

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**DESARROLLO DE UNA CHIMENEA DE VENTILACIÓN EN UNA MINA
UBICADA AL CENTRO DEL PERÚ APLICANDO EL SISTEMA RAISE BORING**

Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

AUTORES:

Gresli Camargo Diaz

Danner Edins Segura Galindo

ASESOR:

Ing. Luis Alberto Mendieta Britto

Lima, abril, 2023

Informe de Similitud

Yo, Luis Alberto Mendieta Britto, docente de la Facultad de Ciencias e Ingeniería de la Pontificia

Universidad Católica del Perú, asesor(a) de la tesis/el trabajo de investigación titulado “Desarrollo de una chimenea de ventilación en una mina ubicada al centro del Perú aplicando el sistema Raise Boring”, del/de la autor(a)/ de los(as) autores(as)


Gresli Camargo Díaz,

Danner Edins Segura Galindo,

dejo constancia de lo siguiente:

- El mencionado documento tiene un índice de puntuación de similitud de 19.%. Así lo consigna el reporte de similitud emitido por el software *Turnitin* el 02/05/2023.
- He revisado con detalle dicho reporte y la Tesis o Trabajo de Suficiencia Profesional, y no se advierte indicios de plagio.
- Las citas a otros autores y sus respectivas referencias cumplen con las pautas académicas.

Lugar y fecha: San Miguel 02 de mayo del 2023

Apellidos y nombres del asesor / de la asesora: <u>Mendieta Britto, Luis Alberto</u>	
DNI: 44887003	Firma 
ORCID: 0000-0003-1749-3190	

Resumen

La mina viene explotando desde 1961 por lo que en la actualidad busca continuar con el proceso de extracción de sus reservas lo que a su vez genera la mayor necesidad de flujo de aire en la profundización de sus labores, para ello se necesita ejecutar chimeneas de ventilación con longitudes superiores a 80 m.

El objetivo del presente estudio es desarrollar una chimenea de ventilación mediante el sistema de perforación Raise Boring evaluando la factibilidad operativa de la ejecución del proyecto para la mina (parámetros de ventilación) y la factibilidad técnica – económica del sistema (rendimiento y costos).

En primer lugar, se recopiló información para el desarrollo del caso de estudio (CM RB 650) donde se midieron parámetros operativos durante la ejecución. En segundo lugar, se realizó la medición de parámetros de ventilación antes y después de la construcción de la chimenea RB 650. Finalmente se realizó un análisis técnico comparativo frente a otras alternativas de ejecución y se realizó un análisis de costos entre los sistemas viables.

En referencia a los resultados obtenidos, la ventilación de la labor del Nv.20 después de la conexión de la chimenea RB 650 mostró condiciones de temperatura y flujo de aire adecuados para que el personal operativo trabaje en ambientes óptimos y que cumplan con la base legal de la normativa peruana en temas de seguridad minera.

En la parte técnica – económica, se analizaron 4 sistemas de perforación: Raise Boring, Convencional, VCR y Alimak para la construcción de la chimenea CM RB 650, donde se descartó el sistema Alimak y VCR por las limitaciones operativas (\emptyset de 1.5 m y longitud de 110 m).

El costo total obtenido de la ejecución del proyecto CM RB 650 para el sistema Raise Boring fue de 147,637 US\$ mientras que para el sistema convencional se esperaría un costo total de

143,075 US\$. Además, el tiempo de ejecución obtenido para el primer sistema fue de 15 días y para el sistema convencional fue de 35 días.

Finalmente, luego de haber analizado los resultados se demostró la viabilidad del sistema Raise Boring para la ejecución del proyecto CM RB 650, dado que el rendimiento fue superior en un 57 % y representó el sistema más seguro frente al convencional; incluso teniendo un costo ligeramente superior.

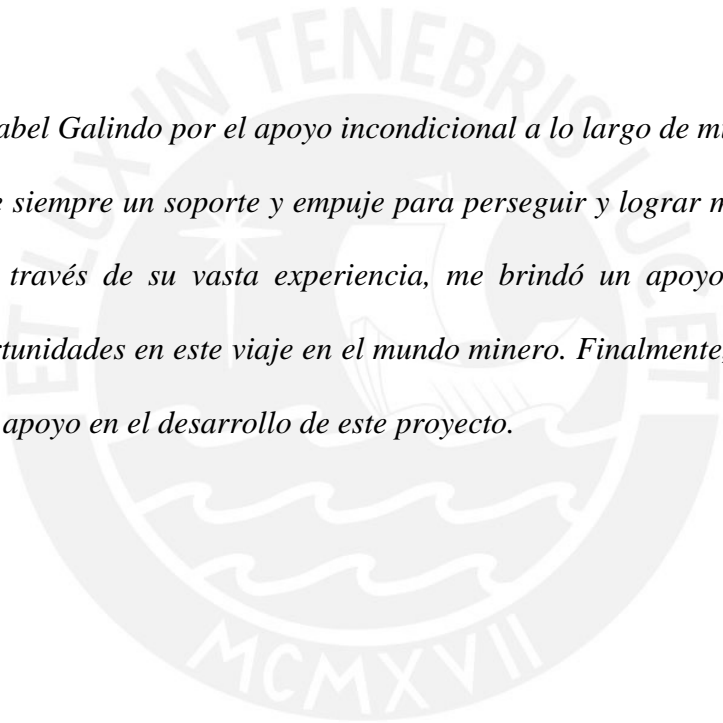
Key words: Raise Boring, chimenea, ventilación



Agradecimientos

Quisiera dedicar esta tesis principalmente a mis padres, Yeni Diaz y Joseph Camargo por todo su apoyo y esfuerzo dado para que pueda culminar mi carrera y las diferentes lecciones de vida que me brindan, a mis amigos por su motivación, consejos y que siempre están presentes y finalmente a mi compañero de tesis por su soporte en sacar adelante este proyecto.

A mi madre Isabel Galindo por el apoyo incondicional a lo largo de mi vida, por brindarme siempre un soporte y empuje para perseguir y lograr mis metas. A Ricardo Revoredo, quien, a través de su vasta experiencia, me brindó un apoyo y motivación para aprovechar las oportunidades en este viaje en el mundo minero. Finalmente, a mi compañera de tesis y colega por el apoyo en el desarrollo de este proyecto.



Índice de contenidos

1.	Introducción	1
1.1.	Justificación.....	1
1.2.	Antecedentes	1
1.3.	Objetivos	3
1.3.1.	Objetivo general.	3
1.3.2.	Objetivos específicos.....	3
1.4.	Metodología	4
2.	Marco teórico	6
2.1.	Perforación en minería subterránea.....	6
2.2.	Seguridad en perforación	6
2.2.1.	Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (DS 024).	6
2.2.2.	Riesgos durante la actividad de perforación.....	7
2.3.	Parámetros para la elección de métodos de excavación.....	9
2.4.	Método rotativo de perforación de rocas.....	10
2.4.1.	Perforación por corte.	11
2.4.2.	Perforación con Tricono.	12
2.5.	Chimeneas en minería	12
2.6.	Sistemas de ejecución para chimeneas o labores verticales	13
2.6.1.	Sistema Raise Boring.	13

2.6.2.	Sistema Blind Hole.....	14
2.6.3.	Sistema Raise Climber con Jaula Trepadora.....	16
2.6.4.	Sistema Vertical Crater Retreat (VCR).....	17
2.6.5.	Sistema convencional.....	18
2.7.	Sistema Raise Boring.....	19
2.7.1.	Partes de Equipos Raise Boring.....	19
2.7.2.	Componentes durante el proceso de Perforación de Equipos Raise Boring. ..	25
2.7.2.1.	Columna de Perforación.....	25
2.8.	Método de perforación Raise Boring.....	35
2.9.	Ciclo de Operaciones.....	36
2.9.1.	Preparación y construcción de Cámara Raise Boring.....	36
2.9.1.1.	Dimensión de Cámaras.....	36
2.9.1.2.	Servicios para una Cámara Raise Boring.....	38
2.9.2.	Traslado de Máquina y Componentes Raise Boring.....	40
2.9.2.1.	Traslado para zonas subterráneas mecanizadas:.....	40
2.9.2.2.	Traslado para zonas subterráneas convencionales (Plataformas y Rieles).	41
2.9.3.	Instalación y Posicionamiento.....	42
2.9.4.	Nivelación Topográfica.....	42
2.9.5.	Perforación Piloto.....	43

2.9.5.1. Inicio de Empate.	43
2.9.5.2. Barrido.	44
2.9.5.3. Desvíos.....	45
2.9.6. Comunicación de piloto.....	45
2.9.7. Conexión de cabeza rimadora (escariador).	46
2.9.8. Perforación Rimado.....	47
2.9.9. Limpieza del pie del proyecto Raise Boring.	47
2.9.10. Comunicación de Chimenea y colgado de cabeza rimadora.	48
2.9.11. Desinstalación y retiro de componentes.....	48
2.9.12. Retiro de cabeza rimadora (escariador).....	49
2.9.13. Bloqueo de chimenea.	49
2.10. Ventilación en minería	49
2.11. Ventilación natural	50
2.12. Ventilación mecánica	50
2.13. Clasificación de Ventiladores por su uso	51
2.13.1. Ventiladores principales.....	51
2.13.2. Ventiladores reforzadores, boosters o secundarios.	52
2.13.3. Ventiladores Auxiliares.....	53
2.14. Curvas de los ventiladores.....	53
2.15. Sistemas de ventilación	55

2.15.1.	Consideraciones generales.....	55
2.15.2.	Pérdidas totales en los conductos de ventilación.....	56
2.15.2.1.	Pérdidas por choque.....	57
2.15.2.2.	Perdidas por fricción.....	58
2.15.3.	Recirculación.....	58
2.16.	Circuitos y redes de ventilación	59
2.17.	Fugas de aire.....	60
2.18.	Agentes físicos y químicos (LMP).....	60
2.19.	Parámetros según Base legal del Reglamento de Seguridad - Capítulo Ventilación	61
2.20.	Fórmulas de ventilación	62
3.	Desarrollo del sistema Raise Boring en el caso de estudio	63
3.1.	Alcance y Descripción	63
3.1.1.	Ubicación y accesibilidad.....	63
3.1.2.	Topografía, Fisiografía y Geomorfología.....	64
3.1.3.	Geología yacimiento (económica).....	67
3.1.4.	Geología regional.	68
3.1.5.	Geología local.....	69
3.1.5.1.	Pliegues.....	70
3.1.5.2.	Fallas y fracturas.....	71

3.1.6. Componentes de la unidad minera.	71
3.1.7. Métodos de minado.	72
3.1.7.1. Corte y Relleno.	72
3.1.7.2. Sublevel stoping.....	75
3.1.8. Producción mineral.....	77
3.1.9. Planta Concentradora.....	77
3.1.10. Geomecánica.	79
3.1.11. Ventilación	79
3.1.11.1. Plan de ventilación de la Zona Cuerpos.....	80
3.1.11.2. Plan de ventilación de la Zona Veta-Oroya.	81
3.1.11.3. Plan de ventilación de la Zona Veta-Esperanza:	82
3.2. Caso de estudio.....	82
3.2.1. Proyecto CM RB 650 Nv. 18 – VETAS.....	82
3.2.2. Datos del Proyecto CM RB 650 Nv.18.	83
3.2.3. Ciclo de Operaciones Proyecto CM RB 650 Nv. 18 – VETAS.....	83
4. Resultados y discusión de resultados	95
4.1. Resultados de la ejecución del proyecto RB 650	95
4.2. Análisis y resultados de los cálculos de ventilación antes y después de la ejecución del proyecto RB 650.....	95
4.2.1. Levantamiento de información en la estación previo al caso de estudio.	95

