | 3.38 | | | 1.95 |
| PETROLEO (SCOOP) | GLN/HR | 16.00 | | | 3.38 | | | 20.79 |
| HERRAMIENTAS | | | | | 1.02 | | | 0.39 |
| ALCAYATAS DE 3/4" | PZAS/DISP | 4.00 | | | 7.27 | | | 11.19 |
| SUB-TOTAL | | | | | | | | 101.84 |

| EQUIPOS | | | | | | | | |
|----------------------------------|------------|----------|---------------------------|---------------------------|-----------------------|--------------------|--|---------------|
| DESCRIPCION | UNIDAD | HRS/DISP | COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR | COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR | COSTO TOTAL U.S.\$/HR | COSTO TOTAL U.S.\$ | | U.S.\$/MT |
| JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*) | \$ 2 HORAS | 2.30 | | | 138.00 | 317.40 | | |
| SCOOP DIESEL 4.1 YD3 | HORAS | 4.00 | 29.97 | \$ 63 | 93.00 | 372.00 | | |
| SCALER | HORAS | 1.00 | | | 0.00 | 0.00 | | |
| BOMBA DE 10 HP | HORAS | 5.00 | | | 1.57 | 7.85 | | |
| PERFORADORA | PIES | 12.00 | | | 0.12 | 1.44 | | |
| SUB-TOTAL | | | | | | 698.69 | | 188.84 |

| IMPLEMENTOS SEGURIDAD | | | | | | | | |
|----------------------------|--------|----------|--|------------------------|--|--------------|--|-------------|
| DESCRIPCION | UNIDAD | MTS/DISP | | COSTO UNIT U.S.\$/Pers | | COSTO U.S.\$ | | U.S.\$/MT |
| Implementos Seguridad | Unidad | 7.00 | | 1.62 | | 11.34 | | 4.36 |
| Implementos Operador Scoop | Unidad | 1.00 | | 3.06 | | 3.06 | | 1.18 |
| SUB-TOTAL | | | | | | | | 5.54 |

| | | | | | | | | |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------|--|-----|--|--|--|--|--|---------------|
| TOTAL COSTOS DIRECTOS | | | | | | | | 549.71 |
| CONTINGENCIAS | | 3% | | | | | | 16.49 |
| GASTOS GENERALES | | 0% | | | | | | 0.00 |
| UTILIDAD | | 10% | | | | | | 54.97 |
| TOTAL COSTOS U.S.\$/Mt (Con equipos) | | | | | | | | 621.17 |
| TOTAL COSTOS U.S.\$/Mt (Con equipos) - SIN UTILIDAD NI CONTINGENCIA | | | | | | | | 592.24 |
| LIMPIEZA SCOOPTRAM HASTA 150 MTS DEL FRENTE O CARGUIO AL VOLQUETE, POCKET, O CAMARA DENTRO DE ESTE RANGO | | | | | | | | |

3.11.1. SITUACIÓN DESPUÉS DE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO.

Una vez ya obtenidos todos los datos geomecánicos del RP2705 se procedió al mejoramiento de la perforación y voladura para luego ser llevada al campo donde se

obtuvieron los siguientes resultados los cuales nos benefician en nuestra operación.

Para plasmar en el frente de trabajo el mejoramiento de la perforación, el supervisor del área debe pintar la malla y hacer el seguimiento correspondiente para que este sea llevado con la máxima precisión posible, por ende, todo supervisor debe de tener de conocimiento del marcado de la malla de perforación. Y luego estar en la perforación del frente haciendo seguimiento para una buena perforación de frente y seguido el correcto carguío del frente.

CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1.- RESULTADO DEL MÉTODO APLICADO.

4.1.1 RESULTADOS DE FALLAS EN LA PERFORACION Y VOLADURA ANTES DE LA APLICACIÓN DE METODO EN LA RAMPA 2705.

En la TABLA N° 18. Se muestra las fallas de voladura que se tenían de ENERO a JUNIO del 2018, según el tipo de falla por mes.

| FALLAS EN VOLADURA ENERO – JUNIO 2018 | | |
|---------------------------------------|------------|------------|
| MES | SOPLADOS | TAQUEADOS |
| ENERO | 2 | 6 |
| FEBRERO | 5 | 7 |
| MARZO | 4 | 5 |
| ABRIL | 3 | 6 |
| MAYO | 3 | 5 |
| JUNIO | 4 | 5 |
| PROMEDIO | 3.5 | 5.7 |

Fuente: Propia

FIGURA N° 14 FALLAS EN VOLADURA ENERO – JUNIO 2018

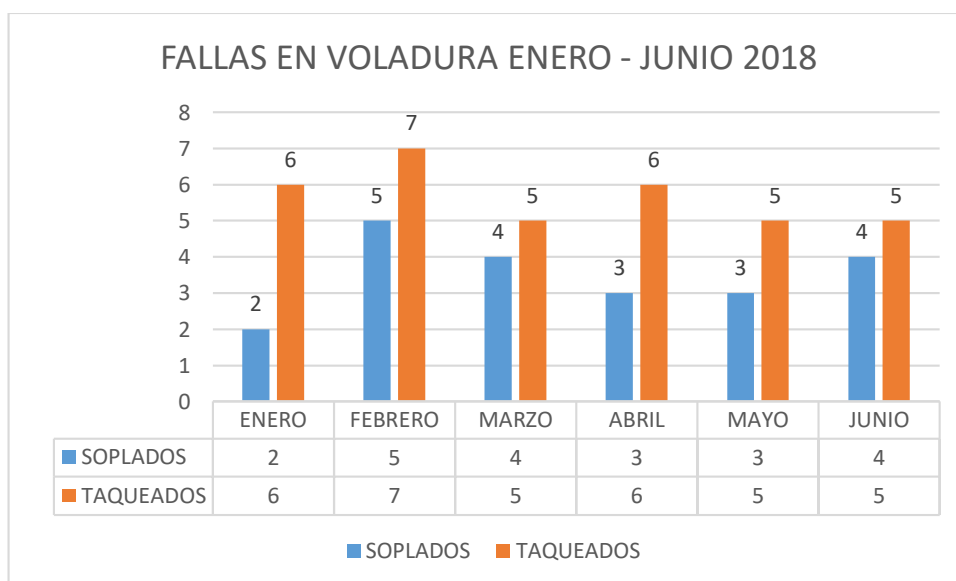
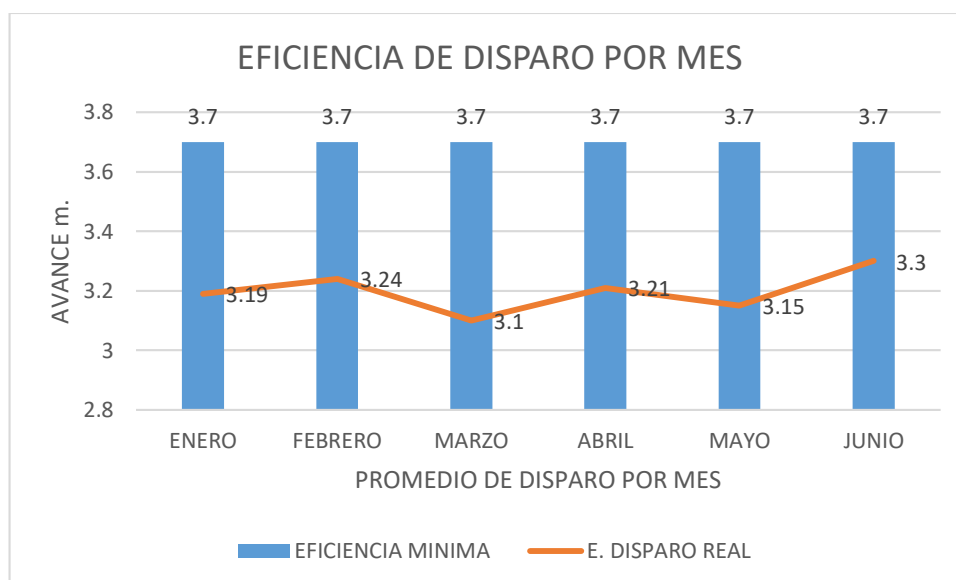


