

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA**

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Aplicación de voladura controlada con recorte para reducir la sobrerotura en el cruce 2682 del nivel 1815 de la um. acumulación parcoy n°01, consorcio minero horizonte – 2021

Presentado por:

Efrain Castillo Felix

Indu Aymara Damian

Para optar el Título profesional de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

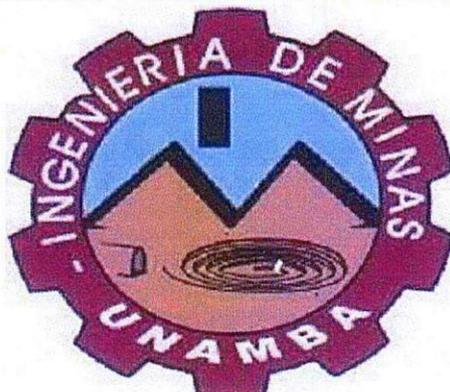
2022



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA CON RECORTE PARA REDUCIR LA  
SOBREROTURA EN EL CRUCERO 2682 DEL NIVEL 1815 DE LA UM. ACUMULACIÓN  
PARCOY N°01, CONSORCIO MINERO HORIZONTE - 2021**

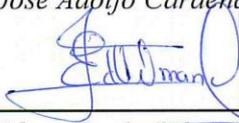
Presentado por: **Efrain Castillo Felix y Indu Aymara Damian**, para optar el Título de:  
**INGENIERO DE MINAS**

Sustentado y aprobado 13 de junio del 2022, ante el jurado evaluador:

**Presidente:**

  
\_\_\_\_\_  
*Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán*

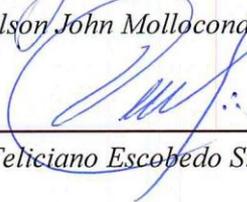
**Primer Miembro:**

  
\_\_\_\_\_  
*Dr. Edgar Zenón Vilca Mansilla*

**Segundo Miembro:**

  
\_\_\_\_\_  
*Dr. Wilson John Mollocondo Flores*

**Asesor:**

  
\_\_\_\_\_  
*Mtr. Feliciano Escobedo Silva*

## **Agradecimiento**

*Agradezco a Dios. A la universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac y a todos los docentes por haber compartido todas sus enseñanzas, conocimientos y anécdotas para nuestra formación profesional.*

*De la misma manera agradecer a la contrata CORIMAYO S.A.C, por brindarnos la oportunidad de desarrollar y fortalecer nuestros conocimientos en favor de nuestra formación profesional.*

***Efrain Castillo Felix***

*A Dios, por darme la vida, iluminar mi camino y preparar grandes cosas para mí. A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de minas de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.*

*A mis compañeros con los cuales pasamos grandes experiencias como estudiantes, ellos hicieron que la vida universitaria sea una buena etapa.*

***Indu Aymara Damian***



## **Dedicatoria**

*Dedico todo a Dios por darme siempre la salud, la fuerza y la bendición en cada momento de mi vida.*

*A mis padres Efrain Castillo Bustinza Y Hermelinda Felix Tamata por su apoyo incondicional.*

***Efrain Castillo Felix***

*Dedico a mi madre Gertrudes Damian Arias y a mis hermanos Teófilo y Aracely, mentores por la confianza y apoyo brindado en cada etapa de mi vida.*

***Indu Aymara Damian***

Aplicación de voladura controlada con recorte para reducir la sobrerotura en el crucero2682 del nivel 1815 de la um. acumulación parcoy n°01, consorcio minero horizonte – 2021

Línea de investigación, Minería y Procesamiento de Minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



## ÍNDICE

|  | Pág. |
|--|------|
| <b>INTRODUCCIÓN</b> .....                  | 1    |
| <b>RESUMEN</b> .....                       | 2    |
| <b>ABSTRACT</b> .....                      | 3    |
| <b>CAPÍTULO I</b> .....                    | 4    |
| <b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</b> .....    | 4    |
| 1.1 Descripción del problema .....         | 4    |
| 1.2 Enunciado del Problema .....           | 5    |
| 1.2.1 Problema general.....                | 5    |
| 1.2.2 Problemas específicos .....          | 5    |
| 1.3 Justificación de la investigación..... | 5    |
| 1.4 Delimitación .....                     | 6    |
| 1.4.1 Delimitación Espacial.....           | 6    |
| 1.4.2 Delimitación Social .....            | 6    |
| 1.4.3 Delimitación Temporal.....           | 6    |
| 1.4.4 Delimitación Conceptual .....        | 6    |
| <b>CAPÍTULO II</b> .....                   | 8    |
| <b>OBJETIVOS E HIPÓTESIS</b> .....         | 8    |
| 2.1 Objetivos de la investigación .....    | 8    |
| 2.1.1 Objetivo general .....               | 8    |
| 2.1.2 Objetivos específicos.....           | 8    |
| 2.2 Hipótesis de la investigación .....    | 8    |
| 2.2.1 Hipótesis general .....              | 8    |
| 2.2.2 Hipótesis específicas .....          | 8    |
| 2.3 Operacionalización de variables .....  | 9    |
| <b>CAPÍTULO III</b> .....                  | 10   |



|  |           |
|--|-----------|
| <b>MARCO TEÓRICO REFERENCIAL .....</b>         | <b>10</b> |
| 3.1 Antecedentes .....                         | 10        |
| 3.1.1 A nivel internacional. ....              | 10        |
| 3.1.2 Antecedentes a nivel nacional .....      | 12        |
| 3.2 Marco Contextual.....                      | 14        |
| 3.2.1 Generalidades del ámbito de estudio..... | 14        |
| 3.3 Marco teórico.....                         | 20        |
| 3.3.1 Sobrerotura .....                        | 20        |
| 3.3.2 Mecánica de rocas .....                  | 21        |
| 3.3.3 Geomecánica .....                        | 26        |
| 3.3.4 Perforación: .....                       | 40        |
| 3.3.5 Voladura de Rocas. ....                  | 42        |
| 3.3.6 Voladura controlada .....                | 44        |
| 3.3.7 Costos .....                             | 53        |
| 3.4 Marco conceptual.....                      | 54        |
| <b>CAPÍTULO IV.....</b>                        | <b>57</b> |
| <b>METODOLOGÍA.....</b>                        | <b>57</b> |
| 4.1 Tipo y nivel de investigación.....         | 57        |
| 4.1.1 Tipo de investigación .....              | 57        |
| 4.1.2 Nivel de investigación .....             | 57        |
| 4.2 Diseño de la investigación .....           | 57        |
| 4.3 Descripción ética de la investigación..... | 58        |
| 4.4 Población y muestra.....                   | 58        |
| 4.4.1 Población.....                           | 58        |
| 4.4.2 Muestra.....                             | 58        |
| 4.5 Procedimiento de la investigación .....    | 58        |



|                                      |  |           |
|--------------------------------------|--|-----------|
| 4.6                                  | Técnica e instrumentos .....   | 58        |
| 4.6.1                                | Técnicas.....  | 58        |
| 4.6.2                                | Instrumentos .....   | 59        |
| 4.7                                  | Análisis estadístico .....   | 59        |
| <b>CAPÍTULO V.....</b>               |  | <b>60</b> |
| <b>RESULTADOS Y DISCUSIONES.....</b> |  | <b>60</b> |
| 5.1                                  | Descripción de los Resultados Antes del Estudio.....                             | 60        |
| 5.1.1                                | Sobrerotura antes del estudio.....   | 60        |
| 5.1.2                                | Parámetros de Perforación Antes del Estudio .....                                | 63        |
| 5.1.3                                | Parámetros de Voladura Antes del Estudio.....                                    | 65        |
| 5.1.4                                | Evaluación geomecánica zona Norte – Lurdes – Nv. 1815 – Cx 2682.....             | 70        |
| 5.2                                  | Descripción de los Resultados despues del Estudio.....                           | 74        |
| 5.2.1                                | Diseño de la malla de perforación con modelo matemático de Calvin J. Konya ..... | 74        |
| 5.2.2                                | Voladura.....  | 79        |
| 5.2.3                                | Carguío y secuencia.....   | 80        |
| 5.2.4                                | Factor de carga (Fc).....  | 81        |
| 5.2.5                                | Factor de Potencia (FP) .....  | 81        |
| 5.2.6                                | Espaciamiento entre cartuchos .....  | 82        |
| 5.3                                  | Propuesta alternativa de carguío .....   | 83        |
| 5.4                                  | carga máxima por retardo .....   | 83        |
| 5.5                                  | Resultados de la voladura .....  | 84        |
| 5.5.1                                | Crucero CX2682 .....   | 84        |
| 5.6                                  | Análisis de Sobre Excavación.....  | 85        |
| 5.6.1                                | Sobrerotura con la malla propuesta en el CX 2682 .....                           | 85        |
| 5.7                                  | Discusión del resultado .....  | 92        |
| <b>CAPÍTULO VI.....</b>              |  | <b>96</b> |



|   |     |
|---|-----|
| <b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b> ..... | 96  |
| 6.1 Conclusiones .....                      | 96  |
| 6.2 Recomendaciones .....                   | 97  |
| <b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b> .....     | 98  |
| <b>ANEXOS</b> .....                         | 101 |



## ÍNDICE DE TABLAS

|  | Pág. |
|--|------|
| <b>Tabla 1</b> — Operacionalización de variables .....                                   | 9    |
| <b>Tabla 2</b> — Accesibilidad a la Unidad Minera Parcoy .....                           | 15   |
| <b>Tabla 3</b> — Grado de meteorización del macizo rocoso (ISRM modificado).....         | 25   |
| <b>Tabla 4</b> — Calidad de roca según RQD.....  | 28   |
| <b>Tabla 5</b> — Número de familias de juntas (Jn) .....                                 | 32   |
| <b>Tabla 6</b> — Coeficiente de rugosidad de las juntas (Jr) .....                       | 32   |
| <b>Tabla 7</b> — Coeficiente de meteorización de las juntas (Ja) .....                   | 33   |
| <b>Tabla 8</b> — Coeficiente reductor por la presencia de agua en las juntas (Jw) .....  | 34   |
| <b>Tabla 9</b> — Tensiones en la excavación. S.R.F.....                                  | 34   |
| <b>Tabla 10</b> — Rango de la estimación de los parámetros .....                         | 35   |
| <b>Tabla 11</b> — Clasificación de Barton de los macizos rocosos. ....                   | 35   |
| <b>Tabla 12</b> — Registro de sobre excavación de la CX2682 .....                        | 60   |
| <b>Tabla 13</b> — Distribución del explosivo en el frente 4.50x4.20, RMR 31-40.....      | 65   |
| <b>Tabla 14</b> — Kilogramos de explosivo por retardo en el pre corte.....               | 66   |
| <b>Tabla 15</b> — Rendimiento del explosivo.....   | 67   |
| <b>Tabla 16</b> — Costos de operación por metro lineal.....                              | 69   |
| <b>Tabla 17</b> — Requerimiento de explosivo en el polvorín con la malla propuesta ..... | 79   |
| <b>Tabla 18</b> — Carga explosiva por numero de retardo.....                             | 80   |
| <b>Tabla 19</b> — Rendimiento del explosivo con la malla propuesta .....                 | 82   |
| <b>Tabla 20</b> — Registro de sobre excavación de la CX2682.....                         | 86   |
| <b>Tabla 21</b> — Registro de sobre excavación de la CX2682 .....                        | 88   |
| <b>Tabla 22</b> — Comparación de sobrerotura en CX2682.....                              | 91   |
| <b>Tabla 23</b> — Prueba de t de student por Excel .....                                 | 913  |



## ÍNDICE DE FIGURAS

|   | <b>Pág.</b> |
|---|-------------|
| <b>Figura 1</b> — Imagen satelital de retamas .....                                       | 15          |
| <b>Figura 2</b> — Estructura de las rocas .....   | 24          |
| <b>Figura 3</b> — Clasificación de la roca según su dureza.....                           | 25          |
| <b>Figura 4</b> — Estimación del RQD a partir de testigos de sondeo .....                 | 27          |
| <b>Figura 5</b> — Parámetros de clasificación y sus valores .....                         | 30          |
| <b>Figura 6</b> — Clasificación geomecánica de Bieniawski .....                           | 30          |
| <b>Figura 7</b> — Sostenimiento según el RMR .....  | 31          |
| <b>Figura 8</b> — Tabla GSI para la mina Parcoy .....                                     | 38          |
| <b>Figura 9</b> — Tiempo de autoaporte del macizo rocoso en una excavación.....           | 39          |
| <b>Figura 10</b> — Tiempo de autoaporte según el span y calidad de roca.....              | 39          |
| <b>Figura 11</b> — Perforación con malla propuesta en crucero 2682.....                   | 40          |
| <b>Figura 12</b> — Fallas de perforación en los taladros .....                            | 41          |
| <b>Figura 13</b> — Denominación de los taladros en un frente .....                        | 42          |
| <b>Figura 14</b> — Taladros cargados con explosivo y taco en el CX 2682.....              | 43          |
| <b>Figura 15</b> — Tipos de cortes en paralelo .....                                      | 44          |
| <b>Figura 16</b> — Diseño de carga de los taladros de contorno .....                      | 51          |
| <b>Figura 17</b> — Elaboración de cañas con cartuchos espaciados.....                     | 52          |
| <b>Figura 18</b> — Esquema de sobrerotura en CX2682.....                                  | 62          |
| <b>Figura 19</b> — Estándar de malla de perforación y voladura .....                      | 64          |
| <b>Figura 20</b> — Corona completa después de la voladura en la CX 2682 .....             | 67          |
| <b>Figura 21</b> — Corona completa después de la voladura en el CX2682 .....              | 68          |
| <b>Figura 22</b> — Especificaciones técnicas de los explosivos (semexsa y exsablock)..... | 74          |
| <b>Figura 23</b> — Diseño de malla de perforación y voladura propuesta .....              | 78          |
| <b>Figura 24</b> — Elaboración de cargas espaciadas (cañas) para el recorte .....         | 83          |

|  |    |
|--|----|
| <b>Figura 25</b> — Control de la sección, sobre todo en la parte de la corona CX2682 ..... | 84 |
| <b>Figura 26</b> — Resultado de la voladura con recorte del CX2682 .....                   | 85 |
| <b>Figura 27</b> — Secciones de sobrerotura en CX2682, aplicando RECORTE.....              | 87 |
| <b>Figura 28</b> — Diferencia de costos antes y después del Recorte .....                  | 90 |
| <b>Figura 29</b> — Diferencia de sobrerotura con PRECORTE y RECORTE.....                   | 91 |
| <b>Figura 30</b> — Diferencia del avance con PRECORTE y RECORTE .....                      | 91 |
| <b>Figura 31</b> — Prueba de t students a dos colas.....                                   | 93 |



## INTRODUCCIÓN

En la minería subterránea peruana, la sobrerotura es uno de principales problemas de producción que limita la operatividad sostenida y rentable de las operaciones mineras, desestabiliza el soporte del macizo rocoso incrementando las posibilidades de accidentes laborales, genera gastos adicionales en el soporte y sobre todo en la extracción de estériles; por lo el presente trabajo de investigación tiene por objetivo buscar formas adecuadas de controlar la sobrerotura y reducir los costos de operación.

Es por esta razón que se plantea una investigación que tiene como diseño causa efecto, pues está orientada a resolver objetivamente los problemas de sobrerotura en la empresa minera horizonte. Se determinará un plan para mejorar los trabajos de perforación y voladura, realizando una estructura adecuada para en este proyecto de tesis para realizar mejora en el campo de la perforación y voladura y así de esa manera tener mejor control de la sobrerotura que se ocasionan en el tajo 2682 del nivel 1815, en la Unidad Minera de Producción Acumulación Parcoy N° 01.

Este tipo de problemas son frecuentes donde por la geología y lo cambiante de la litología se tienen que realizardiferentes trabajos para cada tipo de zona o yacimiento, cambiando los parámetros de perforación y voladura, cabe mencionar que estos parámetros también cambian por las políticas de la empresa minera.

El proyecto de tesis está estructurado de la siguiente manera:

Capítulo I: Título del proyecto, ejecutores, asesor, línea de investigación, Ubicación, datos generales de empresa minera Horizonte y fecha de presentación.

Capitulo II. Conformado por el planteamiento del problema, descripción del problema, enunciado del problema general, problemas específicos, objetivo general, objetivos específicos, la justificación, ydelimitaciones encontradas en la realización del proyecto;

Capítulo III: Marco teórico, antecedentes de a investigación, a nivel internacional y nacional

Capítulo IV: Diseño metodológico.

Diseño metodológico, la metodología empleada para la ejecución de este trabajo donde se consideró variablesde investigación como, el tipo, nivel, diseño, población y muestra, también por último, en la parte final las conclusiones y recomendaciones del estudio, la bibliografía referida con sus respectivos anexos.

Capítulo V: Parte experimental

Trata sobre la descripción del proceso de investigación.



## RESUMEN

La presente investigación titulada aplicación de voladura controlada con recorte para reducir la sobrerotura en el cruce 2682 del nivel 1815 de la um. acumulación parcoy n°01, consorcio minero horizonte 2021, el gran problema se suscita en la sobrerotura excesiva de las labores de desarrollo como él (CX 2682) que dificulta el avance, explotación y cumplir con el programa de avance de la zona norte Lurdes por la ausencia de mejora de los parámetros de voladura, por los cuales el demasiado incremento de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado; por lo cual se Anela como objetivo general demostrar la reducción de la sobrerotura para incrementar el avance del CX 2682 cumpliendo así los avances programados y así aminorar los costos unitarios en toda la zona Lurdes en la unidad minera acumulación parcoy n° 01. Los resultados han sido sorprendentes ya que utilizando retardos con mayores espaciamientos de tiempo se logró disminuir significativamente la sobrerotura, quedando claro que a mayor retardamiento de la voladura de contorno se genera más caras libres. para esta investigación se aplicó el planteamiento metodológico del enfoque cuantitativo, obteniendo resultados que garantizan un mejor control de la sobrerotura, tiempos, costos y cumplimiento del programa de avances con el nuevo diseño del malla de perforación calculado con el modelo matemático de Calvin J. Konya y cálculo de presión dentro del taladro para los taladros de recorte, llegando a la conclusión principal que la voladura controlada recorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno ha permitido controlar y reducir el porcentaje de sobrerotura de 15.51% a 6.72% en promedio de 30 disparos, y con el rediseño de la malla de perforación se alcanzó una eficiencia de voladura de 92.6% con la cual se logró incrementar el avance en el CX2682 y el cumplimiento del programa de avances, logrando reducir los tiempos y costos unitarios de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la zona norte – Lurdes nivel 1815.

**Palabras clave:** *Voladura, Recorte, Precorte, Sobrerotura, Perforación, Costos.*



## ABSTRACT

The present investigation entitled application of controlled blasting with trimming to reduce overbreaking in crossing 2682 of level 1815 of the um. accumulation parcoy n°01, horizon 2021 mining consortium, the big problem arises in the excessive overburdening of development work such as him (CX 2682) that makes it difficult to advance, exploit and comply with the advance program of the northern Lurdes zone by the lack of improvement of the blasting parameters, due to which the excessive increase in unit operations within the mining cycle; Therefore, the general objective of Anela is to demonstrate the reduction of overbreaking to increase the advance of CX 2682, thus fulfilling the programmed advances and thus reduce unit costs throughout the Lurdes area in the accumulation parcoy mining unit No. 01. The results have been surprising since using delays with greater time spacings, it was possible to significantly reduce overbreaking, making it clear that the greater the delay of the contour blasting, the more free faces are generated. For this research, the methodological approach of the quantitative approach was applied, obtaining results that guarantee a better control of overbreaking, times, costs and compliance with the advance program with the new design of the perforation mesh calculated with the mathematical model of Calvin J. Konya. and calculation of pressure inside the hole for the cutout holes, reaching the main conclusion that the controlled cutout blasting with decoupled loads and spacing in the contour holes has made it possible to control and reduce the percentage of overbreak from 15.51% to 6.72% on average. of 30 shots, and with the redesign of the perforation mesh, a blasting efficiency of 92.6% was achieved, with which it was possible to increase the advance in the CX2682 and the completion of the advance program, managing to reduce the times and unit costs of the unitary operations within the mining cycle in the north zone – Lurdes level 1815.

Keywords: Blasting, Clipping, Precutting, Overbreaking, Drilling, Costs.

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1 Descripción del problema

Cuando se evalúa las reservas mineras dentro del área de CMH por el área de geología, el área de planeamiento y Mina indica la forma y el método más conveniente para extraer el mineral. Después el área que interviene en la producción y extracción de minerales es el área de perforación, voladura y extracción la que trabaja junto con geomecánica para dar sostenibilidad a las excavaciones en el proceso y disminuir el nivel de riesgo que ocasiona el macizo rocoso tras ser fracturado por la voladura.

El método de minado en consorcio minero horizonte en la zona Lurdes es Corte y Relleno Mecanizado. Una de las características que presenta este método es el gran volumen de masa rocosa que mina en cada voladura.

La preparación de este método está comprendida por labores como galerías, cruceros, rampa, sub niveles, ventanas, etc. Como inicio para su ejecución se hace la prospección, exploración, se delimita el block, o también pueden llegar hacer proyectos como en el caso de nuestro proyecto ubicado en la zona Lurdes en el Cx2682 del nivel 1815 lo cual busca alcanzar una chimenea RAICE BORING, para la mejor ventilación en toda la zona Lurdes, el crucero que se viene ejecuta son labores permanentes.

Las etapas de perforación y voladura en el ciclo del minado interactúan directamente con el macizo rocoso y se causa daño, específicamente, a las cajas (piso-techo) causando la sobrerotura, esto a su vez constituye un gran problema por el incremento de volumen porque con la sobrerotura se genera más desmonte que conlleva a demás a que se diluya el mineral muestreado, asimismo si es que se logra separar el desmonte, ésta se tiene que transportar con flota extra de volquetes aumentando el costo de acarreo.

Otro de los problemas que genera la sobrerotura es que genera una sección mayor de la labor, mayor a lo planificado generando un área mayor a sostener, generando más tiempo en desatado de rocas lo que incrementa el costo de sostenimiento y, además, en algunos casos la sobrerotura puede generar inseguridad a mayor área abierta se genere colapso, derrumbes y caída de rocas de la labor, causando daño a equipos o personas.

Por los motivos expuestos, de sobrerotura que esto ya es más que un problema común y que afecta a la operación y que no solamente eso ya que hoy en día ya se implementó la penalización por sobrerotura y como operación que somos nos afecta directamente y es



por eso que nos hemos planteado con la presente investigación, reducir la sobrerotura mediante el uso de voladura controlada con recorte es muy importante controlar nuestra sección, controlar nuestra altura de minado, realizar los taladros de alivio, usar los atacadores como guidores, la secuencia del disparo y tener una eficiencia del 99.99% en nuestra voladura y perforación, realizando ello controlar nuestra sección, reducir el volumen derribado y por ende reducir los costos en extracción, acarreo, explosivos, sostenimiento y penalidades por el volumen derribado.

## **1.2 Enunciado del Problema**

### **1.2.1 Problema general**

¿De qué manera la voladura controlada con recorte podrá reducir la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021?

### **1.2.2 Problemas específicos**

- ¿Determinar los parámetros de perforación la voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobrerotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021?
- ¿determinar los parámetros de voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobrerotura en el crucero 2682 nivel 1815, U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.?
- ¿Determinar los costos de reducción en la sobre rotura logrados con la aplicación de la voladura controlada de recorte en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, ¿consorcio minero Horizonte 2021?

## **1.3 Justificación de la investigación**

La perforación y voladura son operaciones unitarias del ciclo de minado que requieren de mayor atención y dedicación en la actividad minera para mejorar los procesos en cada operación del ciclo minado, esto ayuda en el aprovechamiento total del recurso mineral sin pérdidas con menores tiempos y costos. La presente tesis de investigación, ayudará a mejorar los recursos en este caso en el CX2682 mediante la mejora de los parámetros de perforación y voladura, el trabajo de la voladura controlada actual es empírico, por ello el objetivo es mejorar la voladura controlada tipo recorte en el CX2682, los tiempos y costos los cuales permitirán conseguir mejores resultados; número adecuado de taladros en la perforación y costos estándares en el CX2682, con esto se minimizarán costos y



tiempos en el avance del CX2682. El sustento de la tesis de investigación posee una gran importancia en el desarrollo de labores de desarrollo, preparación y explotación, por ello la propuesta de reducción de sobrerotura con la mejora de los parámetros de voladura beneficiará en la reducción de los costos y tiempos unitarios dentro del ciclo de minado e incrementar la producción y avance de metros lineales. Por otra parte, los resultados obtenidos en esta tesis de investigación servirán como antecedentes para la aplicación a labores de desarrollo, preparación y explotación que poseen condiciones similares en la Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A.

La presente investigación se justifica porque se busca la reducción de la sobrerotura y de esta manera disminuir los costos de operación, brindar estabilidad al macizo rocoso y mayor seguridad en proceso de apertura del crucero 2682 del Nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte.

## **1.4 Delimitación**

### **1.4.1 Delimitación Espacial**

El proyecto de investigación se realiza en el CX2682 – Unidad Parcoy de la Compañía Minera Consorcio Minero Horizonte, ubicado en el anexo de Retamas del distrito de Parcoy, provincia de Pataz y departamento la Libertad.

### **1.4.2 Delimitación Social**

El proyecto de investigación implica a los trabajadores de operaciones mina de la contrata minera CORIMAYO S.A.C. y beneficiará a la empresa minera Consorcio Minero Horizonte.

### **1.4.3 Delimitación Temporal**

Se han recogido datos para la investigación, donde los periodos comprendidos de setiembre a diciembre del 2021, tomándose en consideración algunos antecedentes recientes.

### **1.4.4 Delimitación Conceptual**

La actual investigación se centraliza en el conocimiento de operación mina, considerándose los siguientes conceptos:

- **Perforación:** es la realización de unos huecos o agujeros en el macizo rocoso, con la distribución y tamaño conveniente.



- Diseño de Malla de Perforación: es la distribución geométrica de los taladros en el área a perforar, teniendo en cuenta el tipo de roca a perforar.
- Crucero: es una labor de desarrollo que se construye interceptar una veta o una labor principal ya sea rapa o galería.
- Análisis Económico: es un estudio detallado y sistemático de los flujos incurridos y procesos productivos para obtener el resultado y toma decisiones más efectivas con finalidad de influir óptimamente en agentes económicos.
- Voladura controlada: es la minimización de la sobrerotura que pueda existir en las labores que se va desarrollando en una mina.



## CAPÍTULO II

### OBJETIVOS E HIPÓTESIS

#### 2.1 Objetivos de la investigación

##### 2.1.1 Objetivo general

Reducir la sobrerotura con la aplicación de la voladura controlada con recorte, en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.

##### 2.1.2 Objetivos específicos

- Evaluar los parámetros de perforación en la voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobrerotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021
- Analizar los parámetros de voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobrerotura en el crucero 2682 nivel 1815, U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.
- Calcular los costos en la voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobrerotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.

#### 2.2 Hipótesis de la investigación

##### 2.2.1 Hipótesis general

Con la aplicación de voladura controlada con recorte, se logrará la reducción de la sobrerotura, en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte.

##### 2.2.2 Hipótesis específicas

- Los parámetros de perforación en la voladura controlada de recorte, permitirán la reducción de la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.
- Los parámetros de voladura en la voladura controlada de recorte, permitirá la reducción de las sobrerotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, de la empresa minera consorcio minero Horizonte 2021.

- La aplicación de la voladura controlada de recorte, permitirá reducir los costos de operación en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.

### 2.3 Operacionalización de variables

**Tabla 1 — Operacionalización de variables**

| <b>Variables</b>               | <b>Indicador</b>  | <b>Instrumentos</b>                                     |
|--------------------------------|---|---|
| <b>Independiente(VI)</b>       | -Cantidad de explosivo(kg)<br>- Numero de cartuchos por taladro                               | -Libros, informes y tesis                               |
| voladura controlada de Recorte | -Burden<br>-Espaciamiento<br>- Tipo de explosivo<br>- Numero de taladros<br>-Tipo de Roca     | -Ficha de observación<br><br>-ficha de evaluación       |
| <b>Dependiente(VD)</b>         | -Sección final del crucero<br>4.5mx4.2m   |   |
| Reducción de la sobrerotura    | -Tiempo de operaciones<br>-Reporte de costos de operaciones<br>-Sostenimiento<br>-Sobrerotura | -Excel (Calculo de costos)<br><br>-Ficha de observación |



## CAPÍTULO III

### MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

#### 3.1 Antecedentes

##### 3.1.1 A nivel internacional.

a) (RUSTAN Agné 1995), en la tesis doctoral presentada a la Lulea University of Technical (Suecia) titulado “Controlled fragmentation and Contours in Rock blasting theoretical and technical approaches”, traducido como “Los taladros del contorno influyen en la rotura excesiva, produce fragmentación controlada y contornos en la voladura de rocas enfoques teóricos y técnicos”, manifiesta que la voladura controlada de contorno aplicado en los diferentes tipos de concentraciones de la carga lineal debe ser reducidas, la cantidad de los explosivos adecuados y la sincronización permitirá la adecuada voladura diseñada.

b) DIEGUÉZ García Y. (2014) en su tesis doctoral “**Metodología para el diseño de Voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones horizontales**”, presenta como principal limitante el daño que produce al contorno de las excavaciones subterráneas, aspecto este, que provoca desprendimientos y una sobre excavación excesiva cuando no se realizan diseños adecuados.