4.2.2.	Cálculo del requerimiento del caudal de aire.	96
4.2.2.1.	Requerimiento por el número de personas.	96
4.2.2.2.	Requerimiento por equipos petroleros.....	96
4.2.2.3.	Requerimiento por temperatura.....	97
4.2.2.4.	Requerimiento por consumo de explosivos.....	97
4.2.2.5.	Requerimiento por consumo de madera.....	97
4.2.2.6.	Requerimiento por fugas.....	98
4.2.2.7.	Distribución y requerimiento total en la labor.....	99
4.2.3.	Levantamiento de información en la estación después de la ejecución del caso de estudio.	99
4.3.	Análisis y resultados de los costos y rendimientos para dos sistemas de ejecución de chimeneas en el proyecto RB 650.....	100
4.3.1.	Análisis técnico comparativo para la viabilidad de sistemas de ejecución de la chimenea CM RB 650.	100
4.3.2.	Análisis de costos de operación de la construcción de la chimenea CM RB 650.	102
4.3.2.1.	Sistema Raise Boring.....	102
4.3.2.2.	Sistema Convencional.....	106
5.	Conclusiones.....	109
6.	Recomendaciones.....	111

7. Referencias..... 112

8. Anexos 116



Índice de figuras

	Pág.
<i>Figura 1.</i> Componentes de un sistema de perforación a rotación	11
<i>Figura 2.</i> Proceso de perforación Blind Hole	15
<i>Figura 3.</i> Equipo Raise Borer y componentes	20
<i>Figura 4.</i> Partes del Pack Hidráulico	23
<i>Figura 5.</i> Barra de perforación	26
<i>Figura 6.</i> Barra de inicio	27
<i>Figura 7.</i> Anillo de empate	27
<i>Figura 8.</i> Six Rib Stabilizer.....	28
<i>Figura 9.</i> Broca Tricono.....	29
<i>Figura 10.</i> Crossover.....	30
<i>Figura 11.</i> Cilindros hidráulicos	31
<i>Figura 12.</i> Cuerpo del escariador.....	32
<i>Figura 13.</i> Stembar.....	33
<i>Figura 14.</i> Cortadores	33
<i>Figura 15.</i> Método de perforación Raise Boring	35
<i>Figura 16.</i> Instalación y posicionamiento de equipos.....	42
<i>Figura 17.</i> Curva característica de un ventilador	55
<i>Figura 18.</i> Elementos de un Sistema de Ventilación	55
<i>Figura 19.</i> Ubicación por coordenadas UTM de la Unidad Minera Americana.....	64
<i>Figura 20.</i> Estándares método convencional	74
<i>Figura 21.</i> Estándares método mecanizado.....	74
<i>Figura 22.</i> Estándares método Sub Level Stoping.....	77

<i>Figura 23.</i> Sistema de ventilación del caso de estudio	80
<i>Figura 24.</i> Plano Isométrico del circuito de aire de la profundización con el RB 650	81
<i>Figura 25.</i> Visión Isométrica del circuito de flujo de aire por el RB 731.....	82
<i>Figura 26.</i> Traslado e Instalación de proyecto CM RB 650	85
<i>Figura 27.</i> Estandarización de CM RB 650	86
<i>Figura 28.</i> Nivelación topográfica de proyecto CM RB 650.....	87
<i>Figura 29.</i> Inicio de empate piloto	88
<i>Figura 30.</i> Comunicación de Piloto	89
<i>Figura 31.</i> Embonado de escariador	90
<i>Figura 32.</i> Conexión Escariador	90
<i>Figura 33.</i> Sistema de corte de escariador	93
<i>Figura 34.</i> Colgado de escariador	94
<i>Figura 35.</i> Velocidad mínima	97
<i>Figura 36.</i> Parámetros a considerar para el cálculo de caudal requerido según reglamento DS 023	98
<i>Figura 37.</i> Distribución de requerimientos de aire según reglamento DS 023 para la labor	99
<i>Figura 38.</i> Placa Base.....	127
<i>Figura 39.</i> Mainframe-Estructura principal	127
<i>Figura 40.</i> Headframe	127
<i>Figura 41.</i> Cilindros hidráulicos	128
<i>Figura 42.</i> Columnas guía.....	128
<i>Figura 43.</i> Tensores de ajuste de inclinación.....	129

<i>Figura 44.</i> Crosshead	129
<i>Figura 45.</i> Drivehead o Motor principal	130
<i>Figura 46.</i> Chuck.....	130
<i>Figura 47.</i> Control de mando - Máquina Robbins 71RAC.....	131
<i>Figura 48.</i> Anillo de sacrificio	131
<i>Figura 49.</i> Calibración de componentes de la Perforación Piloto.....	132
<i>Figura 50.</i> Inicio de empate piloto	132
<i>Figura 51.</i> Evacuación de detritus de piloto	133
<i>Figura 52.</i> Distribución de una cámara RB (principal y pie del RB).....	133
<i>Figura 53.</i> Ubicación de proyecto CM RB 650 NV. 18	134
<i>Figura 54.</i> Sección vista frontal de cm Raise Boring proyecto CM RB 650.....	134
<i>Figura 55.</i> Sección vista en planta de cm Raise Boring proyecto CM RB 650	135

Índice de tablas

	Pág.
Tabla 1 <i>Comparación relacionada a la seguridad, salud, entorno de trabajo y medio ambiente entre el sistema convencional y mecanizado.....</i>	8
Tabla 2 <i>Descripción de la influencia de parámetros de condiciones, estabilidad de la roca y excavación entre los sistemas convencional y mecanizado</i>	9
Tabla 3 <i>Número de cortadores según diámetro de escariador</i>	32
Tabla 4 <i>Dimensiones estándares según modelo de equipo Raise Boring</i>	36
Tabla 5 <i>Ancho del pie del RB según diámetro de escariador</i>	37
Tabla 6 <i>Guía de cálculo detritus por metro</i>	48
Tabla 7 <i>Ubicación y distancias de rutas de acceso</i>	64
Tabla 8 <i>Descripción de Unidades fisiográficas</i>	65
Tabla 9 <i>Descripción de Unidades Geomorfológicas</i>	66
Tabla 10 <i>Balance promedio de masas – 6000 TMSD.....</i>	78
Tabla 11 <i>Datos Operativos del Proyecto CM RB 650 Nv. 18</i>	83
Tabla 12 <i>Etapas preparación y traslado.....</i>	84
Tabla 13 <i>Instalación y estandarización</i>	85
Tabla 14 <i>Etapas de estandarización, pruebas y pre-empate piloto</i>	86
Tabla 15 <i>Etapas perforación piloto</i>	88
Tabla 16 <i>Etapas perforación piloto/comunicación piloto y embonado del proyecto</i>	89
Tabla 17 <i>Perforación rimado</i>	92
Tabla 18 <i>Datos registrados y calculados antes de conexión RB 650.....</i>	95
Tabla 19 <i>Caudal requerido por personal</i>	96
Tabla 20 <i>Caudal Requerido por equipos en labor</i>	96

Tabla 21	<i>Caudal requerido por condiciones de temperatura</i>	97
Tabla 22	<i>Caudal Requerido por consumo de madera</i>	98
Tabla 23	<i>Caudal requerido por fugas</i>	98
Tabla 24	<i>Caudal total requerido en la estación BP 650</i>	99
Tabla 25	<i>Datos registrados y calculados después de conexión RB 650.....</i>	100
Tabla 26	<i>Comparación técnica para 4 sistemas de perforación aplicados al proyecto CM RB 650</i>	100
Tabla 27	<i>Descripción de los factores limitantes para la ejecución de chimeneas</i>	101
Tabla 28	<i>Costos unitarios para el desarrollo de Chimeneas de Ø 1.5 mediante Raise Boring</i>	103
Tabla 29	<i>Rendimiento y Costo total del proyecto por Raise Boring; Error! Marcador no definido.</i>	
Tabla 30	<i>Costos unitarios para el desarrollo de Chimeneas de sección 1.5 x 1.5 mediante Sistema Convencional.....</i>	107
Tabla 31	<i>Rendimiento y Costo total del proyecto por Sistema Convencional</i>	108

1. Introducción

1.1. Justificación

- Desarrollar la ejecución de chimeneas por el sistema de perforación Raise Boring.
- Obtener las mejoras de las condiciones de ventilación a partir de un caso aplicado
- Presentar las ventajas del uso del Raise Boring como sistema de perforación de chimeneas frente a otras alternativas de sistemas de perforación.
- Desarrollar la comparativa técnica-económica a partir de un caso de estudio en desarrollo de chimeneas.

1.2. Antecedentes

De acuerdo a Shaterpour-Mamaghani & Bilgin (2016), en su publicación “Algunas contribuciones en la estimación del rendimiento y parámetros operativos de la perforadora Raise Boring” evalúa el rendimiento y los parámetros operativos de una RBM utilizada para excavar chimeneas de ventilación en una mina de cobre situada en la ciudad de Kastamonu, provincia de Kure, en el norte de Turquía como caso de estudio. Los parámetros de rendimiento de excavación de la RBM, como el ratio de perforación, el torque del cabezal de corte y la fuerza de empuje total, se estimaron teóricamente a partir de los resultados experimentales. Luego, se compararon los valores obtenidos y los estimados para que sirvieran de guía útil para futuras aplicaciones.

El estudio de investigación demostró que se pueden utilizar dos conceptos básicos de la mecánica de corte para estimar el rendimiento y algunos parámetros operativos de las RBM:

- Los valores de torque y fuerza de empuje total pueden formularse utilizando estos parámetros; el número de inserciones en contacto con la cara durante un tiempo determinado y el área de proyectil de cada inserción, que están en función de la resistencia a la compresión de la roca.

- Los valores de energía específica obtenidas para las TBM y las RBM están estrechamente relacionadas para una perforación dada y en rocas que presentan valores de resistencia similares, lo que permite predecir las velocidades de perforación de las RBM a partir de inmensos datos acumulados de las TBM en diferentes proyectos.

Asimismo, Fernández (2015), en su trabajo de titulación “Evaluación de factibilidad técnico-económica en la excavación de chimeneas para el ahorro energético en redes de ventilación mineras” determina y analiza las pérdidas de carga en un circuito de ventilación minera secundaria, específicamente en calles de producción en Block/Panel Caving para mejorar el circuito y obtener un menor consumo energético.

El estudio tiene como objetivo demostrar que es técnicamente factible y económicamente viable aplicar las configuraciones evaluadas y las mejoras propuestas en los trabajos de investigación previos de los circuitos secundarios estudiados. El enfoque se centra en cuantificar económicamente el ahorro energético que se puede obtener a partir del mejor método constructivo de chimeneas que ha sido evaluado en el estudio.

El trabajo de investigación llega a las siguientes conclusiones:

- La metodología Boxhole Boring demostró ser técnicamente factible y económicamente viable para implementar las mejoras propuestas en la línea de investigación del proyecto de investigación en comparación con la alternativa actual de construcción de chimeneas (Blind Hole).
- La metodología Boxhole Boring es un método de construcción de chimeneas que se destaca por su rapidez y eficiencia, capaz de construir una chimenea de 45 metros de longitud en tan solo 6 días lo que representa la mitad del tiempo utilizado por otras metodologías.

De acuerdo a Contreras (2015), en su tesis trabajo de tesis “Perforación de chimeneas con el método Raise boring en la unidad minera Arcata” se centra en la construcción de chimeneas utilizando el método Raise Boring, ya que se considera más seguro y más rápido en términos de ejecución para la unidad minera Arcata y como la solución de la problemática que enfrentan las minas subterráneas al realizar avances y profundizaciones en sus labores, como mantener un flujo de aire fresco adecuado.

El trabajo de investigación llega a las siguientes conclusiones:

- Una ventaja del método Raise Boring es que las chimeneas culminadas son cilíndricas, lo que mejora la estabilidad y presenta paredes lisas que garantizan la libre circulación del aire mejorando la ventilación de manera rápida y segura.
- El sistema Raise Boring en su uso en la mina Arcata, logró minimizar la exposición del personal en trabajos de alto riesgo.
- El sistema de perforación Raise Boring es un método eficaz, seguro y rápido debido a que no utiliza explosivos, lo que reduce los riesgos asociados a la exposición de personas a peligros necesarios en la construcción de chimeneas convencionales.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general.

Desarrollar la ejecución de una chimenea de ventilación en una mina ubicada al centro del Perú utilizando el sistema de perforación Raise Boring.

1.3.2. Objetivos específicos.

- Ejecutar el ciclo de Operaciones de un Proyecto Raise Boring
- Evaluar el rendimiento de un Proyecto Raise Boring

- Demostrar la eficiencia del sistema Raise Boring en la ejecución de chimeneas de sección de 1.5 mts y longitudes superiores a 80 mts
- Evaluar las condiciones de ventilación en la labor de preparación antes y después del desarrollo de la chimenea Raise Boring del caso de estudio.
- Valorar la factibilidad técnica-económica de un sistema Raise Boring.