TABLA N° 19 FALLAS EN LOS AVANCES ENERO – JUNIO 2018

| MES | EFICIENCIA MINIMA | E. DISPARO REAL | % DE EFICIENCIA |
|-------------------|-------------------|-----------------|-----------------|
| ENERO | 3.7 | 3.19 | 81.9 |
| FEBRERO | 3.7 | 3.24 | 83.2 |
| MARZO | 3.7 | 3.10 | 79.6 |
| ABRIL | 3.7 | 3.21 | 82.4 |
| MAYO | 3.7 | 3.15 | 80.9 |
| JUNIO | 3.7 | 3.3 | 84.7 |
| PROMEDIO | 3.7 | 3.20 | 82.12 |
| DIFERENCIA | | 0.50 | |

FIGURA N° 15 FALLAS DE AVANCE REQUERIDO POR DISPARO ENERO – JUNIO 2018



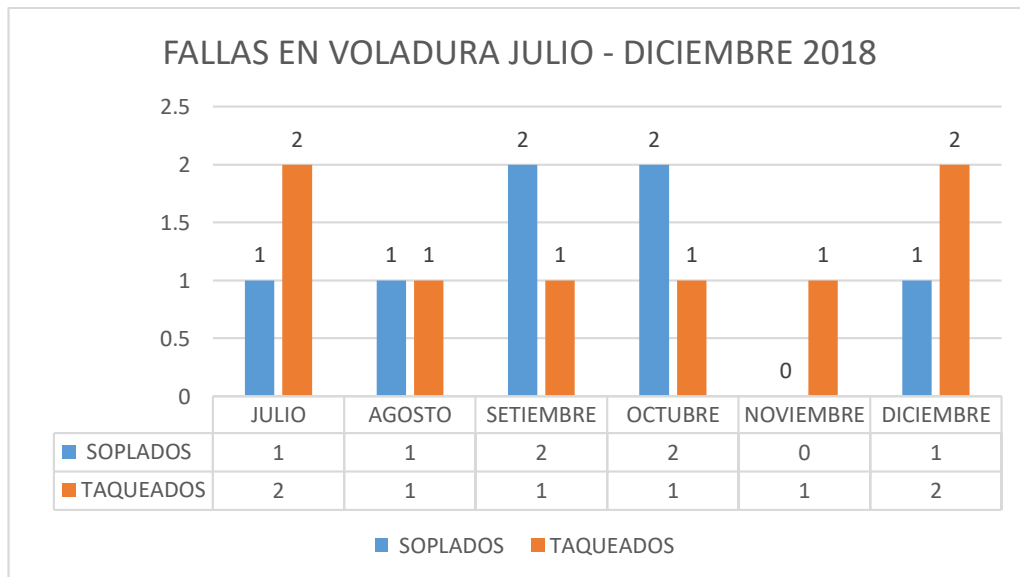
4.1.2. RESULTADO DE LA MEJORA EN LA PERFORACION Y VOLADURA APLICANDO EL MÉTODO EN EL RP2705(-).

Luego de aplicar el método de Holmberg implicando mayor cantidad de variables se puede ver que hay una disminución en las fallas de voladura, sobre todo en el caso de tiros taqueos que son los más comunes.

TABLA N° 20 FALLAS EN VOLADURA JULIO – DICIEMBRE 2018

| FALLAS EN VOLADURA JULIO – DICIEMBRE 2018 | | |
|-------------------------------------------|------------|------------|
| MES | SOPLADOS | TAQUEADOS |
| JULIO | 1 | 2 |
| AGOSTO | 1 | 1 |
| SETIEMBRE | 2 | 1 |
| OCTUBRE | 2 | 1 |
| NOVIEMBRE | 0 | 1 |
| DICIEMBRE | 1 | 2 |
| PROMEDIO | 1.2 | 1.3 |

FIGURA N° 16 FALLAS EN VOLADURA JULIO – DICIEMBRE 2018



4.1.3. RESULTADO DE LA EFICIENCIA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO EL MÉTODO EN EL RP2705(-).

Los resultados obtenidos al aplicar este método en el RP2705 se presentan en los siguientes cuadros que representan datos de campo tomados después de la voladura.

- Datos y cálculos tomados con respecto al avance por disparo.

Tabla N° 21: Resultado de la Voladura Aplicando el Método en el RP2705(-)

| DESCRIPCIÓN | UNIDADES | Disp. N° 01 | Disp. N° 02 | Disp. N° 03 | Disp. N° 04 | Disp. N° 05 | Disp. N° 06 | Disp. N° 07 | Disp. N° 08 | Disp. N° 09 | Disp. N° 10 |
|--------------|----------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Avance | m | 3.60 | 3.65 | 3.50 | 3.70 | 3.60 | 3.65 | 3.55 | 3.50 | 3.30 | 3.60 |
| Eficiencia | % | 97.30 | 98.65 | 94.59 | 100.00 | 97.30 | 98.65 | 95.95 | 94.59 | 89.19 | 97.30 |
| Tn Roto Real | tn | 172.23 | 175.10 | 168.14 | 177.45 | 172.37 | 175.05 | 170.19 | 168.16 | 158.94 | 172.73 |
| Volumen roto | m3 | 64.99 | 66.08 | 63.45 | 66.96 | 65.05 | 66.06 | 64.22 | 63.46 | 59.98 | 65.18 |
| FACTOR | carga kg/m3 | 1.49 | 1.46 | 1.53 | 1.45 | 1.49 | 1.47 | 1.51 | 1.53 | 1.61 | 1.49 |
| | potencia kg/tn | 0.56 | 0.55 | 0.58 | 0.55 | 0.56 | 0.55 | 0.57 | 0.58 | 0.61 | 0.56 |
| | avance kg/m | 26.89 | 26.52 | 27.66 | 26.16 | 26.89 | 26.52 | 27.27 | 27.66 | 29.33 | 26.89 |
| | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | |
| DESCRIPCIÓN | UNIDADES | Disp. N° 11 | Disp. N° 12 | Disp. N° 13 | Disp. N° 14 | Disp. N° 15 | Disp. N° 16 | Disp. N° 17 | Disp. N° 18 | Disp. N° 19 | Disp. N° 20 |
| Avance | m | 3.70 | 3.65 | 3.55 | 3.70 | 3.60 | 3.65 | 3.50 | 3.55 | 3.60 | 3.55 |
| Eficiencia | % | 100.00 | 98.65 | 95.95 | 100.00 | 97.30 | 98.65 | 94.59 | 95.95 | 97.30 | 95.95 |
| Tn Roto Real | tn | 177.21 | 175.27 | 170.72 | 176.99 | 172.87 | 174.85 | 167.95 | 170.41 | 172.60 | 170.24 |
| Volumen roto | m3 | 66.87 | 66.14 | 64.42 | 66.79 | 65.24 | 65.98 | 63.38 | 64.31 | 65.13 | 64.24 |
| FACTOR | carga kg/m3 | 1.45 | 1.46 | 1.50 | 1.45 | 1.48 | 1.47 | 1.53 | 1.51 | 1.49 | 1.51 |
| | potencia kg/tn | 0.55 | 0.55 | 0.57 | 0.55 | 0.56 | 0.55 | 0.58 | 0.57 | 0.56 | 0.57 |
| | avance kg/m | 26.16 | 26.52 | 27.27 | 26.16 | 26.89 | 26.52 | 27.66 | 27.27 | 26.89 | 27.27 |

FUENTE: Propia.