Cuando se distribuyen las cargas y se calculan los parámetros de la explosión por la forma convencional, por lo general no se consigue obtener con precisión el contorno proyectado de la excavación, produciéndose desviaciones hacia el interior de la misma y del macizo, lo que implica un aumento del trabajo y el tiempo para la recogida de las rocas y su transportación, además se aumenta el gasto de materiales y el costo para el relleno detrás de la fortificación. Los contornos más irregulares dificultan el trabajo de colocación del sostenimiento y en las excavaciones que estas no se colocan provocan una gran resistencia aerodinámica.

c) (SARGENTON Romero G. 2018) “Diseño de voladura de contorno por recorte con cordón de alto gramaje en la excavación de túneles”, de la Universidad de Holguín (Cuba), utiliza bibliografía soviética, aparte de los conocidos (Baron y Kliuchnikov 1967; Lijin, Zilbersmith y Pravin 1973; Langefors y Kihlström 1976; Noskov, Komashenko y Zhavin 1980;



Azarkovich et al. 1984; Matveichuk y Chursalov 2002; López-Jimeno, López-Jimeno y García-Bermúdez 2003).

La efectividad alcanzada con la voladura de contorno diseñada con el método empírico puede ser incrementada mediante el empleo de criterios que se fundamenten en la acción física sobre el medio rocoso pseudoplástico del cordón detonante de alto gramaje colocado en el barreno de contorno. La esencia del diseño de la voladura de contorno de recorte consiste en determinar, primeramente, una distancia tal entre los barrenos de contorno, en la fila que permita el corte por la línea de unión de las cargas; además, una relación entre esta distancia y la línea de menor resistencia, que impida que la onda de descarga al llegar al contorno de proyecto produzca daños de consideración en dicho contorno, y finalmente, es necesario desacople de las cargas en los barrenos de contorno para reducir al mínimo posible el daño sobre el contorno obtenido.

- d) (REBOLLEDO Fabián A.2018) en su investigación titulado “Desarrollo de Metodología de Diseño y Planificación de Tronadura Controlada para Administrar y Controlar Riesgos Geotécnicos”, para la obtención de grado de Ingeniero de Minas en la Universidad de Chile, refiere que los factores claves en la voladura depende de la consideración de la distribución de la malla de la voladura controlada carga operante, Vibraciones generadas ,fragmentación lograda y la evaluación del macizo rocoso, Los resultados de las voladuras dependan generalmente de la prueba y error, dado que cada labor minera es única con sus propias particularidades.

e) **Artículo científico**

Publicado en la revista Minería y Geología N°3 volumen 50, del instituto superior Minero Metalúrgico de Moa Dr. Antonio Núñez Jiménez de la ciudad de Holguín (Cuba), refieren que se debe considerar las propiedades químicas de los explosivos y los efectos sobre el macizo rocoso, con la finalidad de obtener el contorno con la mayor precisión posible. En las voladuras de contorno, una carga detonada crea una zona de resistencia dinámica a la compresión y como respuesta recibe los esfuerzos de tracción, estos generan grietas radiales alrededor del barreno.



### 3.1.2 Antecedentes a nivel nacional

- a) CASTRO José A. & RODRÍGUEZ Juan M. (2016), en su tesis titulado *“Reducción de la sobrerotura en el cruce 3910 del nivel 2360 de la Mina "PEC" de la Cia. consorcio Minero Horizonte*, Concluye que los costos unitarios se incrementan con la sobrerotura, lo cual acarrea sobre costos en las operaciones de limpieza, transporte interior y exterior mina. Ellos lograron reducir en un 17.44 % de la sobrerotura aplicando voladura controlada de Precorte, utilizando cartuchos Exsablock, colocados e tubos PVC ensamblados.
- b) TURPO Jaime M. (2021), en la tesis de grado para optar el título de ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Altiplano, titulado *“Minimización de la sobrerotura de cajas mediante diseño de voladura controlada en el tajeo de la veta Victoria, mina San Rafael-Minsur S.A.-Puno”*, concluye que en la explotación por taladros largos aplicado en la mina San Rafael, se generan sobrerotura de caja techo y piso, ocasionado por una mayor potencia de detonación, que genera alta fragmentación, por ende, sobrerotura y mayor dilución. La propuesta planteada de voladura controlada consistente en la colocación en tuberías PVC desacopladas con cartuchos de emulsión Exagel E-65, han logrado reducir de 9.46- 23.36 %, de sobrerotura.
- c) CASTAÑEDA Nilo R (2019) ,en su informe final de tesis presentado a la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco (UNSA), para la obtención de título de ingeniero de Minas, titulado *“Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la unidad minare a de parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A.”* , indica que la voladura controlada de precorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno a permitido contrilar y reducir el porcentaje de sobrerotura en un 8.54%, logrando reducir los tiempos y costos de las operaciones dentro del ciclo de minado.
- d) CONDORI Mamani E. (2019), en tesis prestando a la Universidad Nacional del Altiplano (UNA), titulado *“Minimización de costos en perforación y voladura mediante el rediseño de malla y carga explosiva en los tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra s.a. – Arequipa”*, indica que para la minimización de los costos de perforación voladura de rocas



es preciso realizar el cambio del diseño de la malla de perforación y voladura del frente de trabajo.

- e) ROJAS Linares E. L. (2018) ,en su artículo científico de investigación “Un nuevo enfoque predictivo de la fragmentación en la voladura de rocas,” de la Universidad Mayor de San Marcos (UNMSM), refiere que, los parámetros que afectan a la fragmentación de la roca se pueden clasificar en dos grupos: El primer grupo controla los parámetros de diseño y los parámetros relacionados con explosivos; y el segundo son los parámetros incontrolables como las propiedades físicas (litología, mineralogía etc.) y geo-mecánicas de la roca. En la predicción de la fragmentación de la roca, el primer paso para la optimización, son los parámetros de diseño para producir fragmentación necesaria del tamaño. Así mismo se han realizado varios estudios sobre los factores predictivos de la voladura en referencia a la fragmentación con parámetros controlables y no controlables. Se han utilizado nuevos modelos predictivos como son: Modelo KUZ-RAMm, Análisis Multivariante, (MVA) y Redes Neuronales Artificiales (ANN).

### 3.1.3 Antecedentes Locales

- a) SALAS Germán (2014) ,en su informe final de tesis presentado a la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac (UNAMBA), para la obtención de título de ingeniero de Minas, titulado “*Determinación de parámetros para la aplicación de la voladura de Precorte en labores de desarrollo en consorcio minero Horizonte S.A*” ,indica que el objetivo principal de la voladura de Precorte, es minimizar los daños y consiste en crear planos de fractura en el macizo rocoso antes que los taladros de producción.
- b) CHAUCA Rinzon y QUISPE Braulio J. (2016) en su informe final de tesis presentado a la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac (UNAMBA), para la obtención de título de ingeniero de Minas, titulado “estandarización de la malla de perforación y voladura, y análisis económico en el avance de la galería de la veta Guadalupe – U.P. Santamaria – compañía minera Poderosa- Pataz”, concluye que con la estandarización de la malla de perforación y voladura se ha optimizado el avance por disparo en galería de vetas Guadalupe, aumentando en el avance lineal en un 11.8% m/disparo.



## 3.2 Marco Contextual

### 3.2.1 Generalidades del ámbito de estudio

#### 3.2.1.1 Ubicación geográfica

La Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. se encuentra ubicada en las confluencias de los ríos Parcoy y Llacuabamba, en la localidad de Retamas, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad situado en el lado occidental, en las coordenadas geográficas: 77°27'30" longitud Oeste y 08°02'30" latitud Sur, y a una altura promedio de 2750m.s.n.m. la ubicación en mapa se muestra en la Figura 1.

La Unidad Minera Parcoy está situada a 500 Km. al Norte de Lima sobre el flanco oriental de la Cordillera de los Andes y pertenece a la cuenca hidrográfica del río 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.

#### 3.2.1.2 Accesibilidad

La única ruta terrestre a la Unidad Minera de Parcoy es mediante la carretera Trujillo – Huamachuco – Chagual – Retamas, que es transitable durante todo el año, aunque se interrumpe de vez en cuando en época de lluvias.

El acceso por vía aérea es por la ruta Lima – Aeródromo de Pías y Trujillo – Aeródromo de Pías, mediante avionetas en un pequeño aeropuerto construido aguas arriba de la laguna Pías.



**Tabla 2 — Accesibilidad a la Unidad Minera Parcoy por vía terrestre y vía aérea**

| <b>VÍA TERRESTRE</b> |                         |                     |                       |                       |
|----------------------|-------------------------|---------------------|-----------------------|-----------------------|
| <b>Origen</b>        | <b>Destino</b>          | <b>Tipo de Vía</b>  | <b>Tiempo (Hrs)</b>   | <b>Distancia (Km)</b> |
| Lima                 | Trujillo                | Asfaltada           | 10                    | 557                   |
| Trujillo             | Huamachuco              | Asfaltada           | 3                     | 180                   |
| Huamachuco           | Chagual                 | Afirmada            | 5                     | 135                   |
| Chagual              | Retamas                 | Afirmada            | 3                     | 60                    |
|                      | <b>Total</b>            |                     | <b>21</b>             | <b>932</b>            |
| <b>VÍA AÉREA</b>     |                         |                     |                       |                       |
| <b>Origen</b>        | <b>Destino</b>          | <b>Tiempo (min)</b> | <b>Distancia (Km)</b> |                       |
| Trujillo             | Aeródromo Pías (Parcoy) | 35                  | 200                   |                       |
| Lima                 | Aeródromo Pías (Parcoy) | 60                  | 500                   |                       |

**Nota:** una vez aterrizado en el Aeródromo de Pías se continúa vía terrestre río arriba con destino a Retamas aproximadamente 30 minutos por una carretera afirmada.



**Figura 1 — Imagen satelital de retamas**

Extraído de Área del departamento de geología CMH S.A.

### 3.2.1.3 Clima y relieve

Debido a que Consorcio Minero Horizonte está ubicado en la sierra norte del Perú, el clima es en general templado durante el año, con lluvias entre

los meses de diciembre y marzo. Se presentan ventarrones durante los meses de julio y agosto. Los cambios de temperatura están controlados básicamente por la geografía, con promedios de 20° C en la zona.

La zona se caracteriza por presentar un relieve accidentado con quebradas, ríos encañonados y laderas pronunciadas con gradientes mayores a 50%.

#### **3.2.1.4 Geomorfología**

Fisiográficamente este yacimiento se encuentra ubicado en el flanco occidental de la cordillera oriental. Según Wilson Reyes (1964) en las líneas generales corresponde a la unidad de valles, observándose valles agudos y profundos que se han formado según el curso de las corrientes principales, los agentes modeladores preponderantes de la zona son la erosión glacial y erosión fluvial.

#### **3.2.1.5 Geología regional**

El área pertenece a las fosas tectónicas del Marañón y consiste de una faja angosta de cuencas tectónicas, constituidas a su vez por fajas hundidas que coinciden más o menos verticales de orientación NW-SE.

Los límites de las fosas están constituidos por grandes bloques levantados del basamento metamórfico, la cuenca presenta sedimentos desde el precámbrico paleozoico y mesozoico rocas de batolito granodiorítico del terciario y esto último denominado como el batolito de Pataz, considerándose el cuerpo intrusivo más importante de la región.

##### **a) Batolito de Pataz**

El Batolito de Pataz de edad Carbonífero inferior (Paleozoico), muestran una configuración alargada y lenticular, existe una marcada tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional de la dirección de los andes (NO- SE) y sigue a lo largo de 65Km. teniendo una extensión aproximada de 150Km<sup>2</sup> y en el área de la mina varía de 2.5 a 5.0Km. de ancho.

Litológicamente está constituido generalmente de granodiorita y tonalitas de grano medio, los eventos de intrusión más tempranos son



gabro-dioritas y cuarzo-dioritas, luego deviene un flujo intrusivo de tonalitas – granodioritas, más tardíamente por cuerpos intrusivos de monzo-granitos.

La edad del batolito por el método argón y U/Pb en circón de granodiorita dan una edad de 329Ma. La edad de la mineralización fue determinada en edades de 312Ma. Y 305Ma. Para dos etapas de mineralización.

### **3.2.1.6 Geología local**

Las fracturas preexistentes a la mineralización tienen un rumbo paralelo a las grandes fallas N- S con buzamiento variable al N-E. La mineralización ha rellenado estas estructuras con cuarzo, pirita que posteriormente fue afectada por fallas transversales dando origen a que estas vetas presenten el modelo tipo rosario. Estas fallas transversales de este depósito son de corto desplazamiento a excepción de las fallas horizontales la cual llega a desplazar 60m horizontales ala veta.

#### **a) Granodiorita**

Constituye el mayor componente litológico del batolito de Pataz, de textura holocristalina de grano medio, color gris claro que no muestran cambios o contactos marcados. En las granodioritas y variantes monzograníticas se observa enclaves de microdioritas. El contenido es: Cuarzo 40%, Plagioclasas 35%, Horblenda (Máficos) 15%, Ortosa < 10%.

#### **b) Monzogranitos**

Afloran en el sector de Los Zambos, tienen una textura fanerítica, holocristalino, de grano medio a grueso, de color gris claro blanquesino, presenta una cloritización y silicificación moderadas, se encuentra cortando y englobando a la secuencia del complejo Marañón y a las secuencias volcánicas. Su composición alta en cuarzo y ortoclase le confiere una mayor dureza y resistencia.

c) **Tonalita**

Constituye el segundo componente litológico importante del batolito, son rocas calcio-sódicas holocristalinos de grano medio de color gris claro a verde oscuro, contiene variantes de pórfido tonalítico, está compuesto principalmente de cuarzo, y plagioclasas, como minerales secundarios de hornblenda y biotita, tienen bastante hornblenda por eso tienen una coloración más oscura que las granodioritas y granitos.

**3.2.1.7 Geología estructural**

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

a) **Sistema de fallas regionales**

**Sistema de Fallas NW-SE:** Son fallas regionales de alto ángulo, se caracterizan por presentar enormes longitudes de decenas de kilómetros en dirección NW-SE con fallamiento en bloques de tipo inverso cortadas por fallas transversales sinestrales y dextrales de dirección E-W. Son de edad Cenozoica ya que afectan las capas rojas de la formación Chota. Estas fallas son:

- Falla Parcoy-Yuracyacu
- Falla Trapiche-Pilancón
- Falla Los Loros

**Sistema de Fallas Transversales:** Son fallas un conjunto de fallas transversales de tipo sinistral y dextral en dirección OSO-ENE que cortan verticalmente a las fallas regionales NO-SE y al Batolito de Pataz en bloques levantados y hundidos, por ejemplo, entre Curaubamba y Llacuabamba el batolito se encuentra hundido. Se distingue siguiendo las quebradas tributarias del río Parcoy formadas



a partir de zonas fracturadas poco competentes; las fallas de este tipo en la Unidad Minera de Parcoy son:

- Falla Quichibamba
- Falla Tacshana
- Falla Los Muertos
- Falla Balcón
- Falla Lúcumas
- Falla Rumpuy
- Falla Llacubamba

### 3.2.1.8 Geología económica

#### a) Mineralogía

La mineralogía de las vetas se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y micro tonalitas del Batolito de Pataz al que se considera responsable de esta mineralización. La reacción con las rocas encajonantes provocó alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional. Se tiene una mineralogía en orden de abundancia como el cuarzo, pirita, arsenopirita, esfalerita, oro, electrum, galena, calcopirita y esporádicamente pirrotina y jamesonita.

#### b) Estructuras mineralizadas

Se presenta un sistema de estructuras mineralizadas NW-SE, la diferencia está en el buzamiento de 40° a 80° NE, todo como resultado del emplazamiento del sistema de fallas de cizalla. Las potencias son muy variables, desde centímetros hasta 24 m. formando las vetas tipo rosario (veta orquídea), en otros casos se observan ramificaciones que son lazos sigmoideos (veta candelaria), Las principales estructuras de cuarzo-pirita son: veta Milagros, Esperanza, Lourdes, Micaela, Sissy, Candelaria, Santa Rosa y Titos.

### 3.3 Marco teórico

#### 3.3.1 Sobrerotura

La sobrerotura se genera en labores de desarrollo, preparación y producción debido a una voladura no controlada y/o mala aplicación de la voladura controlada, los factores influyentes que provocan la sobrerotura y caída de rocas en las labores son:

- Mal dimensionamiento de las secciones a excavar.
- Diseño de la malla de perforación inapropiada a la condición de la roca.
- Control del paralelismo en los taladros de perforación a falta del uso de guías.
- Exceso de carguío de explosivos en los taladros.
- Inapropiada selección del explosivo, según el tipo y condición de la roca

La sobrerotura tiene consecuencias negativas en cuanto a tiempos y costos en las operaciones unitarias como en la limpieza, transporte del desmonte, sostenimiento, seguridad del personal y equipos que trabajan en la labor.

##### 3.3.1.1 Formas de evitar la sobrerotura

Para evitar la sobrerotura en una labor se debe aplicar la voladura controlada (precorte o recorte) o amortiguada, teniendo las siguientes condiciones:

- Empleo de cargas explosivas lineales de baja energía
- Empleo de carga explosiva desacoplada y espaciado.
- Taladros muy cercanos entre sí, de acuerdo a la condición del terreno y al perfil que se desea obtener.
- Disparo simultáneo de todos los talados para crear una grieta o plano de rotura continua.

Para calcular la sobrerotura tendremos que tomar en cuenta la sección diseñada de la labor y la sección real después de la voladura que se obtiene mediante el levantamiento topográfico. La sobrerotura se puede calcular mediante la siguiente fórmula experimental:

$$Rr = Ar * Av * Fe$$

$$Rt = At * Av * Fe$$
$$Sr = \frac{Rr - Rt}{Rt} * 100\% - 100\%$$

Donde:

Sr: Porcentaje de sobrerotura (%)

Rr: Rotura real después de la voladura (m<sup>3</sup>)

Rt: Rotura teórica de acuerdo al diseño (m<sup>3</sup>)

Ar: Área de la sección real (m<sup>2</sup>)

At: Área de la sección teórica de acuerdo al diseño (m<sup>2</sup>)

Av: Avance efectivo del disparo (m)

Fe: Factor de esponjamiento de la roca

### 3.3.2 Mecánica de rocas

Una definición comúnmente aceptada de mecánica de rocas propuesta por el comité americano de esta disciplina es: La ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento de mecánico de rocas y de los macizos rocosos. Sería pues la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno, Así definida, esta disciplina es básica para la minería y la ingeniería civil, ya que el hecho de realizar excavaciones modifica los campos de fuerza en el entorno físico de las rocas. (Ramírez O. y Alejano M, 2004, pág. 18)

Las rocas como la mayoría de los sólidos, se caracterizan mediante una serie de propiedades, los cuales determinan el tipo de explosivo a usar para fracturar eficiente y económicamente.

#### 3.3.2.1 Propiedades físicas de las rocas

##### a) Densidad o peso específico y porosidad

Se denominada densidad a la relación que existe entre la masa de una muestra de roca, y el volumen que ocupa la muestra de roca.

La porosidad de una roca es el volumen de poros expresado en porcentaje del volumen total. En algunas rocas como la arenisca, los

poros se pueden ver a simple vista, y en otras sólo son visibles con el microscopio, por ejemplo, en los granitos.

**b) Expansión o esponjamiento**

El esponjamiento de las rocas consolidadas se establece como el aumento de su volumen a consecuencia de la extracción, comparado con el volumen que la roca ocupaba en el macizo antes de la extracción.

**c) Dureza y tenacidad**

La dureza es la resistencia al corte y penetración que presentan las rocas en la perforación, y la tenacidad indica la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de tenaces, intermedia y friables.

**d) Textura**

La textura se refiere al tamaño, clasificación, distribución, forma y arreglo de los cristales en las rocas ígneas y de los granos en las sedimentarias o metamórficas.

**e) Propiedades mecánicas de las rocas**

Son propiedades referidas al comportamiento de rocas al ser sometidas a esfuerzos mecánicos, son normalmente determinadas en laboratorios mediante prensas y equipos especiales.

**f) Resistencia a la compresión (o carga por unidad de área)**

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla.

En otros términos, es la resistencia a ser sobrepasada para llegar a la rotura por presión.

**g) Resistencia a la tensión**

Es la propiedad de resistir a ser torsionada o tensada hasta llegar al punto de rotura. También definida como resistencia al arranque.

**h) Radio de Poisson o radio de recorte**

Es la relación de la deformación unitaria a la deformación unitaria longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión, o sea, es

una medida de su fragilidad. Cuanto menor el radio de Poisson, mayor la propensión a rotura.

**i) Módulo de Young o de elasticidad (E)**

Es la medida de la resistencia elástica o habilidad de una roca para resistir la deformación.

Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse.

**j) Fricción interna**

Es la resistencia interior para cambiar inmediatamente de forma cuando se somete la roca a deformación por presión. También se define como conductividad o pase de las ondas (decompresión o sísmicas) fenómeno que genera calor interno.

**k) Condiciones geológicas de las rocas y sus efectos en la voladura**

Debido a su formación, edad y a los diversos eventos geológicos que han sufrido las rocas presentan diversas estructuras secundarias que influyen en su fracturamiento con explosivos.

**l) Estructura y Esquistocidad**

Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen o formación (macizos, estratos, etc.).

Bandeamiento laminar que presentan ciertas rocas metamórficas de grano fino a medio con tendencia a desprender láminas. Se rompen fácilmente.

**m) Presencia de agua**

Las rocas porosas e intensamente fracturadas cuando se encuentran saturados de agua presentan habitualmente ciertos problemas:

- b) Obligan a seleccionar explosivos no alterables por agua
- c) Produce la pérdida de barrenos por hundimiento interna
- d) Dificultan la perforación inclinada

**n) Fractura (fisuras o juntas)**

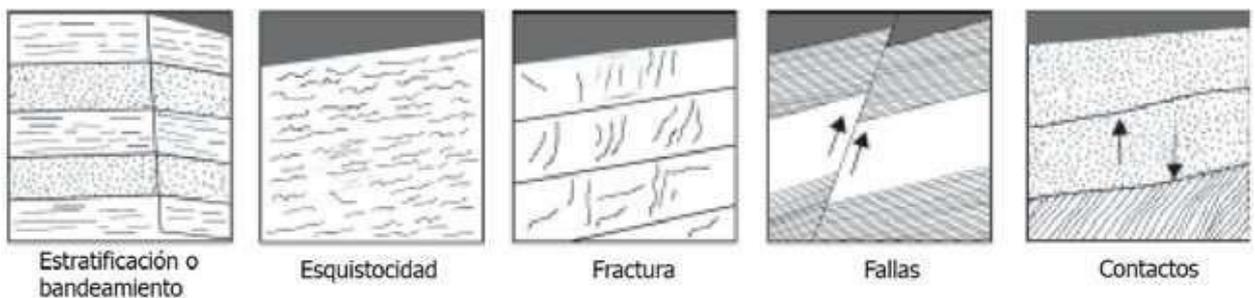
En las rocas, en las que no hay desplazamiento, se presentan en forma perpendicular o paralela a los planos de estratificación o mantos en

derrames ígneos, con grietas de tensión (diaclasas), grietas de enfriamiento (disyunción) y otras.

#### o) Fallas y contactos

Fracturas en las que se presenta desplazamiento entre dos bloques. Normalmente contienen material de relleno de grano fino (arcilla, panizo, milonita) o mineralización importante para la minería. En perforación reducen los rangos de penetración, y pueden apretar o trabar al barreno.

Planos de contacto o discontinuidades entre estratos o capas del mismo material o de diferente tipo de roca.



**Figura 2 — Estructura de las rocas**

Extraído de Manual práctico de voladura (EXSA Explosivos, 2009, pág. 71)

#### 3.3.2.2 Caracterización del macizo rocoso

Una excavación hecha en un medio del macizo rocoso, produce un desequilibrio; al extraer los materiales se produce inevitablemente la eliminación del soporte natural del macizo rocoso circundante, dando lugar a la alteración de las condiciones de equilibrio, los efectos producidos se deben conocer con el fin de restituir el equilibrio y asegurar la estabilidad.

#### 3.3.2.3 Parámetros de resistencia de la roca intacta

##### a) Índice de dureza

Parámetro que se obtiene con martillo geológico y un cortaplumas.

Tablas internacionalmente aceptadas que correlacionan fácilmente

esta dureza relativa con la resistencia a la compresión uniaxial simple y el índice de resistencia a la carga puntual en MPa, se indica en la Figura 3.

**b) Índice de Meteorización**

El grado de meteorización se estima usando la nomenclatura descrita en la **Figura 3**. Ésta proporciona una medida cualitativa del grado de meteorización para el material rocoso original.

| Clase (Brow) | Clasificación de la roca según su resistencia | Resistencia uniaxial (Mpa) | Índice de carga puntual (Mpa) | Estimación en terreno de la resistencia  |
|--------------|---|----------------------------|-------------------------------|--|
| R6           | Extremadamente resistente                     | >250                       | >10                           | Golpes de martillo geológico solo causa descostramientos superficiales en la roca.   |
| R5           | Muy resistente                                | 100-250                    | 4-10                          | Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.  |
| R4           | Resistente                                    | 50-100                     | 2-4                           | Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.  |
| R3           | Moderadamente resistente                      | 25-50                      | 1-2                           | Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.               |
| R2           | Débil   | 5-25                       | <1                            | Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas pero con dificultad. |
| R1           | Muy débil                                     | 1-5                        |                               | La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.                           |
| R0           | Extremadamente débil                          | 0.25-1                     |                               | La roca puede ser indentada con la uña del pulgar  |

**Figura 3 — Clasificación de la roca según su dureza**

Extraído de Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 49)

**Tabla 3 — Grado de meteorización del macizo rocoso (ISRM modificado)**

| ÍNDICES DE INTEMPERIZACIÓN |   |
|----------------------------|---|
| GRADO                      | DESCRIPCIÓN   |
| I- SANA                    | Ningún signo de intemperismo en el material rocoso. Quizá ligera decoloración sobre superficies de discontinuidades principales |
| II- LIGERO                 | La decoloración indica intemperismo de material rocoso y superficies de discontinuidad. El material rocoso                      |



|                       |   |
|-----------------------|---|
|                       | descolorido extremadamente es más débil que su condición sana.  |
| III- MODERADA         | Menos de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como un núcleo rocoso. |
| IV- MUY INTEMPERIZADA | Más de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como núcleo rocoso.   |
| V- DESCOMPUESTA       | Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta                                      |

Extraído de Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consorcio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 50)

### 3.3.3 Geomecánica

Es la conjunción de varias disciplinas (geología, mecánica de rocas, hidrogeología, etc.) que se encarga del estudio del macizo rocoso y su aplicación en resolver problemas constructivos en ese ambiente (minas subterráneas, superficiales, túneles, casa de fuerza, etc.). Las principales funciones de la geomecánica son:

- a) Determinar el tipo de sostenimiento a instalar en la labor, para lo cual se determinan las índices geomecánicas del macizo rocoso: índice Q, índice RMR, índice GSI.
- b) Definir los tiempos de autoaporte de la roca después de la voladura
- c) Definir las aberturas máximas que pueden soportar el macizo rocoso
- d) Realizar estudios geomecánicas orientados a mejorar o cambiar el método de minado.

#### 3.3.3.1 Clasificación geomecánica

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



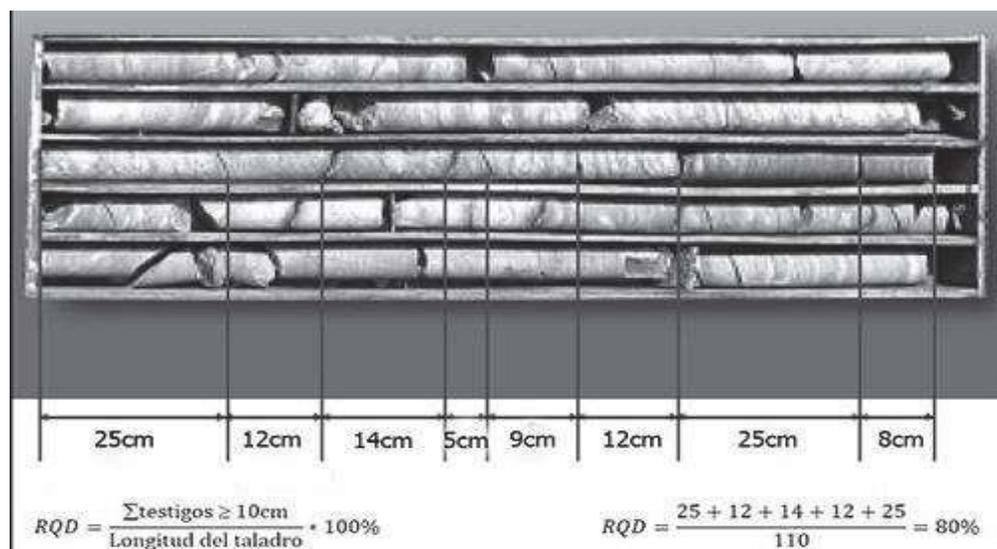
El macizo rocoso de la Mina Parcoy es mayormente de calidad geomecánica mala con presencia de esfuerzos y agua subterránea por lo que el uso de la clasificación de Barton y RMR dan buenos resultados. En el presente estudio analizaremos las cinco clasificaciones más utilizadas en la actualidad:

- Clasificación de Deere (RQD)
- Clasificación Bieniawsky (RMR del CSIR).
- Clasificación de Barton (NGI).
- Clasificación del N.A.T.M.
- Clasificación GSI.