1.4. Metodología

En la presente tesis se empleará una metodología de investigación aplicada, la cual se fundamentará en un diseño experimental que abarcará niveles descriptivos, correlacionales, explicativos y aplicativos. La metodología tendrá un enfoque explicativo, el cual se basará en el análisis, síntesis e inducción de datos, y se llevará a cabo mediante una investigación cuantitativa y diacrónica (para la ventilación).

En primer lugar, se describirá la población de estudio, la cual estará conformada por una chimenea de ventilación de 1.5 mts de diámetro y longitud de 112.7 mts, se utilizará la técnica de recolección de datos operativos del ciclo del proyecto y de condiciones de ventilación. Se procederá con el registro de la información recopilada en el área operativa, se calcularán los indicadores operativos determinantes en la utilización del sistema Raise Boring y se analizarán los resultados técnico-operativos.

Posteriormente, se realizará un análisis comparativo de los parámetros y/o factores de ejecución técnicos y económicos del desarrollo del sistema de perforación para demostrar la viabilidad del sistema Raise Boring utilizado para la construcción de chimeneas con las características del caso de estudio.

- Con la finalidad de alcanzar los objetivos planteados, se han identificado las siguientes actividades como destacadas para el plan de acción:

- Recopilación de información sobre el caso de estudio.
- Medición de parámetros operativos durante la ejecución del proyecto CM RB 650.
- Medición de los parámetros de ventilación en la zona de conexión de la chimenea antes y después de la ejecución de la misma.
- Recopilación de información sobre alternativas de sistemas de perforación de chimeneas.
- Análisis comparativo técnico económico del sistema actual utilizado en el caso de estudio (Raise Boring) con otras alternativas de ejecución.



2. Marco teórico

2.1.Perforación en minería subterránea

La perforación es la primera operación unitaria en el ámbito de la minería, tiene por finalidad el arranque de mineral o desmonte desde el macizo rocoso y en general es para la ejecución de excavaciones que requiera la operación para el caso de minería subterránea. Una buena operación de perforación y voladura permite obtener un material de acuerdo con el tamaño planificado para facilitar el posterior transporte y principalmente minimizar el consumo de explosivos (Sernageomin, 2014). Las condiciones o criterios fundamentales en perforación son el diámetro de taladro, longitud de taladro, paralelismo y estabilidad.

2.2.Seguridad en perforación

2.2.1. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (DS 024).

Los puntos para resaltar dentro de la normativa peruana del reglamento de seguridad y salud ocupación es el Capítulo 1 del título 4 con sus artículos del 234 al 243 que corresponden al subcapítulo perforación y voladura. Dentro del artículo 234 se habla sobre el control de la perforación es decir los criterios o parámetros que se deben tener en cuenta antes de ejecutar la actividad del ciclo los cuales son los siguientes (Minem, 2017):

- a) Antes de iniciar la perforación se debe ventilar, regar, desatar, limpiar y sostener la labor.
- b) Revisar el frente para ver si hay tiros cortados o tiros fallados. Si hubiese, se debe recargar los taladros y dispararlos tomando todas las medidas de seguridad del caso. Nunca perforar en o al lado de tiros cortados.
- c) Asegurarse que los elementos de sostenimiento: postes, sombreros, tirantes, blocks, anillados con madera, entablado, en rejado, pernos de roca, malla, hormigón, entre otros, no

estén removidos por un disparo anterior. Si lo estuviesen, deberán ser asegurados inmediatamente.

- d) Durante el proceso de perforación, el perforista y su ayudante están en la obligación de verificar constantemente la existencia de rocas sueltas para eliminarlas.
- e) Al perforar los taladros que delimitan la excavación, techo y hastiales, deben hacerlo en forma paralela a la gradiente de la galería, subnivel, chimenea, cámara y otras labores similares usando una menor cantidad de carga explosiva para evitar sobre roturas en el contorno final.

2.2.2. Riesgos durante la actividad de perforación.

Los posibles riesgos que podrían presentarse varían dependiendo del tipo de equipo utilizado en la etapa, ya sea maquinas manuales o mecanizadas. Algunos de estos riesgos incluyen la proyección de partículas, el ruido, la vibración, la explosión, el atrapamiento de miembros, la exposición a gases y material particulado, los sobreesfuerzos, el manejo manual de cargas, las posiciones incómodas, el contacto con electricidad, los aplastamientos o golpes por partes móviles, las superficies calientes y la radiación en caso de que una persona reciba el láser de posicionamiento del equipo.

Medidas preventivas que se deben tener en cuenta para la operación de los equipos de perforación:

- Inspección previa de la perforadora y sus accesorios (acoples, mangueras y medir la presión con la que llega el aire comprimido).
- Operador debe tomar el equipo firmemente y colocarlo en lugar estable.
- Selección de barras y brocas de acuerdo al tipo de roca.

- Control de desgaste del bit pues a una eficiencia y rendimiento bajo del equipo, se aumenta el ciclo y por ende la exposición del operador será mayor.
- Selección de longitud del barreno y diámetro de perforación en la perforación
- Evitar presionar la barra para que no se rompa u ocasionar un flexo.
- Verificar el buen funcionamiento del barrido de detritus para evitar exposición al polvo por parte de los trabajadores
- Evitar perforar en huellas de barrenos anteriores que podría tener restos de explosivos y generar una detonación.
- Uso completo y correcto de EPP's del perforista y ayudante.
- Realizar el desquinche del frente y techo, luego de la perforación.

Tabla 1

Comparación relacionada a la seguridad, salud, entorno de trabajo y medio ambiente entre el sistema convencional y mecanizado

Objeto a comparar	Convencional	Mecanizado
Seguridad	Sistema menos seguro en la zona y frente de trabajo	Sistema más seguro por registro de menor número de accidentes
Almacenamiento y manipulación de explosivos	Mayor uso de explosivos, de mayor probabilidad de accidentes graves	Se evita riesgos de accidentes
Instalación de sostenimiento	Sistema de sostenimiento puede instalarse en zonas no protegidas	El sistema de sostenimiento se instala desde zonas protegidas
Ambiente de trabajo	Gases tóxicos	Polvo

Principal riesgo de seguridad	Manipulación de explosivos	Cambio de broca
Ruido y vibración	Alto	Significativamente bajo
Impacto ambiental	Mas difícil de aceptar	Mas fácil de aceptar
Evitar la contaminación	No posible	Reducción potencial

Nota. Elaboración propia

2.3. Parámetros para la elección de métodos de excavación

La elección del sistema de excavación en la construcción de labores en minería subterránea es una decisión compleja que va más allá de consideraciones económicas. Es importante tener una visión integral y considerar una serie de parámetros que intervienen en la elección del método de excavación tales como características y finalidad del proyecto, aspectos medioambientales o incluso sociales.

La tabla 2 es una adaptación a lo presentado por Macias & Bruland (2014) en su publicación revisión de los parámetros para una correcta elección en el método de excavación.

Tabla 2

Descripción de la influencia de parámetros de condiciones, estabilidad de la roca y excavación entre los sistemas convencional y mecanizado

Parámetro	Convencional	Mecanizado
Riesgos geológicos (avance)	Las condiciones muy variables de la roca favorecen la elección del método convencional	Requiere de una investigación detallada durante la fase de planificación. Necesita mayor tiempo y costos para evaluar la viabilidad del método mecanizado
Influencia del macizo rocoso en la velocidad de avance	Es más fácil avanzar en terreno de baja calidad debido a la gran versatilidad del sistema	La influencia de la roca en la excavación mecanizada hace que la estimación del avance sea mucho más difícil e incierta

Variación de la excavación	El sistema convencional permite una gran variabilidad y secuencias de excavación dependiendo de las condiciones de la roca	El sistema mecanizado es fijo
Estabilidad del terreno	El sistema convencional tiene menos estabilidad de roca en condiciones normales	La excavación circular es la forma más favorable desde el punto de vista de la estabilidad del terreno; por lo tanto, el sistema mecanizado tiene más estabilidad de roca en condiciones normales
Condiciones de tensiones de la roca	No tiene influencia a gran magnitud en el avance	En caso de condiciones de gran tensión en la roca, el sistema puede dar lugar a retrasos importantes

Nota. Elaboración propia

2.4.Método rotativo de perforación de rocas

La perforación rotativa es un método de perforación utilizado en la industria minera con la finalidad de hacer taladros para la extracción de material y/o ejecución de labores para los servicios auxiliares. Este método implica la rotación de una broca de perforación en la superficie de la tierra, aplicando presión y fuerza de torsión para penetrar la roca y formar un pozo (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Existen dos grupos de perforación rotatoria grande: (1) perforación por corte y (2) perforación con tricono.



Figura 1. Componentes de un sistema de perforación a rotación

Tomado de “Perforación y voladura de rocas en minería” por Bernaola, Castilla, & Herrera (2013)

2.4.1. Perforación por corte.

Incluye todas las formas de perforación rotativa mediante útiles, cuya estructura de corte está formada por elementos de carburo de tungsteno convenientemente dispuestos en la herramienta de perforación y que varían según su forma y ángulo. Este útil, dependiendo del tipo de aplicación, recibe distintas denominaciones (broca trialeta o multialeas, broca de tenedor o bilabiales y broca escariadora) (Pernia, López, Ortiz, & López, 1994).

Durante el proceso de perforación, la roca se fragmenta mediante la acción de una broca rotativa que aplica presión sobre la formación rocosa a medida que gira. La broca cuenta con una serie de dientes o cortadores que van raspando y moliendo la roca a medida que se avanza en la perforación. La fragmentación de la roca durante la perforación depende principalmente de dos factores: la fuerza de cizallamiento producida por la rotación de la broca, y la presión ejercida por la máquina de perforación sobre la formación rocosa. Si se aplica una fuerza de empuje adecuada, la broca corta la roca con eficacia, lo que se traduce en un aumento de la velocidad de perforación.

Sin embargo, si la fuerza de empuje es demasiado grande, la broca se hundirá demasiado dentro de la formación rocosa y se quedará atrapada, lo que puede causar problemas en la perforación. Por lo tanto, es importante mantener un equilibrio adecuado entre la fuerza de empuje y la velocidad de rotación de la broca para lograr una perforación eficiente (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

2.4.2. Perforación con Tricono.

El funcionamiento del tricono es análogo al de una rueda dentada que rueda por el fondo del taladro, generando muescas mientras se desplaza. Este dispositivo consta de tres piñas troncocónicas con insertos de metal duro que se utilizan para cortar y moler la roca mientras gira en el fondo del pozo. Cada piña tiene dientes o insertos de metal duro en su superficie que cumplen con esta función. El tricono se monta en el extremo inferior de una cadena de perforación, que consiste en una serie de varillas roscadas que se unen para formar una larga columna que se baja al pozo. A medida que la cadena de perforación gira, el tricono gira también, cortando y moliendo la roca debajo de él (Pernia, López, Ortiz, & López, 1994).

2.5. Chimeneas en minería

Las estructuras subterráneas llamadas chimeneas, también conocidas como piques o raises según el caso, cumplen diversas funciones importantes en la minería. Principalmente, se utilizan como labores de comunicación vertical u oblicua, y su función más relevante es la de permitir la ventilación de la mina. Además, pueden servir como pasos para el transporte de mineral y escombros, así como para alojar tuberías que transporten agua, aire comprimido, relleno hidráulico, entre otros servicios necesarios para la operación de la mina (Vílchez & Vílchez, 2015).

La naturaleza de las áreas donde se llevan a cabo excavaciones de este tipo hace que los trabajos sean complicados. Estas áreas suelen ser estrechas, húmedas y con paredes expuestas que

pueden derrumbarse sin previo aviso. Cuando se emplean métodos que involucran explosivos, el avance es lento y el proceso de perforación y voladura se convierte en un ciclo repetitivo. Por consiguiente, es necesario fragmentar adecuadamente la roca para poder retirarla con la maquinaria de limpieza correspondiente.