4.1.4. RESULTADO RESPECTO A LA SOBRE EXCAVACIÓN APLICANDO EL MÉTODO EN EL RP2705.

- Datos y cálculos tomados con respecto a la sobre rotura por disparo.

Tabla N° 22: Resultado de la Sobre excavación Aplicando el Método en el RP2705(-).

| DESCRPCIÓN | UNIDADES | Disp. N° 01 | Disp. N° 02 | Disp. N° 03 | Disp. N° 04 | Disp. N° 05 | Disp. N° 06 | Disp. N° 07 | Disp. N° 08 | Disp. N° 09 | Disp. N° 10 |
|-------------------|----------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Avance | m | 3.6 | 3.65 | 3.5 | 3.7 | 3.6 | 3.65 | 3.55 | 3.5 | 3.3 | 3.6 |
| Tn Roto Real | tn | 172.23 | 175.10 | 168.14 | 177.45 | 172.37 | 175.05 | 170.19 | 168.16 | 158.94 | 172.73 |
| Tn Roto Calculado | tn | 163.13 | 165.40 | 158.60 | 167.67 | 163.13 | 165.40 | 160.87 | 158.60 | 149.54 | 163.13 |
| Sobrerotura | tn | 9.10 | 9.70 | 9.54 | 9.78 | 9.24 | 9.65 | 9.32 | 9.56 | 9.40 | 9.60 |
| | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | |
| DESCRPCIÓN | UNIDADES | Disp. N° 11 | Disp. N° 12 | Disp. N° 13 | Disp. N° 14 | Disp. N° 15 | Disp. N° 16 | Disp. N° 17 | Disp. N° 18 | Disp. N° 19 | Disp. N° 20 |
| Avance | m | 3.7 | 3.65 | 3.55 | 3.7 | 3.6 | 3.65 | 3.5 | 3.55 | 3.6 | 3.55 |
| Tn Roto Real | tn | 177.21 | 175.27 | 170.72 | 176.99 | 172.87 | 174.85 | 167.95 | 170.41 | 172.60 | 170.24 |
| Tn Roto Calculado | tn | 167.67 | 165.40 | 160.87 | 167.67 | 163.13 | 165.40 | 158.60 | 160.87 | 163.13 | 160.87 |
| Sobrerotura | tn | 9.54 | 9.87 | 9.85 | 9.32 | 9.74 | 9.45 | 9.35 | 9.54 | 9.47 | 9.37 |

FUENTE: Propia.

FIGURA N° 17 AVANCE POR DISPARO DEL RP2705.

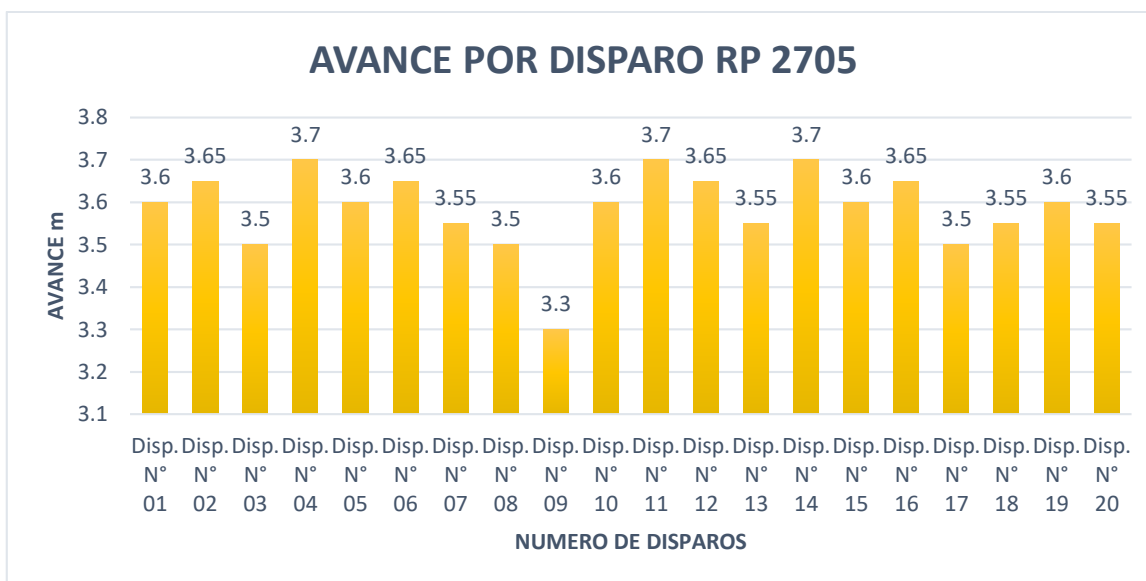
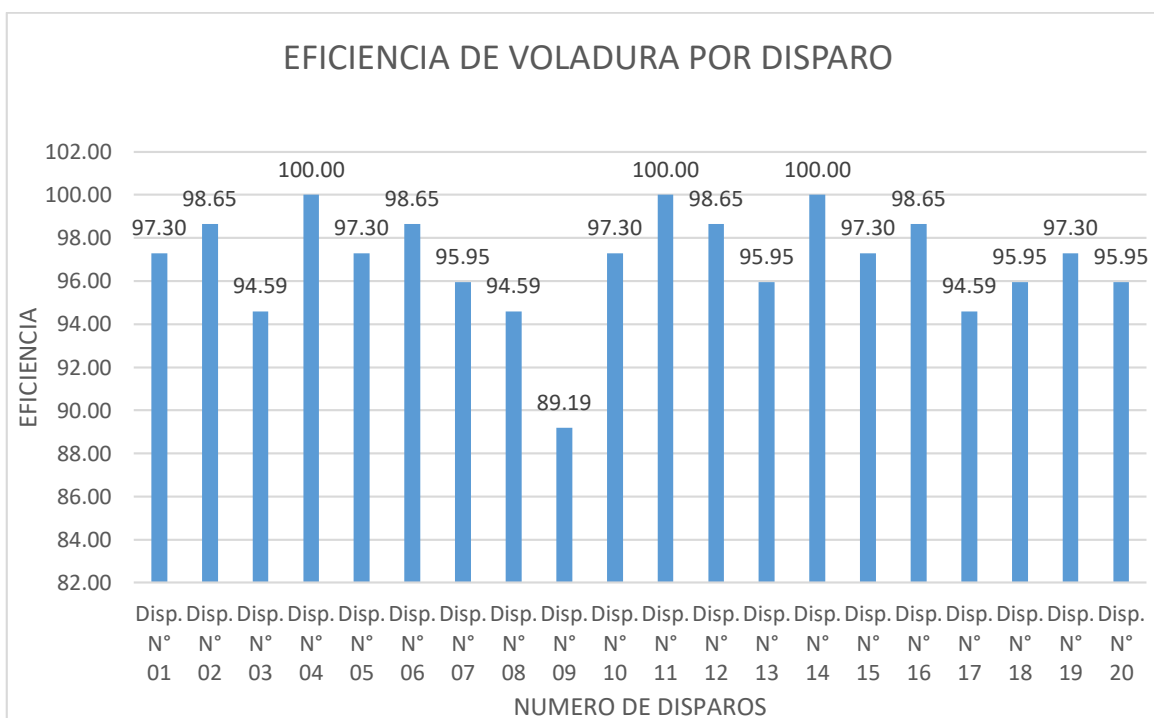