#### a) Clasificación de Deere (RQD)

Deere en 1967 propuso un sistema de diseño de sostenimientos basado en el RQD. Este parámetro se obtiene a partir del porcentaje de trozos de testigo mayores iguales de 10cm extraídos en un sondeo que permite estimar el grado de fracturación del macizo rocoso.

$$RQD = \frac{\sum(\text{Longitud de testigos} \geq 10\text{cm})}{\text{Longitud del taladro (cm)}} * 100\% \quad (\text{Ecu.4})$$



**Figura 4 — Estimación del RQD a partir de testigos de sondeo**

Extraído de Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez O y Alejano M, 2004, pág.163)

**Tabla 4 — Calidad de roca según RQD**

| RQD (%)  | Calidad de la roca |
|----------|--------------------|
| < 25     | Muy mala           |
| 25 – 50  | Mala               |
| 50 – 75  | Regular            |
| 75 – 90  | Buena              |
| 90 – 100 | Muy buena          |

Extraído de Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 57)

A veces hay que estimar el RQD a partir de datos de afloramientos, al no disponer de sondeos.

En estos casos, se puede utilizar la siguiente relación (Palmstrom, 2005).

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Registro de discontinuidades por metro lineal. Según Priest & Huston.

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

$$\lambda = \frac{1}{\text{frecuencia de discontinuidades}}$$

Donde:

RQD: Rock Quality Designation

$J_v$ : Número de juntas por metro cúbico.

$\lambda$ : Número de discontinuidades por metro lineal

#### **b) Clasificación de Bieniawski (CSIR)**

Bieniawski, del CSIR (South African Council for Scientific and Industrial Research), desarrolló uno de los sistemas de clasificación más utilizados en los últimos años por los ingenieros geotécnicos,

conocido como RMR, índice que sirve de base y guía para el mapeo, la excavación y el sostenimiento de labores mineras.

Obtención del índice RMR (Rock Mass Rating): A través del índice RMR se determina la calidad del macizo rocoso en cada entorno estructural en función de los siguientes parámetros.

- Resistencia a la compresión simple del material rocoso ( $\sigma_c$ )
- RQD. Este parámetro se considera de interés para seleccionar el tipo de sostenimiento en la excavación subterránea.
- Espaciado de las juntas (diaclasas, fallas, planos de estratificación, etc).
- Naturaleza de los planos de discontinuidad tales como apertura de la discontinuidad, persistencia, rugosidad, relleno y alteración de las juntas.
- Presencia de agua. Se estima el flujo de agua en l/min por cada 10 metros de túnel.
- Orientación de las discontinuidades respecto al eje de la estructura subterránea. Después de haber definido los 6 parámetros de la clasificación de Bieniawski, se determina la categoría del macizo rocoso. Se parte de un denominado “valor primario” de calidad que es igual a la suma de los cinco primeros parámetros, cuyos valores se definen en la **Figura 5**. La versión presentada en esta **Figura 5** es la de 1989, actualmente en uso. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 166)



| PARÁMETROS |                                |   | ESCALA DE VALORES   |   |   |  |   |         |        |
|------------|--------------------------------|---|---|---|---|--|---|---------|--------|
| 1          | Resistencia de la roca intacta | Índice de carga puntual   | >10 MPa   | 4-10 Mpa  | 2-4 Mpa   | 1-2 MPa  | Para valores bajos es preferible la resistencia a compresión simple         |         |        |
|            |                                | A compresión simple (uniaxial)                                    | >250 MPa  | 100-250 MPa   | 50-100 Mpa  | 25-50 MPa  | 5-25 MPa  | 1-5 MPa | <1 MPa |
| VALOR      |                                |   | 15  | 12  | 7   | 4  | 2   | 1       | 0      |
| 2          | R.Q.D                          |   | 90%-100%  | 75%-90%   | 50%-75%   | 25%-50%  | <25%  |         |        |
|            | VALOR                          |   | 20  | 17  | 13  | 8  | 3   |         |        |
| 3          | ESPACIADO DE LAS JUNTAS        |   | >2 m  | 0.6-2 m   | 200-600 mm  | 60-200 mm  | <60 mm  |         |        |
|            | VALOR                          |   | 20  | 15  | 10  | 8  | 5   |         |        |
| 4          | CONDICIONES DE LAS JUNTAS      |   | Muy rugosas, sin continuidad, cerradas, roca labios sana. | Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios ligeramente meteorizada. | Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios muy meteorizada. | Espejo o falla o relleno de espesor <5 mm, o juntas abiertas 1-5 mm, juntas continuas. | Relleno blando de espesor >5 mm, o juntas abiertas >5 mm, juntas continuas. |         |        |
|            | VALOR                          |   | 30  | 25  | 20  | 10   | 0   |         |        |
| 5          | AGUA                           | Flujo en cada 10 m. de túnel, (l/min)                             | Ninguno   | <10 l/min   | 10-25 l/min   | 25-125 l/min   | >125 l/min  |         |        |
|            |                                | Relación presión del agua en las juntas/tensión principal máxima. | 0   | <0.1  | 0.1-0.2   | 0.2-0.5  | >0.5  |         |        |
|            |                                | CONDICIONES GENERALES   | Completamente seco  | Manchas de humedad  | Muy húmedo  | Goteo  | Flujo de agua   |         |        |
|            |                                | VALOR   | 15  | 10  | 7   | 4  | 0   |         |        |

Figura 5 — Parámetros de clasificación y sus valores

Extraído de Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág.167)

En la Figura 6 se muestra la clasificación geomecánica para determinar la calidad del macizo a través del denominado RMR.

| ALTERACIÓN     | ESPACIADO (m) | PERSISTENCIA (m) | RUGOSIDAD    | ABERTURA (mm) | TIPO DE RELLENO | AGUA           | RESISTENCIA (Mpa) | RQD (%)    |
|----------------|---------------|------------------|--------------|---------------|-----------------|----------------|-------------------|------------|
| 0=Descompuesta | 5=<0.06       | 0=>20            | 0=Falla      | 0=>5          | 0=Blanda>5mm    | 15=Seco        | 0=<1              |            |
| 2=Muy alterada | 8=0.06-0.2    | 1=10-20          | 1=Lisa       | 1=1.5         | 1=Blanda<5mm    | 10=Lig. Húmedo | 1=5-1             |            |
| 3=Mediana      | 10=0.2-0.6    | 2=3-10           | 3=Lig Rug.   | 4=0.1-1.0     | 2=Duro>5mm      | 7=Húmedo       | 2=25-5            | 3=<25%     |
| 5=Ligera       | 15=0.6-2      | 4=1-3            | 5=Rugosa     | 5=<0.1        | 4=Duro<5mm      | 4=Goteo        | 4=50-25           | 8=25-50%   |
| 6=Sana         | 20=>2         | 6=<1             | 6=Muy Rugosa | 6=Nada        | 6=Ninguno       | 0=Flujo        | 7=100-50          | 13=50-75%  |
|                |               |                  |              |               |                 |                | 12=250-100        | 17=75-90%  |
|                |               |                  |              |               |                 |                | 15=>250           | 20=90-100% |

Figura 6 — Clasificación geomecánica de Bieniawski

Extraído de Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 54)

| CLASE DE MACIZO ROCOSO              | EXCAVACIÓN   | SOSTENIMIENTO   |   |  |
|-------------------------------------|--|---|---|--|
|                                     |  | PERNOS DE ANCLAJE REPARTIDO (d=20mm)  | HORMIGÓN PROYECTADO   | CERCHIAS DE ACERO  |
| <b>I</b><br>Muy Buena<br>RMR 81-100 | A plena sección. Avance de 3 m.  | Generalmente no requiere sostenimiento excepto algún perno ocasional  |   |  |
| <b>II</b><br>Buena<br>RMR 61-80     | A plena sección. Avances de 1 a 1.5 m finalizar el sostenimiento a 20 m de frente.   | Bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 2.5 m y con malla ocasional.                                | 50 mm de corona donde requiera                                  | Ninguna  |
| <b>III</b><br>Media<br>RMR 41-60    | En bóveda y destroza. Avance de 1.5 – 3 m en bóveda. Iniciar el sostenimiento después de cada pega. Finalizar el sostenimiento a 10 m del frente.                                    | Empernado sistemático de 4 m de longitud espaciados 1.5 – 2 m en corona y hastiales con malla en la corona.           | En corona 50 – 100 mm y en hastiales 30 mm                      | Ninguna  |
| <b>IV</b><br>Mala<br>RMR 21-40      | En bóveda y destroza. Avance de 1 - 1.5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.  | Empernado sistemático de 4 – 5 m de longitud, espaciados 1 – 1.5 m en corona y hastiales con malla.                   | En corona 100 – 150 mm y en hastiales 100 mm                    | Donde se requieran cerchas ligeras espaciadas 1.5 m  |
| <b>V</b><br>Muy mala<br>RMR <20     | En secciones múltiples. Avances de 0.5 - 1.5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de la voladura. | Empernado sistemático de 5 – 6 m de longitud espaciados 1 - 1.5 m en corona y hastiales con malla y bulonado de piso. | En corona 150 – 200 mm en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm | Cerchas medias o pesadas espaciadas 0.75 m con blindaje de chapas y en caso necesario paraguas contra bóveda |

Figura 7 — Sostenimiento según el RMR

Extraído de Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 55)

a) **Clasificación de Barton (NGI)**

**Definición del índice de calidad Q:** El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso consiste en determinar el índice (Q) de acuerdo a la siguiente relación:

$$Q = \frac{RQD * J_r * J_w}{J_n * J_a * SRF}$$

Donde:

RQD: Porcentaje de recuperación del testigo de un sondeo

J<sub>n</sub>: Número de familias de fracturas

J<sub>r</sub>: Factor de rugosidad de las discontinuidades  
J<sub>a</sub>: Factor de alteración de las discontinuidades

J<sub>w</sub>: Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades

SRF: Parámetro que considera el estado tensional en el macizo rocoso (Stress Reduction Factor = Factor de reducción por esfuerzos o tensiones)



Los tres grupos formados con estos parámetros son:

$RQD/J_n$  = Representa la estructura del macizo rocoso

$J_n/J_a$  = Representa la rugosidad y características de fricción de las paredes de una fractura o del material de relleno

$J_w/SRF$  = Representa la influencia del estado tensional.

La estimación de los parámetros de índice Q

En boquillas, se utiliza  $2 J_n$  y en intersecciones de túneles  $3 J_n$

**Tabla 5 — Número de familias de juntas ( $J_n$ )**

| DESCRIPCIÓN  | VALOR ( $J_n$ ) |
|--|-----------------|
| Roca masiva  | 0.5 – 1         |
| Una familia de juntas  | 2               |
| Una familia y algunas juntas ocasionales                                 | 3               |
| Dos familias de juntas   | 4               |
| Dos familias y algunas juntas ocasionales                                | 6               |
| Tres familias de juntas  | 9               |
| Tres familias y algunas juntas ocasionales                               | 12              |
| Cuatro o más familias, roca muy fracturada<br>“terrones de azúcar”, etc. | 15              |
| Roca triturada terrosa   | 20              |

Extraído de Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág.172)

Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante menos de 10 cm

**Tabla 6 — Coeficiente de rugosidad de las juntas ( $J_r$ )**

| DESCRIPCIÓN                       | VALOR ( $J_r$ ) |
|-----------------------------------|-----------------|
| Juntas discontinuas               | 4               |
| Junta rugosa o irregular ondulada | 3               |
| Suave ondulada                    | 2               |
| Espejos de falla, ondulada        | 1.5             |



|                            |     |
|----------------------------|-----|
| Rugosas o irregular, plana | 1.5 |
| Suave plana                | 1   |
| Espejo de falla, plana     | 0.5 |

Extraído de Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág.174)

No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente. Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre la cara de la junta. Arena, gravas o zonas falladas suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta.

**Tabla 7 — Coeficiente de meteorización de las juntas (Ja)**

| DESCRIPCIÓN   | VALOR (Ja) |
|---|------------|
| Junta de paredes sanas  | 0.75 – 1   |
| Ligera alteración   | 2          |
| Alteraciones arcillosas   | 3          |
| Con detritus arenosos   | 4          |
| Con detritus arcillosos pre-consolidados                        | 6          |
| Con detritus arcillosos pre-consolidados y algunos consolidados | 8          |
| Con detritus arcillosos pre-consolidados y algunos expansivos   | 8 – 12     |
| Milonitos de roca y arcilla                                     | 6 – 12     |
| Milonitos de arcilla limosa                                     | 5          |
| Milonitos arcillosos - gruesos                                  | 10 – 20    |

Extraído de Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág.173)



**Tabla 8 — Coeficiente reductor por la presencia de agua en las juntas (Jw)**

| DESCRIPCIÓN  | VALOR (Jw) |
|--|------------|
| Excavaciones secas o con < 5 l/min localmente                      | 1          |
| Afluencia media con lavado de algunas juntas                       | 0.66       |
| Afluencia importante por juntas limpias                            | 0.5        |
| Afluencia importante por juntas limpias con lavado de juntas       | 0.33       |
| Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo           | 0.2 – 0.1  |
| Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo mantenida | 0.1 – 0.05 |

Extraído de Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág.174)

**Tabla 9 — Tensiones en la excavación. S.R.F.**

| DESCRIPCIÓN  | VALOR (SRF) |
|--|-------------|
| <b>Zonas débiles</b>   |             |
| Multitud de zonas débiles o milonitos                                      | 10          |
| Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta                    | 5           |
| Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura > 50 m) | 2.5         |
| Abundante zonas débiles en roca competente                                 | 7.5         |
| Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura ≤ 50 m)               | 5           |
| Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura > 50 m)               | 2.5         |
| <b>Roca Competente</b>   |             |
| Pequeña cobertura  | 2.5         |
| Cobertura media  | 1           |
| Gran cobertura   | 0.5 – 2     |
| <b>Terreno fluyente</b>  |             |
| Con bajas presiones  | 5 – 10      |
| Con altas presiones  | 10 – 20     |
| <b>Terreno expansivo</b>   |             |
| Con presión de hinchamiento moderada                                       | 5 – 10      |
| Con presión de hinchamiento alta   | 10 – 15     |

Extraído de Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág.175)



Los rangos de variación de los parámetros son los siguientes:

**Tabla 10 — Rango de la estimación de los parámetros**

| <b>RQD</b> | <b>Jn</b> | <b>Jr</b> | <b>Ja</b> | <b>JW</b> | <b>SRF</b> |
|------------|-----------|-----------|-----------|-----------|------------|
| 0 – 100    | 0.5 – 20  | 0.5 – 4   | 0.75 – 20 | 0.05 – 1  | 0.5 – 20   |

Extraído de Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág.176)

La calidad de roca puede variar de  $Q=0.001$  a 1000 sobre una escala logarítmica de calidad del macizo rocoso. Este intervalo se ha dividido en 9 tramos que dan lugar a la siguiente clasificación cualitativa:

**Tabla 11 — Clasificación de Barton de los macizos rocosos.**

| <b>VALOR DEL ÍNDICE Q</b> | <b>TIPO DE MACIZO ROCOSO</b> |
|---------------------------|------------------------------|
| 0.001 – 0.01              | Roca excepcionalmente mala   |
| 0.01 – 0.1                | Roca extremadamente mala     |
| 0.1 – 1                   | Roca muy mala                |
| 1 – 4                     | Roca mala                    |
| 1 – 10                    | Roca media                   |
| 10 – 40                   | Roca buena                   |
| 40 – 100                  | Roca muy buena               |
| 100 – 400                 | Roca extremadamente buena    |
| 400 – 1000                | Roca excepcionalmente buena  |

Extraído de Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág.177)

**d) Clasificación según índice GSI (Geological Strength Index)**

Además de las clasificaciones más difundidas como son la de Bieniawski y la de Barton, últimamente se utiliza con mucha frecuencia el índice de



calidad GSI, desarrollado por Hoek y Brown, el cual tiene la ventaja de poder estimar los parámetros de cortes “equivalentes”,  $C$  y  $\phi$ .

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

$$GSI = RMR - 10$$

$$GSI = RMR - 10$$

Siendo, además la relación propuesta por Hoek entre la resistencia a la compresión simple de la masa rocosa  $\sigma_{cm}$  y la intacta  $\sigma_c$ :

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

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 GSI, 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 (B)
- Regular (R)

- Mala (M)
- Muy mala (MM)

### 3.3.3.2 Tiempos de autoaporte

A partir de la *Figura 9* podemos estimar el tiempo de autoaporte del macizo de una excavación, en esta se indica las relaciones entre el tiempo de autoaporte y el span para diferentes clases de macizo rocoso, de acuerdo a la clasificación geomecánica para tunelería y minería.

Los puntos plotados en la *Figura 10* representan fallas de techo estudiados; los puntos redondos negros para minas y cuadrados vacíos para túneles, las líneas de contorno son límites de aplicabilidad.

La *Figura 10* indica una representación tanto conservadora y aplicable mayormente a excavaciones permanentes. Para tener mejores estimados del tiempo de auto sostenimiento, es recomendable realizar observaciones in-situ del terreno, a fin de tener una mejor base de establecimiento de este parámetro, particularmente en labores temporales.

| Cartilla Geomecánica |           |                           |
|----------------------|-----------|---------------------------|
| RMR                  | Tipo Roca | GS1                       |
| 81 - 100             | I         | LF/MB                     |
| 71 - 80              | II-A      | LF/B - F/MB               |
| 61 - 70              | II-B      | LF/R - F/B - MF/MB        |
| 51 - 60              | III-A     | LF/P - F/R - MF/B - IF/MB |
| 41 - 50              | III-B     | MF/R - IF/B               |
| 41 - 30              | IV-A      | F/P - IF/R - MF/P - T/B   |
| 21 - 30              | IV-B      | T/R - IF/P - F/MP - MF/MP |
| 0 - 20               | V         | IF/MP - T/P - T/MP        |

| CONDICION ESTRUCTURAL |  | Decreimiento de la Calidad Superficial |      |      |      |       |
|-----------------------|--|--|------|------|------|-------|
|                       | <b>LEVEMENTE FRACTURADA.</b><br>TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO)  | LF/MB                                  | LF/B | LF/R | LF/P | -     |
|                       | <b>FRACTURADA.</b><br>MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)                   | F/MB                                   | F/B  | F/R  | F/P  | F/MP  |
|                       | <b>MUY FRACTURADA.</b><br>MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO) | MF/MB                                  | MF/B | MF/R | MF/P | MF/MP |
|                       | <b>INTENSAMENTE FRACTURADA.</b><br>PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)  | IF/MB                                  | IF/B | IF/R | IF/P | IF/MP |
|                       | <b>TRITURADA O BRECHADA.</b><br>LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISREGGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)                | -                                      | T/B  | T/R  | T/P  | T/MP  |

| CONDICION SUPERFICIAL                         |  | Decreimiento de la Calidad Superficial |      |      |      |       |
|---|--|--|------|------|------|-------|
| MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) | SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS (INCLINACIONES CERRADAS. (t > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)                          | LF/MB                                  | LF/B | LF/R | LF/P | -     |
| BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)    | DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABERTAS. (t > 100 a 250 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) | F/MB                                   | F/B  | F/R  | F/P  | F/MP  |
| REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA)     | DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABERTAS. (t > 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)                | MF/MB                                  | MF/B | MF/R | MF/P | MF/MP |
| POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE Y ALTERADA)   | SUPERFICIE PULIDA CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (t < 25 a 50 MPa) - (SE INDICIA SUPERFICIALE)        | IF/MB                                  | IF/B | IF/R | IF/P | IF/MP |
| MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)              | SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARELLAS BLANDAS. (t < 25 MPa) (SE DISREGGA O INDICIA PROFUNDAMENTE)                      | -                                      | T/B  | T/R  | T/P  | T/MP  |

Figura 8 — Tabla GSI para la mina Parcoy

Extraído de Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 64)

| Labor Temporal |                           | Sección de la Labor (m) |             |             |            |
|----------------|---------------------------|-------------------------|-------------|-------------|------------|
| Tipo Roca      | Clasificación GSI         | Menor a 1.50            | 1.50 a 3.00 | 3.00 a 4.50 | 4.50 a Mas |
| I              | LF/MB                     | PS                      | A           | A           | A          |
| II-A           | LF/B - F/MB               | PS                      | A           | B           | B          |
| II-B           | LF/R - F/B - MF/MB        | PS                      | B           | C           | C          |
| III-A          | LF/P - F/R - MF/B - IF/MB | PS                      | C           | D           | D          |
| III-B          | MF/R - IF/B               | PS                      | E           | E           | E          |
| IV-A           | F/P - IF/R - MF/P - T/B   | F2                      | I           | I           | I          |
| IV-B           | T/R - IF/P - F/MP - MF/MP | F2                      | F1          | F1          | G1         |
| V              | IF/MP - T/P - T/MP        | G2                      | G1/G2       | G1 / NR     | NR         |

| Labor Permanente |                           | Sección de la Labor (m) |             |             |             |
|------------------|---------------------------|-------------------------|-------------|-------------|-------------|
| Tipo Roca        | Clasificación GSI         | 1.50 a 2.10             | 2.10 a 3.00 | 3.00 a 4.00 | 4.00 a 4.50 |
| I                | LF/MB                     | A                       | A           | A           | A           |
| II-A             | LF/B - F/MB               | A                       | A           | B           | B           |
| II-B             | LF/R - F/B - MF/MB        | B                       | B           | C           | C           |
| III-A            | LF/P - F/R - MF/B - IF/MB | C                       | C           | D           | D           |
| III-B            | MF/R - IF/B               | E                       | E           | E           | E           |
| IV-A             | F/P - IF/R - MF/P - T/B   | F2                      | F2          | F1          | F1          |
| IV-B             | T/R - IF/P - F/MP - MF/MP | F2                      | F1          | G1          | G1          |
| V                | IF/MP - T/P - T/MP        | G2                      | H           | H / NR      | H / NR      |

| Tipo de Sostenimiento |  |
|-----------------------|--|
| Cod.                  | Descripción del Sostenimiento  |
| A                     | Perno Puntual o Ocasional  |
| B                     | Perno Sistemático 2.50 a 3.00 m  |
| C                     | Perno Sistemático 2.00 a 2.50 m  |
| D                     | Perno Sistemático 1.50 a 1.80 m  |
| E                     | Perno (1.20 m) + Malla Electrosoldada  |
| F1 / F2               | Shotcrete 2" C/F + Perno Sist. 1.50 x 1.50 m (F1) / Cuadros Espac. a 1.50 m (F2) |
| G1 / G2               | Shotcrete 4" S/F + Malla + Perno 1.20 x 1.50 m (G1) / Cuadro Espac. 1.00 m (G2)  |
| H                     | Cimbra Espac. 1.50 m   |
| I                     | Perno Expansión Sistemático 1.20 a 1.50 m. + Malla Electrosoldada                |
| PS                    | Puntal de Seguridad con redondos de 6" a 8"                                      |
| NR                    | Excavación No Recomendable   |

| Split Set  | Labor Temporal   |
|------------|------------------|
| Swelex     | Labor Permanente |
| Helicoidal | Labor Permanente |

**Importante:** Uso de plantillas de madera y/o combinaciones de sostenimiento se realizará por recomendación del Área de Geomecánica.

*Nota:* Secciones menores a 1,5 m, Puntal de Seguridad  
 Secciones de 1.50 a 2.10 m pernos de 4 pies  
 Secciones de 2.10 a 3.00 m pernos de 5 pies  
 Secciones mayores a 3.00m pernos de 7 pies  
 Pernos de 10 pies para trabajos específicos.

## TIEMPO DE AUTOSOPORTE

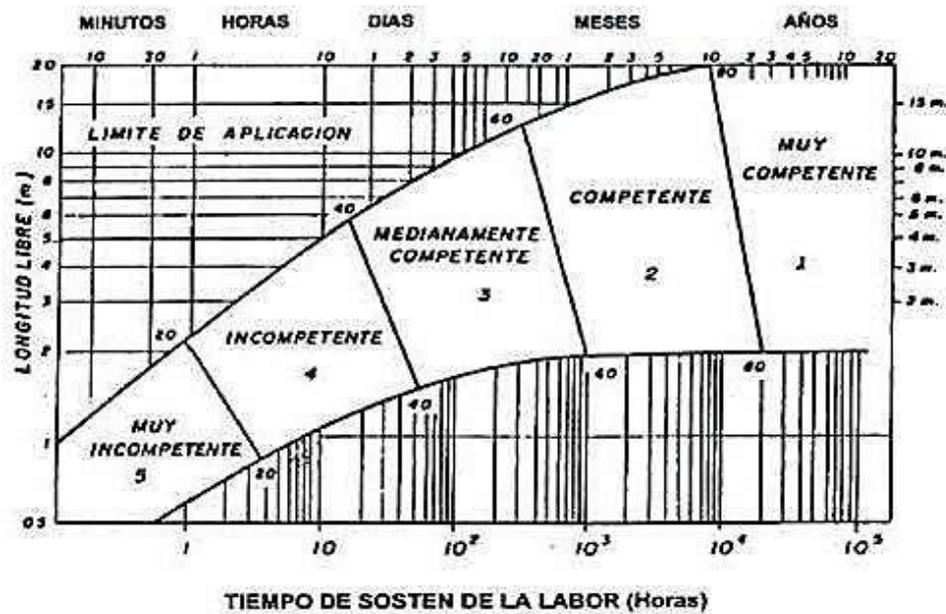


Figura 9 — Tiempo de autoaporte del macizo rocoso en una excavación

Extraído de Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 66)

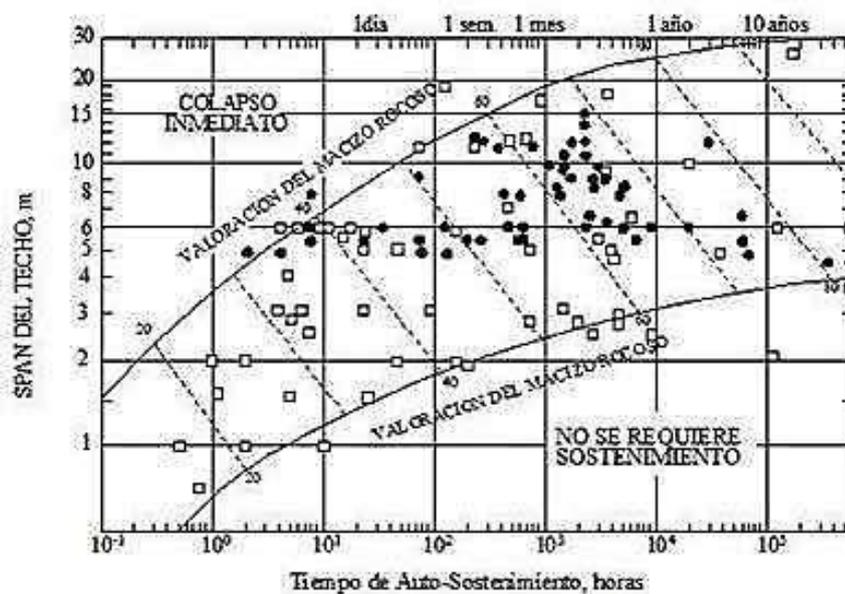


Figura 10 — Tiempo de autoaporte según el span y calidad de roca

Extraído de Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 67)

### 3.3.4 Perforación:

Es la acción de aperturar un orificio circular con un taladro, con el objetivo de colocar un material explosivo. La perforación roto percusiva se fundamenta en: Percusión, rotación, empuje y barrido (López Jimeno, y otros, 1994 pág. 15), en la **figura 11** se observa la perforación del arranque (Corte cilíndrico) y se materializa la perforación mecanizada con el “Jumbo” de un solo brazo modelo axera DD311.2.