De acuerdo al Reglamento de seguridad y salud ocupacional de la legislación peruana, cuando se ejecutan métodos convencionales para la construcción de chimeneas estas deben cumplir un parámetro limitante referente a la longitud que indica que si superan los 20 m debe tenerse en cuenta el realizar dos compartimientos uno para el tránsito de personal y otro como echaderos. Asimismo, se reglamenta también cuando se desarrollan chimeneas en H debiendo establecer una comunicación entre los subniveles cada veinte metros de avance en la perforación (Minem, 2017). En la actualidad estas excavaciones se realizan a través de secciones transversales circulares lo que permite una mejor distribución de esfuerzos en la roca y reduce a cierto porcentaje la implicancia de la sostenibilidad de paredes.

2.6. Sistemas de ejecución para chimeneas o labores verticales

En muchos proyectos subterráneos y de ingeniería civil, es necesario operar con chimeneas. Para ello se tiende a aplicar el método de perforación de Raise boring, aunque también en la actualidad se sigue utilizando el método de perforación con jaulas trepadoras (ascenso en plataformas Alimak), así como otros sistemas de perforación convencionales combinados con la voladura.

2.6.1. Sistema Raise Boring.

Método de construcción de chimeneas que se realiza mediante medios mecánicos y se utiliza para conectar dos o más niveles, ya sea en subterráneo o con un nivel superior en superficie, consta de dos etapas principales: el sondeo piloto y el ensanche ascendente (Ceroni, 2018):

La primera etapa del Raise Boring consiste en realizar un sondeo perforado hacia el nivel inferior. Este sondeo piloto se realiza con un diámetro más pequeño que el diámetro final deseado para el pozo o chimenea. Una vez completado el sondeo piloto, se procede a la segunda etapa, que es el ensanche del pozo o chimenea. El escariado o ensanchamiento se realiza utilizando una herramienta de ensanche que se coloca en el extremo inferior del sondeo piloto y se levanta lentamente hacia arriba, mientras se va excavando el material circundante para ensanchar el pozo o chimenea a su diámetro final. Este proceso se realiza de manera ascendente, lo que significa que el material excavado cae hacia abajo a medida que el pozo o chimenea se ensancha (Fernández, 2015).

Este método tiene ventajas como la rapidez en la construcción, la precisión en la perforación y la seguridad para los trabajadores. Los equipos Raise Borer son utilizados en proyectos mineros para crear chimeneas con diámetros que varían entre 1.2 y 6.4 m, y llegando a longitudes de 500 a 650 m (Ollachica & Ollachica, 2019).

2.6.2. Sistema Blind Hole.

El método de construcción de chimeneas Blind Hole se utiliza para excavar estas estructuras de forma ascendente utilizando una máquina electrohidráulica. El proceso comienza con la perforación de un tiro guía, seguido de la excavación de toda la sección con un escariador. La máquina se coloca en el nivel inferior de la chimenea y se opera desde allí. Durante la excavación, el material extraído se recoge en el nivel inferior y se dirige por un colector para asegurar la seguridad del personal que trabaja en el sitio. Este método permite la construcción eficiente y segura de chimeneas en espacios reducidos (Mardones, 2020).

En Chile específicamente en la mina El teniente, esta tecnología permite diámetros de perforación de 0,7 y 1,5 metros y se utiliza como modelo de equipo el llamado Robbins 52-R de

Atlas Copco, el cual cuenta con sistemas hidráulicos de bombas de alta presión y un motor eléctrico de 250 HP. El equipo tiene una autonomía de hasta 100 metros de altura y ha demostrado un rendimiento neto de 7,3 m por día (Camhi, 2012).

Una de las principales ventajas de este método es que es altamente seguro para el personal de operaciones, ya que todo el manejo de la excavación se realiza a través de un panel de control fuera de la línea de caída de la roca y la excavación se realiza de forma sólida y uniforme, lo que garantiza la estabilidad de la chimenea durante su construcción. Además, no se utilizan explosivos, por lo que no hay riesgos asociados a su uso ni contaminación por gases de explosivos. También se obtiene una excelente calidad de terminación de las chimeneas, con paredes lisas (Rabajille, 2017).



Figura 2. Proceso de perforación Blind Hole

Tomado de “*Optimización de los procesos de desarrollo y construcción en minería de block caving caso estudio mina El teniente Codelco Chile*” Camhi (2012).

2.6.3. Sistema Raise Climber con Jaula Trepadora.

El método Raise Climber con jaula trepadora es un método utilizado en la minería y la construcción de túneles para el transporte vertical y la instalación de elementos de sostenimiento en las paredes de la excavación.

El proceso consta de cinco pasos, el primero de los cuales es el perforado de la roca, que implica hacer taladros en la pared de la excavación donde se colocarán los elementos de sostenimiento. Luego, se carga la jaula trepadora con los elementos de sostenimiento y se eleva a la altura deseada en la pared de la excavación. El siguiente paso es la voladura, donde se detonan explosivos en la pared de la excavación para retirar la roca suelta. Después de la voladura, se lleva a cabo la ventilación, que implica el suministro de aire fresco a la excavación para garantizar un ambiente seguro para los trabajadores. Por último, se desatan las rocas sueltas de la pared de la excavación y se realiza cualquier trabajo de mantenimiento necesario antes de repetir el ciclo (Vílchez & Vílchez, 2015).

El trepador o jaula trepadora de Alimak es una plataforma de trabajo que se utiliza en este sistema y sirve como medio de transporte de personal, está equipado con carriles guía anclados a la pared y tuberías para suministrar servicios como agua, aire, cable eléctrico y línea de aire auxiliar para la ventilación. El equipo está disponible con varias unidades de propulsión, como neumáticas, eléctricas y diesel/hidráulicas. Las plataformas también pueden tener varias formas y tamaños según las secciones requeridas en los diferentes proyectos. Este sistema es eficiente y seguro para el transporte vertical y la instalación de elementos de sostenimiento en la pared de la excavación (Curas & Tito, 2014).

Se requiere una superficie mínima de 4 metros cuadrados para construir una chimenea con este tipo de sistema. Una desventaja de este método es que implica un mayor costo de mano de

obra, ya que el proceso de desmontaje puede resultar en la pérdida de algunos componentes. Además, cuando se construyen chimeneas muy largas, puede haber problemas con los servicios, como la caída de tensión, la baja presión de agua y aire, entre otros inconvenientes (Soria, 2013).

2.6.4. Sistema Vertical Crater Retreat (VCR).

Este método de construcción de chimeneas se conoce también como "método de cráter", es utilizado de forma semi-mecanizada y comúnmente en la minería subterránea para la ejecución de chimeneas de ventilación, así como para la extracción de mineral. El propósito de este método es crear un espacio en el que el material rocoso pueda expandirse y permitir su extracción. Para ello, se utiliza la teoría de cráteres, la cual se basa en la colocación de cargas esféricas en los barrenos, ubicadas de manera vertical o inclinada a una distancia adecuada de la superficie libre. Este método resulta altamente efectivo para el esponjamiento del material y la explosión de las cargas produce un efecto de elevación del material hacia arriba, lo que resulta en la creación de una chimenea o un espacio vacío en la roca (Tipe, 2004).

Este método es particularmente adecuado para la construcción de chimeneas de cara libre en el método de minería subterránea *sublevel stoping*, en el que se extrae el mineral por debajo de la roca de techo y se deja caer en los espacios creados debajo. Las chimeneas en este método son por lo general de forma rectangular y no requieren una estructura muy definida. Para llevar a cabo esta técnica, se perforan taladros de gran diámetro a lo largo de la longitud de la chimenea, generalmente desde la parte superior hacia abajo. Estos taladros se cargan con explosivos y se detonan por secciones, avanzando desde la parte inferior hacia la parte superior de la chimenea (Artezano, 2014).

Asimismo, para perforar taladros largos y de gran diámetro, se requiere un equipo de perforación potente que utilice un sistema DTH (Down The Hole) y un compresor de alta presión

(Booster) con la finalidad de aumentar la presión del aire de perforación y asegurar una perforación adecuada. Aunque el método VCR no requiere un acondicionamiento especial del lugar de trabajo, tiene algunas desventajas, como la desviación de los tiros con la longitud, lo que significa que los taladros de perforación pueden no ser precisos en su dirección afectando la eficiencia de la voladura. Además, debido a la carga retardada utilizada en este método, los tiros pueden quedar parcial o totalmente tapados después de la detonación, lo que también podría afectar la eficacia de la voladura y la liberación del material (Sánchez, 2017).

2.6.5. Sistema convencional.

La técnica descrita hace referencia a la construcción de chimeneas utilizando puntales de línea de avance y plataformas de tablas. Esta técnica es comúnmente utilizada para la perforación con una sola máquina neumática stoper, utilizando barrenos integrales de 6 pies y brocas de hasta 40 mm de diámetro. La longitud promedio de la chimenea construida con esta técnica es de 30 m, aunque se pueden construir chimeneas de mayor longitud siempre y cuando se tomen medidas de seguridad, como construir chimeneas mellizas. La sección puede ser simple o doble y la inclinación puede ser vertical o inclinada, dependiendo de la estructura mineralizada (Vílchez & Vílchez, 2015).

Para proporcionar suministro de aire comprimido, se utilizan mangueras de 1" de diámetro y longitud de hasta 30 m. No obstante, si la altura o longitud de la chimenea supera los 30 m, se instalan tuberías de 1". En el caso del suministro de agua, se emplean mangueras de 1/2" de diámetro y longitud de hasta 30 m. Pero, si la longitud de la chimenea es mayor, se instalan tuberías de 3/4" o 1". Tanto los tubos de aire como de agua están protegidos con tablas para prevenir que resulten dañados por el impacto de las rocas causado por las voladuras. Después de una explosión, se deja la manguera de aire a una distancia de 5.0 metros del tope de la chimenea para garantizar

la ventilación. Si no hay suficiente agua o la presión de agua no es adecuada para la perforación, se emplean botellas de agua. Estas botellas son contenedores metálicos ubicados en la galería, que se llenan de agua y se conectan a la manguera de aire comprimido para impulsar el agua hasta la perforadora (Arocutipa, 2015).

2.7.Sistema Raise Boring

2.7.1. Partes de Equipos Raise Boring.

Se cuenta con una variedad de modelos y marcas de equipos Raise Boring, sin embargo, por fines académicos y de desarrollo de esta tesis se tomará como referencia el equipo Robbins 43 RAC de la marca Atlas Copco, que fue el utilizado para el desarrollo del proyecto ejecutados en esta investigación. Los equipos Raise boring, están compuestos principalmente por: Torre de perforación, unidad hidráulica, unidad eléctrica, sistema de lubricación, estación de control de mando:

a) Torre de Perforación

Es la encargada del sistema tipo Raise Boring, cuya función es el suministro de rotación y empuje para el ciclo de perforación (Piloto y Rimado). Encargado del desplazamiento de la columna de perforación a través de los pistones, a su vez está constituido por: Placa base, estructura principal o mainframe, estructura de cabeza o headframe, cilindros hidráulicos, columnas tensoras, crosshead, chuck (Drivehead), motor principal, gearbox o caja de transmisión.