FIGURA N° 18 EFICIENCIA DE VOLADURA POR DISPARO RP2705



4.1.5 PROMEDIO DE RESULTADOS.

TABLA N° 23 PROMEDIO DE RESULTADOS

| DESCRIPCIÓN | UNIDADES | PROMEDIO |
|---------------|----------------|----------|
| Avance | m | 3.59 |
| Eficiencia. | % | 96.89 |
| Tonelaje Roto | tn | 171.97 |
| Volumen Roto | m3 | 64.9 |
| FACTOR | carga kg/m3 | 1.49 |
| | potencia kg/tn | 0.56 |
| | avance kg/m | 27.02 |

Figura N° 19 Tn. Rotas Real VS Tn. Rotas Calculado RP2705

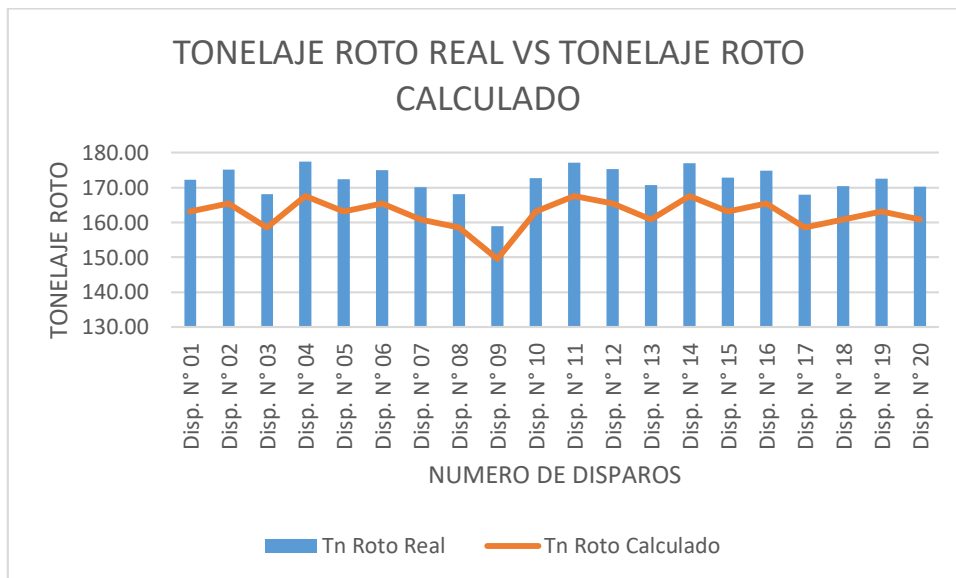
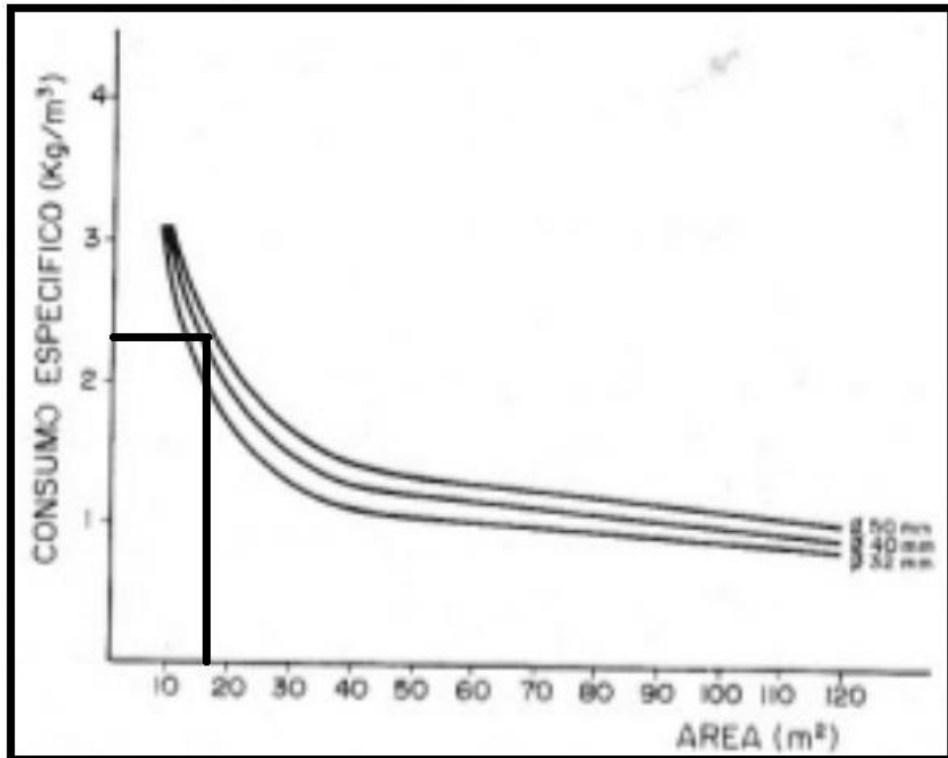


TABLA N°24. PROMEDIO DE RESULTADOS DE SOBRE-ROTURA

| DESCRIPCIÓN | UNIDADES | PROMEDIO |
|-------------------|----------|----------|
| Tn Roto Real | tn | 171.97 |
| Tn Roto Calculado | tn | 162.45 |
| Sobrerotura | tn | 9.52 |
| % sobrerotura | % | 5.86 |

4.2.- DISCUSIONES DE LOS RESULTADOS.

- Al implementar y estandarizar el nuevo diseño de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg, se reduce las incidencias de voladuras deficientes notablemente, se mejora también los avances lineales y se cumple los planeamientos mensuales, ver TABLA N°: 18 y 19. En donde se detalla la evolución de la reducción de voladuras deficientes y la mejora de los avances lineales en promedio por mes
- El resultado de mejora en la perforación y voladura se observa que antes de aplicar el método se tenían fallas en voladura con un promedio de 3.5 disparos soplados y 5.7 disparos taqueados por mes y Luego de aplicar el método de Holmberg implicando mayor cantidad de variables se puede ver que hay una disminución en las fallas de voladura, en un promedio de 1.2 disparos soplados y 1.3 disparos taqueados por mes.
Observándose una reducción de fallas en la voladura con un promedio de 2.3 disparos soplados y 4.4 disparos taqueados promedio por mes.
- En lo que respecta a la eficiencia de la voladura se ha llevado a obtener resultados satisfactorios con una eficiencia de 96.89% que equivale a un avance de 3.60 m. (verificar tabla N°23) en consecuencia una óptima distribución de la energía en el macizo rocoso mejoro la eficiencia de la voladura.
- Los resultados obtenidos con respecto a la sobre excavación se observa que se redujo a un 5.86% cuando es permitido hasta el 13% de sobre excavación Este diseño tan justificado como el que se presenta en esta investigación ha reducido en un 9.52 ton. la sobre excavación, (verificar tabla N° 24) se muestra los resultados en el RP2705.
- El resultado del factor de carga es 1.49 kg explosivo/m³ y el factor de potencia es 0.56 kg de explosivo/ton, son dos parámetros, muy utilizados para medir la eficiencia de una voladura. y según el siguiente Abaco.



Fuente: Manual de Perforación y Voladura de López Jimeno

Comparando el resultado de Consumo Específico obtenido en los cálculos con el ábaco propuesto por López Jimeno se observa: Para una sección de Área 17.1m² y un diámetro de perforación de 45 mm. Se calculó un consumo específico de 1.53 Kg/m³ Según el ábaco para la misma sección de 17.1m². Se obtiene un Consumo Específico 2.3 Kg/m³ que es mayor de 1.53 Kg/m³ en consecuencia estamos dentro del parámetro establecido.