**Figura 11 — Perforación con malla propuesta en cruceo 2682**

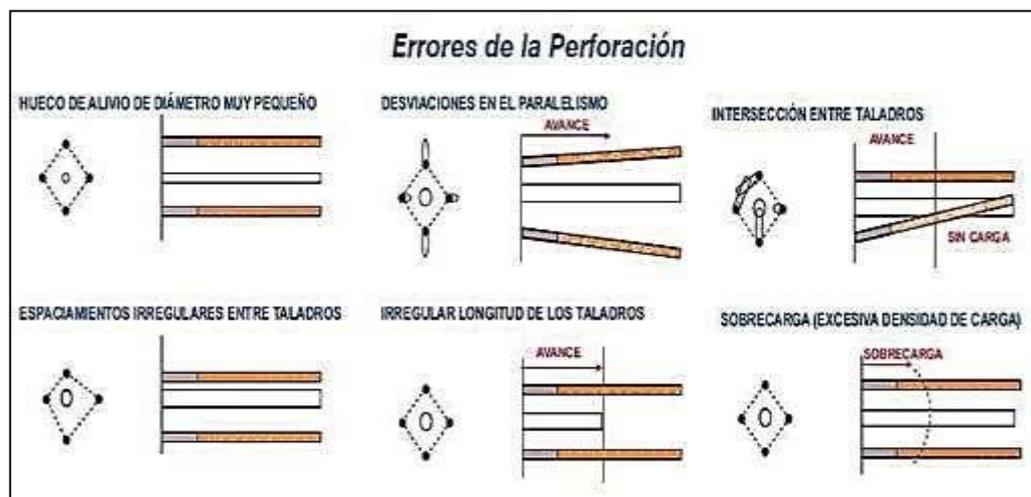
#### 3.3.4.1 Errores de perforación

Las fallas o errores de perforación en taladros de pequeño diámetro en subsuelo son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo, como se observa en la **Figura 12**. Entre ellos se tiene.

- a) **Arranques:** Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.
- b) **Desviaciones en el paralelismo:** En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al

fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

- c) **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o soplo de explosivo.
- d) **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.
- e) **Intercepción de taladros:** Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.
- f) **Mayor número de taladros:** Cuando se perforan mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.



**Figura 12 — Fallas de perforación en los taladros**

Extraído de (Consortio Minero Horizonte S.A, 2016, pág. 76) Manual de perforación y voladura.

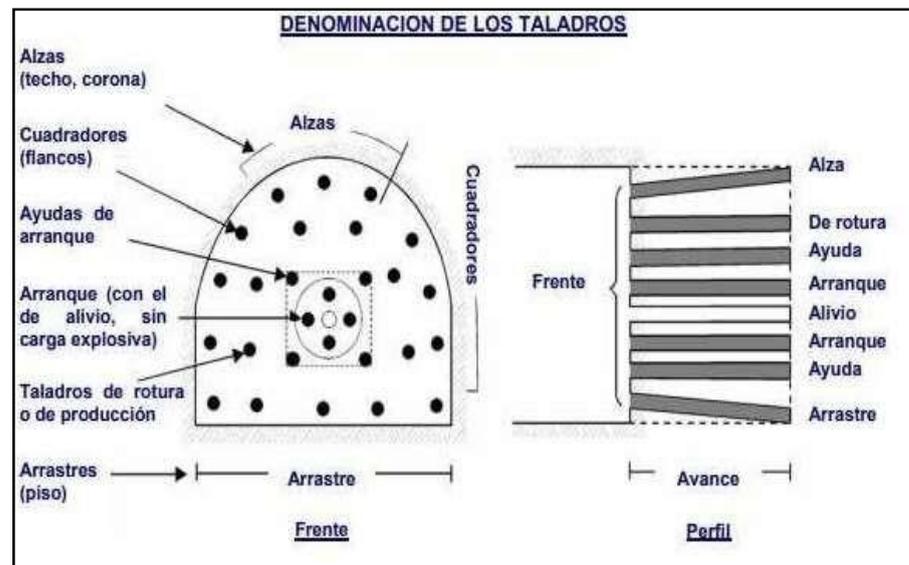
### 3.3.4.2 Condiciones de perforación.

La perforación está intrínsecamente relacionada con la voladura, una buena voladura requiere una buena perforación, un buen diseño de malla. Los principales parámetros de la perforación son:

- Diámetro:
- Longitud

- Rectitud
- Estabilidad

La nomenclatura peruana para nombrar los taladros en un frente de labores subterráneas es: Alzas, cuadradores, ayudas de arranque, arranques, de producción y arrastres. En la **figura 13** se detalla la nomenclatura de la malla de perforación peruana.



**Figura 13 — Denominación de los taladros en un frente**

Extraído de (EXSA S.A.,2021 pag. 58) Manual de Perforación y voladura.

### 3.3.5 Voladura de Rocas.

Es la técnica de demoler una roca u otros materiales mediante el uso de explosivos, de tal manera que con la menor cantidad de explosivo se maximice el volumen demolido. (Langefors, y otros, 1976 pág. 26), En la **figura 14** se observa el “cargado” de los taladros con explosivos y accesorios.



**Figura 14 — Taladros cargados con explosivo y taco en el CX 2682**

Los factores que determina el proceso de la voladura son: la perforación realizada, tipo de roca, número de caras libres, tipo de explosivo y condiciones de carga.

La velocidad de reacción en referencia al tiempo es la principal característica, del avance tecnológico de voladura de rocas, desde la combustión, deflagración a la detonación. En la actualidad se utilizan detonadores electrónicos, que ha mejorado los niveles de control y efectividad de las voladuras.

### **3.3.5.1 Tipos de arranques**

La apertura de una cavidad inicial se denomina corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, se clasifica en dos grandes grupos: arranques con taladros en paralelo y arranques con taladros en diagonal o en ángulo.

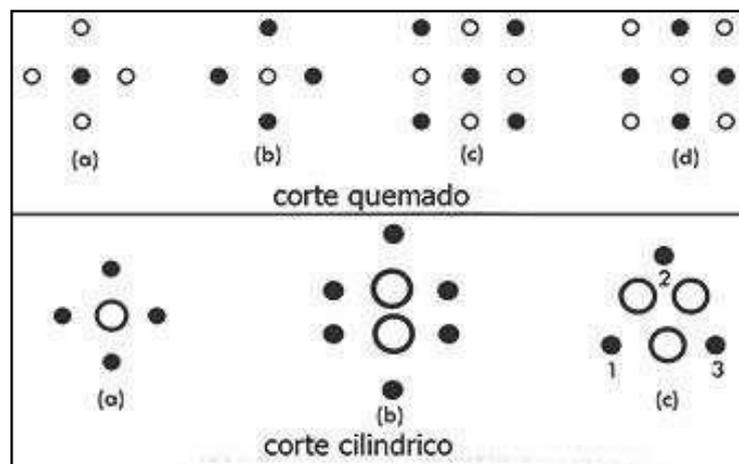
#### **Corte en paralelo**

Los esquemas básicos con taladros paralelos son: corte quemado, corte cilíndrico con taladros de alivio, y corte escalonado por tajadas horizontales así como se aprecia en la **figura 15**.

- a) **Corte quemado:** comprende a un grupo de taladros de igual diámetro, perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como

caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.

- b) **Corte cilíndrico:** Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.



**Figura 15 — Tipos de cortes en paralelo**

Extraído de Manual de práctico de voladura (EXSA Explosivos, 2009, pág. 197)

### 3.3.6 Voladura controlada

Consiste en distribuir linealmente la carga explosiva de baja energía colocada en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que limite la superficie final de un corte o excavación.

En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal o producción, se le denomina precorte y si es posterior se le conoce como recorte.

Entonces los objetivos de la voladura controlada son:

- Evitar agrietamientos

- Lograr una mejor estabilidad
- Obtener superficies de corte lisas
- Disminuir la dilución del mineral
- Evitar la sobrerotura

#### **3.3.6.1 Ventajas de la voladura controlada**

- Produce superficies de rocas lisas y estables
- Reduce la vibración de la voladura principal y la sobre excavación
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente
- Es una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables

#### **3.3.6.2 Desventajas de la voladura controlada**

- Costo relativamente mayor que la voladura convencional por requerir más taladros y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- Mayor tiempo de preparación en perforación y carguío
- En material detrítico incompetente o deleznable puede no llegar a dar buen resultado.
- Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes

#### **3.3.6.3 Tipos de voladura controlada**

##### **a) Voladura precorte**

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantáneos. El disparo de los taladros de precorte se puede realizar simultáneamente con los de destroza, pero adelantándose un intervalo de tiempo de 90 a 120ms.

El factor de carga por pie de taladro que no cause daño a la roca, pero que produzca suficiente presión como para crear la acción de



corte se puede estimar por la ecuación propuesta por Calvin J.

Konya:

$$q = \frac{dt^2}{12.14}$$

Donde:

Carga de explosivo por taladro (gr/m)dt: diámetro de los taladros vacíos (mm)

Si se aplica este factor de carga, el espaciamiento entre los taladros de precorte será determinado por:

$$S = 10 * d$$

Donde:

S: espaciamiento entre taladros (mm)

dt: diámetro de los taladros vacíos (mm)

La constante 10 se aplica para asegurar que la distancia no sea excesiva y que el corte ocurra, pero según experiencia puede llevarse a 12 ó 14.

#### b) Voladura de recorte

Consiste en la voladura de una sola fila de taladros cercanos con carga de explosivo desacoplada, pero después de la voladura principal.

El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de precorte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia la cara libre, el espaciamiento normalmente es mayor que en el precorte y resulta un menor costo, se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$S = 16 * d$$

El disparo es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los de recorte.



El burden debe ser mayor que el espaciado para asegurar que las facturas se encadenen apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de burden se desplace, pudiéndose calcular mediante:

$$B \geq 1.3 * S$$

**c) Voladura amortiguada**

Son voladuras semejantes a las convencionales, donde se ha modificado el diseño de la última fila, tanto en el esquema geométrico que es más reducido y en las cargas de explosivo que suelen ser menores y desacopladas. El disparo es normalmente en una sola etapa.

**3.3.6.4 Parámetros que intervienen en una voladura controlada**

**a) Presión del taladro**

Es la presión ejercida por la expansión de gases de detonación en las paredes del taladro. Cuanto menor sea esta presión menor será el daño a la pared final de la voladura, según estudios realizados esta presión se halla con la siguiente fórmula:

$$P_t = \frac{\rho_e * V D^2 * 10^{-3}}{8}$$

Para reducir la presión dentro del taladro, se debe desacoplar y espaciar las cargas explosivas. El grado de acople de una carga explosiva está dada por:

$$P_t = \frac{\rho_e * V D^2 * 10^{-3} * (r_e / r_t)^{2.6}}{8}$$

La presión dentro del taladro desacoplado y colocado espaciadores de la misma longitud de los cartuchos y cordón detonante en forma axial al taladro, será la siguiente:

$$P_t = \frac{\rho_e * V D^2 * 10^{-3} * ((r_e / r_t) * \sqrt{c})^{2.6}}{8}$$

Donde:

P<sub>t</sub>: Presión de taladro (MPa)



pe: Densidad del explosivo (gr/cm<sup>3</sup>)

VD: Velocidad de detonación del explosivo (m/s) re: Radio del cartucho explosivo (cm)

rt: Radio del taladro (cm)

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

Para que el daño sea menor a la pared final de la voladura la presión del taladro debe ser cercadoo menor a la resistencia a la compresión de la roca.

#### b) Espaciamiento entre taladros de contorno

Para el cálculo del espaciamiento entre taladro para realizar una voladura controlada preorte es:

$$S \leq \frac{16*rt*(Pt+T)*10^{-3}}{T}$$

Donde:

S: Espaciamiento entre taladros de contorno (cm)

rt : Radio del taladro (mm)

Pt: Presión del taladro (MPa)

T: Resistencia a la tracción de la roca (MPa)

#### c) Propiedades de las rocas y de los macizos rocosos

Las propiedades de los macizos rocosos tienen una marcada influencia tanto en el diseño como en los resultados de las voladuras de contorno. Las propiedades más importantes son:

- Las resistencias dinámicas a tracción y compresión.
- Nivel de alteración de la roca
- Grado de fracturamiento, espaciamiento de discontinuidades, orientación de las fracturas y relleno de las mismas

#### d) Explosivos utilizados en voladuras controladas



Para realizar la voladura de contorno se utilizan normalmente los siguientes explosivos: cartuchos especiales, cordón detonante, detonadores no eléctricos.

**e) Precisión de la perforación**

En cualquier tipo de voladura la calidad de perforación debe cuidarse para así obtener mejores resultados, es crítico este punto en voladura controlada, ya que los taladros deben encontrarse en el plano que se desea conseguir y mantenerse paralelos en la distancia que haya sido fijado en los cálculos.

**f) Geometría de la voladura y secuencia de iniciación**

Los que se exponen a continuación se refieren a las voladuras de precorte y recorte:

- **Diámetro de perforación:** en minería subterránea los diámetros de perforación más utilizados varían entre 32 y 65 mm realizándose en algunos casos con barrenos de 75mm.
- **Relación de espaciamiento y burden:** El espaciamiento entre taladros de una voladura controlada depende del tipo de roca y del diámetro de perforación. En estas voladuras por lo general se recomienda una relación burden/espaciamiento (B/E) de 1.5 a 1.

$$\frac{B}{E} = 1 \text{ a } 1.5$$

- **Densidad lineal de carga:** La determinación de la densidad lineal de carga de explosivo debe realizarse teniendo en cuenta los siguientes:

Producir una presión de barreno inferior a la resistencia dinámica a la compresión de la carga

Controlar el nivel de vibración generada en la voladura

- **Retacado:** Generalmente el retacado debe aumentar conforme disminuye la resistencia de la roca. En rocas competentes el retacado oscila entre 6 y 10 veces el diámetro.

- **Tiempos de retardo y secuencia de iniciación:** Todos los taladros deben estar conectados a la misma línea del cordón detonante o energizado con detonadores del mismo número.

**g) La voladura de destroza y la protección de la voladura de recorte**

Para que el plano de recorte no resulte dañado por la voladura de destroza, esta debe diseñarse de acuerdo con el modelo de voladura amortiguada. La distancia entre el recorte y la última fila oscila entre 0.33 y 0.5 veces la piedra nominal de la voladura de producción.

**3.3.6.5 Condiciones necesarias para la voladura controlada**

**a) Perforación**

- El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción
- Buena precisión en la perforación para garantizar el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte
- El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio burden baja de  $S = 1.3B$  normal a  $S = (0,5 \text{ ó } 0,8) B$ .

**b) Carga y disparo**

Se requiere baja densidad de carga explosiva, lo que se obtiene con:

- Explosivos especiales de baja energía y velocidad, normalmente en cartuchos de pequeño diámetro.
- La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), normalmente de sólo 0.5 veces el diámetro del taladro (relación 2:1) y debe distribuirse a lo largo del taladro
- Se debe sellar los taladros con tacos inertes para contener los gases y evitar que la columna desacoplada sea impulsada del taladro.



El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente y usar explosivos de poder rompedor bajo.

La velocidad pico de partícula debe ubicarse en el rango de 700 a 1000 mm/s generada por el disparo.

Técnica consistente en el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía ubicados a corta distancia, los mismos que se disparan simultáneamente con la finalidad de lograr una grieta definida evitando de esta manera la sobrerotura como se observa en la figura 16.

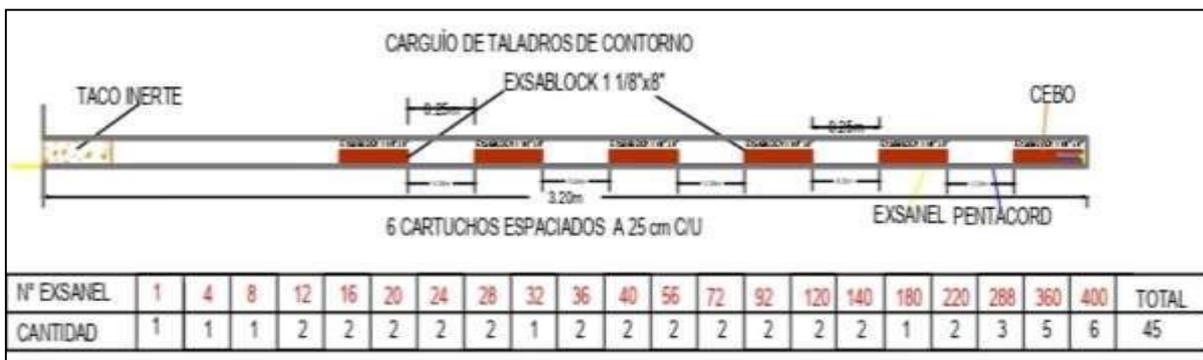


Figura 16 — Diseño de carga de los taladros de contorno

c) Carguío:

- La carga explosiva es de mínima energía y velocidad de explosión.
- La carga explosiva de la columna es desacoplada y espaciada como se observa en la **figura 17**, es decir se crean espacios vacíos a intervalos iguales según diseño de voladura.
- El factor de acoplamiento en el fondo del taladro es total.
- El óptimo sellado de los taladros con arcilla ó inertes es de suma importancia.



Figura 17 — Elaboración de cañas con cartuchos espaciados

**d) Disparo:**

- Siempre se disparan en bloques de forma simultánea incluyendo los retardos.
- Los explosivos utilizados en el mercado son: Semexa, Exsablock y otros con baja potencia.
- El rango de velocidad de la partícula recomendada varía entre de 700 a 1000mm/s. Se calcula mediante la fórmula:

$$V = \frac{Ce}{R \times b}$$

Dónde:

v = velocidad pico de partícula

Ce = carga, en caja explosiva (kg).

R = distancia radial desde el punto de detonación, en m.

b = constante según las propiedades estructurales de la roca.

- Si se utilizan explosivos con alto poder rompedor, las separaciones deben a intervalos iguales a la longitud de los cartuchos e iniciados en forma axial con cordón detonante de bajo gramaje.
- En caso de uso de agentes de voladura serán de baja densidad.

- En la aplicación del método del Air-Deck (Cubierta de aire) se debe realizar las pruebas de campo antes de sistematizar las operaciones.

### 3.3.7 Costos

El costo o coste es el valor monetario de los consumos de factores que supone el ejercicio de una actividad económica destinada a la producción de un bien, servicio o actividad.

#### 3.3.7.1 Tipos de costos

Debido a la clasificación de costos, la clasificación que más nos interesa es de acuerdo a su comportamiento con relación al volumen de actividad.

##### a) Costos fijos

También conocido como costos indirectos, son aquellos que no varían con el volumen de producción, pero varían en cuanto a capacidad y tamaño de planta, y son:

- Costos de administración
- Costo financiero
- Amortización y depreciación
- Impuestos
- Mano de obra indirecta

##### b) Costos variables

Llamados también costos directos son aquellos que están en función de producción y/o ventas en un momento determinado. Puede ser progresivo o proporcionales con respecto a volumen de producción, y son:

- Mano de obra directa
- Materiales e insumos (explosivos, neumáticos, energía, etc)
- Transporte

##### c) Costos directos de mina

- Costos de perforación

- Costo de Voladura
- Costo de Carguío
- Costo de Transporte
- Costo de Servicio – Administración

Se tiene también un costo de depreciación de los equipos mineros

### 3.3.7.2 Costos totales

Son denominados también como costos de producción total, reflejan el monto de desembolsos efectuados en la producción de bienes y servicio.

$$CT = CF + CV * Q$$

### 3.3.7.3 Costo unitario

Es el costo por producir una unidad, y se expresan por el cociente de costo total y la cantidad producida.

$$CU = \frac{CT}{Q} = \frac{dCT}{dQ}$$

Donde:

CT: Costo total

CF: Costo fijo

CV: Costo variable unitario

Q: Nivel de producción

CU: costo unitario

## 3.4 Marco conceptual

### Labor de desarrollo:

Se denomina a las labores de diferentes secciones que se realizan después que se ha verificado la existencia e importancia de un depósito mineral con fin de limitarlo.

### Labores permanentes:

Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, en estas labores tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones

**Malla de perforación:**

Es el diseño geométrico con una distribución adecuada de los taladros en un frente, la distribución de los taladros se hace con un previo cálculo del burden y espaciamiento para una voladura eficiente.

**Subterráneo:**

Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra

**Sobrerotura:**

Es el exceso de excavación en una labor minera.

**Crucero:**

Es una labor perpendicular a una labor o estructura mineral, tiene la finalidad de extraer el mineral valioso. Labor minera que une dos galerías.

**Rampa:**

Labor de accesos de equipos y maquinarias pesadas (perforación, transporte, relleno) sobre llantas a interior mina desde la superficie o entre los niveles, une labores horizontales de diferentes cotas o profundidades Permite la extracción del mineral por medios rápidos y flexibles con equipos.

**Frente:**

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina perforadora para realizar el avance de una labor de desarrollo, preparación o explotación, mediante perforación y voladura.

**Parámetros:**

Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

**Burden:**

También se denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre, es la distancia más corta desde el eje del taladro a la cara libre perpendicular. La selección del burden apropiado es una de las decisiones más importantes que hay que diseñar en cualquier diseño de voladura.

**Espaciamiento:**



Es la distancia entre los taladros de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

**Cara libre o taladro de alivio:**

Es donde las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.

**Clasificación geomecánica:**

Consiste en hacer una evaluación al macizo rocoso para determinar el tipo de voladura y el tipo de sostenimiento a utilizar.

**Voladura controlada:**

Consiste en emplear cargas explosivas de baja energía de forma lineal colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea.

**Precorte:**

Consiste en crear una discontinuidad o plano de fractura en el cuerpo de la roca antes de disparar la voladura principal o de producción.

**Recorte:**

Consiste en crear una discontinuidad o plano de fractura en el cuerpo de la roca después de disparar la voladura principal o de producción.

**Disparo cortado:**

Es un disparo que solo una parte ya sea por una falla de la roca, falla del encendido o amarre o por sobre compresión.



## CAPÍTULO IV

### METODOLOGÍA

#### 4.1 Tipo y nivel de investigación

##### 4.1.1 Tipo de investigación

La investigación es aplicada porque se establece como la solución a los problemas en el campo utilizando la ciencia como aliado que pueden estar divididas en dos partes importantes, la investigación a través de la experiencia que ha ayudado a mejorar las investigaciones aprendiendo de los errores y el segundo es la investigación documental donde se observa y reflexiona sobre las realidades teóricas y empíricas Niño, V. (2011, pág. 30).

##### 4.1.2 Nivel de investigación

El Nivel de Investigación será explicativo, porque como su nombre lo dice explica el comportamiento de una variable en función de otra; por ser estudios de causa-efecto.

#### 4.2 Diseño de la investigación

Según Sánchez H y Reyes C (2015) se optó por un diseño pre Experimental con pre y post test de un solo grupo (las mediciones de pre test están representadas por los datos estadísticos obtenidos con la ficha y los datos obtenidos, posteriormente se realiza la reducción de sobrerotura mediante el uso de voladura controlada del recorte en el cruce CX 2682 del Nivel 1815 de la zona Norte Lurdes de Consorcio Minero Horizonte-2021, finalmente se aplicó un post test.

El diagrama básico de este diseño es:

***GE: O<sub>1</sub> X O<sub>2</sub>***

**Dónde:**

GE: Grupo experimental

O<sub>1</sub>: Pre test

O<sub>2</sub>: Post test

X: Manipulación de la variable independiente.

### **4.3 Descripción ética de la investigación**

La información obtenida de la apertura del crucero, son reales los mismos que se evidencian mediante fotografías y son de pleno conocimiento de la empresa, su uso es académico y los resultados podrán ser compartidos, aplicados por la empresa de acuerdo a sus criterios técnicos.

### **4.4 Población y muestra**

#### **4.4.1 Población**

Se toma como población las labores de preparación y desarrollo de la zona norte Lurdes del nivel 1815, de la unidad minera Acumulación Parcoy N° 01 de la empresa minera horizonte.

#### **4.4.2 Muestra**

Se toma como muestras no probabilísticas, es decir de manera intencional al crucero 2682 nivel 1815, de la unidad minera Acumulación Parcoy N° 01 de la empresa minera horizonte.

### **4.5 Procedimiento de la investigación**

La presente investigación explicativa el objetivo es detallar las particularidades significativas de los acontecimientos y fenómenos que son puestos a prueba, a una comprobación in situ, donde se tiene en cuenta las voladuras con menor índice de eficiencia, consumo de explosivos y accesorios en la voladura, se tratará los resultados obtenidos mediante el análisis económico por consumo de explosivos.

### **4.6 Técnica e instrumentos**

#### **4.6.1 Técnicas**

La técnica usada para la determinación de las características físicas y químicas del macizo rocoso, se hizo mediante el mapeo geomecánico en el CX 2682, observación y medición para determinar la calidad del macizo rocoso mediante el uso del martillo de Schmidt, martillo geológico y cortaplumas, los datos como el peso específico de la roca y resistencias a la compresión y tracción de la roca, se recopiló del área del departamento de geomecánica de CMH S.A.

Se hizo una búsqueda de información bibliográfica a libros y tesis para poder tener mejor comprensión acerca de la voladura controlada recorte, así mismo del modelo matemático de Calvin J. Konya para el diseño de la malla de perforación.



Se recopiló reportes diarios de operación del área del departamento de costos de CMH S.A. y se realizó control de tiempos de cada una de las operaciones unitarias a través de la observación directa y entrevistas no estructuradas a los operadores de turno por medio de conversaciones y preguntas sencillas en la misma CX2682.

#### **4.6.2 Instrumentos**

Los instrumentos usados en la presente tesis son las tablas, ábacos de las clasificaciones geomecánicas, formato de reporte de operaciones, vales de explosivo, hojas de registro, información de las diferentes áreas de CMH S.A. observación directa, cámaras fotográficas y programas de Microsoft, AutoCAD, bibliografías y otros.

#### **4.7 Análisis estadístico**

El análisis de los datos procesados se realizó mediante la clasificación y sistematización de información en tablas y gráficos comparativos.

- Porcentaje de sobrerotura
- Tiempos de las operaciones unitarias del ciclo de minado
- Costos de operaciones unitarias
- Número de taladros perforados en el frente
- Base de datos.

## CAPÍTULO V

### RESULTADOS Y DISCUSIONES

#### 6.1 Descripción de los Resultados Antes del Estudio

##### 6.1.1 Sobrerotura antes del estudio

Se hizo un control de 30 disparos en el CX 2682 para poder calcular el porcentaje de sobrerotura, el cual se muestra en la **Tabla 12**, a si mismo se muestra en la **figura 18** las secciones topográficas sin aplicar voladura controlada de recorte.