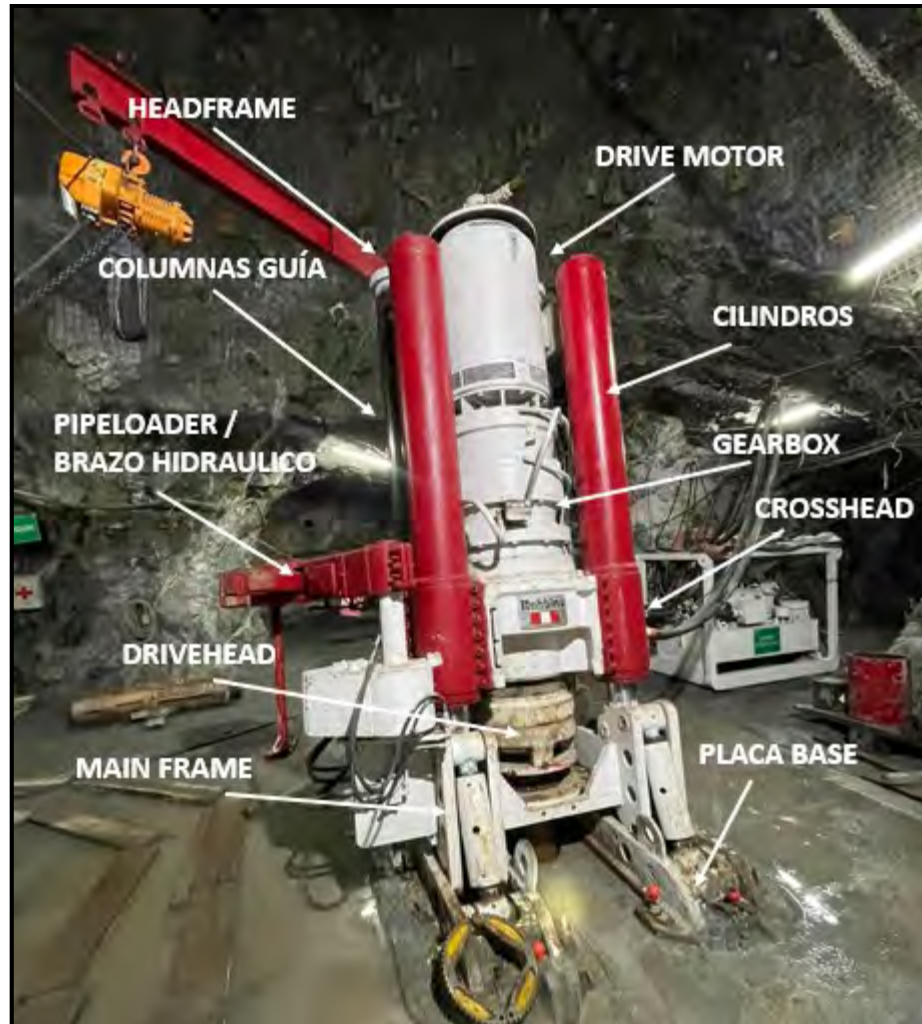


Figura 3. Equipo Raise Borer y componentes

Elaboración propia

a.1) Placa Base

La estructura de la máquina (Derrick) es sostenida por una placa base instalada sobre la losa de concreto o vigas “H”, donde se utiliza pernos helicoidales (de 5 a 7 pies) y lechada de cemento para su anclaje. Esta placa base proporciona estabilidad y regula la inclinación de la máquina según el proyecto a ejecutar. Durante el proceso de posicionamiento, se requiere apoyo de equipo topográfico para garantizar la posición e inclinación adecuada.

a.2) Mainframe o Estructura Principal

Comprende la sobreposición del cojinete de mayor peso a la placa base, sumado a pasadores de acero (pines) que permiten la inclinación de la máquina según la disposición del proyecto a ejecutar.

a.3) HeadFrame (Estructura de cabeza)

La función principal de este componente es amortiguar las vibraciones generadas durante la etapa de perforación (Piloto y Rimado) por las columnas. Además, es una parte estructural importante para soportar las cargas de presión en las columnas. Para asegurarlo a las columnas, normalmente se utiliza un sistema de acoplamiento con pernos ensamblados.

a.4) Cilindros Hidráulicos

Son los encargados de transmitir la fuerza de empuje en dirección vertical (ascendente y descendente) durante el periodo de perforación. Cuentan con una estructura cromada, la cual debe ser preservada para evitar fuga de aceite proporcionado por el sistema de transmisión.

a.5) Columnas Guías:

Ubicadas en la parte posterior de la estructura principal, no tiene función de generar movimiento vertical, sin embargo, se encarga del compartimiento y transferencia del total de la fuerza de torque (Torsión) hacia la estructura principal.

a.6) Tensor (Turnbuck).

Es el componente compuesto por una estructura perno – tuerca y son los encargados de generar la inclinación de la máquina Raise Boring según se requiera.

a.7) Crosshead:

Está conformado por la estructura principal donde se sienta el motor principal y gearbox. Su desplazamiento se da a través de su acople con los cilindros hidráulicos y se apoya de las columnas

guías. Además, es el encargado de la transferencia de la fuerza de torsión entre las columnas y del movimiento (ascendente /descendente) de la columna de perforación.

a.8) Motor Principal:

Es el encargado de generar la rotación y energía requerida para realizar el corte de roca y transmitirlo hacia la columna de tuberías de perforación. Los motores pueden funcionar con electricidad o hidráulica, y su velocidad y dirección se ajustan a través del control de mando de la máquina.

a.9) Gearbox o Caja de Transmisión:

Este componente se encarga de la regulación de velocidades de rotación en el proceso de perforación. Además, se encarga de convertir la energía del motor en un par de torsión que impulsa la cabeza de perforación, lo que permite que ésta corte y avance en la roca.

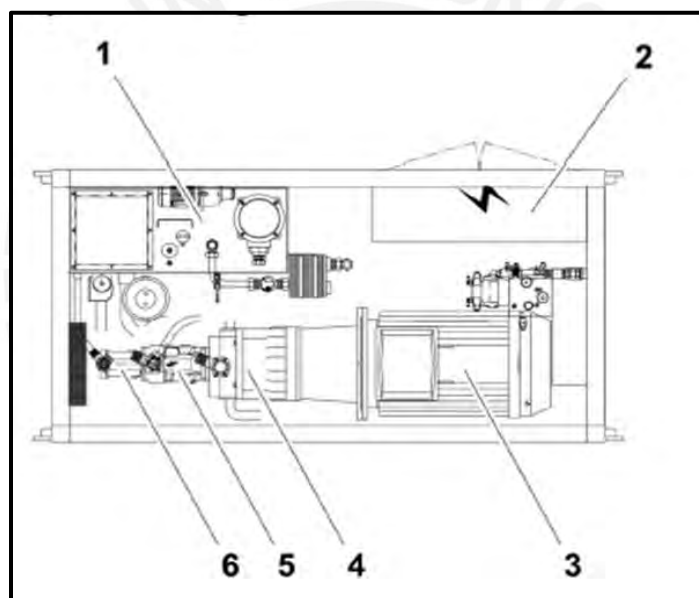
Está conformada por: Transmisión de engranaje (1ra Reducción), piñones (2da Reducción) y planetarios (3ra Reducción).

a.10) Chuck o Drivehead

El chuck o drivehead está ubicado en la parte superior de la cabeza de perforación. Su tarea principal es sostener y rotar la barra de perforación para que la cabeza de perforación pueda avanzar al cortar la roca. Está formado por dos componentes: el mandril, que agarra y mantiene la barra de perforación en su lugar mientras gira para cortar la roca, y el motor de rotación, que transmite la energía del motor de la máquina al mandril para hacerlo girar. Se destaca que el chuck debe tener la capacidad de soportar una gran cantidad de fuerza y torsión para perforar la roca de manera efectiva y eficiente (para evitar desviación). Asimismo, cuenta con los siguientes subcomponentes: Caja flotante, anillo de destorque, wrench body, clamp ring y perno principal.

b) Pack Hidráulico

Se encarga de proporcionar el suministro de energía hidráulica para el deslizamiento de los cilindros hidráulicos. Está conformado por la unidad de energía hidráulica y la interconexión de válvulas y mangueras, los cuales a través de mecanismos impulsan aceite y presión que genera movimiento. El diseño de los packs hidráulicos obedece el tipo y dimensión del equipo Raise Boring. Usualmente se encuentra montado en una plataforma que conecta un depósito de aceite hidráulico y está conformado por: Motor, bombas, válvulas, electroválvulas, filtros, manómetros, sistema de refrigeración.



-
- 1 Tanque de aceite hidráulico con bomba de llenado
 - 2 Gabinete eléctrico y de control
 - 3 Motor eléctrico
 - 4 Circuito de rotación de bomba hidráulica
 - 5 Circuito transversal y circuito de equipo de bomba hidráulica
 - 6 Bomba hidráulica, circuito de avance de perforación
-

Figura 4. Partes del Pack Hidráulico

Tomado del “Manual Rbm 34RH C QRS” por Atlas Copco (2023).

c) Pack Eléctrico

La unidad eléctrica incluye la unidad de fuente de alimentación y todos los cables de control, donde se genera la distribución de energía y el circuito para todo el sistema de perforación. Debido a las variaciones en los suministros de energía en el sitio y las diferencias en los sistemas de accionamiento del motor principal y las opciones del motor de la máquina, el diseño del sistema eléctrico puede variar dependiendo de las máquinas Raise Boring, sin embargo, estos sistemas incluyen principalmente: Soft starter, arrancador de la unidad de lubricación, interruptores termomagnéticos de control, contactores y relés auxiliares (de los sistemas de control), regleta de borneras, horómetro analógico, indicador de procesos o limitador de torque, voltímetro analógico 0-500V AC, interruptor termomagnético 400 A, contactores de vacío, relé térmico, interruptor termomagnético 250 A, contactores tripolares, relé térmico, transformador monofásico 5KVA, ventilador 220V.

d) Sistema de Lubricación

Este sistema es el encargado de la correcta distribución del aceite de lubricación hacia los componentes de transmisión y los rodamientos de alta velocidad. El sistema de lubricación está compuesto por: Motor, bomba de lubricación, filtro, intercambiador de calor, flujómetro (Medidor de flujo), mangueras hidráulicas de 1" y 1/2".

e) Estación de Control

La estación de control contiene todos los controles y lecturas necesarios para el control de la operación del sistema Raise Boring. A través de este panel se controlan las funciones tanto hidráulicas (rotación, empuje y avance) como eléctricas (Voltaje y amperaje) del sistema de perforación Raise Boring.

2.7.2. Componentes durante el proceso de Perforación de Equipos Raise Boring.

Durante el proceso de perforación (Piloto/Rimado) se cuenta con diferentes componentes, los cuales a su vez cumplen una estricta función y pueden ser clasificados como:

2.7.2.1. Columna de Perforación.

Se trata de la conexión de los componentes responsables de la perforación y corte proporcionados por la máquina Raise Boring. Esta columna recibe la fuerza de empuje y torque(rotación) para la perforación del macizo rocoso, compuesta principalmente por:

- Barras/Tuberías de perforación
- Barra Guía
- Barra de Inicio
- Anillo de Sacrificio
- Anillo de Empate
- Barras Estabilizadoras (Bit Roller/Six-Rib Satabilizer)
- Broca Tricono/Piloto
- Crossover
- Escariador/Cabeza Rimadora

A. Barras/Tuberías de Perforación:

Las tuberías son cilíndricas y huecas (por donde se puede dirigir fluidos de refrigeración y barrido de detritos de roca en la etapa piloto). Se puede describir como el vínculo primero de roscas DL-22, entre componentes de corte y el equipo Raiser Boring a través de Caja Flotante (a través del floating box).

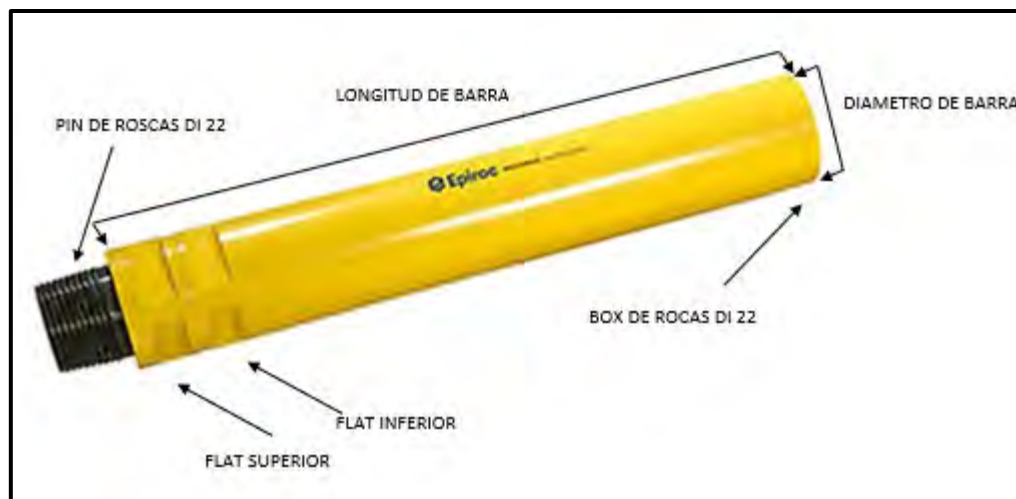


Figura 5. Barra de perforación

Tomado de “Catálogo Epiroc” por First Break (2023).