CONCLUSIONES

1. Con el nuevo diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg implementado en Consorcio Minero Horizonte S.A se logró reducir las estadísticas en incidentes de voladuras deficientes de un promedio de: 9 reportes/mes de voladuras deficientes a: 2 reportes/mes en promedio.
2. Se logra una eficiencia de voladura en cuanto a avances lineales de 82% a 96.89%, de un promedio de: 3.20 m/disparo a un avance promedio de 3.60 m/disparo. A partir de los meses de julio a diciembre, estos resultados se reflejan en el cumplimiento mensual de los metrajes programados durante el mes.
3. El resultado de la voladura evidentemente está condicionado en la manera como es distribuido los taladros de acuerdo al burden y el espaciamiento de los taladros en la malla de perforación realizada por el operador de jumbo, en el cual se observó resultados malos a causa de una perforación de taladros cercanos al no distribuir bien los taladros respecto al burden y al espaciamiento.
4. Se tomaron medidas de control para determinar los efectos, eventos y causas de las incidencias de las voladuras deficientes con un seguimiento constante en cada una de las operaciones unitarias en la rampa.

RECOMENDACIONES.

1. Con los resultados obtenidos se recomienda aplicar el nuevo diseño de malla de perforación y voladura para reducir las incidencias de las voladuras deficientes, realizar evaluación constante a los diseños malla y de perforación y voladura, seguimiento a las operaciones unitarias de perforación y voladura y en el momento de carguío de taladros y minimizar las prácticas empíricas que realizan el personal, también se recomienda el uso de emulsiones en los arrastres por la presencia de agua en la rampa.
2. Es importante considerar los factores que se tienen que tomar en cuenta para una buena eficiencia en los avances como son la geología, simetría de taladros, paralelismo, distribución de retardos en el frente, etc. Factores que van a generar una buena condición que finalmente favorece a los resultados de voladura.
3. Realizar las operaciones de perforación y voladura según el diseño de la malla de perforación establecida, considerando los burdenes y espaciamientos de los taladros en las distintas secciones de la malla, así como también el carguío de los taladros de acuerdo a la cantidad de explosivo a utilizar para así evitar deficientes resultados después de la voladura o problemas como los tiros soplados.
4. Para una empresa dedicada a ejecutar labores mineras en cuanto al, desarrollo e infraestructura es importante que su personal esté comprometido con su trabajo diario y también con la empresa a la cual presta sus servicios. Solo así los resultados en las distintas operaciones se reflejarán en resultados óptimos, no hay forma de lograr resultados satisfactorios si no existe un compromiso de todo el equipo de trabajo, desde el ingeniero residente hasta el último colaborador

REFRERENCIA BIBLIOGRAFICA.

- 1.- Córdova Rojas D. (2001). Mecánica de rocas para minería y obras civiles. Lima. Curso de Actualización – UNI.
- 2.- Exsa (2010). Manual práctico de voladura. Lima. 4ta. Edición.
- 3.- Hoek and Brown (1990). Excavaciones subterráneas en roca. Nueva York. Edit. Mc Graw Hill.
- 4.- Método de Roger Holmberg. Diseños de mallas de perforación y voladura.
- 5.- López Jimeno C. (1998). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid. Instituto Tecnológico de España.
- 6.- Sherpenisse C. (2015). Diseño y evaluación de voladura controlada y pre corte México. Edit. Limusa
- 7.- Vidal Sánchez E. (2005). Apuntes del curso de Ingeniería de explosivos. Lima. Sección Minas PUCP.

ANEXO

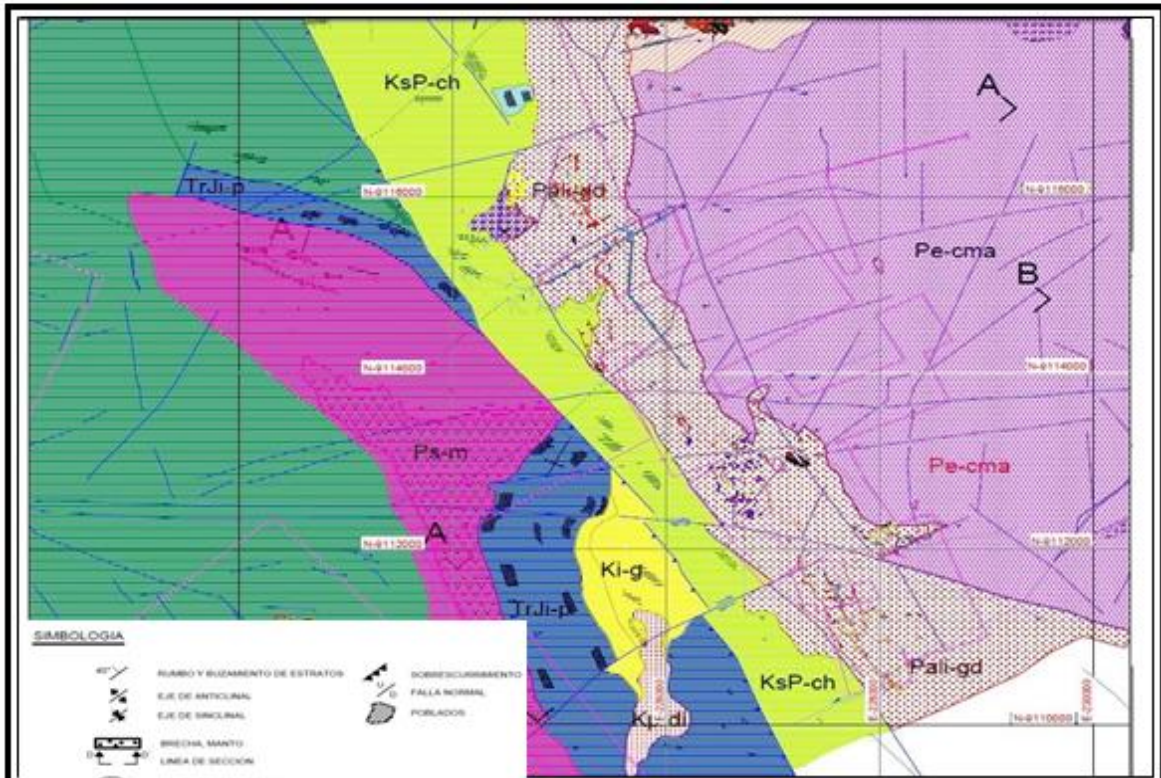
1. MATRIZ DE CONSISTENCIA.