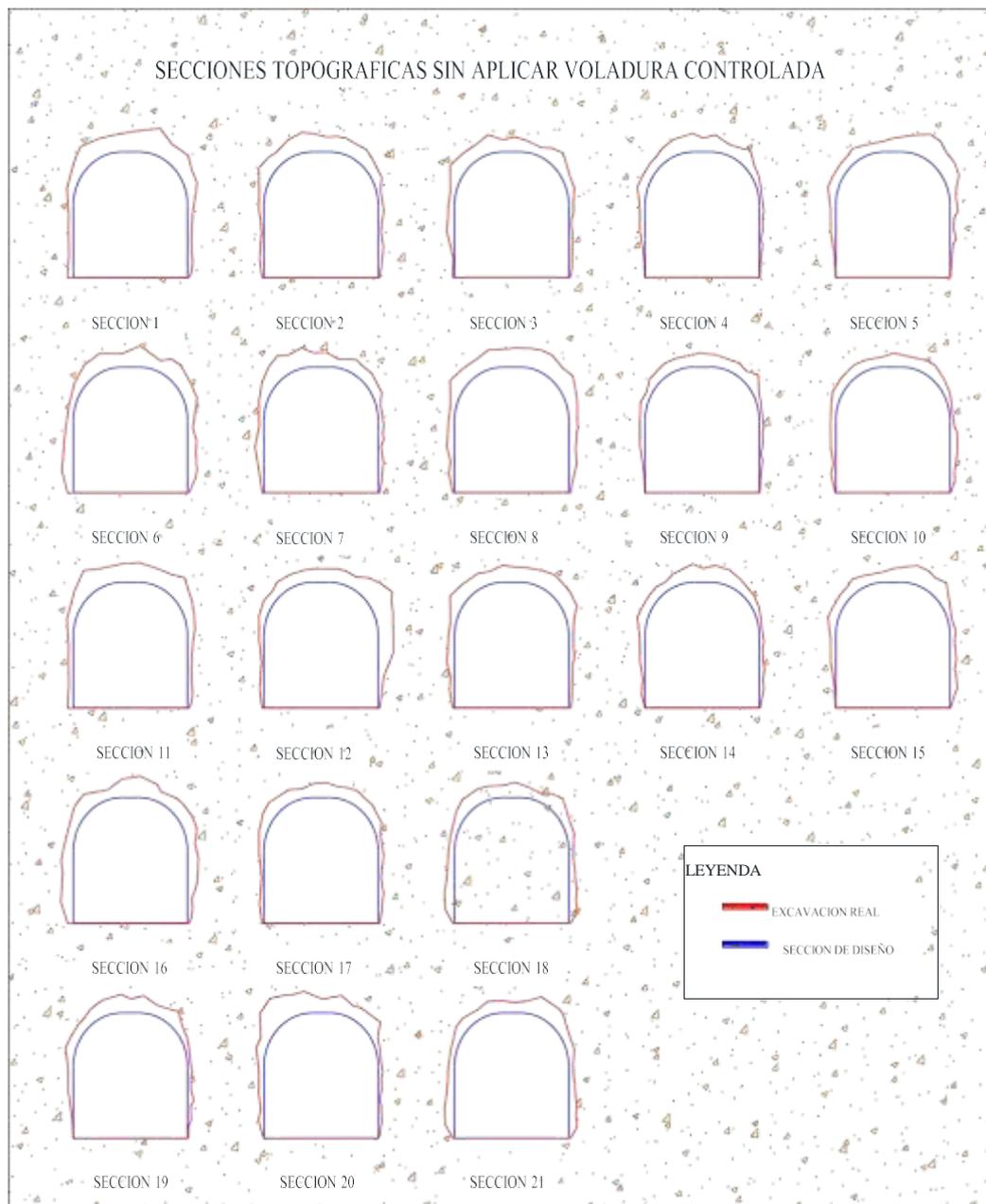
**Tabla 12 — Registro de sobre excavación de la CX2682**

| <b>Datos de voladura sin aplicar voladura controlada de recorte<br/>del cruce 2682 del nv 1815</b> |    |      |       |        |           |             |            |
|--|----|------|-------|--------|-----------|-------------|------------|
| Nº   | RM | Anch | Altur | Avance | Rotura    | Rotura      | Sobrerotur |
| disp   | R  | o    | a     | (m)    | real (m3) | diseño (m3) | %          |
| 1  | 32 | 4,9  | 4,52  | 2,84   | 59,10     | 50,43       | 17,19%     |
| 2  | 32 | 4,85 | 4,58  | 3,05   | 63,66     | 54,16       | 17,53%     |
| 3  | 35 | 4,82 | 4,49  | 2,99   | 60,80     | 53,10       | 14,51%     |
| 4  | 35 | 4,75 | 4,46  | 2,86   | 56,93     | 50,79       | 12,09%     |
| 5  | 33 | 4,65 | 4,52  | 3,09   | 61,02     | 54,87       | 11,21%     |
| 6  | 30 | 4,89 | 4,48  | 2,99   | 61,54     | 53,10       | 15,91%     |
| 7  | 31 | 4,95 | 4,59  | 2,93   | 62,55     | 52,03       | 20,21%     |
| 8  | 36 | 4,96 | 4,6   | 3      | 64,31     | 53,27       | 20,72%     |
| 9  | 36 | 4,86 | 4,53  | 2,76   | 57,09     | 49,01       | 16,49%     |
| 10   | 34 | 4,82 | 4,48  | 3,09   | 62,69     | 54,87       | 14,25%     |
| 11   | 34 | 4,86 | 4,58  | 2,89   | 60,44     | 51,32       | 17,77%     |

|                      |           |             |             |             |              |              |               |
|----------------------|-----------|-------------|-------------|-------------|--------------|--------------|---------------|
| 12                   | 35        | 4,9         | 4,5         | 3,17        | 65,68        | 56,29        | 16,67%        |
| 13                   | 33        | 4,79        | 4,39        | 3,02        | 59,67        | 53,63        | 11,26%        |
| 14                   | 34        | 4,85        | 4,5         | 2,85        | 58,44        | 50,61        | 15,48%        |
| 15                   | 34        | 4,77        | 4,56        | 3,04        | 62,13        | 53,98        | 15,09%        |
| 16                   | 35        | 4,9         | 4,51        | 2,94        | 61,05        | 52,21        | 16,93%        |
| 17                   | 35        | 4,87        | 4,61        | 2,7         | 56,95        | 47,95        | 18,79%        |
| 18                   | 35        | 4,75        | 4,5         | 2,76        | 55,43        | 49,01        | 13,10%        |
| 19                   | 34        | 4,82        | 4,4         | 2,82        | 56,19        | 50,08        | 12,21%        |
| 20                   | 34        | 4,86        | 4,42        | 2,75        | 55,50        | 48,83        | 13,66%        |
| 21                   | 34        | 4,75        | 4,43        | 2,76        | 54,57        | 49,01        | 11,34%        |
| 22                   | 34        | 4,86        | 4,5         | 2,81        | 57,74        | 49,90        | 15,71%        |
| 23                   | 35        | 4,76        | 4,56        | 2,86        | 58,33        | 50,79        | 14,84%        |
| 24                   | 35        | 4,72        | 4,61        | 3,05        | 62,36        | 54,16        | 15,13%        |
| 25                   | 35        | 4,75        | 4,65        | 3           | 62,26        | 53,27        | 16,87%        |
| 26                   | 35        | 4,79        | 4,49        | 2,76        | 55,77        | 49,01        | 13,79%        |
| 27                   | 34        | 4,81        | 4,49        | 2,89        | 58,64        | 51,32        | 14,27%        |
| 28                   | 35        | 4,92        | 4,53        | 3           | 62,82        | 53,27        | 17,92%        |
| 29                   | 35        | 4,76        | 4,58        | 2,85        | 58,38        | 50,61        | 15,35%        |
| 30                   | 35        | 4,87        | 4,62        | 3,04        | 64,27        | 53,98        | 19,04%        |
| <b>Prome<br/>dio</b> | <b>34</b> | <b>4,83</b> | <b>4,52</b> | <b>2,92</b> | <b>59,88</b> | <b>51,83</b> | <b>15,51%</b> |

Extraído de Área del departamento de topografía CMH S.A.





**Figura 18 — Esquema de sobrerotura en CX2682**

Extraído de Área del departamento de topografía CMH S.A.

Para el cálculo de sobrerotura tomamos en cuenta la sección diseñada de la labor (4.50mx4.20m), la sección real después de la voladura y el avance efectivo en el número de disparo 20 de la **Tabla 12**, Calculamos la rotura real, teórica y porcentaje de sobrerotura en las **(Ecu.1)**, **(Ecu. 2)** y **(Ecu.3)**.

$$Rr = Ar * Av * Fe$$

$$Rr = 4.86m * 4.42m * 2.75m * 0.93 * 1.0103 = 55.50m^3$$

$$Rt = At * Av * Fe$$

$$R_t = 4.50\text{m} * 4.20\text{m} * 2.75\text{m} * 0.93 * 1.0103 = 48.83\text{m}^3$$

$$S_r\% = \frac{R_r - R}{R_t} * 100\%$$

$$S_r\% = \frac{55.50 - 48.83}{48.83} * 100\% = 13.66\%$$

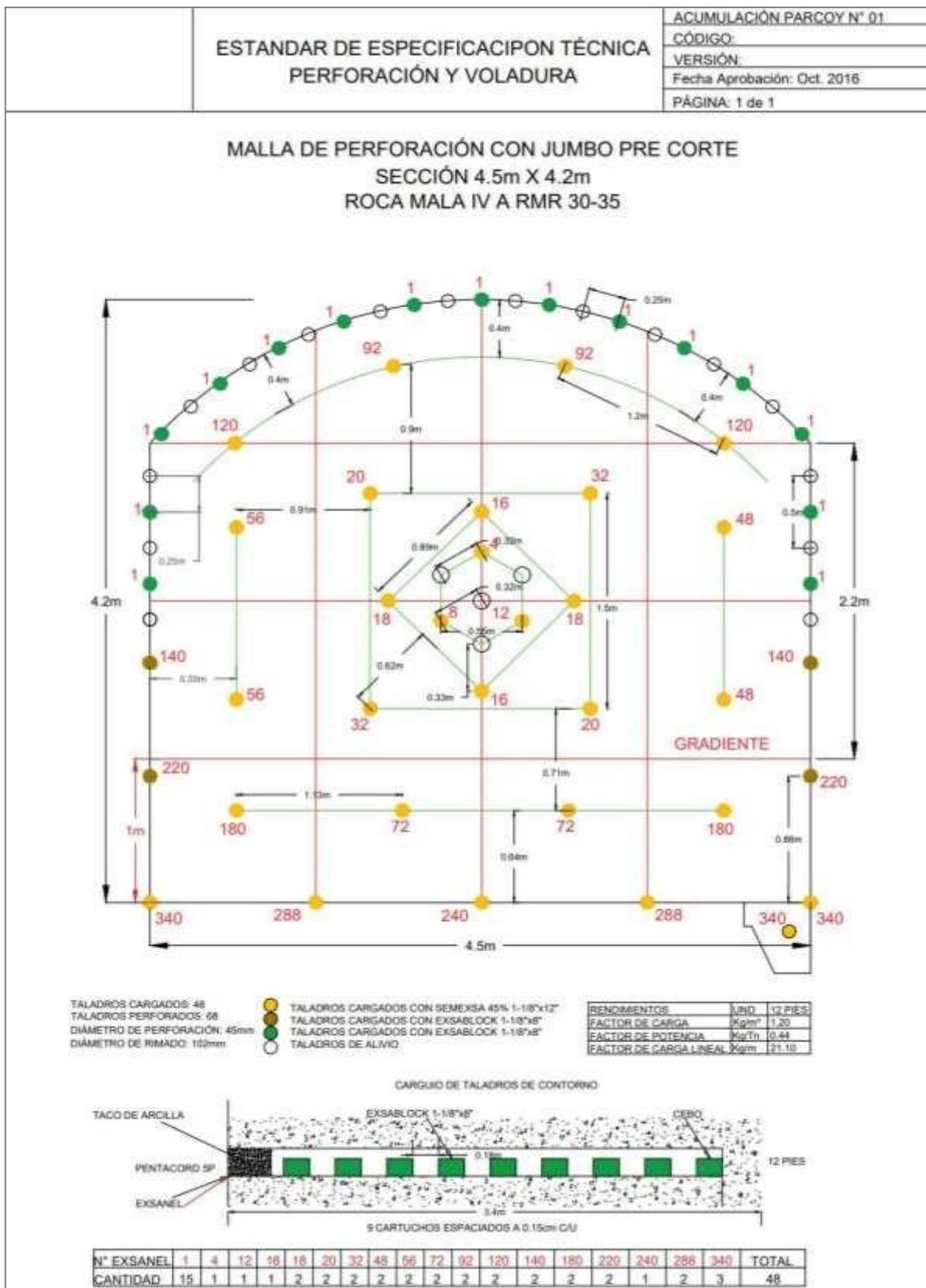
## 6.1.2 Parámetros de Perforación Antes del Estudio

### 6.1.2.1 Malla de perforación

El diseño de malla de perforación y voladura controlada precorte proporcionada por el área del departamento de perforación y voladura CMH S.A. para el tipo de roca IV (mala) es una sola sin tomar en cuenta los parámetros del macizo rocoso (RMR 30 o RMR 35 ) lo cual es adaptado los taladros de precorte a una malla de voladura convencional, este diseño es utilizado por los operadores de jumbo empíricamente, debido a que no existe una malla de perforación y voladura de precorte en toda la unidad minera la cual se observa en la Figura 19.

Datos del diseño de malla de perforación y voladura:

- Tipo de roca: Granodiorita (2.7ton/m<sup>3</sup>)
- RMR: 30-35
- Equipo de perforación: Jumbo (Sandvik – axera DD311) de un brazo
- Tipo de corte: Corte cilíndrico
- Longitud de la barra: 12pies, eficiencia de perforación 90%
- Perforación efectiva: 3.20m.
- Diámetro de la broca: 45mm, 102mm (broca de taladro de producción y recorte, broca rimadora)
- Taladros perforados: 68tal
- Taladros cagados: 48tal
- Metros perforados: 204.8m
- Tiempo de perforación del frente:3.50hr



**Figura 19 — Estándar de malla de perforación y voladura**

Extraído de Área del departamento de perforación y voladura CMH S.A.



### 6.1.3 Parámetros de Voladura Antes del Estudio

#### 6.1.3.1 Requerimiento de explosivo

La cantidad de explosivo solicitado en el polvorín para un frente a cargar es variable, esto es debido a la falta de control al momento de generar los vales de explosivo por los bodegueros; En este tipo de roca se suele cargar 15 taladros de precorte, 1 Semexa más 6 Exsablock, todos estos con un mismo retardo (N°1). Detonando de esta manera 14.33 Kg de explosivo al mismo tiempo como se observa en la **Tabla 14**, Aquí es donde se encuentra la mayor carga operante en un frente. En la siguiente **tabla 13** está la distribución como se acostumbra a cargar.

**Tabla 13 — Distribución del explosivo en el frente 4.50x4.20, RMR 31-40**

| CARGUIO DEL FRENTE, ROCA MALA-B, SECCION 4.5mx4.2m Y BARRA 12PIES |        |                 |   |                     |                         |                     |                              |
|---|--------|-----------------|---|---------------------|-------------------------|---------------------|------------------------------|
| Sección   | N° Tal | Long. carga (m) | Cartuchos/taladro                       |                     | Total cartuchos/taladro |                     | Kilogramos de explosivo (kg) |
|   |        |                 | Semexsa 45% 1-1/8"x12"                  | Exsablock 1-1/8"x8" | Semexsa 45% 1-1/8"x12"  | Exsablock 1-1/8"x8" |                              |
| Arranque  | 3      | 2,9             | 9                                       |                     | 27                      |                     | 5.54                         |
| 1° Ay. Arranque   | 4      | 2,9             | 9                                       |                     | 36                      |                     | 7.38                         |
| 2° Ay. Arranque   | 4      | 2,9             | 9                                       |                     | 36                      |                     | 7.38                         |
| 3° Ay. Arranque   | 3      | 2,9             | 6                                       | 3                   | 18                      | 9                   | 4.82                         |
| Ay. Cuadradores   | 2      | 2,5             | 6                                       | 3                   | 12                      | 6                   | 3.21                         |
| Ay. Arrastre  | 4      | 2,5             | 9                                       |                     | 36                      |                     | 7.38                         |
| Ay. Corona  | 4      | 2,5             | 5                                       | 5                   | 20                      | 20                  | 6.60                         |
| Cuadrador   | 4      | 2,5             | 5                                       | 5                   | 20                      | 20                  | 6.60                         |
| Arrastre  | 5      | 2,9             | 9                                       |                     | 45                      |                     | 9.23                         |
| CORONA  | 15     |                 | 1                                       | 6                   | 15                      | 90                  | 14.33                        |
| Alivios Arranque  | 4      |                 |   |                     |                         |                     |                              |
| Alivios contorno  | 16     |                 |   |                     |                         |                     |                              |
| <b>Total perforados</b>   | 68     |                 | <b>Peso por cartucho (kg)</b>           |                     | 0,205                   | 0,125               |                              |
| <b>Total cargados</b>   | 48     |                 | <b>Total de Kilos de explosivo (kg)</b> |                     |                         |                     | 71.25                        |
| <b>Total semexsa y exsablock pedido en polvorín (cartuchos)</b>   |        |                 |   |                     | 265                     | 145                 |                              |



**Tabla 14 — Kilogramos de explosivo por retardo en el pre corte**

| <b>N° Retardo</b> | <b>N° Taladros</b> | <b>Kg Explosivo</b> |
|-------------------|--------------------|---------------------|
| 1                 | 15                 | 14.33               |
| 4                 | 1                  | 1.845               |
| 8                 | 1                  | 1.845               |
| 12                | 1                  | 1.845               |
| 16                | 2                  | 3.69                |
| 18                | 2                  | 3.69                |
| 20                | 2                  | 3.69                |
| 32                | 2                  | 3.69                |
| 48                | 2                  | 3.21                |
| 56                | 2                  | 3.21                |
| 72                | 2                  | 3.62                |
| 92                | 2                  | 3.3                 |
| 120               | 2                  | 3.3                 |
| 140               | 2                  | 3.3                 |
| 180               | 2                  | 3.62                |
| 220               | 2                  | 3.37                |
| 240               | 1                  | 1.84                |
| 288               | 2                  | 3.69                |
| 340               | 3                  | 3.69                |
| <b>TOTAL</b>      | <b>48</b>          | <b>71.25</b>        |

En la siguiente **Tabla 15** podemos observar la cantidad de explosivo que se solicitara a polvorín para poder utilizar en el proceso de carguío de los taladros del frente.

Tabla 15 — Rendimiento del explosivo

| Rendimiento            | Unidad            | Total  |
|------------------------|-------------------|--------|
| Kilos de explosivo     | Kg                | 71.25  |
| Longitud del taladro   | Mts               | 3.20   |
| Volumen                | m <sup>3</sup>    | 54.43  |
| Tonelaje               | Ton               | 146.96 |
| Factor de carga        | Kg/m <sup>3</sup> | 1.32   |
| Factor de potencia     | Kg/ton            | 0.49   |
| Factor de carga lineal | Kg/m              | 22.26  |

#### 6.1.3.2 Análisis de la experiencia con la voladura de contorno PRECORTE

- a) Se ha observado que para macizos rocosos con RMR mayor o igual a 35, no salía con mucho éxito las voladuras con pre corte, quedando así parte de esta corona que había luego que eliminarla ya sea con una voladura secundaria (Desquinche) o percutándola con el jumbo. Teniendo como consecuencia grandes retrasos en el ciclo de la voladura, tal como se puede observar en el círculo amarillo de las figuras 20 y 21.



Figura 20 — Corona completa después de la voladura en la CX 2682



**Figura 21 — Corona completa después de la voladura en el CX2682**

El resultado de la voladura era incompleto, por lo que tenía que realizarse voladuras secundarias, otra alternativa consistía en aumentar la carga contenida en el pre corte; sin embargo, al realizar esto, elevaría demasiado la carga operante trayendo como consecuencia un mayor daño al macizo rocoso y mayor consumo de shotcrete, pero este aumento de carga a veces no era exitoso al 100%.

- b) En el área de perforación y voladura se calculó el nuevo burden y espaciamiento para la nueva voladura controlada de recorte donde luego se llevó a hacer las pruebas en los cruceros para poder tener un espaciamiento optimo y burden.
- c) En la parte de la voladura se optó por calcular los nuevos parámetros de voladura para la nueva voladura controlada de recorte, y así llevar a prueba en los cruceros.
- d) En la parte de perforación de taladros se reducirá el número de taladros.

#### **6.1.3.3 Costos en operaciones del crucero 2682 antes del estudio**

En el CX 2682 se realizó recopilación de información del ciclo de minado; mediante la búsqueda de antecedente en donde se encontró reportes diarios del ciclo de minado de diferentes meses, que nos han sido proporcionados por el responsable del área del departamento de costos

CHM S.A. que a continuación detallamos en la tabla 16, estos costos serán expresados en dólares por metro de avance (\$/m).

**Tabla 16 — Costos de operación por metro lineal**

| <b>Precorte crucero 4.5m x 4.2m con jumbo</b> |           |                 |                    |                        |                   |              |               |
|---|-----------|-----------------|--------------------|------------------------|-------------------|--------------|---------------|
|   |           | N° de taladros: | 57                 |                        | Avance/disp       | 3metros      |               |
| Mano de obra                                  | Unidad    | Cantidad        | Factor             | Pu                     | Sub total         |              | U.s.\$/mt     |
| Operador de jumbo                             | Hom/disp  | 1               | 1                  | 58,2                   | 58,2              |              |               |
| Ayudante op. Jumbo                            | Hom/disp  | 1               | 1                  | 41,12                  | 41,12             |              |               |
| Operador scooptram                            | Hom/disp  | 1               | 1                  | 51,87                  | 51,87             |              |               |
| Cargador/disparador                           | Hom/disp  | 1               | 1                  | 41,12                  | 41,12             |              |               |
| Auxiliar                                      | Hom/disp  | 2               | 1                  | 38,59                  | 77,18             |              |               |
| <b>Sub-total</b>                              |           |                 |                    |                        | 269,48            |              | <b>101,97</b> |
| <b>Materiales</b>                             |           |                 |                    |                        |                   |              |               |
| Descripcion                                   | Unidad    | Mts/disp        | Vida economica mts | Estandar pzas/disp     | Precio u.s.\$/pza |              | U.s.\$/mt     |
| Barras de perforacion                         | Mt/disp   | 183,43          | 2500               | 0,07                   | 513,94            |              | 14,27         |
| Brocas de 45 mm                               | Mt/disp   | 177,21          | 200                | 0,89                   | 83,12             |              | 27,87         |
| Shank adapter                                 | Mt/disp   | 183,43          | 3500               | 0,05                   | 254,3             |              | 5,04          |
| Afilador brocas                               | Mt/disp   | 177,21          |                    |                        |                   |              | 0             |
| Coplas  | Mt/disp   | 0               | 3000               | 0                      | 125,3             |              | 0             |
| Rimadora de 89 mm                             | Mt/disp   | 6,22            | 200                | 0,03                   | 221,92            |              | 2,61          |
| Adaptador de rimadora                         | Mt/disp   | 6,22            | 200                | 0,03                   | 118,91            |              | 1,4           |
| Tubo pvc (voladura recorte)                   | Pzas/disp | 12              |                    |                        | 2,16              |              | 9,83          |
| Petroleo (jumbo)                              | Gln/hr    | 1,5             |                    |                        | 3,13              |              | 1,78          |
| Petroleo (scoop)                              | Gln/hr    | 16              |                    |                        | 3,13              |              | 18,96         |
| Herramientas                                  |           |                 |                    |                        | 1                 |              | 0,38          |
| Cadena de esivon                              | Pzas/disp | 4               |                    |                        | 1,09              |              | 1,65          |
| <b>Sub-total</b>                              |           |                 |                    |                        |                   |              | <b>83,79</b>  |
| <b>Implementos seguridad</b>                  |           |                 |                    |                        |                   |              |               |
| Descripcion                                   | Unidad    | Mts/disp        |                    | Costo unit u.s.\$/pers |                   | Costo u.s.\$ | U.s.\$/mt     |
| Implementos seguridad                         | Unidad    | 5               |                    | 2,4                    |                   | 12           | 4,54          |
| Implementos operador scoop                    | Unidad    | 1               |                    | 4,48                   |                   | 4,48         | 1,7           |



|  |          |          |                           |                           |                       |                    |               |
|--|----------|----------|---------------------------|---------------------------|-----------------------|--------------------|---------------|
|  |          |          |                           |                           |                       |                    | <b>6,24</b>   |
| <b>Voladura</b>  |          |          |                           |                           |                       |                    |               |
| Descripcion  | Unidad   |          |                           | Cantidad pza              |                       | Costo u.s.\$       | U.s.\$/mt     |
| Semexa 45% 1-1/8° * 12° (122) cart                     | Taladros |          |                           | 271                       |                       | 0,55               | 56,45         |
| Exablco 7/8 ° * 7° (276) cart                          | Taladros |          |                           | 90                        |                       | 0,16               | 5,56          |
| Cordon detonante 5p                                    | Mts      |          |                           | 41                        |                       | 0,22               | 3,43          |
| Guia ensamblada 2.4 mtl - carmex (300)                 | Pzas     |          |                           | 2                         |                       | 0,82               | 0,62          |
| Exanel 4.2 mtl   | Pzas     |          |                           | 45                        |                       | 1,15               | 19,5          |
| <b>Sub-total</b>                                       |          |          |                           |                           |                       |                    | <b>85,56</b>  |
| <b>Equipos</b>   |          |          |                           |                           |                       |                    |               |
| Descripcion  | Unidad   | Hrs/disp | Costo propiedad u.s.\$/hr | Costo operacion u.s.\$/hr | Costo total u.s.\$/hr | Costo total u.s.\$ | U.s.\$/mt     |
| Jumbo electrohidr de 1 brazo (*)                       | Horas    | 2,88     |                           |                           | 138                   | 397,44             |               |
| Scoop diesel 4.1 yd3 3                                 | Horas    | 4        | 29,97                     | 63,22                     | 93,19                 | 372,77             |               |
| Perforadora  | Pies     | 12       |                           |                           | 0,12                  | 1,44               |               |
| <b>Sub-total</b>                                       |          |          |                           |                           |                       | <b>771,65</b>      | <b>292</b>    |
| <b>Total costos directos</b>                           |          |          |                           |                           |                       |                    |               |
| <b>569.57</b>  |          |          |                           |                           |                       |                    |               |
| Contingencias  | 3%       |          |                           |                           |                       |                    | <b>17,09</b>  |
| Gastos generales                                       | 0%       |          |                           |                           |                       |                    | <b>0</b>      |
| Utilidad   | 10%      |          |                           |                           |                       |                    | <b>56,96</b>  |
| <b>Total costos metro lineal en dolares (us\$/m-l)</b> |          |          |                           |                           |                       |                    | <b>643,61</b> |

Extraído de área del departamento de costos cmh s.a

#### 6.1.4 Estudio de la evaluación geomecánica zona Norte – Lurdes – Nv. 1815 – CX2682

Para el análisis del macizo rocoso en el CX2682, perteneciente a la Mina Balcón, se desarrolló mediante la clasificación de Bieniawski (RMR – Clasificación del Macizo Rocos – 1989), donde se determinó mediante mapeos geomecánicos a cada tramo de avance por voladura en una longitud aproximadamente de 100 metros, donde se consideran seis parámetros: Resistencia a la compresión simple

del material rocoso, RQD, espaciamiento de juntas, naturaleza de las juntas, presencia de agua y orientación de las discontinuidades.

Los resultados del análisis nos sirven para evaluar la calidad del macizo rocoso de la roca alterada o intacta y los parámetros geomecánicas del macizo rocoso para diseñar la malla de perforación, tipo de explosivo y el tipo de sostenimiento en el CX2682.

El tipo de roca predominante en el CX2682 es granodiorita donde presenta alteraciones con presencia de fallas con una densidad promedio de 2.7ton/m<sup>3</sup>, cuyas propiedades geomecánicas son las siguientes:

#### 6.1.4.1 Determinación de Rock Mass Rating (RMR) del Crucero 2682

##### a) Resistencia a la compresión simple

La resistencia a la compresión simple de la roca se determinó con el martillo Schmidt, con el martillo geológico y cortaplumas: la muestra se rompe con un golpe de martillo geológico, por lo tanto, la resistencia del fragmento según la **Figura 3** es moderadamente resistente y se estima entre 25 – 50 MPa.

Resistencia a la compresión: 25 – 50 MPa (comparado con los resultados de laboratorio) Valoración de acuerdo a **Figura 5: 4**

##### b) Resistencia a la tracción

La resistencia a la tracción de acuerdo a los resultados de laboratorio tiene valores correspondientes de roca media a blanda de 5.87 – 12.35MPa.

##### c) Índice de la calidad de la roca RQD

En una longitud de 90 m. lineales se identificaron 2580 discontinuidades, por lo tanto calculamos RQD en la **(Ecu. 7)** y **(Ecu. 6)**.

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de discontinuidades}}$$

$$\lambda = \frac{2580}{90} = 28.6 \text{ disc/m}$$

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

$$RQD = 100e^{-0.1 \cdot 28.6} (0.1 \cdot 28.6 + 1) = 23.98\%$$

Valoración de acuerdo a **Figura 5: 3**

**d) Espaciamiento de discontinuidades**

El espaciamiento de discontinuidades es muy fracturado entre 0.06 – 0.2m Valoración de acuerdo a **Figura 5: 8**

**e) Condiciones de discontinuidades**

- Grado de alteración: muy alterada
- Persistencia: 3 – 10m
- Rugosidad de planos de fractura: ligeramente rugoso
- Abertura: 0.1 – 1mm
- Relleno de discontinuidades: blanda <5mm

Valoración de acuerdo a **Figura 6: 2 + 2 + 3 + 4 + 1 = 12**

**f) Aguas subterráneas**

La zona presenta goteo constante en la mayoría de los tramos analizados Valoración de acuerdo a **Figura 5: 4**

**g) Orientaciones de fracturas**

Presenta dos familias de fracturas que son perpendiculares al eje de la excavación en avance. De acuerdo a **Figura 7: 2**

Como resultado del mapeo geomecánico realizado en el CX2682 es la sumatoria de los valores obtenidos:

$$RMR = 4 + 3 + 8 + 12 + 4 + 2 = 32$$

Según la **figura 7** (RMR = 32), pertenece a la clase IV con una calidad de roca mala ubicado en el rango de 21 – 40

#### **6.1.4.2 Determinación de calidad de la masa rocosa (Q de Barton)**

Para determinar el índice de calidad Q, se tienen los siguientes datos obtenidos de la **Tabla 5, Tabla 6, Tabla 7, Tabla 8 y Tabla 9**

- Jn (Nº de familias de juntas): Dos familias y algunas juntas ocasionales (6)



- Jr (N° de rugosidad es de juntas): Junta rugosa o irregular ondulada (3)
- Ja (N° Alteración de las juntas): Alteraciones arcillosas (3)
- Jw (Reducción de agua en las juntas): Afluencia media con lavado de algunas juntas(0.66)
- SRF (Factor de reducción de esfuerzo): Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (2.5)
- RQD (Índice de la calidad de la roca): 23.97% En la (**Ecu. 8**).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{23.98}{6} * \frac{3}{3} * \frac{0.66}{2.5} = 1.1$$

Según la **Tabla 11** ( $Q = 1.1$ ), pertenece a tipo de macizo rocoso; roca mala, ubicado en el rango de 1 – 4

#### a) **Determinación del Índice G.S.I. (Geological Strength Index)**

En la (**Ecu. 10**).

$$GSI = RMR89 - 5$$

$$GSI = 32 - 5 = 28$$

Por lo tanto con  $RQD = 23.97\%$  y con más de 20 fracturas por metro de acuerdo a **Figura 8**, la roca es intensamente fracturada (IF) y con condiciones superficiales regular, mala y muy mala.