DI-22: Este Subcomponente comprende el diseño de las roscas que se encargan de interconectar la columna de perforación. Las roscas deben ser capaces de soportar el esfuerzo transmitido en la etapa de perforación (Alta resistencia al torque/esfuerzos inducidos). Además, para preservar el estado de las tuberías, en las conexiones entre PIN y BOX se aplica lubricante-grasa para reducir la fatiga generada por el torque y peso (Se recomienda el uso de Grasa Bestolife 270).

B. Barra Guía:

La barra Guía sirve para el inicio del empate piloto (durante los primeros 6 metros), debe mantenerse lubricado durante el proceso para evitar su deterioro, además se diferencia de las barras convencionales porque posee cuerpo acanalado.

C. Barras de Inicio o Bit Sub:

Son un tipo de herramienta que se emplea en la perforación piloto. Tienen una longitud de 1 pie y cuentan con una válvula check para evitar que los fluidos y detritus regresen. Estas barras se conectan con la broca tricono y la barra estabilizadora, y para facilitar su retirada al comunicar el piloto, se utiliza un anillo de sacrificio.



Figura 6. Barra de inicio

Tomado de “Catálogo Tumi Raise Boring” por TecnominProductos (2023)

D. Anillo de Sacrificio:

Este componente sirve para facilitar el retiro de la broca tricono y del estabilizador de rimado, está compuesto por un anillo de acero y en su interior posee un anillo de bronce para facilitar el corte y no dañar los hilos del pin.

E. Anillo de Empate:

Es una estructura de acero en forma de anillo que va acoplado sobre la meza de trabajo en forma de llave, cuya función principal es evitar el exceso de movimiento durante el inicio de la perforación de pre empate piloto. Además, para asegurar un correcto empate este debe contar una diferencia máxima de 1mm por lado respecto al diámetro de la barra de inicio.

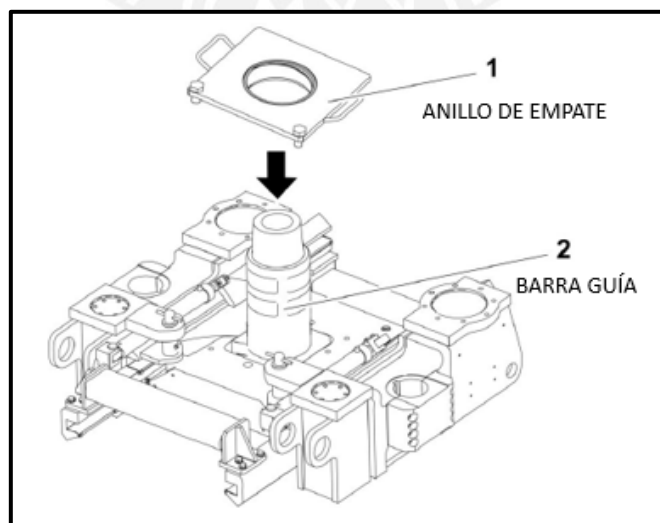


Figura 7. Anillo de empate

Tomado del “Manual del operador Robbins 34RH” por Atlas Copco (2023)

F. Barras Estabilizadoras (Bit Roller Stabilizer /Six-Rib Stabilizer):

Es una barra de acero con mayor densidad respecto a las barras de perforación convencional, además de poseer insertos de carburo de tungsteno. Al contar con un mayor espesor le proporciona mayor peso a la columna de perforación, lo que a su vez se traduce como estabilidad durante el proceso de perforación. Este componente se coloca de manera adyacente a la columna de perforación en conexión con los componentes de corte (Acople barra de inicio + Broca Tricono y/o Cabeza Rimadora). Estas reducen la desviación durante la perforación Piloto y en la etapa escariado se conserve el diámetro y reducción. Como medida estándar deben contar con una diferencia mínima de 2mm entre su diámetro y el del stembar del escariador.

Usualmente se distribuyen en 2 tipos:

- Bit Roller Stabilizer: Se utiliza durante el proceso de perforación piloto para asegurar la inclinación, diámetro y extender la vida útil de las barras en la columna de perforación. El diámetro depende principalmente del diámetro de la broca tricono (como medida estándar debe tener 2 milímetros menos que el diámetro de la broca tricono).
- Six Rib Stabilizer: Este componente se utiliza para la perforación piloto y rimado, posee un espesor superior a las barras de la columna de perforación, además de una mayor longitud respecto al Bit Roller.



Figura 8. Six Rib Stabilizer

Tomado de “*Catálogo Tumi Raise Boring*” por TecnominProductos (2023)

Broca Tricono/Piloto

Este componente está conformado por un conjunto de tres brocas cónicas acopladas sobre un Pin roscado, conectado al Bit sub/barra de inicio, esto durante el proceso de empate piloto, para posteriormente ser colocado en el Bit Roller para continuar con el proceso de Perforación Piloto. Estos conos giran sobre su eje intercalando filas de insertos de tungsteno, los que se encargan de triturar la roca. Además, posee 3 orificios por donde se inyecta fluido que se encarga del barrido de detritus generado por la perforación piloto.



Figura 9. Broca Tricono

Tomado de “*Broca de herramienta para perforación rotatoria RR440*” por Sandvik (2023)

G. Crossover:

Este componente tiene la función principal de permitir que adaptar enrosques de conexiones entre estabilizador de rimado y el Stembar de la cabeza Rimadora (cuando se presenta una diferencia de diámetros entre estos componentes).

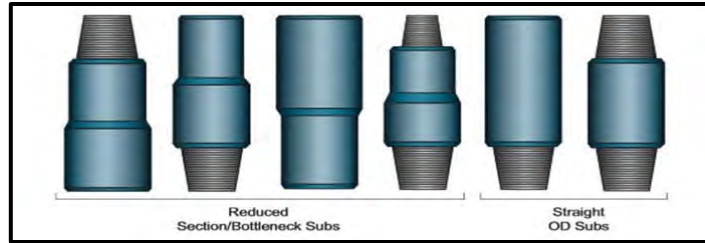


Figura 10. Crossover

Tomado de “Crossover Subs” por Industrial Screen (2019).

H. Escariador/Cabeza Rimadora

La estructura metálica es asimétrica y contiene los cortadores que determinan el tamaño final de la excavación. Es fabricado para resistir las fuerzas de empuje y rotación ascendente que logran cortar y romper el macizo rocoso. La cantidad y ubicación de los cortadores determinan el tamaño final de la excavación.

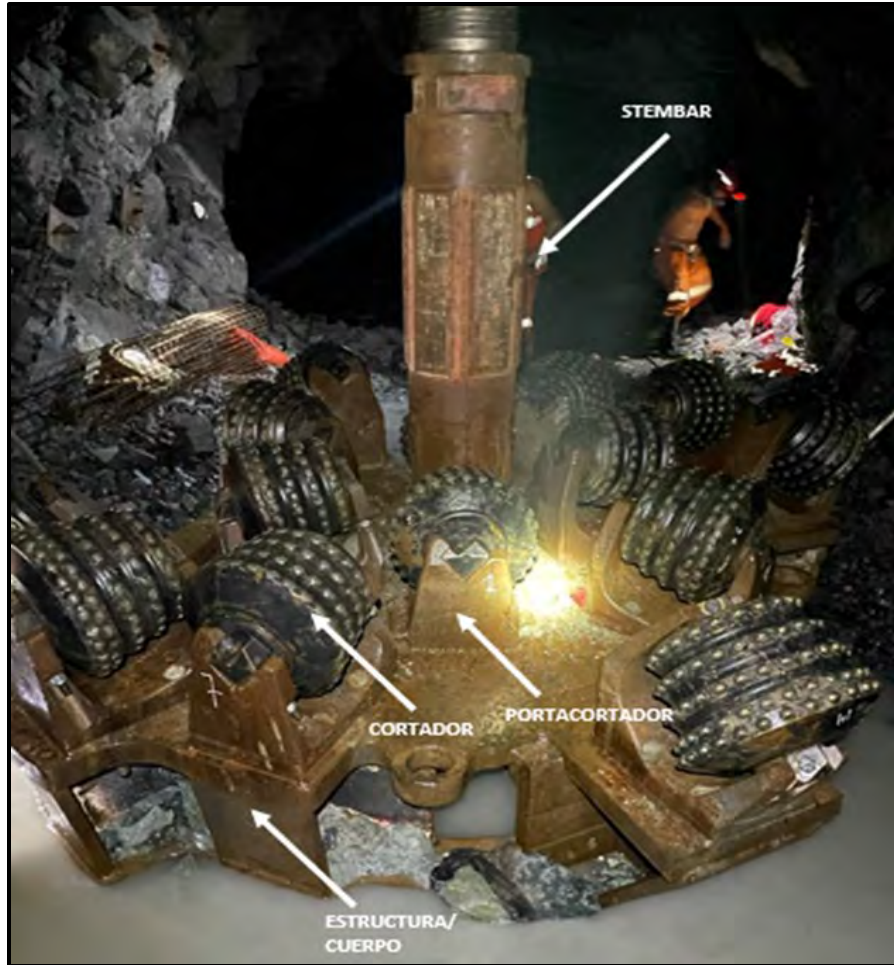


Figura 11. Cilindros hidráulicos

Elaboración propia

Sus principales componentes son:

❖ Estructura/Cuerpo:

Es un subcomponente metálico asimétrico conformado por planchas soldadas de acero donde van acoplados los cortadores a través de portacortadores y se conectan con la columna de perforación a través del stembar. La distribución de sus cortadores obedece un estratégico orden para optimizar el corte del macizo rocoso durante el rimado.



Figura 12. Cuerpo del escariador

Tomado de “*Componente del Cortador*” por Tumi Raise Boring (2019)

Los modelos de escariador dependen principalmente de la marca de fabricación y el tamaño/diámetro final de la chimenea a realizar, pues está relacionado con la cantidad de cortadores a utilizar. Se puede desprender la siguiente distribución:

Tabla 3

Número de cortadores según diámetro de escariador

N° de cortadores según diámetro de escariador.	
Diámetro Final de Escariado (mt)	Número de Cortadores (un)
1,5	8
1,8	10
2,1	12
2,5	14
2,7	14
3,0	16
3,5	22
4,0	26
4,5	28

Nota. Tomado de “Manual de Operadores” por Master Drilling (2016).

❖ Stembar

Este subcomponente de acero de alta resistencia es usado para conectar la estructura del escariador con la columna de perforación. Están diseñados para resistir altos esfuerzos en la etapa de perforación rimado y su tamaño depende del modelo. El Stembar es un componente removible lo cual le permite reducir el volumen de traslado de componentes, es adaptable a diámetros diferentes de rimadora y lo hace de fácil mantenimiento.

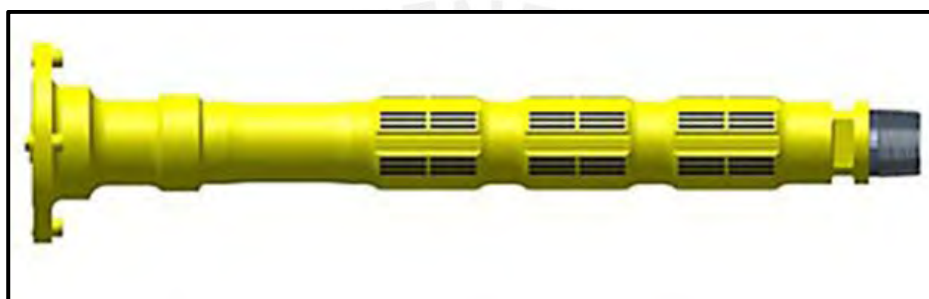


Figura 13. Stembar

Tomado de “Catálogo Atlas Copco” por First Brake (2023).

❖ Cortadores /Cutters

Este componente tiene la función de la rotura y desgarre de la roca en la etapa de escariado. Principalmente compuesto por una carcasa exterior donde posee filas de insertos (Pastillas de carburo de tungsteno) que se distribuyen en filas según el diseño y modelo.



Figura 14. Cortadores

Tomado de “Catálogo Atlas Copco” por First Brake (2023).