MATRIZ DE CONSISTENCIA

“MEJORAMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA 2705(-) DE LA UNIDAD MINERA PARCOY CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A “

| PROBLEMA | OBJETIVOS | MARCO TEÓRICO | HIPÓTESIS | VARIABLES E INDICADORES | METODOLOGÍA |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| <p>PROBLEMA PRINCIPAL ¿Se podrá mejorar la perforación y la voladura, en el proceso de construcción de la rampa 2705 (-) en Consorcio Minero Horizonte?</p> <p>PROBLEMAS SECUNDARIOS</p> <p>a.- ¿Se tendrá en consideración las condiciones geomecánicas para la mejora de perforación y voladura?</p> <p>b.- ¿De qué manera influye el tipo de explosivo, accesorios y secuencia de disparo en la voladura?</p> <p>c.- ¿Qué tan importante es considerar variables para mejorar los resultados en voladura?</p> <p>d.- ¿Cómo impacta el sonido de la perforación?</p> | <p>OBJETIVO GENERAL Realizar un análisis concreto y específico de la mejora de la perforación y voladura en la rampa 2705 (-) En la unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte, con fin una distribución óptima de energía en el macizo rocoso basándonos en las características geomecánicas de la roca.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</p> <p>a.- • Se ejecutará la mejora de un nuevo diseño de malla de perforación y de voladura de acuerdo al tipo de roca basándonos en el RMR.</p> <p>b. • Se realizará la mejora de la voladura en la Consorcio Minero Horizonte, a través de pruebas insitu del terreno.</p> <p>c.- Demostrar que si se puede considerar las variables geomecánicas (RQD, GSI O RMR) y la mejora de una buena perforación y voladura.</p> | <p>MARCO CONCEPTUAL</p> <ul style="list-style-type: none"> • Comportamiento geomecánico del macizo rocoso y su influencia. • Los esfuerzos actuantes en la zona circundante a la excavación. • La performance de los equipos de perforación. • La idoneidad del perforista. • La mejora de la perforación de acuerdo al (RMR) • Tipos de explosivos, y accesorios • Cantidad de carga explosiva operante | <p>HIPOTESIS GENERAL: Con la mejora de la perforación y voladura, teniendo en cuenta el RMR en la RP2705 (-) en la Unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte, Se logrará un mejor avance, evitando sobrerotura, disparos sopladados y taqueados que repercutirá en una disminución de los costos y el logro de mayor rentabilidad económica para la empresa.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECIFICO: a.-Con la mejora de la perforación y voladura, teniendo en cuenta el RMR en la RP2705 (-) en la Unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte, Se podrá proponer una buena perforación y voladura y obtener mejores indicadores en el avance, evitando sobrerotura, disparos sopladados y taqueados que repercutirá en una disminución de los costos y el logro de mayor rentabilidad económica para la empresa.</p> | <p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Macizo Rocosos</p> <p>INDICADORES RQD (%) RMR (%) Q (%) GSI (grado fracturamiento).</p> <p>VARIABLE DEPENDIENTE Mejorar el avance por disparo con una buena voladura.</p> <p>Apropiado diseño de carga explosiva y secuencia de disparo en los taladros de producción y recorte.</p> <p>INDICADORES Malla de Perforación (espaciamiento), (burden) Potencia explosivo (%) Factor de potencia(Kg/TM) Factor de Carga (Kg/m³) Sobre excavación (m³)/m.l) Costo unitario (us\$/m.l)</p> | <p>1. TIPO DE INVESTIGACIÓN Aplicada.</p> <p>2. NIVEL INVESTIGACIÓN Descriptivo</p> <p>3. MÉTODO Deductivo-inductivo</p> <p>4.DISEÑO No experimental-Transversal</p> <p>5. POBLACION Rampa -2705 de la Unidad Minera Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte</p> <p>6. MUESTRA Tamaño de muestra: Tramo de rampa -2705 a construirse. Selección de muestra: Muestreo aleatorio.</p> <p>7. TÉCNICAS Observacional y mediciones de campo.</p> <p>8. INSTRUMENTOS: Formatos de avance. Reportes de consumo de explosivos Reportes de operación por guardia.</p> <p>Análisis e interpretación: Estadística descriptiva.</p> |

2. PLANO: GEOLOGIA DE CONSORCIO MINERO HORIZONTE.



LEYENDA

| ERATEMA | SISTEMA | SERIE | UNIDAD LITO-ESTRA. | LITOLOGIA | DESCRIPCION | ROCAS INTRUSIVAS |
|---------------|-------------|------------|----------------------|-----------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------|
| CENOZ | PALEOGENO | Holoceno | Deposito Cuaternario | | Gravas, arenas | |
| | | Paleoceno | | | | P-Pamz P-d |
| MESOZOICO | CRETACEO | Superior | Fm. Chota | KsP-ch | Areniscas, Arcillitas, conglomerados de color rojo. | P-Pamz P-d P-Pamz |
| | | Inferior | Fm. Crisnejas | Ki-cr | Margas amarillentas, calizas y lutitas. | P-Pamz P-d P-Pamz |
| | | | Gpo. Goyllarisquiza | Ki-g | Cuarzitas, Areniscas, arcillitas | P-Pamz P-d P-Pamz |
| | JURASICO | Inferior | Grupo Pucara | TrJi-p | Calizas de color gris. | P-Pamz P-d P-Pamz |
| PALEOZOICO | PERMICO | Superior | Grupo Mitu | Pa-m | Areniscas, calcarenitas, conglomerados rojos, remanentes volcanicos compuesto de tufos y aglomerados notiticos, andesitas. | P-Pamz P-d P-Pamz |
| | | Superior | Volcanicos Lavasen | | Andesitas | P-Pamz P-d P-Pamz |
| | CARBONIFERO | Inferior | Grupo Ambo | Ch-a | Areniscas, lutitas, arcillitas, conglomerados | P-Pamz P-d P-Pamz |
| | | ORDOVICICO | Silurico | | | |
| PRE-CAMBRIICO | | | Complejo Marañon | | Filitas, Metavolcanicos (Andesitas, rollitas, Rodacitas). | P-Pamz P-d P-Pamz |

UNSCH

FACULTAD: INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA: INGENIERIA DE MINAS