#### **6.1.4.3 Sostenimiento en el crucero 2682**

De acuerdo al estudio geomecánico realizado el tiempo de autoporte es 8 horas como máximo, el sostenimiento de acuerdo a la **Figura 8** y recomendación geomecánica nos indica sostenimiento con shotcrete estructural 2” (F/25-30kg) más perno de compresión swellex 7’ espaciados 1 a 1.2m y de requerir más 1” a 2” de shotcrete estructural.

## 6.2 Descripción de los Resultados después del Estudio

### 6.2.1 Diseño de la malla de perforación con modelo matemático de Calvin J. Konya

El diseño de la malla de perforación debe basarse en un modelo matemático y en una evaluación previa del macizo rocoso que se desea fragmentar, y debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de la malla de perforación ideal, los cuales son modificados en base a la realidad operativa cuando sea necesario para compensar las condiciones geológicas del macizo rocoso.

| Características técnicas                                 |                          |             |             |             | Características técnicas                                 |                          |             |           |
|--|--------------------------|-------------|-------------|-------------|--|--------------------------|-------------|-----------|
| Especificaciones Técnicas                                | Unidades                 | Semexsa 45  | Semexsa 65  | Semexsa 80  | Especificaciones Técnicas                                | Unidades                 | Exsablock   |           |
| Densidad   | g/cm <sup>3</sup>        | 1.08 ± 3%   | 1.12 ± 3%   | 1.18 ± 3%   | Densidad   | g/cm <sup>3</sup>        | 0.8 ± 3%    |           |
| Velocidad de detonación *                                | m/s                      | 3,800 ± 200 | 4,200 ± 200 | 4,500 ± 200 | Velocidad de detonación *                                | m/s                      | 2,800 ± 200 |           |
| Presión de detonación**                                  | kbar                     | 87          | 94          | 125         | Presión de detonación**                                  | kbar                     | 23          |           |
| Energía**  | KJ/kg                    | 3,060       | 3,130       | 3,230       | Energía**  | KJ/kg                    | 1,720       |           |
| RWS **   | %                        | 83          | 85          | 87          | RWS **   | %                        | 47          |           |
| RBS **   | %                        | 109         | 116         | 126         | RBS **   | %                        | 45          |           |
| Resistencia al agua                                      |                          | Buena       | Buena       | Excelente   | Resistencia al agua                                      |                          | Nula        |           |
| Categoría de humos                                       |                          | 1 era       | 1 era       | 1 era       | Categoría de humos                                       |                          | 1 era       |           |
| * Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro. |                          |             |             |             | * Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro. |                          |             |           |
| ** Calculadas con programa de simulación TERMODET.       |                          |             |             |             | ** Calculadas con programa de simulación TERMODET.       |                          |             |           |
| Peso Neto  | 25 kg                    |             |             |             | Peso Neto  | 20 kg                    |             |           |
| Peso Bruto   | 26.3 kg                  |             |             |             | Peso Bruto   | 21.3 kg                  |             |           |
| Dimensiones de caja                                      | Ext. 35 x 45 x 28 cm     |             |             |             | Dimensiones de caja                                      | Ext. 35 x 45 x 28 cm     |             |           |
| Material   | Caja de cartón corrugado |             |             |             | Material   | Caja de cartón corrugado |             |           |
| Producto   | pulg                     | UN/Caja     | Masa g/UN   |             | Producto   | pulg                     | UN/Caja     | Masa g/UN |
| SEMEXSA 45   | 1 1/8                    | 12          | 122         | 205         | EXSABLOCK  | 7/8                      | 7           | 276       |
| SEMEXSA 45   | 7/8                      | 7           | 316         | 79          | EXSABLOCK  | 1 1/8                    | 8           | 160       |
| SEMEXSA 85   | 1 1/2                    | 12          | 68          | 368         |  |                          |             |           |
| SEMEXSA 65   | 7/8                      | 7           | 308         | 81          |  |                          |             |           |
| SEMEXSA 80   | 1 1/8                    | 8           | 164         | 152         |  |                          |             |           |
| SEMEXSA 80   | 7/8                      | 7           | 292         | 86          |  |                          |             |           |

Figura 22 — Especificaciones técnicas de los explosivos (semexsa y exsablock)

Extraído de manual de voladura EXSA.

#### a) Cálculo de parámetros que intervienen en una voladura controlada

Según las características del macizo rocoso en la CX2682 (MALA IV-A) con RMR=35 mostrada anteriormente, la voladura a realizarse será voladura controlada recorte para lo cual se debe realizar la selección adecuada del explosivo a utilizar en los taladros de contorno (taladros de recorte).

De acuerdo a la evaluación geomecánica del macizo rocoso y de acuerdo a la Figura 22 se tienen los siguientes datos:

Datos de la roca granodiorita:

- Esfuerzo a la compresión: 25 – 50MPa
- Esfuerzo a la tracción: 5.87 – 12.35MPa
- Diámetro del taladro de precorte: 45mm

- Radio del taladro: 2.25cm = 22.5mm Datos del explosivo:
- Tipo de explosivo: Exsablock (1-1/8"x8") y exsablock (7/8"x7")
- Densidad: 0.8gr/cm<sup>3</sup>
- Velocidad de detonación: 2800m/s
- Radio del explosivo exsablock (1-1/8"x8"): 1.42875cm
- Radio del explosivo exsablock (7/8"x7"): 1.11125cm

Los espaciadores serán de igual longitud que los cartuchos por lo tanto C = 0.5

**b) Cálculo presión de taladro para la selección del explosivo.**

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

Calculamos la presión del taladro para exsablock (1-1/8"x8") en la (Ecu. 16).

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3}}{8}$$

$$P_t = \frac{0.8 * 2800^2 * 10^{-3}}{8} = 784MPa$$

$$784MPa > 25 - 50MPa$$

Desacoplando el taladro esta presión disminuye en relación a los radios de taladro y explosivo y calculamos en la (Ecu. 17).

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3} * (re/rt)^{2.6}}{8}$$

$$P_t = \frac{0.8 * 2800^2 * 10^{-3} * (1.42875/2.25)^{2.6}}{8} = 241.73Mpa$$

$$241.73MPa > 25 - 50MPa$$

Para que la presión dentro del taladro disminuya más, colocamos espaciadores al taladro desacoplado de la misma longitud y cordón detonante en forma axial al taladro, y calculamos en la (Ecu. 18).

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3} * ((re/rt) * \sqrt{0.5})^{2.6}}{8}$$



$$Pt = \frac{0.8 * 2800^2 * 10^{-3} * ((1.42875/2.25) * \sqrt{0.5})^{2.6}}{8} = 97.77 \text{ Mpa}$$

$$97.77 \text{ MPa} > 25 - 50 \text{ MPa}$$

El espaciamento obtenido entre taladros de recorte seria de:

Calculamos en la (Ecu. 19).

$$S \leq \frac{16 * rt * (Pt + T) * 10^{-3}}{T}$$

$$S \leq \frac{16 * 22.5 * (97.77 + 9.11) * 10^{-3}}{9.11} = 42.23 \text{ cm} \simeq 40 \text{ cm}$$

### c) Cálculo del Burden

El disparo es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los de recorte.

El burden debe ser mayor que el espaciado para asegurar que las facturas se encadenen apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de burden se desplace, pudiéndose calcular mediante:

El burden para los taladros de contorno (taladros de recorte) se calcula en la siguiente fórmula: (Ecu.20)

$$\frac{B}{S} = 1.5 a 1$$

Se tomo la relación de uno por que el RMR era menor de 35 y se considera una roca mala (IV-A)

$$B = 1 * 40 = 40 \text{ cm}$$

### d) Cálculo de número de taladros de recorte

Los taladros de recorte serán perforados en todo el contorno de gradiente a gradiente espaciados a 0.40m.

$$N^{\circ} \text{tal. prec.} = \frac{\text{Perimetro de la labor} - (\text{Ancho de labor} + 2 * \text{gradiente})}{S} + 1$$

$$N^{\circ} \text{tal. prec.} = \frac{14.5 - (4.5 + 2 * 1)}{0.40} + 1 = 21 \text{ tal}$$



e) **Malla de perforación propuesta**

De acuerdo a los parámetros de perforación real, tipo de roca y el tipo de explosivo a utilizar se diseñó dos mallas de perforación estándar para el tipo de roca IV Mala A, (RMR 30 – 35 y RMR 35 – 40), realizando ajustes para mantener la simetría y correcta distribución de los taladros en el frente.

Es necesario e importante el pintado correcto de la malla de perforación y voladura para mantener la simetría de los parámetros establecidos, para lo cual se estableció el pintado de malla para sección de 4.5mx4.2m. El RMR = 35 se encuentra en el rango de RMR 30 – 35, la malla para este rango de RMR se muestra en la **Figura 23**.



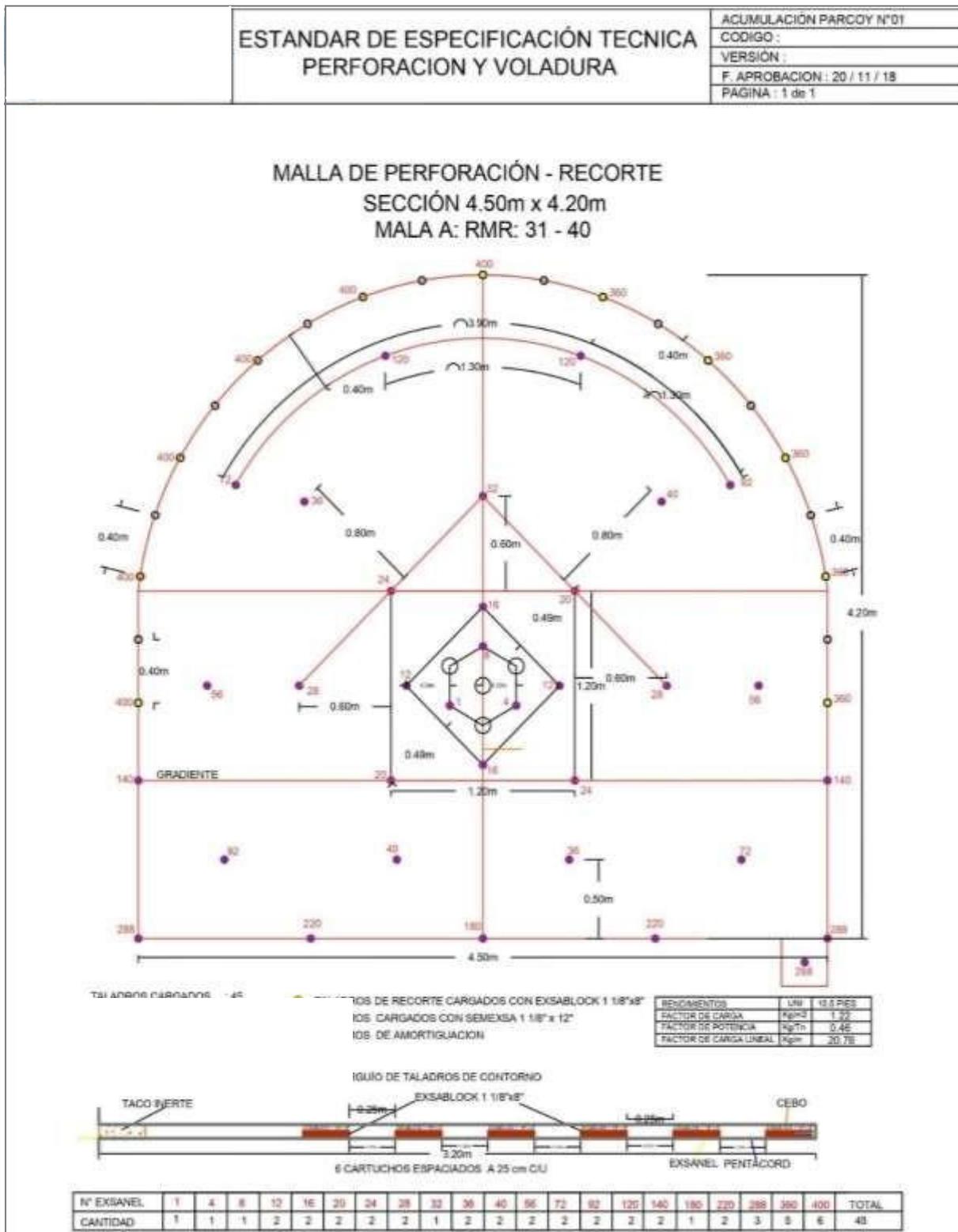


Figura 23 — Diseño de malla de perforación y voladura propuesta



## 6.2.2 Voladura

### 6.2.2.1 Requerimiento de explosivo

El pedido del explosivo en el polvorín de acuerdo a las pruebas realizadas en el terreno y evaluación geomecánica se muestra en la Tabla 17 y 18.

**Tabla 17 — Requerimiento de explosivo en el polvorín con la malla propuesta**

| carguio del frente, roca mala-b, seccion 4.5mx4.2m y barra 12pies |        |                 |   |                     |                         |                      |                              |
|---|--------|-----------------|---|---------------------|-------------------------|----------------------|------------------------------|
| Sección   | N° Tal | Long. carga (m) | Cartuchos/taladro                       |                     | Total cartuchos/taladro |                      | Kilogramos de explosivo (kg) |
|   |        |                 | Semexsa 45% 1-1/8"x12"                  | Exsablock 1-1/8"x8" | Semexsa 45% 1-1/8"x12"  | Exsabloc k 1-1/8"x8" |                              |
| Arranque  | 3      | 2,9             | 9                                       |                     | 27                      |                      | 5.54                         |
| 1° Ay. Arranque   | 4      | 2,9             | 9                                       |                     | 36                      |                      | 7.38                         |
| 2° Ay. Arranque   | 4      | 2,9             | 9                                       |                     | 36                      |                      | 7.38                         |
| 3° Ay. Arranque   | 3      | 2,9             | 6                                       | 3                   | 18                      | 9                    | 4.82                         |
| Ay. Cuadradores   | 2      | 2,5             | 6                                       | 3                   | 12                      | 6                    | 3.21                         |
| Ay. Arrastre  | 4      | 2,5             | 9                                       |                     | 36                      |                      | 7.38                         |
| Ay. Corona  | 4      | 2,5             | 5                                       | 5                   | 20                      | 20                   | 6.60                         |
| Cuadrador   | 4      | 2,5             | 5                                       | 5                   | 20                      | 20                   | 6.60                         |
| Arrastre  | 5      | 2,9             | 9                                       |                     | 45                      |                      | 9.23                         |
| CORONA  | 10     |                 | 1                                       | 5                   | 10                      | 50                   | 8.30                         |
| Alivios Arranque  | 4      |                 |   |                     |                         |                      |                              |
| Alivios contorno  | 11     |                 |   |                     |                         |                      |                              |
| <b>Total perforados</b>   | 45     |                 | <b>Peso por cartucho (kg)</b>           |                     | 0,205                   | 0,125                |                              |
| <b>Total cargados</b>   | 59     |                 | <b>Total de Kilos de explosivo (kg)</b> |                     |                         |                      | 65.03                        |

|   |     |     |  |
|---|-----|-----|--|
| <b>Total semexsa y exsablock pedido en polvorín<br/>(cartuchos)</b> | 260 | 123 |  |
|---|-----|-----|--|

**Tabla 18 — Carga explosiva por número de retardo**

| <b>N° RETARDO</b> | <b>N° TALADROS</b> | <b>Kg Explosivo</b> |
|-------------------|--------------------|---------------------|
| 1                 | 1                  | 1.845               |
| 4                 | 1                  | 1.845               |
| 8                 | 1                  | 1.845               |
| 12                | 2                  | 3.69                |
| 16                | 2                  | 3.69                |
| 20                | 2                  | 3.69                |
| 24                | 2                  | 3.69                |
| 28                | 2                  | 3.33                |
| 32                | 1                  | 1.68                |
| 36                | 2                  | 3.3                 |
| 40                | 2                  | 3.3                 |
| 56                | 2                  | 3.3                 |
| 72                | 2                  | 3.69                |
| 92                | 2                  | 3.69                |
| 120               | 2                  | 3.05                |
| 140               | 2                  | 3.05                |
| 180               | 2                  | 1.66                |
| 220               | 2                  | 3.3                 |
| 288               | 3                  | 2.25                |
| 360               | 5                  | 4.15                |
| 400               | 5                  | 4.15                |
| <b>TOTAL</b>      | 45                 | 65.03               |

### 6.2.3 Carguío y secuencia

En este proceso se hicieron dos cambios:

1°. El carguío de las cañas en la corona fue dejando un taladro de alivio. Se cargó por caña 1 Semexsa como cebo y 6 Exsablock espaciados a 40 cm entre ellos. En total solo se usaron 6 cañas para el recorte.

2°. La secuencia solo varia en los taladros de la corona, aquí se colocaron retardos en grupos de dos que sean penúltimos o últimos a los retardos de la voladura principal o de producción.

3°. Se cambio el factor de carga, factor de potencia para la nueva voladura controlada de recorte.

#### 6.2.4 Factor de carga (Fc)

$$Fc = \frac{W}{A*H*LP*0.9} \text{ (Ecu. 24)}$$

Donde:

W : total de explosivo utilizado (Kg)

A : ancho (m)

H : altura (m)

LP : Longitud de perforación (m)

$$Fc = \frac{260 * 0.205 + 123 * 0.125}{4.5 * 4.2 * 3.2 * 0.9}$$

$$Fc = 1.26 \frac{Kg}{m^3}$$

#### 6.2.5 Factor de Potencia (FP)

$$Fp = \frac{W}{A*H*LP*0.9*densidad\ roca} \text{ (Ecu 25)}$$

$$Fc = \frac{260 * 0.205 + 123 * 0.125}{4.5 * 4.2 * 3.2 * 0.9 * 2.7}$$

$$Fp = 0.44 \frac{Kg}{Tn}$$

##### 6.2.5.1 Rendimiento del explosivo

El rendimiento del explosivo considerando el peso del explosivo mostrado en **Tabla 17** con lamalla propuesta se muestra en la **Figura 23**.

Tabla 19 — Rendimiento del explosivo con la malla propuesta

| Rendimiento            | Unidad            | Total  |
|------------------------|-------------------|--------|
| Kilos de explosivo     | Kg                | 65.03  |
| Longitud del taladro   | Mts               | 3.20   |
| Volumen                | m <sup>3</sup>    | 54.43  |
| Tonelaje               | Ton               | 146.96 |
| Factor de carga        | Kg/m <sup>3</sup> | 1.26   |
| Factor de potencia     | Kg/ton            | 0.44   |
| Factor de carga lineal | Kg/m              | 20.32  |

#### 6.2.6 Espaciamiento entre cartuchos

Para calcular el espaciamiento entre cartuchos del mismo taladro:

$$X = \frac{P_c - L_c * l}{1} \quad (\text{Ecu} \text{ 26})$$

Donde:

P<sub>c</sub>:Peso del cartucho(gr)

L<sub>c</sub>:Longitud del cartucho

l :Carga lineal del explosivo(m)

$$X = \frac{0.72 - 0.25 * 1.42}{1.42}$$

$$x = 0.25 \text{ m}$$

Actualmente la mayor carga operante en las labores se encuentra en el pre corte, y esta energía en vez de proteger al macizo rocoso lo está dañando.



**Figura 24 — Elaboración de cargas espaciadas (cañas) para el recorte**

### 6.3 Propuesta alternativa de carguío

Como hemos observado con el pre corte se eleva la carga operante, para dar una solución alternativa a esto y no dañar al macizo rocoso se empleará el método de recorte con cargas desacopladas. Para este caso solo se cargará 6 cañas para el contorno.

### 6.4 carga máxima por retardo

Para el cálculo de la Carga Máxima por Retardo partamos de la ecuación básica:

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

La creación de nuevas fracturas se originará cuando se sobrepase la  $V_{ppc}$  en los alrededores del lugar donde se realice la voladura. las constantes  $K$  y  $a$  fueron obtenidas en nuestro último monitoreo de sismográfica, asimismo la  $V_{PPc}$  se nos fue dada por el área de geo mecánica.

Por lo tanto, despejando la carga de la ecuación anterior, tenemos que:

$$V_{pp} = \left(\frac{V_{ppc} * d^a}{k}\right)^{\frac{2}{a}}$$

Donde:

$K : 825.64$

$\text{Alpha} : 1.64$

$V_{ppc} : 1415 \text{ m/n}$

$D : 1.75 \text{ m}$

$W_{max} : 5.91 \text{ Kg}$

Por lo tanto, para no generar demasiado daño al macizo rocoso, la carga no debe de pasar los 5.91 Kg. cumpliéndose de esta manera la propuesta de carguío usando el recorte.

## 6.5 Resultados de la voladura

Como se observa en la **figuras 25, 26**, el control de la corona y hastiales son controlados de manera eficiente.

### 6.5.1 Crucero CX2682



**Figura 25 — Control de la sección, sobre todo en la parte de la corona CX2682**



**Figura 26 — Resultado de la voladura con recorte del CX2682**

## **6.6 Análisis de Sobre Excavación**

Como se puede observar se obtuvo una sobre excavación promedio de 9.12% , que es menor al 15% según el límite máximo de sobre excavación permitida en CMH.

También se observó que la parte de la corona se estaba llevando muy bien; sin embargo, en los hastiales se estaba sobre excavando más de lo programado, esto es debido a que no hay un buen control a la hora de cargar y los maestros cargan con demasiado explosivo.

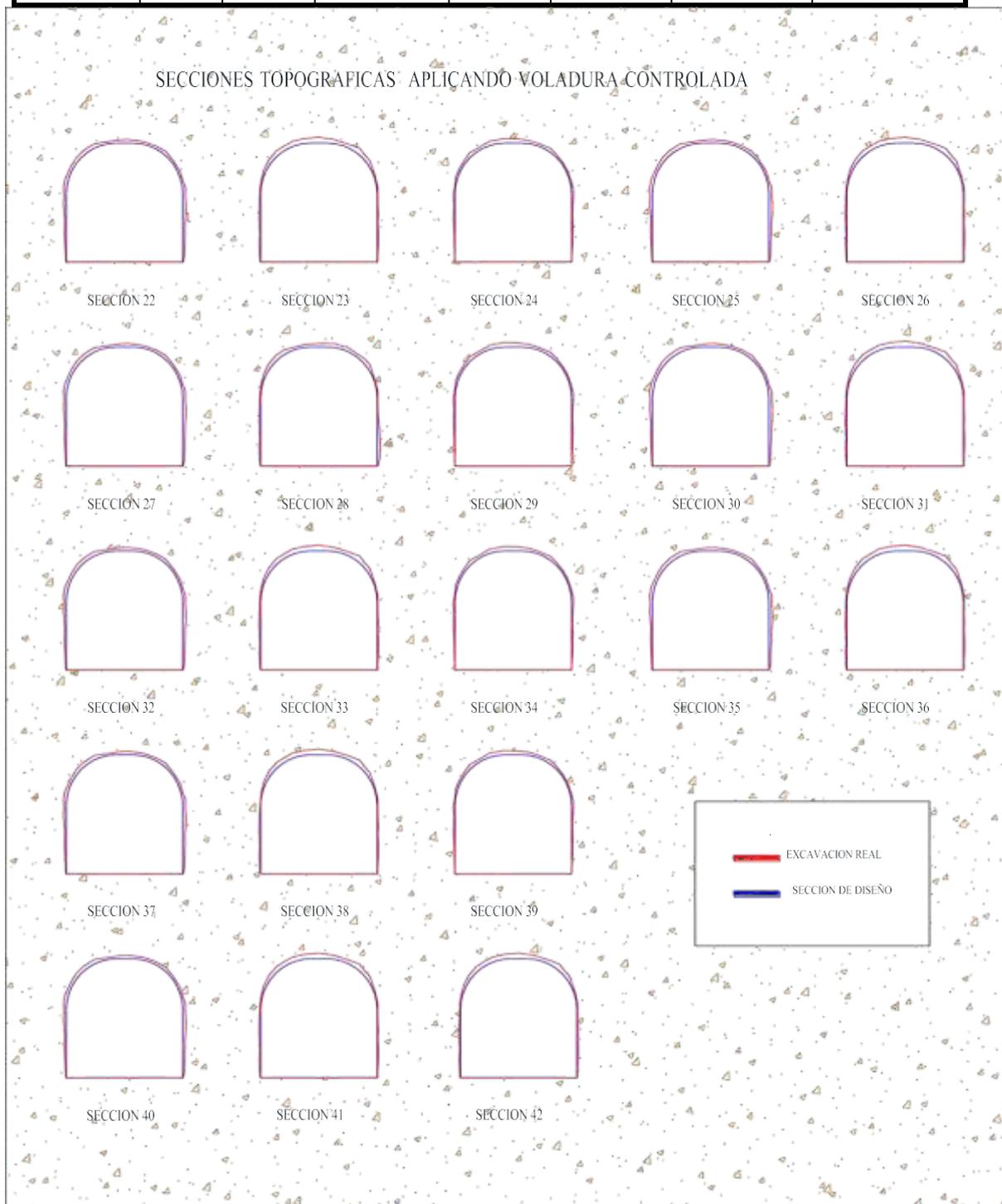
### **6.6.1 Sobrerotura con la malla propuesta en el Crucero 2682**

Después de la evaluación geomecánica y la aplicación de la malla propuesta con el diseño del modelo matemático de Calvin J. Konya se hizo un control de 30 disparos en el CX2682 para poder verificar y calcular el porcentaje de sobrerotura, que se muestra en la **Tabla 19**.