Para su correcto funcionamiento debe ser lubricado con grasa que soporta altas temperaturas y de calidad superior. Estos pueden lubricarse por pines en los extremos y se recomienda realizar engrasado de cortadores en proyectos que superen los 100 metros de avance lineal.

Para la inspección de cortadores se debe considerar los siguientes parámetros:

- Cuando se aprecia desgaste entre las filas donde se ubican los insertos de carburo de tungsteno.
- Cuando las pistas de los rodamientos encuentran fuera del rango permisible.
- Rotura/Grieta de insertos causados por impacto directo entre insertos durante el traslado, por trabajar en terrenos muy abrasivos o mala distribución en la cabeza rimadora.
- Presenta fuga de grasa por falla de los o-rings, desgaste o exceso de grasa.
- Desgaste excesivo de un lado del cortador debido a la poca penetración en rimado (inclinación).
- Desgaste de unas filas de insertos (Mala distribución)
- Desgaste en la carcasa por inclinación en proyectos de chimeneas en el rango de 45°-70°.

Es importante realizar una evaluación de los cortadores para terrenos cuya dureza supera los 160 Mpa y se tenga avances lineales superiores a los 200 metros, además de realizar inspecciones post proyectos.

Para una evaluación de los cortadores se puede tener un control respecto a su velocidad de rotación, el cual está relacionado principalmente por la distribución, con ello se tiene:

$$\text{RPM}_{\text{Cortador}} = \frac{(2x \text{RPM}_{\text{CR}}) * R}{D}$$

RPM Cortador = Revoluciones por minuto de un cortador.

R = Distancia entre el centro de la cabeza rimadora y la fila de mayor distancia del cortador.

D = Diámetro del cortador en la fila de insertos más distante.

RPM CR= Revoluciones por minuto de la cabeza rimadora.

2.8. Método de perforación Raise Boring

La perforación Raise Boring es un método de excavación subterránea utilizado en la minería, la construcción y otras industrias, fue desarrollado en los años 50 en Estados Unidos. Esta técnica se utiliza para crear una abertura vertical o inclinada en el suelo, que luego se puede utilizar para la ventilación, transporte de materiales o la extracción de mineral. Para la ejecución se requiere de 2 o más niveles a conectar, esto principalmente porque se trata de un método que realiza primero una perforación piloto (que conecta los niveles) en el que se usa una broca tricono, para posteriormente desde el nivel inferior realizar el embonado de la cabeza rimadora/escariador para el ensanche de la chimenea. Los niveles pueden ser subterráneos o el nivel superior en superficie.

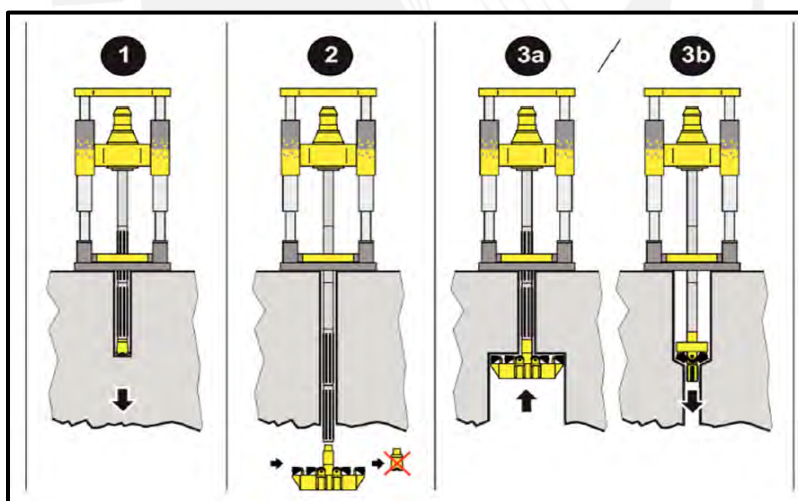


Figura 15. Método de perforación Raise Boring

Tomado de "Catálogo Epiroc" por First Brake (2023).

2.9.Ciclo de Operaciones

El ciclo de operaciones de un proyecto raise boring comprende la etapa de preparación de las cámaras RB (Subnivel principal y nivel de conexión), traslado e instalación, perforación de pre-empate piloto, perforación piloto y rimado.

2.9.1. Preparación y construcción de Cámara Raise Boring

Para la instalación de un proyecto estacionario de Raise Boring se deben considerar los siguientes criterios:

2.9.1.1. Dimensión de Cámaras

La dimensión de la cámara de perforación de inicio (nivel superior) depende principalmente del equipo Raise Boring a utilizar y el diámetro final del proyecto (chimenea), considerando esto se cuenta con el siguiente estándar:

Tabla 4

Dimensiones estándares según modelo de equipo Raise Boring

Dimensiones estándares según modelo de equipo Raise Boring		
Marca / Modelo	Altura (mt)	Área (mt)
Master Drilling RD-3-250	6,0	6 x 6
Robbins 73-R	7,5	6 x 6
Robbins 71-R	7	6 x 6
Robbins 61-R	6	6 x 6
Robbins 41-R	6	5 x 6
Robbins 43-R	6	5 x 6
Robbins 83-R	7,5	6 x 6

Nota. Tomado de “Manual de Operadores” por Master Drilling (2016).

En el caso de la altura de la cámara depende principalmente del alcance máximo de extensión de los cilindros hidráulicos más una luz de un metro. Por otro lado, para el área requerida se considera la ubicación de la máquina Raise Boring, unidad de potencia (pack hidráulico), unidad

eléctrica (pack eléctrico), panel de control y área de tránsito de los colaboradores. Adicionalmente, si las condiciones del sistema de agua son insuficientes se requerirá considerar la construcción de una poza de bombeo que se encargará de proporcionar el flujo necesario de agua para la etapa de perforación piloto, además de la ubicación de la camada de tuberías de perforación.

En el caso del Pie de la cámara Raise Boring o nivel de conexión final del proyecto (nivel inferior) se considera principalmente la dimensión de la cabeza rimadora, con ello se cuenta con el siguiente cuadro:

Tabla 5

Ancho del pie del RB según diámetro de escariador

Ancho del pie del RB según diámetro de escariador	
DIÁMETRO DE ESCARIADOR (mt)	ANCHO IDEAL DEL PIE DEL RB
1.5	3.50
1.8	3.80
2.1	4.10
2.5	4.50
2.7	4.70
3	5.00
3.5	5.50
4	7
4.5	7.5
5	8
5.5	8.5
6	10
6.5	10.5
7	11

Nota. Tomado de “Manual de Operadores” por Master Drilling (2016).

En el caso de la altura de la cámara se recomienda una que permita realizar las maniobras de retiro de broca tricono (perforación piloto) y bit roller; además de una dimensión que permita una mayor eficiencia en el ciclo de limpieza durante la perforación rimado. La muestra de la distribución de una cámara raise borer se aprecia en las Figuras 52,53,54 y 55.

2.9.1.2. Servicios para una Cámara Raise Boring.

Se debe contar con los siguientes servicios para la ejecución de un proyecto Raise Boring:

- Disposición de cableado de energía eléctrica e iluminación: Para la cámara de inicio se requiere la instalación de energía eléctrica e iluminación los cuales deben estar instalados según el estándar de minería subterránea; el cual indica que los sistemas de cableado eléctrico se ubicarán a 1.8 metros del hastial respecto al piso y estar sobre alcayatas. Se designa un transformador de la capacidad que sea necesaria para asegurar que la unidad de poder reciba 450KVA y 460V el cual debe estar colocado a 150m como máximo de la maquina RB y se usa un cable eléctrico de 4 núcleos \varnothing 75mm² para máquinas pequeñas (hasta la Robbins 43RAC) y 95mm² para el resto de máquinas.

Para la cámara inferior (Pie del RB/Nivel final) se requiere el uso de energía para el corte anillo de empate y trabajos de mantenimiento. Además, de iluminación para el ciclo de Limpieza. Todos los cables eléctricos estarán codificados de acuerdo con el Anexo17 del D.S. 024 EM 2016. Para trabajos de mantenimiento se debe considerar punto de conexión para máquina de soldar.

- Disposición de línea de agua y/o aire comprimido: Para la Cámara Superior o de Inicio se requiere de la instalación de servicios de línea de agua y aire comprimido, los cuales deben estar instalados según el estándar de minería subterránea; el cual indica que los sistemas de tuberías de agua y aire deben ubicarse a 1.8 metros y 2 metros del hastial respecto al piso y estar sobre alcayatas. Además, para la línea de aire y/o agua se requieren un diámetro de 2” a una distancia máxima de 15m de la maquina RB. Las tuberías de agua y aire deben contar con una válvula de bloqueo a una distancia máxima de 15m.

La presión del aire requerido es de 6 bares. Además del sistema de barrido de barrido la disposición de agua se utiliza para el sistema de enfriamiento, el cual se regula y se utiliza la descarga para el llenado de la poza de bombeo en perforación rimado y de inyección directa para a columna de perforación durante la perforación rimado (Colocar la manguera del sistema de enfriamiento en la entrada del hoyo piloto).

- **Poza de Bombeo:** La necesidad de agua es de vital importancia para la perforación piloto por lo que se debe asegurar que la Mina provea en forma continua, 60 m³/hora o su equivalente a 1,000 litros por minuto, con una presión mínima 5bar por bomba. En caso de que esto no pueda darse, se deberá construir 02 pozas de agua dentro de la mina y 03 pozas en superficie para recircular el agua y cumplir la misma función.
 - La cantidad de bombas de agua depende de la longitud a perforar, la diferencia de diámetros del tricono y las barras de perforación
 - En superficie: Se debe de construir 3 pozas de agua de dimensiones 3 x 3 x 1.5m. (Capacidad de 15,000 litros cada una)
 - En interior mina: Se debe de construir 2 pozas de agua de dimensiones 3 x 3 x 1.5m. (Capacidad de 15,000 litros cada una)
 - La distancia de las pozas a la máquina debe de ser no mayor a 15 metros.
 - El motor de la bomba de agua debe ser de 75HP, 460 Voltios, 3600 rpm.
- **Sistema de Ventilación:** Las cámaras Raise boring debe contar con una temperatura adecuada y estar libre de la presencia de gases tóxicos con una óptima circulación de aire limpio y fresco suficientes respecto a la cantidad de trabajadores en la labor (según los límites máximos permisibles aceptados dispuestos en el DS N° 024-2016-EM y su modificatoria en el DS N° 023-2017-EM).

- Cortina del Pie del RB: El pie del RB o nivel final requiere de la instalación de una cortina que evite la propagación de la polución generada en el proceso de perforación rimado, además de proteger de la proyección de los detritus.
- Loza de concreto: Para modelos de equipos Raise Boring que no cuenten con una oruga que permita su traslado y posicionamiento se requiere el uso de una loza de concreto para asegurar la plataforma de soporte de la máquina. Las longitudes de las losas de concreto dependen principalmente del tamaño del equipo RB a utilizar, estas deben cementarse sobre roca firme para evitar levantamientos en el proceso a causa de las vibraciones propias de la etapa de perforación. Como estándar para proyectos Raise Boring se debe contar con una loza de concreto que tenga un espesor mínimo de 30 cm y una resistencia de 25 Mpa (En relación de 3 piedra chancada, 2 de arena y 1 de cemento). Además, se debe contar con una canaleta para evacuar el agua de retorno (hacia la poza de bombeo) durante el proceso de perforación piloto.

2.9.2. Traslado de Máquina y Componentes Raise Boring.

Para el ciclo de traslado e instalación dentro de un proyecto Raise Boring subterráneo se debe considerar zonas con trabajos de minería convencional y mecanizada.

2.9.2.1. Traslado para zonas subterráneas mecanizadas:

Para modelos de equipos RB sin oruga integrada, se realiza el traslado con el uso de un equipo Scooptram, de capacidad variable, ya que depende principalmente del tamaño y peso de la máquina RB, Unidad Eléctrica, Hidráulica, longitud de tuberías de perforación y Cabeza Rimadora/escariador (Diámetro) a trasladar. Además, del dimensionamiento de las labores de acceso a la cámara RB.