DIBUJO: MMB

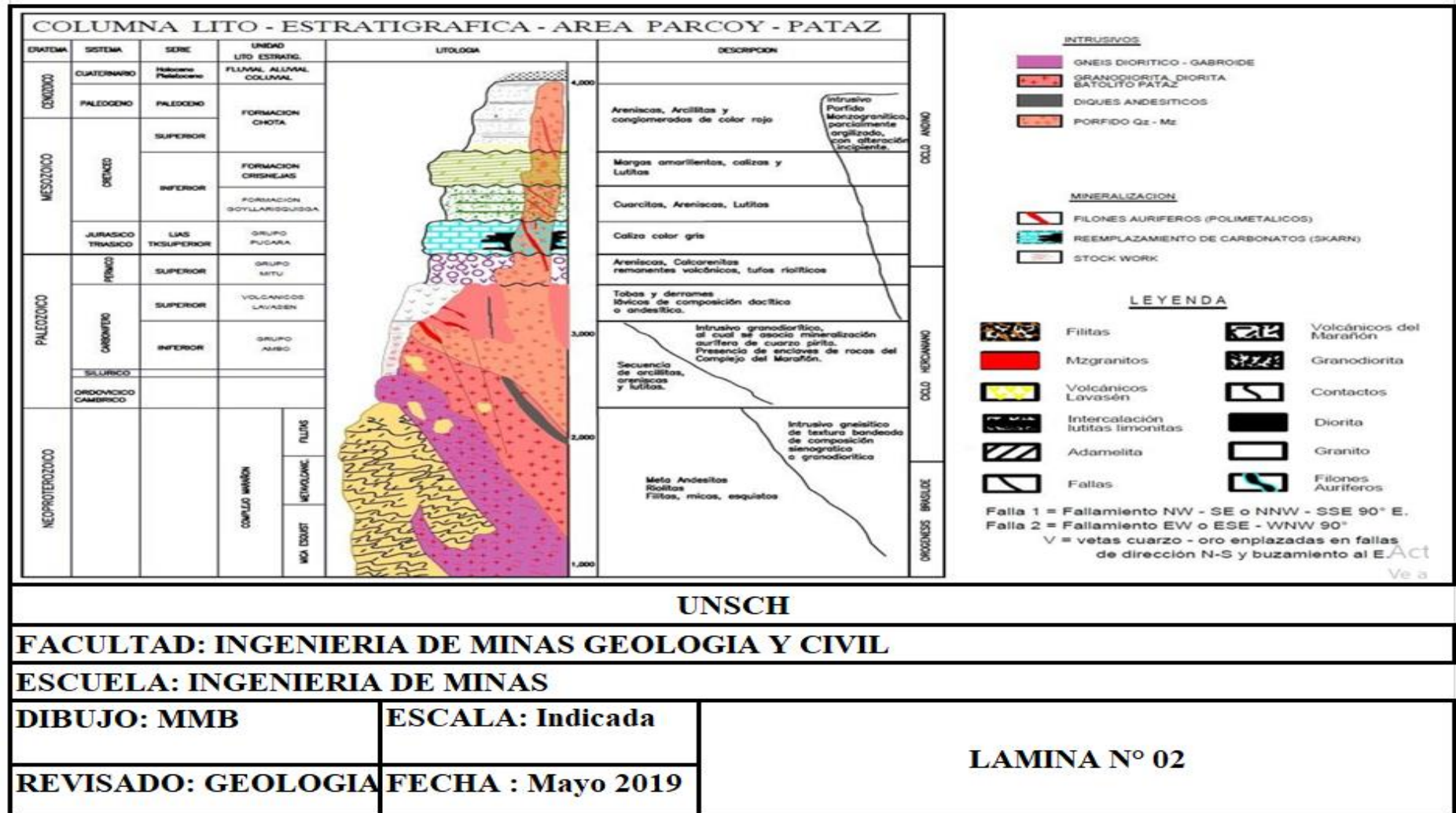
ESCALA: Indicada

PLANO N° 02

REVISADO: GEOLOGIA

FECHA : Mayo 2019

3. LAMINA N° 1 ESTRATIGRAFIA



UNSCH

FACULTAD: INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA: INGENIERIA DE MINAS

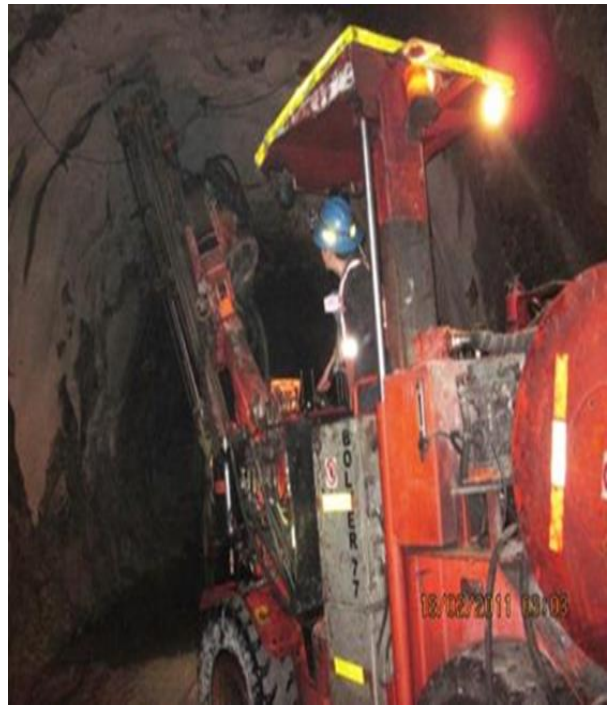
| | | |
|---------------------------|--------------------------|---------------------|
| DIBUJO: MMB | ESCALA: Indicada | LAMINA N° 02 |
| REVISADO: GEOLOGIA | FECHA : Mayo 2019 | |