Tabla 20 — Registro de sobre excavación de la CX2682

| DATOS DE VOLADURA CONTROLADA DE RECORTE |     |       |        |        |           |             |             |
|---|-----|-------|--------|--------|-----------|-------------|-------------|
| Nº                                      | RMR | Ancho | Altura | Avance | Rotura    | Rotura      | Sobrerotura |
| disp                                    |     | (m)   | (m)    | (m)    | real (m3) | diseño (m3) | %           |
| 1                                       | 35  | 4,7   | 4,31   | 3,11   | 59,19     | 55,23       | 7,18%       |
| 2                                       | 35  | 4,65  | 4,31   | 3,08   | 58,00     | 54,69       | 6,04%       |
| 3                                       | 35  | 4,68  | 4,26   | 3,2    | 59,94     | 56,83       | 5,49%       |
| 4                                       | 34  | 4,64  | 4,32   | 3,18   | 59,89     | 56,47       | 6,06%       |
| 5                                       | 34  | 4,74  | 4,31   | 3,2    | 61,42     | 56,83       | 8,09%       |
| 6                                       | 34  | 4,7   | 4,32   | 3,16   | 60,28     | 56,12       | 7,43%       |
| 7                                       | 34  | 4,66  | 4,32   | 3,15   | 59,58     | 55,94       | 6,51%       |
| 8                                       | 35  | 4,7   | 4,29   | 3,19   | 60,43     | 56,65       | 6,68%       |
| 9                                       | 35  | 4,72  | 4,31   | 3,25   | 62,12     | 57,71       | 7,64%       |
| 10                                      | 35  | 4,7   | 4,29   | 3,24   | 61,38     | 57,54       | 6,68%       |
| 11                                      | 35  | 4,63  | 4,33   | 3,21   | 60,47     | 57,00       | 6,07%       |
| 12                                      | 34  | 4,72  | 4,33   | 3,21   | 61,64     | 57,00       | 8,14%       |
| 13                                      | 35  | 4,62  | 4,31   | 3,15   | 58,93     | 55,94       | 5,36%       |
| 14                                      | 35  | 4,65  | 4,28   | 3,06   | 57,22     | 54,34       | 5,30%       |
| 15                                      | 35  | 4,7   | 4,32   | 3,09   | 58,95     | 54,87       | 7,43%       |
| 16                                      | 33  | 4,7   | 4,3    | 3,09   | 58,68     | 54,87       | 6,93%       |
| 17                                      | 35  | 4,68  | 4,33   | 3,22   | 61,31     | 57,18       | 7,22%       |
| 18                                      | 34  | 4,72  | 4,35   | 3,21   | 61,93     | 57,00       | 8,63%       |
| 19                                      | 34  | 4,61  | 4,31   | 3,28   | 61,23     | 58,25       | 5,13%       |
| 20                                      | 33  | 4,73  | 4,35   | 3,25   | 62,83     | 57,71       | 8,87%       |
| 21                                      | 33  | 4,69  | 4,32   | 3,26   | 62,06     | 57,89       | 7,20%       |
| 22                                      | 35  | 4,65  | 4,28   | 3,2    | 59,84     | 56,83       | 5,30%       |
| 23                                      | 35  | 4,64  | 4,29   | 3,24   | 60,60     | 57,54       | 5,32%       |
| 24                                      | 32  | 4,75  | 4,28   | 3,04   | 58,07     | 53,98       | 7,57%       |
| 25                                      | 33  | 4,67  | 4,33   | 3,09   | 58,71     | 54,87       | 6,99%       |
| 26                                      | 35  | 4,59  | 4,33   | 3,1    | 57,89     | 55,05       | 5,16%       |
| 27                                      | 34  | 4,79  | 4,31   | 3,15   | 61,10     | 55,94       | 9,23%       |
| 28                                      | 33  | 4,62  | 4,28   | 3,25   | 60,38     | 57,71       | 4,62%       |
| 29                                      | 33  | 4,6   | 4,38   | 3,16   | 59,82     | 56,12       | 6,60%       |

|                 |           |             |             |             |              |           |              |
|-----------------|-----------|-------------|-------------|-------------|--------------|-----------|--------------|
| 30              | 31        | 4,68        | 4,31        | 3,24        | 61,40        | 57,54     | 6,72%        |
| <b>Promedio</b> | <b>34</b> | <b>4,68</b> | <b>4,31</b> | <b>3,18</b> | <b>60,18</b> | <b>56</b> | <b>6,72%</b> |



**Figura 27 — Secciones de sobrerotura en CX2682, aplicando RECORTE**

Para el cálculo de sobrerotura tomamos en cuenta la sección diseñada de la labor (4.50mx4.20m), la sección real después de la voladura y el avance efectivo en el número de disparo 24 de la **Tabla 20**, Calculamos la rotura real, teórica y porcentaje de sobrerotura en las **(Ecu. 1)**, **(Ecu. 2)** y **(Ecu. 3)**.

$$Rr = Ar * Av * Fe$$

$$Rr = 4.75m * 4.28m * 3.04m * 0.93 * 1.0103 = 58.07m^3$$

$$Rt = At * Av * Fe$$

$$Sr\% = \frac{Rr - Rt}{Rt} * 100\%$$

$$Sr\% = \frac{58.07 - 53.98}{53.98} * 100\% = 7.57\%$$

#### 6.6.1.1 Costos en operaciones del CX2680 con la propuesta de la mejora de los parámetros de voladura

A continuación se detallan los costos de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en el CX2682 generadas con el diseño de la malla de perforación propuesta:

**Tabla 21 — Tabla de costos con recorte CX2682**

| Recorte Crucero 4.5m X 4.2m Con Jumbo |          |          |                    |                    |                   |  |              |
|---------------------------------------|----------|----------|--------------------|--------------------|-------------------|--|--------------|
| Mano De Obra                          | Unidad   | Cantidad | Factor             | Pu                 | Sub Total         |  | U.S.\$/Mt    |
| Operador De Jumbo                     | Hom/Disp | 1        | 1                  | 58,2               | 58,2              |  |              |
| Ayudante Op. Jumbo                    | Hom/Disp | 1        | 1                  | 41,12              | 41,12             |  |              |
| Operador Scooptram                    | Hom/Disp | 1        | 1                  | 51,87              | 51,87             |  |              |
| Cargador/Disparador                   | Hom/Disp | 3        | 1                  | 41,12              | 123,35            |  |              |
| Auxiliar                              | Hom/Disp | 2        | 1                  | 38,59              | 77,18             |  |              |
| <b>Sub-Total</b>                      |          |          |                    |                    | <b>351,72</b>     |  | <b>117,1</b> |
| <b>Materiales</b>                     |          |          |                    |                    |                   |  |              |
| Descripcion                           | Unidad   | Mts/Disp | Vida Economica Mts | Estandar Pzas/Disp | Precio U.S.\$/Pza |  | U.S.\$/Mt    |



|  |           |          |      |                        |        |              |             |
|--|-----------|----------|------|------------------------|--------|--------------|-------------|
| Barras De Perforacion                  | Mt/Disp   | 192,83   | 2500 | 0,08                   | 513,94 |              | 13,2        |
| Brocas De 45 Mm                        | Mt/Disp   | 185,41   | 200  | 0,93                   | 83,12  |              | 25,65       |
| Shank Adapter                          | Mt/Disp   | 192,83   | 3500 | 0,06                   | 254,3  |              | 4,66        |
| Afilador Brocas                        | Mt/Disp   | 185,41   |      |                        |        |              | 0           |
| Coplas                                 | Mt/Disp   | 0        | 3000 | 0                      | 125,3  |              | 0           |
| Rimadora De 89 Mm                      | Mt/Disp   | 7,42     | 200  | 0,04                   | 221,92 |              | 2,74        |
| Adaptador De Rimadora                  | Mt/Disp   | 7,42     | 200  | 0,04                   | 118,91 |              | 1,47        |
| Tubo Pvc (Voladura Recorte)            | Pzas/Disp | 12       |      |                        | 2,16   |              | 8,65        |
| Petroleo (Jumbo)                       | Gln/Hr    | 1,5      |      |                        | 3,13   |              | 1,56        |
| Petroleo (Scoop)                       | Gln/Hr    | 16       |      |                        | 3,13   |              | 16,68       |
| Herramientas                           |           |          |      |                        | 1      |              | 0,33        |
| Cadena De Esiavon                      | Pzas/Disp | 4        |      |                        | 1,09   |              | 1,45        |
| <b>Sub-Total</b>                       |           |          |      |                        |        |              | 76,4        |
| <b>Implementos Seguridad</b>           |           |          |      |                        |        |              |             |
| Descripcion                            | Unidad    | Mts/Disp |      | Costo Unit U.S.\$/Pers |        | Costo U.S.\$ | U.S.\$/Mt   |
| Implementos Seguridad                  | Unidad    | 7        |      | 2,4                    |        | 16,8         | 5,59        |
| Implementos Operador Scoop             | Unidad    | 1        |      | 4,48                   |        | 4,48         | 1,49        |
|  |           |          |      |                        |        |              | <b>7,09</b> |
| <b>Voladura</b>                        |           |          |      |                        |        |              |             |
| Descripcion                            | Unidad    |          |      | Cantidad Pza           |        | Costo U.S.\$ | U.S.\$/Mt   |
| Semexa 45% 1-1/8° * 12° (122) Cart     | Taladros  |          |      | 371                    |        | 0,55         | 68          |
| Exablco 7/8 ° * 7° (276) Cart          | Taladros  |          |      | 78                     |        | 0,16         | 4,24        |
| Cordon Detonante 5p                    | Mts       |          |      | 19                     |        | 0,22         | 1,4         |
| Guia Ensamblada 2.4 Mtl - Carmex (300) | Pzas      |          |      | 2                      |        | 0,82         | 0,55        |



|   |        |          |                           |                           |                       |                    |                 |
|---|--------|----------|---------------------------|---------------------------|-----------------------|--------------------|-----------------|
| Exanel 4.2 Mtl  | Pzas   |          |                           | 48                        |                       | 1,15               | 18,3            |
| <b>Sub-Total</b>  |        |          |                           |                           |                       |                    | <b>92,48</b>    |
| <b>Equipos</b>  |        |          |                           |                           |                       |                    |                 |
| Descripcion   | Unidad | Hrs/Disp | Costo Propiedad U.S.\$/Hr | Costo Operacion U.S.\$/Hr | Costo Total U.S.\$/Hr | Costo Total U.S.\$ | U.S.\$/Mt       |
| Jumbo Electrohidr De 1 Brazo (*)                        | Horas  | 2,6      |                           |                           | 138                   | 358,8              |                 |
| Scoop Diesel 4.1 Yd3 3                                  | Horas  | 4        | 29,97                     | 63,22                     | 93,19                 | 372,77             |                 |
| Perforadora   | Pies   | 12       |                           |                           | 0,12                  | 1,44               |                 |
| <b>Sub-Total</b>  |        |          |                           |                           |                       | <b>733,01</b>      | <b>244,04</b>   |
| Total Costos Directos<br><b>537.11</b>                  |        |          |                           |                           |                       |                    |                 |
| Contingencias   | 3%     |          |                           |                           |                       |                    | <b>16,11</b>    |
| Gastos Generales  | 0%     |          |                           |                           |                       |                    | <b>0</b>        |
| Utilidad  | 10%    |          |                           |                           |                       |                    | <b>53,71</b>    |
| <b>Total, Costos Metro Lineal En Dólares (Us\$/M-L)</b> |        |          |                           |                           |                       |                    | <b>6 606,93</b> |

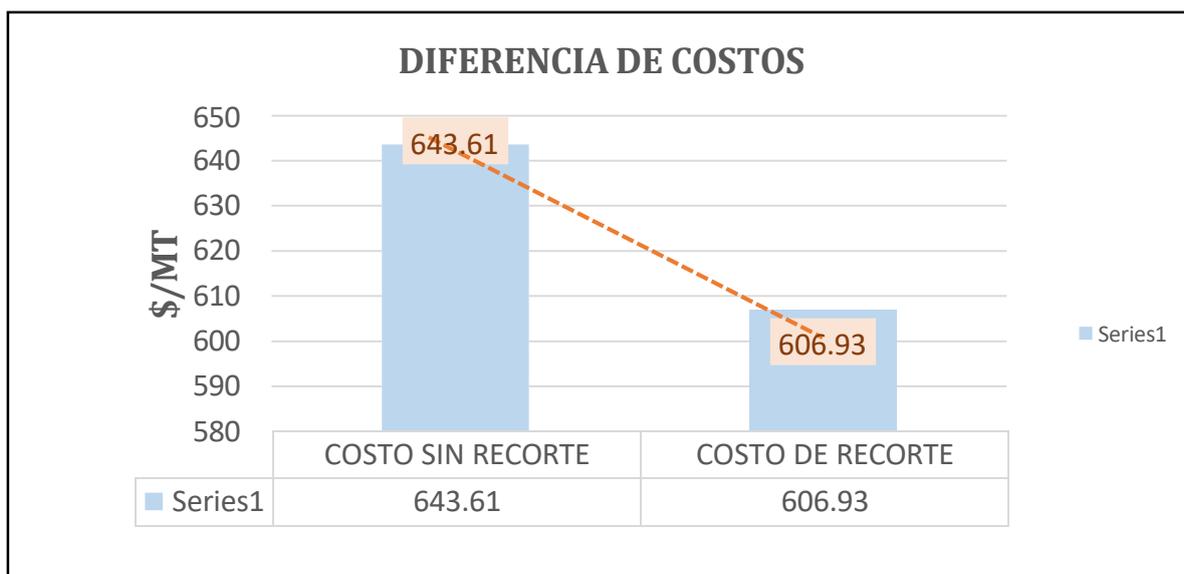
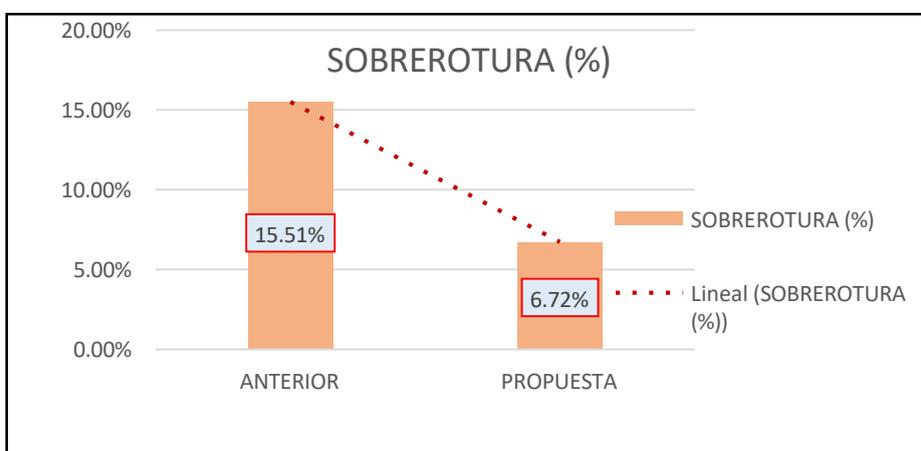


Figura 28 — Diferencia de costos antes y después del Recorte

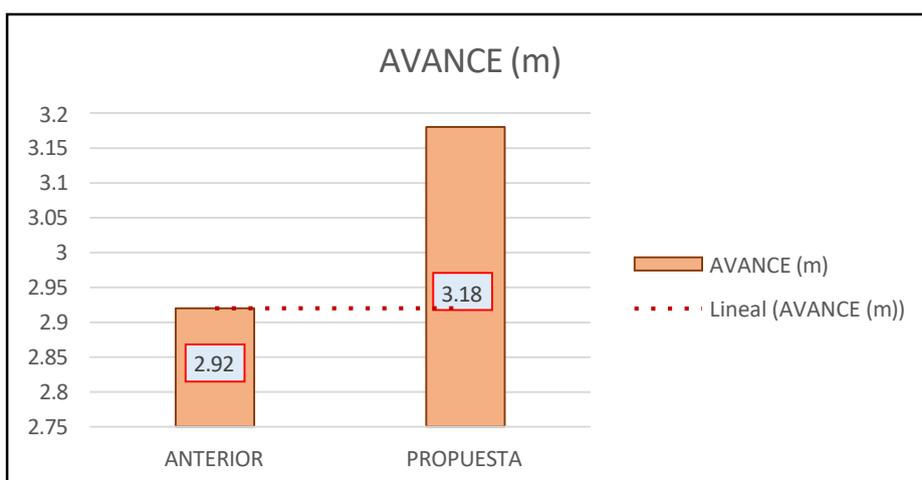


**Tabla 22 — Comparación de sobrerotura en CX2682**

| Malla De Perforación Propuesta | Dis p | Promedio   |                  | Total      |                  | Sobrerotura (%) |
|--------------------------------|-------|------------|------------------|------------|------------------|-----------------|
|                                |       | Avance (M) | Rotura Real (M3) | Avance (M) | Rotura Real (M3) |                 |
| Anterior                       | 30    | 2,92       | 59,88            | 87,56      | 1796,31          | 15,51%          |
| Propuesta De Recorte           | 30    | 3,18       | 60,18            | 95,26      | 1805,3           | 6,72%           |



**Figura 29 — Diferencia de sobrerotura con PRECORTE y RECORTE**



**Figura 3029 — Diferencia del avance con PRECORTE y RECORTE**



## 6.7 Contrastación de hipótesis

### 6.7.1 Planteamiento de hipótesis

#### 6.7.1.1 Hipótesis nula

$H_0 (u_1=u_2)$ : Los resultados de la reducción de Sobrerotura no influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del recorte en el Crucero Cx 2682 del Nivel 1815 de la zona Lurdes de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2021.

#### 6.7.1.2 Hipótesis alterna

$H_i (u_1 \neq u_2)$ : Los resultados de la reducción de Sobrerotura influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del recorte en el Crucero Cx 2682 del Nivel 1815 de la zona Lurdes de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2021.

### 6.7.2 Nivel de significancia o riesgo

- Nivel confianza un 95%
- Valor de significancia del 5% es a  $\alpha = 0,05$ .
- Valor crítico de t (dos colas) es +/- de 2.001.
- El número de datos obtenidos en la investigación es de 30 sin Precorte y 30 muestras con recorte en un lapso de 4 meses de tiempo.
- Calculando los grados de libertad se tiene:  $G_l = g_c + g_e - 2 = 30 + 30 - 2 = 58$ .
- Buscando con el valor de significancia a dos colas con 2.001 y 58 grados de libertad en la prueba “t” de Student se tiene que los puntos críticos o “t” teórica es igual a 17.010; por lo tanto: Valor crítico = 2.001

### 6.7.3 Calculo estadístico de prueba

El estadígrafo de prueba más apropiado para este caso es la prueba “t” de Student, ya que trabajamos con muestras pequeñas por el mismo periodo mensual en que se obtienen los datos, los datos a prueba serán de sobrerotura de un antes de aplicar voladura controlada de recorte y un después como se muestra en las tablas 12 y tabla 20 donde se observa que es 30 muestras antes de aplicar voladura de recorte y 30 muestras con voladura con recorte, que es menor que 40 ( $n < 40$ ) y como en la hipotesis alterna ( $H_i$ ) existe tres posibilidades: ( $H_i: u_1 < u_2$ ,  $H_i: u_1 > u_2$  y  $H_i: u_1 \neq$

u2). Se aplicó la prueba bilateral o sea a dos colas, ya que se tiene la hipótesis planteada de  $H_0 (u_1=u_2)$  y  $H_i (u_1 \neq u_2)$  para ver si existe influencia significativa. Calculemos ahora la prueba de hipótesis con la “t” de Student en el programa Excel.

**Tabla 23 — Prueba de t de student por Excel**

|                                     | PRECORTE    | RECORTE     |
|-------------------------------------|-------------|-------------|
| Media                               | 0.155101411 | 0.067195944 |
| Varianza                            | 0.000656461 | 0.000144685 |
| Observaciones                       | 30          | 30          |
| Varianza agrupada                   | 0.000400573 |             |
| Diferencia hipotética de las medias | 0           |             |
| Grados de libertad                  | 58          |             |
| Estadístico t                       | 17.01063919 |             |
| P(T<=t) una cola                    | 1.63037E-24 |             |
| Valor crítico de t (una cola)       | 1.671552762 |             |
| P(T<=t) dos colas                   | 3.26074E-24 |             |
| Valor crítico de t (dos colas)      | 2.001717484 |             |

Extraído de Propia base de datos Excel

Analizando la tabla de la prueba t de Student, observamos que el valor de la t calculada es igual a 17.010 el valor p de la probabilidad es 3.26074E-24.

**Si el valor  $p \leq \alpha$  entonces rechazamos  $H_0$**

Entonces resaltamos el resultado de la probabilidad el valor ( $p = 3.26074E-24$ ) es menor que el valor de significancia (2.001) entonces desde este análisis podemos adelantar que: se rechaza la hipótesis nula ( $H_0$ ) y se acepta la hipótesis alterna ( $H_i$ ).



### 6.7.4 Grafico de la prueba normal



Figura 31 — Prueba de t students a dos colas

Extraído de Propia base de datos Minitad

## 6.8 Decisión estadística

### 6.8.1 Decisión estadística

Puesto que la t calculada ( $t_c$ ) cae en la zona de rechazo de  $H_0$  y es menor que la t teórica ( $t$ ); es decir tenemos lo siguiente ( $+2.001 < +17.010$ ), en consecuencia, se rechaza la hipótesis nula ( $H_0$ ) y se acepta la hipótesis alterna ( $H_i$ ).

### 6.8.2 Conclusiones estadísticas

Se ha demostrado con un nivel de confianza del 95% y con un nivel de significancia del 5% con la prueba t de Student que los resultados de la reducción de Sobrerotura influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del recorte en el Crucero Cx 2682 del Nivel 1815 de la zona Lurdes de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2021.

- **Contrastación de las hipótesis específicas**

1. Se ha demostrado que, al realizar un nuevo diseño de malla en los taladros de contorno, con espaciamiento y burden de  $0.40m \times 0.40m$ . se logró disminuir la sobrerotura a un 6.72%. ya que con el diseño anterior de espaciamiento y burden  $0.25m \times 0.40m$  se tenía una sobrerotura del 15.51%. siendo así una disminución considerable en la sobrerotura de 15.51% a 6.72% dándonos una disminución del 8.79%.

2. Se ha demostrado que, al realizar un nuevo diseño de carga para los taladros de contorno, con 1semexa, 5 exablock, espaciadas a 0.25m y con retardo de N.º 400 nos da una carga operante de 4.15kg/s mientras que con el anterior diseño de carga de 1semexa, 6exablock, espaciadas a 0.15m y con retardo N.º 01 nos da una carga operante de 14.33kg/s dando así una disminución considerable en la carga operante de los taladros de contorno de 14.33kg de expl. a 4.15kg de expl.
3. Se ha demostrado que aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y el nuevo diseño de carga en los taladros de contorno, se logró un costo por metro de 606.93\$/m mientras que con el diseño anterior se tenía un costo por metro de 643.61\$/m dándonos una reducción 36.68\$/m el cual representa una reducción del costo por metro avanzado 5.7%.

## 6.9 Discusión del resultado

En los avances desde el mes de julio se tiene mejoras ya que según contrato nos median con 3.20m por disparo con perforación de barra de 12 pies. En la sobrerotura se controló a partir del mes de julio como se muestra eso ayudo a mejorar el ciclado y a cero penalidades por tema de sobrerotura y shotcrete ya que no se podía exceder del 11%.

Al inicio aplicando la voladura sin recorte se obtiene una sobrerotura promedio de 15.51% y aplicando la voladura controlada con recorte se obtiene una sobrerotura promedio de 6.72% reduciendo 8.79% material derribado de volumen de rotura por disparo se logró desarrollar y destacar que en el lugar ejecutado de la investigación nuestros resultados se plasman de acuerdo a lo planificado y por ende se requiere constante seguimiento de la parte de supervisión y el área de voladura.

A partir del análisis estadístico referido en la tabla 23, la prueba de t student a dos colas se ha demostrado con un nivel de confianza 95% y con un nivel de significancia de 5% con una prueba de student donde la  $T_c=17.0106$ , que cae en la zona de rechazo de la  $H_0$ , por lo tanto podemos aceptar  $H_1$ , donde la reducción de Sobrerotura influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del recorte en el Crucero Cx 2682 del Nivel 1815 de la zona norte Lurdes de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2021.

## CAPÍTULO VI

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 7.1 Conclusiones

- a) La voladura controlada recorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno ha permitido controlar y reducir el porcentaje de sobrerotura de 15.51% a 6.72% en promedio de 30 disparos. Con el rediseño de la malla de perforación se alcanzó eficiencia de voladura de 94% con la cual se logró incrementar la profundización del CX2682 y el cumplimiento del programa de avances, logrando reducir los tiempos y costos unitarios de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la Mina – Balcón.
- b) El burden y espaciamiento para taladros de producción se determinó mediante el modelo matemático de Calvin J. Konya y para taladros de contorno usando; la presión dentro del taladro, resistencias de compresión y tracción de la roca, los cuales garantizan una mejor eficiencia de voladura y control del perfil de la sección de la labor obteniendo así los resultados de estos burden =0.40m y espaciamiento 0.40m y con una carga espaciada entre cartucho de 0.25m.
- c) En cuanto a la voladura se tuvo que rediseñar las cargas empleadas en los taladros de contorno obteniendo nuevo diseño de carguío, obteniendo que en dichos taladros el factor de carga se redujo de 1.32Kg/m<sup>3</sup> a 1.26Kg/m<sup>3</sup>, el factor de potencia 0.49Kg/ton a 0.40Kg/ton y un factor de carga lineal 22.26 Kg/m a 20Kg/m.
- d) A través del rediseño de la malla de perforación y selección del explosivo para taladros de recorte se logró mayor eficiencia de voladura, menor consumo de explosivo, menor cantidad de taladros perforados en el contorno, con los cuales se logró reducir el costo por metro de avance lineal de 643.61\$/m a 606.93\$/m con un ahorro de 36.68\$/m.

## 7.2 Recomendaciones

- a) Realizar el uso de la voladura controlada recorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno en las labores de explotación (tajos) previa evaluación geomecánica en macizos rocosos cuyo  $RMR \geq 35$  para disminuir la sobre rotura, y capacitar al personal en la voladura controlada recorte para evitar errores de perforación y carguío.
- b) Realizar evaluación geomecánica constante en las diferentes zonas de la Unidad Minera Parcoy de CMH S.A para saber el tipo de roca que presenta y diseñar la malla de perforación de acuerdo al RMR del macizo rocoso y seleccionar el explosivo adecuado para los taladros de contorno.
- c) Implementar la malla de perforación diseñada mediante el modelo matemático de Calvin J. Konya en la perforación de labores de avance de la Unidad Minera Parcoy, y determinar la presión dentro del taladro ya que, si es mucho mayor que la resistencia a la compresión de la roca, ésta causará daños en el contorno de la labor generando sobre rotura y formandocuñas.
- d) Mayor atención y dedicación en la perforación y voladura de parte de la supervisión debido a que los tiempos y costos de las demás operaciones unitarias dependen directamente de estas dos operaciones unitarias.
- e) Se recomienda la presentación de la presente investigación a la superintendencia del consorcio minero Horizonte para su opinión técnica.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

**BERNAOLA, Alonso, CASTILLA, Gómez Jorge y HERRERA, Herbert Juan. 2013.**

oa.upm.es. oa.upm.es. [En línea] Universidad Politécnica de Madrid, mayo de 2013. [Citado el: 22 de octubre de 2019.]

[http://oa.upm.es/21848/1/20131007\\_PERFORACION\\_Y\\_VOLADURA.pdf](http://oa.upm.es/21848/1/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf).

**CASTRO, Muñoz Jose Justiniano y RODRIGUEZ, Correa Manuel. 2016.** Reducción de la sobrerotura en el cruce 3910 del nivel 2360 de la Juan Mina "PEC" de la Cia. consorcio Minero Horizonte. Trujillo-Perú: Universidad Nacional de Trujillo, 2016.

**CONDORI, Mamani , Esteban. 2019.** Minimización de Costos en perforación y voladura mediante el rediseño de malla y carga explosiva en los tajeos Porvenir y Alicia de la Empresa minera aurífera Estrella de Chaparra S.A Arequipa. Puno: Universidad Nacional del Altiplano (UNA), 2019.

**DIEGUEZ, Garcia Yoandro, Otaño, Nogue Joséy Sargenton, Romero Gilberto. 2014.**

Diseño de Voladuras de contorno en túneles, Holguin-Cuba: Instituto minero metalúrgico de Moa Dr. Antonio Nuñez Jimenez, 2014, Vol. 30. ISSN: 0258-8959.

**DIEGUÉZ García, Yoandro. 2014.** Metodología para el diseño de Voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones horizontales. La Habana : Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, 2014.

**J. KONYA, C. (2010).** Manual de voladura Konya. España.

**EXSA S.A. 2021.** Manual práctico de Voladura de Rocas. Lima-Perú: Exsa, 2021.



**HUAMANÍ, Bustinza Feliciano y SOTO, Mamani Rolando Hilmer. 2019.** Aplicación de voladura controlada para reducir el porcentaje de dilución y costos en tajos convencionales (Corte y Relleno ascendente y Tajos Largos) utilizando explosivo Exablock y Cojin de agua, Minera Aurífera Retamas S.A Marsa 2017. Abancay: Ed. Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, 2019.

**LANGFORS, U y KIHISTROM, B. 1976.** Técnica Moderna de Voladura de rocas. Estocolmo Suecia: Urmo Ediciones, 1976.

**LÓPEZ Jimeno, Carlos, LÓPEZ Jimeno, Emilio y García Bermúdez, Pilar. 1994.** Manual de perforación y Voladura de Rocas. Madrid-España: Instituto Minero Metalurgico de España, 1994.

**REBOLLEDO Espinoza, Fabián Andrés. 2018.** Desarrollo de Metodología de Diseño y Planificación de Tronadura Controlada para Administrar y Controlar Riesgos Geotécnicos. Santiago: Universidad de Chile, 2018.

**ROBB, Luis A. 2000.** Diccionario para Ingenieros. México D.F. México: Compañía editorial Continental, 2000.

**ROBLES Espinoza, Nerio. 1994.** Excavación y sostenimiento de túneles en roca. Lima-Perú: CONCYTEC, 1994.

**RUSTAN, Agne. 1995.** Controlled Fragmentation and Contours in Rock Blasting Theoretical and Technical approaches. Oslo-Suecia : Lulea University and Technical, 1995.



**ROJAS Linares , Edito Luis. 2018.** Un nuevo enfoque predictivo de la fragmentación en la voladura de rocas. Lima : Universidad Nacional mayor de san Marcos, 2018.

**SALAS Yalli, Andrés. 2014.** Determinación de parámetros para la aplicación de la voladura de Precorte en labores de desarrollo en consorcio minero Horizonte S.A” . Abancay- Apurímac :Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac (UNAMBA), 2014.

**SARGENTÓN, Romero Gilberto. 2018.** scielo.sld.cu. scielo.sld.cu. [En línea] UNIVERSIDAD DE HOLGUÍN, CUBA., diciembre de 2018. [Citado el: 07 de marzo de 2020.] [http://scielo.sld.cu/scielo.php?script=sci\\_arttext&pid=S1993-80122018000400002](http://scielo.sld.cu/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1993-80122018000400002).

**TURPO Ccotaluque, Jaime Manuel. 2021.** Minimización de la sobrerotura de cajas mediantedieño de voladura controlada en el tajeo de la veta Victoria, mina San Rafael- Minsur S.A.- PunoMinsur S.a. Puno-Cusco: Universidad Nacional del Altiplano, 2021.

**VILCA Callata, Jhonny Ely. 2019.** Voladura controlada y reducción de la dilución porcentualde y costos en Tajeo con uso Exsablock en la Minera Aurifera Retamas -2019. Puno-Perú: Universidad Nacional del Altiplano, 2019.

**MENDOZA Muñoz, N. (2014).** Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera Paraiso-Ecuador. (Tesis). Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.

**CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. (2016).** Manual de perforación y voladura. La Libertad.



# ANEXOS



ANEXO 1 MATRIZ DE CONSISTENCIA

| “APLICACION DE VOLADURA CONTROLADA CON RECORTE PARA REDUCIR LA SOBREROTURA EN EL CRUCERO 2682 DEL NIVEL 1815 DE LA UM. ACUMULACION PARCOY N°01, CONSORCIO MINERO HORIZONTE – 2021.”   |   |   |  |   |  |  |
|---|---|---|--|---|--|--|
| FORMULACIÓN DEL PROBLEMA  | OBJETIVOS   | HIPÓTESIS   | VARIABLES  | INDICADORES   | PPOBLACIÓN/ MUESTRA  | METODOLOGÍA  |
| <p><b>Problema General:</b><br/>¿De qué manera la voladura controlada con recorte podrá reducir la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N°01, consorcio minero Horizonte 2021?</p>  | <p><b>Objetivo General:</b> Reducir la sobre rotura con la aplicación de la voladura controlada con recorte, en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.</p>  | <p><b>Hipótesis general:</b><br/>Con la aplicación de voladura controlada con recorte, se logrará la reducción de la sobre rotura, en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.</p>  | <p><b>Independientes:</b><br/>Voladura controlada de recorte</p> | <p>-Cantidad de explosivo(kg)<br/>-Número de cartuchos por taladro<br/>-Burden</p>  | <p><b>Población:</b><br/>labores de preparación y Desarrollo de la zona norte Lurdes del nivel 1815.</p> | <p><b>Tipo:</b> Investigación aplicada.<br/><br/><b>Enfoque de investigación:</b><br/>Enfoque Cuantitativo.</p>  |
| <p><b>Problemas Específicos:</b><br/><b>1.-</b> ¿Determinar los parámetros de perforación la voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021?<br/><br/><b>2.-</b> ¿determinar los parámetros de voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021?<br/><br/><b>3.-</b> ¿Determinar los costos de reducción en la sobre rotura logrados con la aplicación de la voladura controlada de recorte en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021?</p> | <p><b>Objetivos Específicos:</b><br/><b>1.-</b> Evaluar los parámetros de perforación en la voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.<br/><br/><b>2.-</b> Analizar los parámetros de voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.<br/><br/><b>3.-</b> Calcular los costos en la voladura controlada de recorte que permita la reducción de la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.</p> | <p><b>Hipótesis Específicos:</b><br/><b>1.-</b> Los parámetros de perforación en la voladura controlada de recorte, permitirán la reducción de la sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.<br/><br/><b>2.-</b> Los parámetros de voladura en la voladura controlada de recorte, permitirá la reducción de las sobre rotura en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, de la empresa minera consorcio minero Horizonte 2021.<br/><br/><b>3.-</b> La aplicación de la voladura controlada de recorte, permitirá reducir los costos de operación en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, consorcio minero Horizonte 2021.</p> | <p><b>Dependientes</b><br/>Reducción de la Sobrerotura.</p>      | <p>-Espaciamiento<br/>- Tipo de explosivo<br/>- Numero de taladros<br/>-Tipo de Roca<br/><br/>-Sección final del crucero 4.5mx4.2m<br/>-Tiempo de operaciones<br/>-Reporte de costos de operaciones<br/>-Sostenimiento<br/>-Sobrerotura</p> | <p><b>Muestra:</b><br/>Crucero 2682</p>  | <p><b>Diseño de investigación:</b><br/>Experimental<br/><br/><b>Nivel de investigación:</b><br/>Explicativo.</p> |

ANEXO 2 MALLA DE PERFORACIÓN SECCIÓN 3.5X3.5

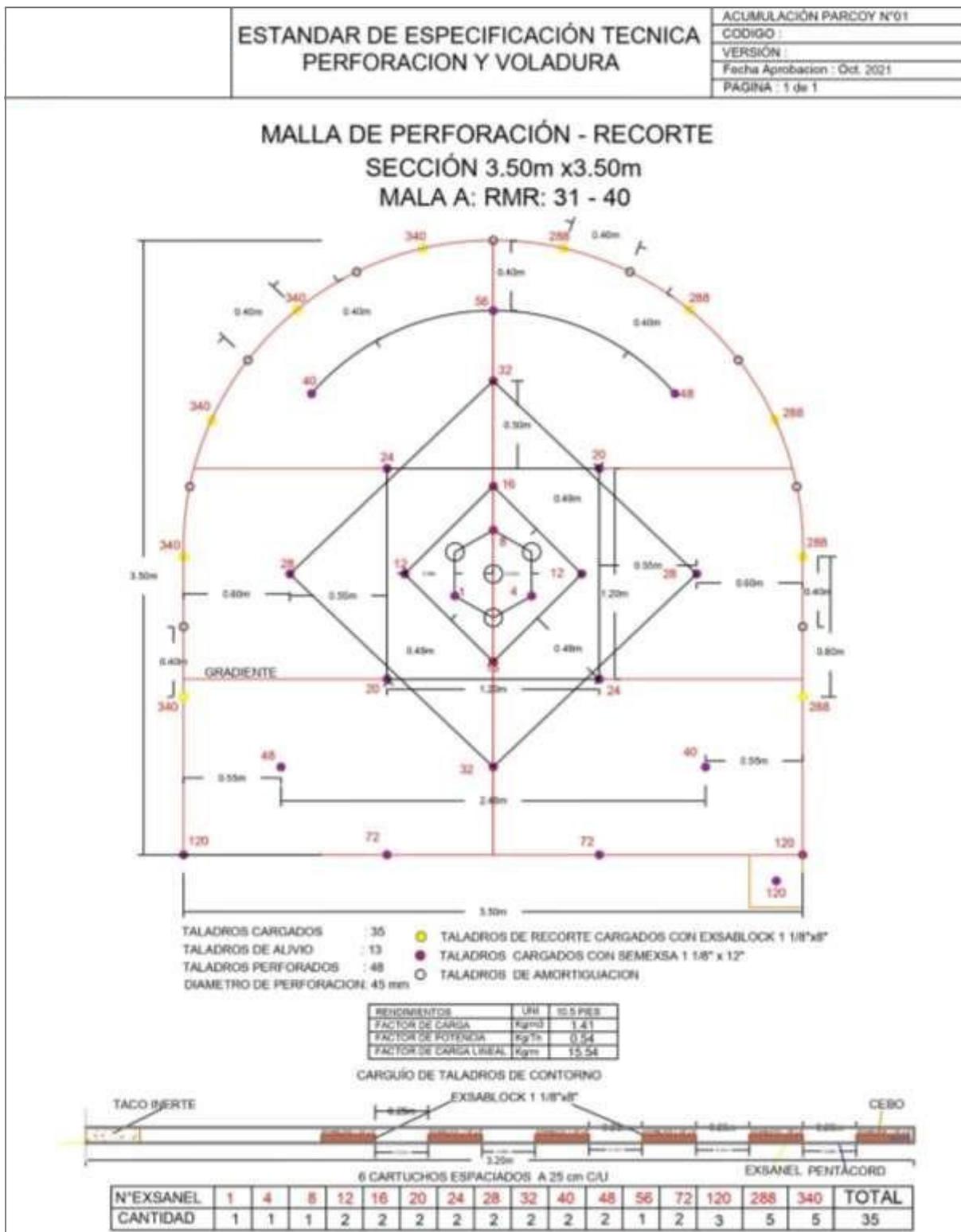


Figura 33 — Malla de perforación sección 3.5x3.5

Extraído de área de perforación y voladura de CMH.





Figura 34 — Plano del cruceo 2682

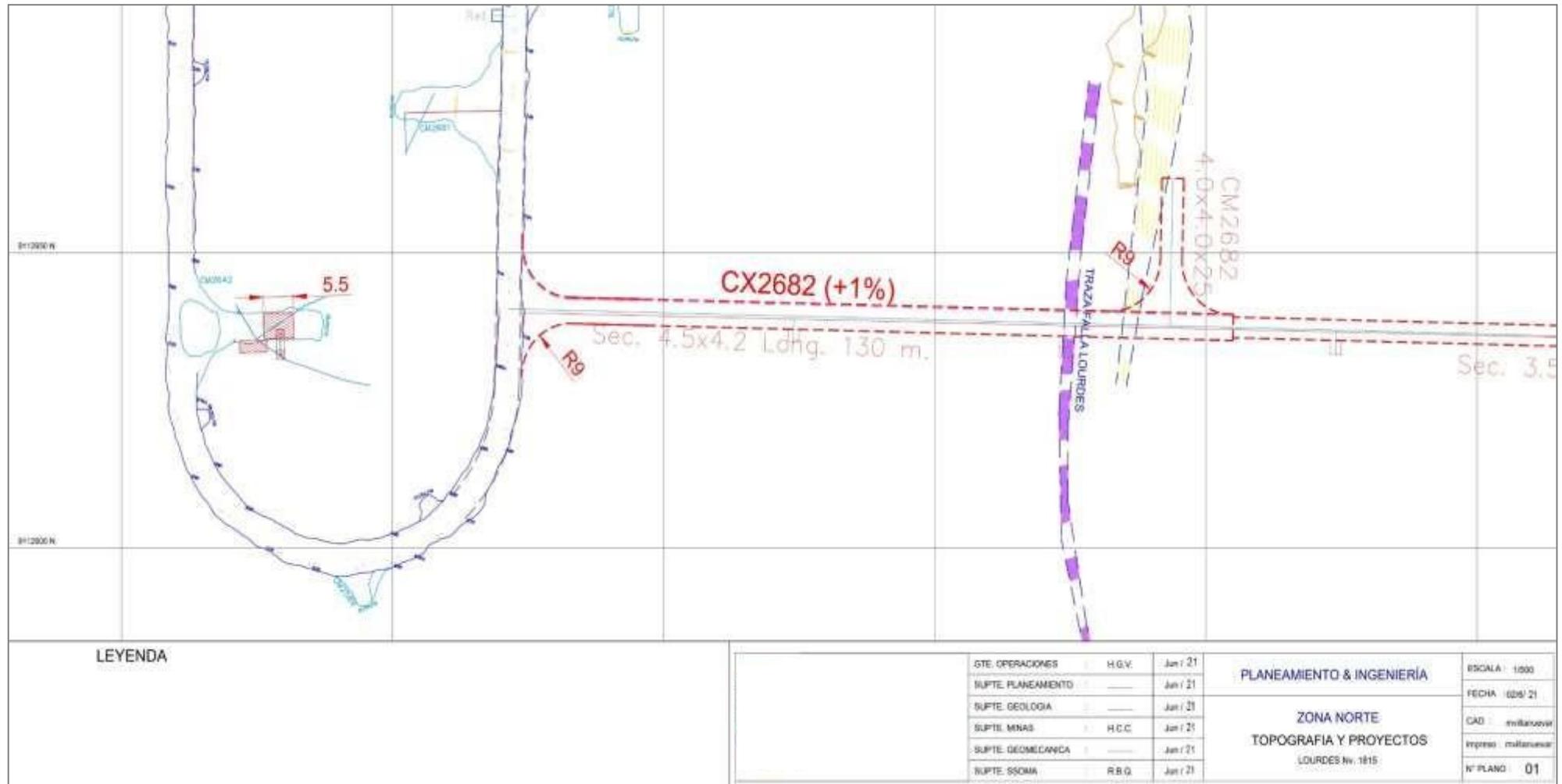


Figura 35 — Plano del cruce 2682

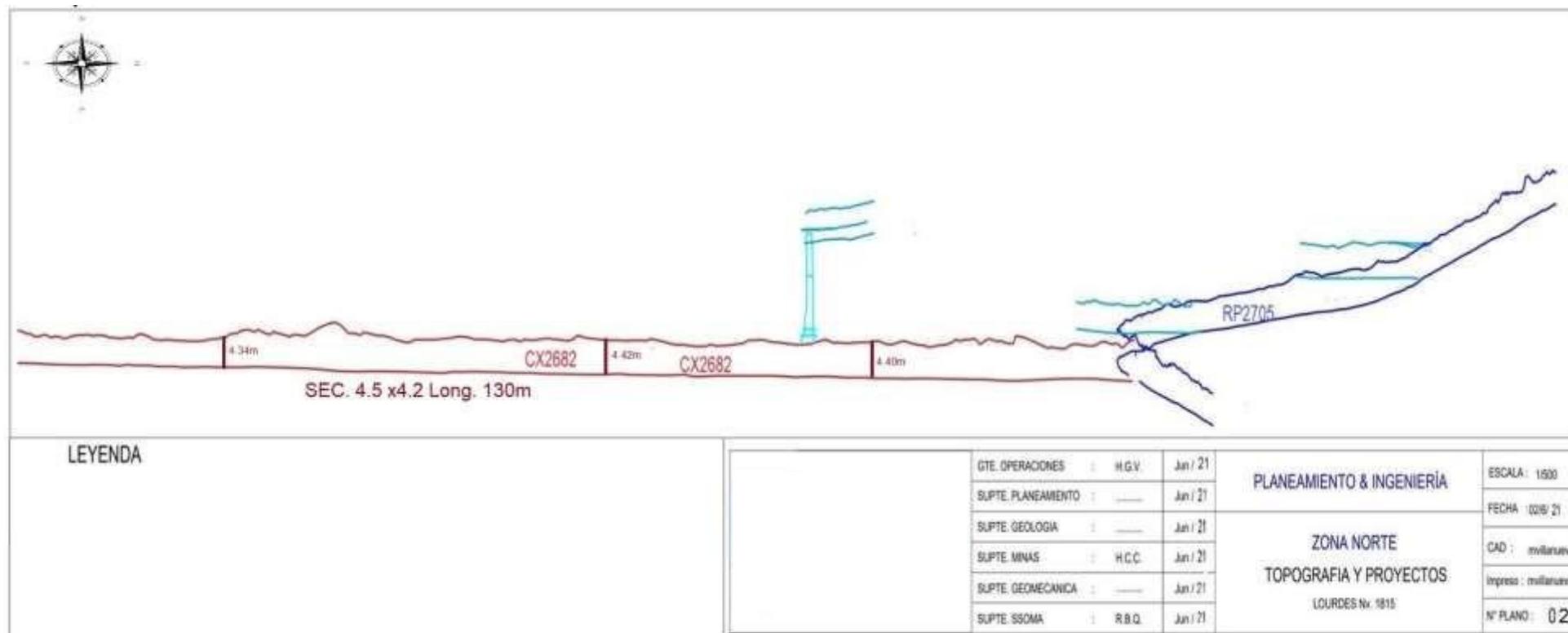


Figura 36 — Corte del crucero 2682

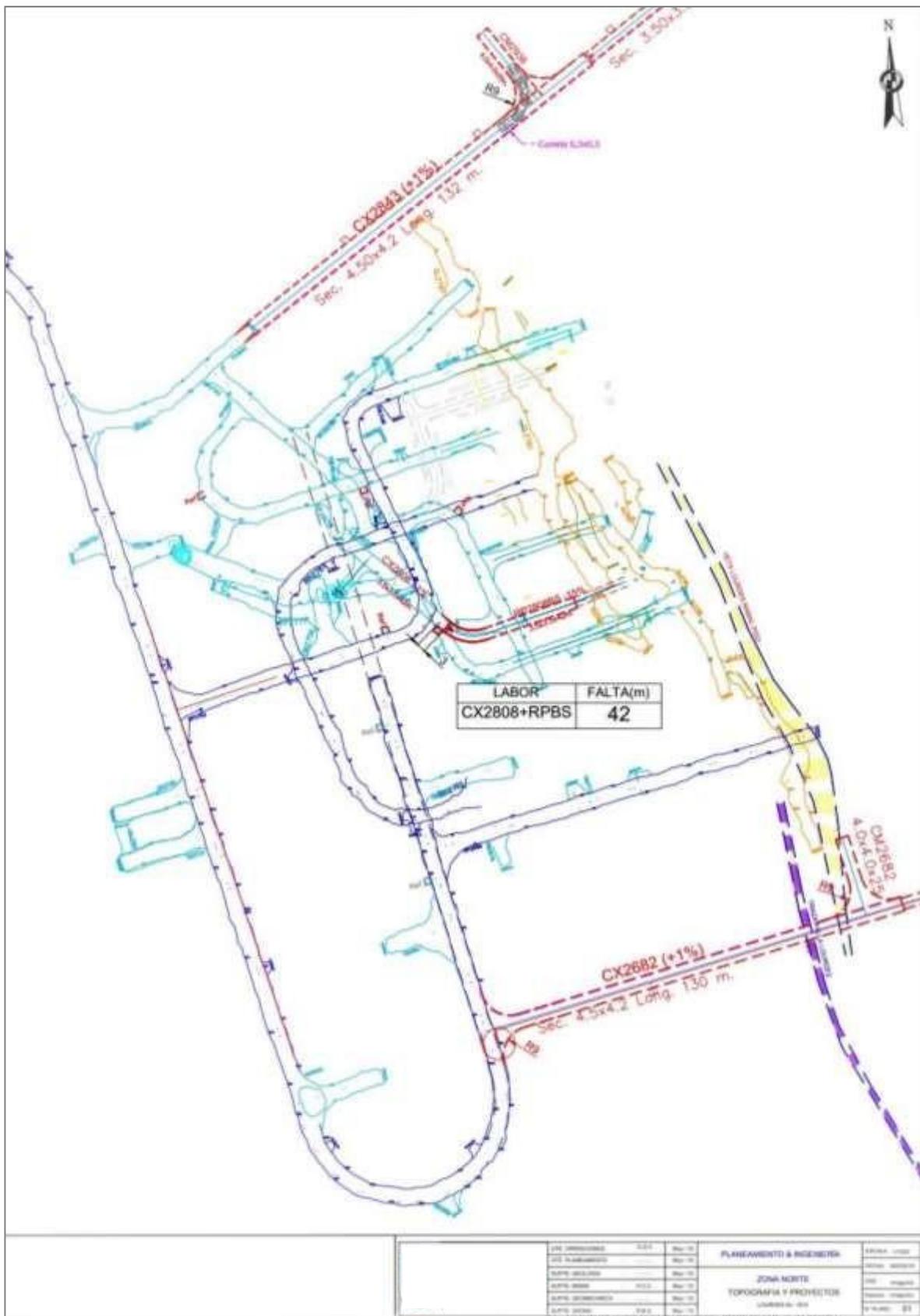


Figura 37 — Plano de ubicación de proyecto (cruzero 2682)

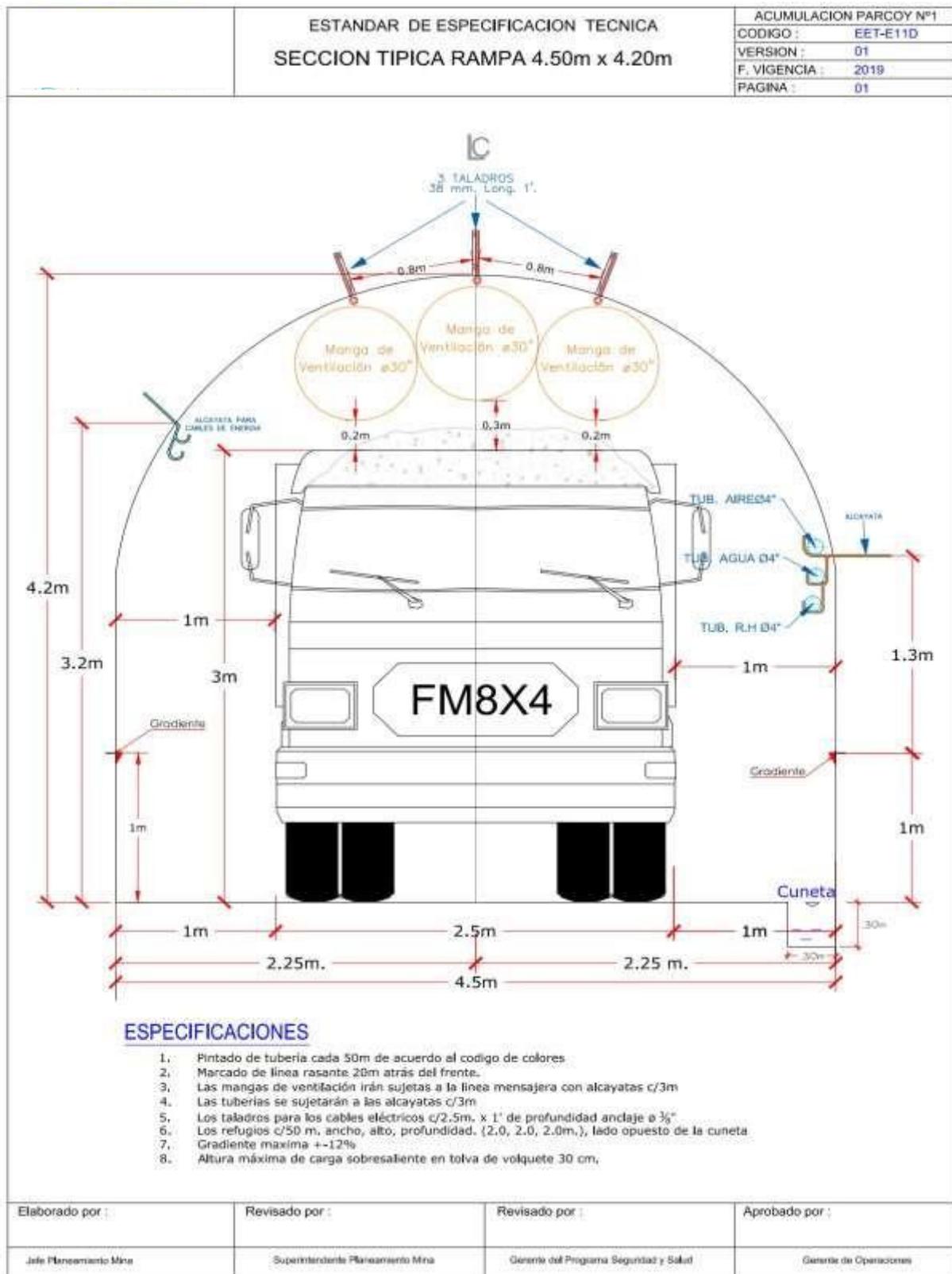


Figura 38 — Estándar de especificación técnica sección 4.50 m x 4.20 m

Extraído de área de Productividad y Costos de CMH.





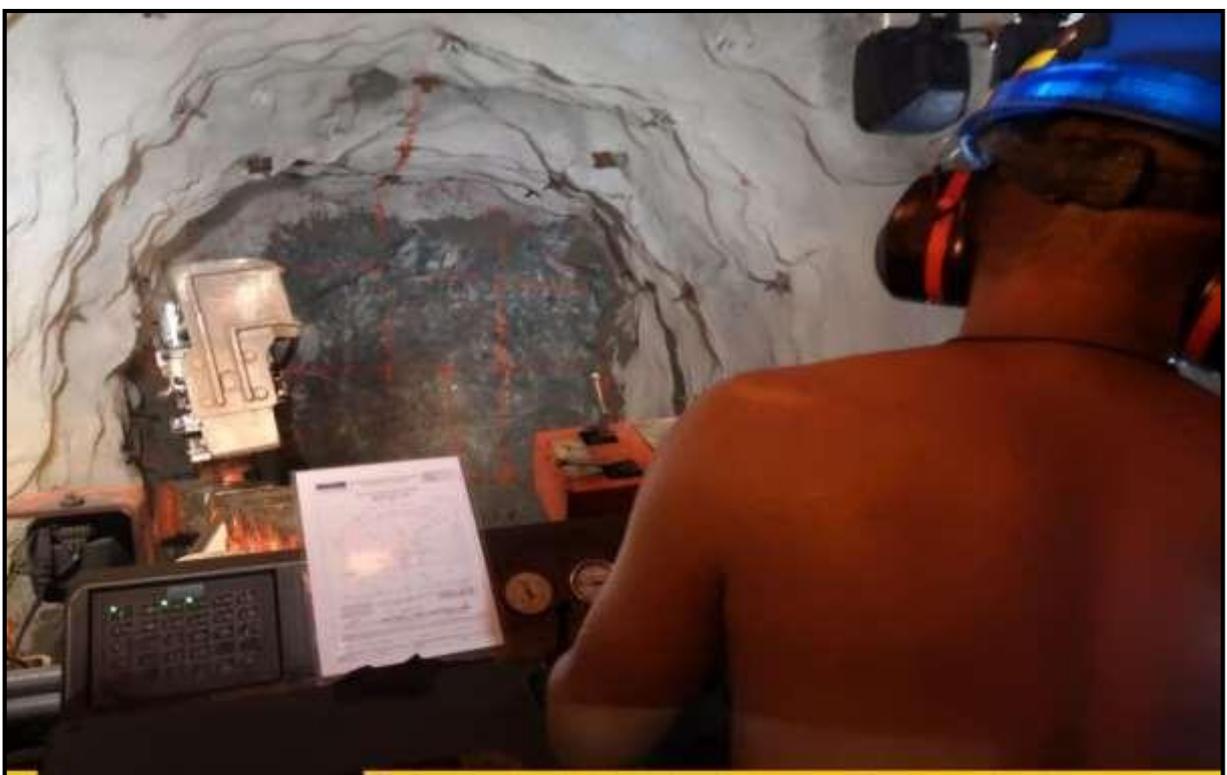
Figura 39 — Pintado de dirección y gradiente en CX2682 sección de 4.50 m x 4.20 m



Figura 40 — Pintado de malla en CX2682 sección de 4.50 m x 4.20 m



**Figura 41 — Frente perforado 4.50 m x 4.20 m**



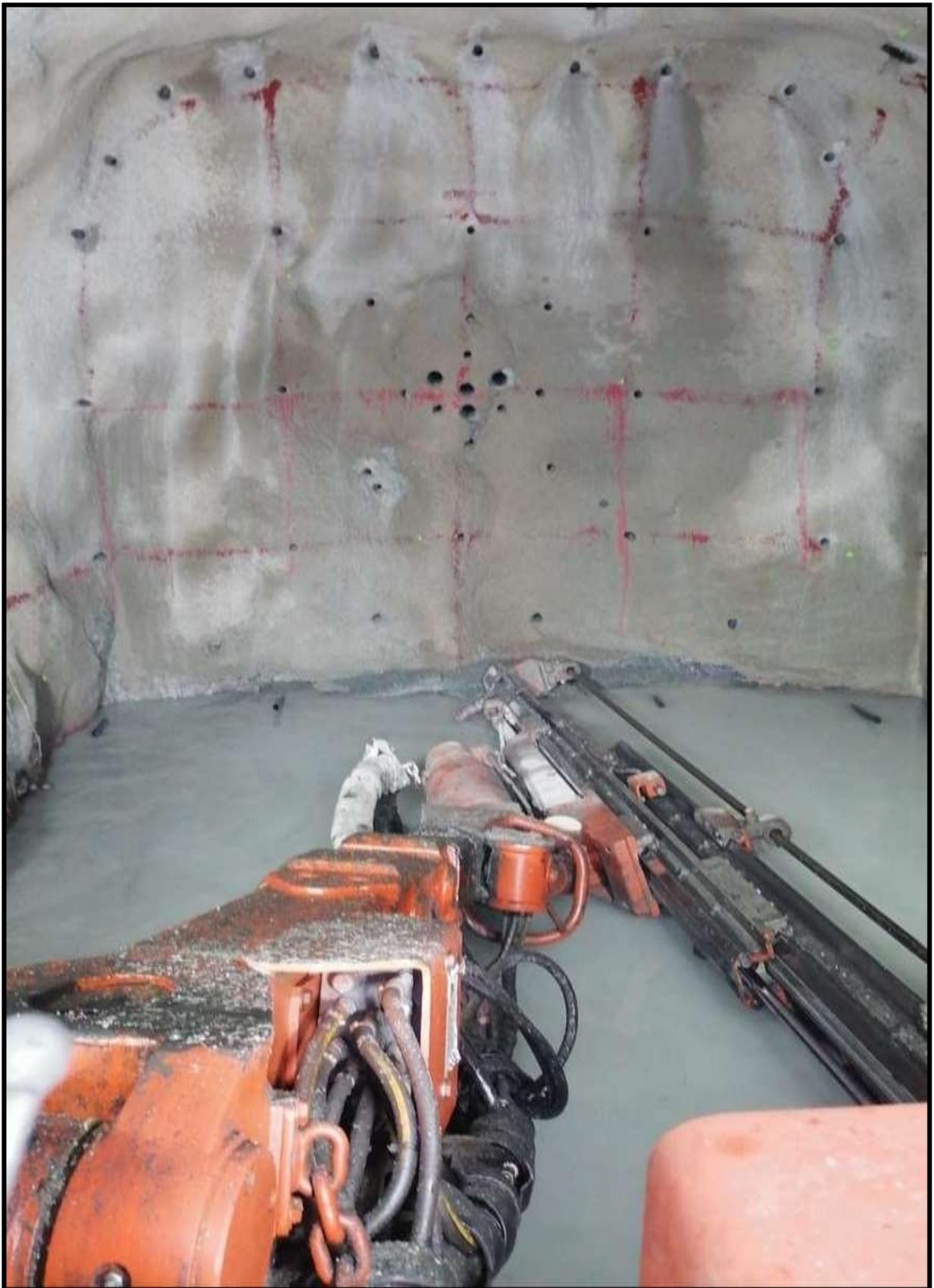
**Figura 42 — Perforación con jumbo axera DD311 haciendo uso de malla propuesta en CX2682**



Figura 43 — Medición de taladros y desviación en los taladros de arranque en el CX2682



Figura 44 — Uso de plantilla para el marcado de taladros de arranque en CX2682



**Figura 45 — Perforación con jumbo axera DD311 parte de arrastres en CX2682**



Figura 46 — Control de sobrerotura en el CX 2682



Figura 47 — Mapeo geomecánico



**Figura 48 — Mapeo geomecánico**



**Figura 49 — Perforación con jumbo en el CX 2682**