4. FOTOGRAFIA N° 01 PROCESO INTERIOR MINA.

LANZADO DE SHOTCRETE ROBOT



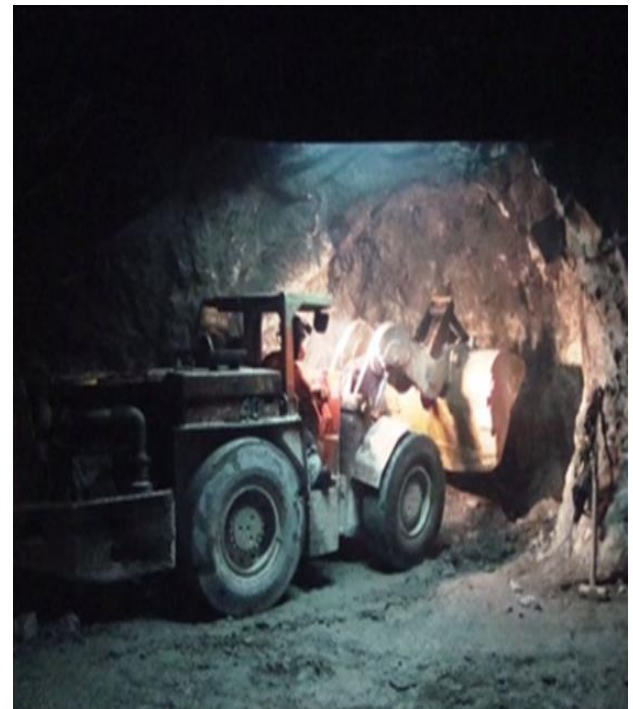
PROCESO DE SOSTENIMIENTO BOLTER



PROCESO DE PERFORACION JUMBO




PROCESO DE LIMPIEZA SCOOP




5. IMÁGENES: HERRAMIENTAS DE GESTIÓN PRC Y REPORTE DE OCURRENCIA.


HERRAMIENTA DE GESTIÓN PRC

|  | | | PRC / ATC ANÁLISIS DE PELIGRO/ASPECTO, RIESGO/IMPACTO Y CONTROLES | | | | | Código: F-01-PG02 | Versión: 05 Fecha: 2013-Feb-04 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------|-----------------------------------|---|---|---|---|---|----|----------|---|---|---|---|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|------------|---|---|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---|------------------------------------------------|----------|---|------------------------------------------------------------------------------|---|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---|----|---------------------|-------|---|---|---|---|----|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--|--|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--|
| SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANÁLISIS | | | <table border="1"> <tr> <td rowspan="5">CONSECUENCIA</td> <td>Cotundicia</td> <td>1</td> <td>2</td> <td>3</td> <td>4</td> <td>5</td> <td>11</td> </tr> <tr> <td>Fatídica</td> <td>2</td> <td>3</td> <td>4</td> <td>5</td> <td>6</td> <td>16</td> </tr> <tr> <td>Permanente</td> <td>3</td> <td>4</td> <td>5</td> <td>6</td> <td>7</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>4</td> <td>5</td> <td>6</td> <td>7</td> <td>8</td> <td>28</td> </tr> <tr> <td>Morar</td> <td>5</td> <td>6</td> <td>7</td> <td>8</td> <td>9</td> <td>36</td> </tr> </table> | | | | | CONSECUENCIA | Cotundicia | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 11 | Fatídica | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 16 | Permanente | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 20 | Temporal | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 28 | Morar | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 36 | NIVEL DE RIESGO O IMPACTO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo o impacto intolerable, requiere medidas inmediatas. Si no se puede reducir el peligro o impacto, paralizar las trabajos operacionales en la labor hasta reducir el riesgo. Controlar máximo en 24 horas | | LABOR / LUGAR: _____ NIVEL: _____ ZONA: _____ EMPRESA: _____ FECHA: _____ HORA: _____ | | | | |
| CONSECUENCIA | Cotundicia | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 11 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Fatídica | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 16 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Permanente | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 20 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Temporal | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 28 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Morar | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 36 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| <table border="1"> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Hora</th> <th>Firma</th> </tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> </table> | | | Apellidos y Nombres | Hora | Firma | | | | | | | | | | | | | | | | <table border="1"> <tr> <td rowspan="2"> PROBABILIDAD A B C D E Codo (Pelo) (Más probabilidad) Huesos (Inestabilidad) Piel (Más probabilidad) Rango de movimiento (Inestabilidad) Presión (Más probabilidad) </td> <td colspan="2"> MEDIO. Iniciar medidas para eliminación del riesgo o impacto. Evitar el la ocurrencia por de emergencia o inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. </td> <td colspan="3"> TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS </td> </tr> <tr> <td colspan="2"> BAJO. Riesgo o impacto tolerable. Controlar corto en 1 mes. </td> <td colspan="3"> <table border="1"> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Firma</th> </tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> </table> </td> </tr> </table> | | | | | PROBABILIDAD A B C D E Codo (Pelo) (Más probabilidad) Huesos (Inestabilidad) Piel (Más probabilidad) Rango de movimiento (Inestabilidad) Presión (Más probabilidad) | MEDIO. Iniciar medidas para eliminación del riesgo o impacto. Evitar el la ocurrencia por de emergencia o inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. | | TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS | | | BAJO. Riesgo o impacto tolerable. Controlar corto en 1 mes. | | <table border="1"> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Firma</th> </tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> </table> | | | Apellidos y Nombres | Firma | | | | | | | | | | | Sistema: <input type="checkbox"/> Seguridad <input type="checkbox"/> Salud Ocupacional <input type="checkbox"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input type="checkbox"/> Vigente <input type="checkbox"/> Modificado <input type="checkbox"/> Nuevo Condición de Evaluación: <input type="checkbox"/> Normal <input type="checkbox"/> Anormal <input type="checkbox"/> Emergencia DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: _____ Riesgos: Aislamiento, Atropello, Atropello, Derrumbes, Electrocutión, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Talcadura, Haces de luz, Inestabilidad, Parálisis, Erupción Tóxica, Silicosis, Intoxicación, Otros. Impactos: Contaminación de suelo, contaminación agua, contaminación de aire, contaminación sonora, Alteración del paisaje, otros. | |
| Apellidos y Nombres | Hora | Firma | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PROBABILIDAD A B C D E Codo (Pelo) (Más probabilidad) Huesos (Inestabilidad) Piel (Más probabilidad) Rango de movimiento (Inestabilidad) Presión (Más probabilidad) | MEDIO. Iniciar medidas para eliminación del riesgo o impacto. Evitar el la ocurrencia por de emergencia o inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. | | TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | BAJO. Riesgo o impacto tolerable. Controlar corto en 1 mes. | | <table border="1"> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Firma</th> </tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> </table> | | | Apellidos y Nombres | Firma | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Apellidos y Nombres | Firma | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PELIGRO/ASPECTO ¿QUÉ PUEDE DAÑARME? / ¿QUÉ PUEDE DAÑAR AL AMBIENTE? Fuentes de energía / situaciones peligrosas / actos o tareas peligrosas / Elemento de Actividad, Producto, Servicio | | | RIESGO/IMPACTO ¿QUÉ PUEDE PASAR? Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo) | | CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal. | | CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR) Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| A | | | B | | C | | D | | E | | F | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

HERRAMIENTA DE GESTIÓN REPORTE DE OCURRENCIA.

|  | | REPORTE DE OCURRENCIA | F-01-PG13 |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--|------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------|
| ID: _____ | | | |
| <input checked="" type="checkbox"/> Acto <input type="checkbox"/> Condición | | <input checked="" type="checkbox"/> Subterráneo <input type="checkbox"/> Superficie | |
| <input checked="" type="checkbox"/> Seguridad <input type="checkbox"/> Salud Ocupacional <input type="checkbox"/> Medio Ambiente | | | |
| Lugar: _____ | | Zona: _____ | |
| Labor: _____ | | Mina: _____ | |
| Nivel: _____ | | Area: _____ | |
| Fecha: _____ | | Hora: _____ | |
| Reportado por: _____ | | DNI: _____ | |
| Afectado: _____ | | DNI: _____ | |
| Infractor: _____ | | DNI: _____ | |
| Escriba lo que ocurrió: _____ _____ _____ | | | |
| Todo trabajador tiene la obligación de reportar cualquier Acto o Condición Subestándar | | | |

HERRAMIENTA DE GESTIÓN VPO.

|  | | VERIFICACIÓN DE PROCEDIMIENTOS OPERATIVOS - VPO DESATADO DE ROCAS CON BARRETILLA | | F-04-E017 | | | |
|-----------------------------------------------------------------------------------|-------|--------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------|----------|-------------|-----------|
| Labor / Lugar: | | Trabajadores: 1 Maestro: | | 2 Ayudante: | | | |
| Nivel: | | Supervisor: | | Hora de Inicio: | | | |
| Zona: | | Hora de Final: | | Tumo: | | | |
| Fecha: | | Hora de Inicio: | | Hora de Final: | | | |
| Tumo: | | Hora de Final: | | Hora de Inicio: | | | |
| Nº | MAEST | AYUD | COMPORTAMIENTO A REALIZAR | RIESGOS ASOCIADOS | CONFORME | NO CONFORME | NO APLICA |
| 1 | v | | Inspecciona que la labor este ventilada con la manga a 15 metros del frente como máximo, iluminada, sin presencia de tiros cortados. | | | | |
| 2 | v | | Traslada la luminaria y ubica debajo de una zona sostenida, cuelga el cable eléctrico por el hastial de la labor y conecta el chupón de la luminaria al chupón del tablero eléctrico haciendo uso de guantes dieléctricos. | | | | |
| 3 | v | | Realiza orden y limpieza solo hasta la zona sostenida. | | | | |
| 4 | v | | Riega con agua a presión desde 15 metros atrás en avanzada (corona y hastiales) y se ubica en la zona sostenida para regar el frente y la carga del disparo. | | | | |
| 5 | v | | Bloquea acceso a la zona de trabajo, delimita con cinta de señalización ó conos de seguridad a 10 metros detrás de la zona de desate. | | | | |

HERRAMIENTA DE GESTIÓN VDO.

|  | | V erifico D ecido O pero | | F-01-E035 | |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|-----------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------|---------------------------------|--------|
| LABOR / LUGAR: _____ | | FECHA: _____ | | ESTADO DE LA LABOR: | |
| NIVEL: _____ | | EVALUADO POR: _____ | | NORMAL <input type="checkbox"/> | |
| ZONA: _____ | | CARGO: _____ | | ABC <input type="checkbox"/> | |
| | | | | PARE <input type="checkbox"/> | |
| RECUERDA! Si en tu labor se presenta alguna de las condiciones siguientes, deberas decidir PARALIZAR los trabajos y comunicar de inmediato al ANEXO N° 6 (Centro de Control) . | | | | | |
| Nº | Condición | Riesgo | VERIFICO las condiciones de mi labor | Hay | No Hay |
| 1 | PARE | Atrapamiento | Garganta de RB taponeada por la carga rimada | | |
| 2 | | | Chimenea campaneada con o sin presencia de agua | | |
| 3 | PARE | Aplastamiento | Presencia de cuñas o fallas paralelas a la excavación | | |
| 4 | | | Falla de loza de madera o concreto al recuperar puentes o pilares | | |
| 5 | | | Labor derrumbada y/o con presencia de bancos suspendidos | | |
| 6 | | | Pilar o puente craquelado, con rajaduras o fatigado. Con presencia de agua | | |
| 7 | | | Taludes húmedos inestables | | |
| 8 | | | Roca inestable despues del tercer desatado | | |
| 9 | | | Altura de puente menor a 5 metros | | |
| 10 | | | Calidad de roca mala con filtraciones de agua | | |