- Para el traslado del equipo RB se posiciona al Scooptram con la cuchara hacia el nivel del piso y se asegura un punto de anclaje en la parte superior (motor principal); posteriormente, se realiza maniobra de izaje con apoyo de un tecele mecánico para apoyar la base del trineo /Skip (ubicado sobre la parte trasera del equipo) sobre las vigas de anclaje. Posteriormente, el equipo Scooptram coloca la cuchara debajo del Skip y se realiza el traslado con el equipo en posición horizontal. Para maniobras de descarga se realiza de manera inversa (se posiciona sobre las vigas y posteriormente se asegura a la cuchara haciendo maniobras de izaje para posicionarlo de manera vertical).
- Para las unidades eléctricas e hidráulicas se realiza la carga con el Scooptram posicionando la cuchara al nivel del piso y estas se aseguran con estrobos y grilletes.
- Para el traslado de tuberías se cargan en cantidades según el tamaño de tuberías, diámetro y peso, además de la capacidad de cuchara del scooptram (trasladadas apiladas unas con otras en dirección horizontal).
- Para el traslado de la Cabeza Rimadora se debe considerar el diámetro del mismo, para medidas superiores a los 3.2 metros de diámetro se realiza un desmontaje de la estructura.

2.9.2.2. Traslado para zonas subterráneas convencionales (Plataformas y Rieles).

Para trabajos de traslado en minería convencional donde no haya disposición de equipos LHD, se hace uso de líneas Trolleys (Rieles) y plataformas para traslado, los cuales deben mantenerse desenergizados durante las maniobras de carga y descarga (izaje). Para el traslado de la máquina y equipo RB se debe contar con puntos de izaje, los cuales serán asegurados con Grilletes y Estrobos (de capacidades variables según tamaño y peso).

Previamente en los puntos de carguío hacia la plataforma, deben estar instalados cáncamos distribuidos sobre los hastiales y la corona (8 pernos divididos en 2 grupos de 4, uno a la dirección

del Derrick de la máquina y el otro en dirección a la mesa de trabajo), donde se realizará el izaje con apoyo de Tecles mecánicos (de capacidades variables según tamaño y peso). Durante todo el proceso de carguío se debe contar con comunicación efectiva. Por otro lado, para zonas semi mecanizadas se utiliza equipo Scooptram para realizar la carga y descarga hacia las plataformas, las cuales serán aseguradas y llevadas por locomotora.

2.9.3. Instalación y Posicionamiento.

Para la instalación y cableado de mangueras hidráulicas y cables eléctricos se debe seguir con las recomendaciones del manual del equipo/operador propias de cada modelo de máquina RB. Sin embargo, para ubicación de componentes de una cámara se considera la siguiente distribución:

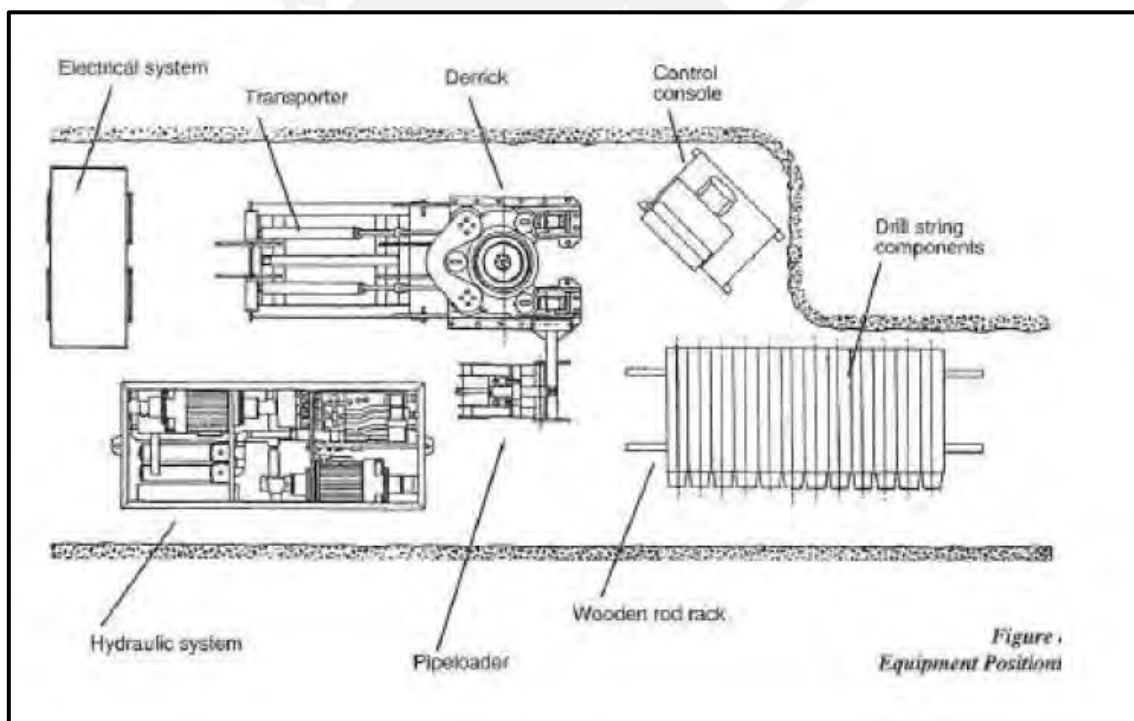


Figura 16. Instalación y posicionamiento de equipos

Tomado de “Manual de Operadores” por Master Drilling (2016).

2.9.4. Nivelación Topográfica.

Toma en consideración 4 puntos a través de un nivel digital (topográfico) y se verifica que estos lleguen a un nivel 0. Una diferencia en mm de estos puntos generaría una mayor desviación

en proyectos largos. En el caso de no contar con dimensión para nivelar se utiliza platina de acero sobre la base del equipo RB.

2.9.5. Perforación Piloto.

Consiste en la continuación de la perforación descendiente de donde se comprende los siguientes componentes:

- 01 anillo de empate con la diferencia de 1mm respecto al diámetro del bit sat.
- 01bit sat 1, con una válvula Check.
- 01 broca Tricono (Diámetro depende del tamaño de tuberías de perforación a utilizar.)
- 01 llave de Tricono (trébol).
- 03 anillos calibradores, cuyas medidas serán igual al diámetro estándar del Tricono e ira disminuyendo 1mm cada uno.
- El Anillo de empate debe ingresar perfectamente en la mesa de trabajo con un juego lateral máximo de 1mm.

2.9.5.1. Inicio de Empate.

Es el inicio de la perforación piloto (2m-6m) el cual se diferencia porque utiliza rotación y empuje lento para generar una superficie direccionada al ángulo del proyecto, puede dividirse en las siguientes etapas:

Collareo: Es la rotura inicial de la loza (penetración) más importante en proyectos con inclinación. Para ello se utilizan tuberías de inicio (starter Pipe) y tuberías guía (Starter Bushing) en excelentes condiciones, pues son las que proporcionan estabilidad a la hora del empalme. Se requiere de tuberías de inicio o guías que cuentan con alteas (foto) que proporcionan apoyo en el barrido de detritus generados por la rotación de la broca tricono, además en estos procesos se

utiliza rotación baja o lenta, menor presión para asegurar una posición adecuada y de una llave “o” que evita el exceso ladeo por parte de la barra.

La etapa de pre empate piloto es considerada la más importante en el desarrollo de un proyecto Raise Boring, pues de este depende la posición, dirección y precisión final del proyecto. Estas variables están asociadas principalmente:

- Perfil Geológico, litológico y estructural: La distribución litológica y estructural puede generar desviación por el cambio en la dureza de la roca, atascamiento por desgaste prematuro del tricono y pérdida en el retorno de agua por presencia de fallas o fracturas.
- Presión inadecuada (exceso de presión): El exceso de presión de la columna de tuberías y genera desviación.
- Uso de broca inadecuada.
- Bomba de agua con capacidad insuficiente puede generar un atascamiento por ausencia de evacuación de detritus.
- La perforación piloto se realiza de manera descendente y varía de diámetros según la dimensión de las tuberías a utilizar. Si el hoyo de empate piloto está en condiciones adecuadas de perforación.

2.9.5.2. Barrido.

Es la evacuación de detritus que se generan en la etapa de perforación piloto, en este proceso se requiere el uso de agua proveniente de una poza de bombeo que utiliza una bomba que debe contar con una operación mínima de 150 GPM, usualmente, se utiliza un sistema de retorno (recirculación) con el fin de evitar el consumo excesivo de este recurso. Para asegurar que se está contando con el flujo adecuado de agua en este proceso, se debe contar con una altura de “chispeo” de agua de 10-15cm desde la superficie de la losa.

Esta etapa nos da como resultado la calidad de fraccionamiento que se está teniendo de la roca, pues si se cuenta con una evacuación muy fina/lama es indicativo de que se está aplicando mucha presión en el proceso, lo que genera un exceso en el desgaste de las pastillas de tungsteno, lo que a su vez puede generar un problema de desviación y hasta atrapamiento de columna. Cuando se tiene una pérdida en el retorno por fallas en el macizo rocoso, se evalúa la situación y se puede proceder a cementar la columna del taladro y realizar un repilotaje o el uso de algún polímero como el POLYPLUS o POLY SPANDEX para llenar los vacíos o grietas existentes en el macizo rocoso.

2.9.5.3. Desvíos.

Se refiere a la desviación de la columna de perforación debido a factores de exceso de presión, broca con desgaste excesivo o mala calidad, perfil estructural del terreno (fallas, fracturas). Sin embargo, estos pueden controlarse a partir de identificar el cambio repentino del torque o amperaje, así como por el sonido de perforación (chillido). Además, se debe considerar que producto de un desvío hará del requerimiento de un proceso de desquinche para ubicar la columna (lo que conlleva a un daño prematuro en las tuberías, pérdidas en el proceso y penalidades económicas). Los desvíos permisibles en proyectos de longitudes prolongadas son del 1% de la longitud total del taladro, mientras que para proyectos cortos o en inclinación de 90° es del 0.5%.

2.9.6. Comunicación de piloto.

La comunicación del piloto es el proceso en el que la broca rompe la superficie final de comunicación del proyecto. Durante este proceso se debe contar con una instalación previa de cortina para la polución y barrera rígida para el ingreso restringido. Una vez comunicado el taladro piloto se procede a “desembonar” el bit roller utilizando llaves de desacople y cortando el anillo de sacrificio con equipo oxicorte.

2.9.7. Conexión de cabeza rimadora (escariador).

Este proceso se refiere a el cambio de la broca tricono por el escariador para realizar el ensanchamiento de la chimenea. Antes del inicio de este proceso se debe asegurar que se cuenten con las condiciones de dimensión y superficie para evitar sobretiempos, además de contar con el escariador en perfectas condiciones para asegurar el proceso. Para el proceso de embonado o conexión de la cabeza rimadora se debe contar con radios, teléfono o en su defecto, para zonas donde no cubra la cobertura, de un proceso de toques por la columna de barras con el uso de una comba:

Código 1: Parar

Código 2: Bajar

Código 3: Subir

Código 4: Rotación derecha

Código 5: Rotación izquierda

Código 6: Torque

Código 7: Problemas

Código 8: Cabeza rimadora embonada (Túpac Amaru)

Después de la comunicación por toques el operador que se encuentra en la cámara superior debe, esperar 30 seg antes de realizar las maniobras de torque, para que el personal que se encuentra en el pie o cámara inferior conserve una distancia de seguridad. Posteriormente, con apoyo de un equipo scooptram (LHD) se procede acercar la cabeza rimadora hacia la columna. El líder verificará la necesidad de subir o bajar la columna según sea necesario para que el operador del scooptram pueda maniobrar y dar el ángulo aproximado al Stembar de la cabeza rimadora. Una

vez embonado la cabeza rimadora, el scooptram procederá a retirarse. El líder mediante toques ordenará recuperar la columna e iniciar con el escariado.

2.9.8. Perforación Rimado.

Se refiere al proceso de ensanchamiento de la chimenea, donde se trabaja en un proceso de corte y empuje de manera ascendente. En este proceso se debe controlar el avance a partir de la rotación y empuje proporcionado. Además, se debe tener control sobre el tipo de corte (para verificar la correcta distribución y trabajo de los cortadores) y la cantidad de carga que se está generando.

2.9.9. Limpieza del pie del proyecto Raise Boring.

Este proceso comprende la evacuación de detritus generados durante la perforación rimado, el cual se realiza en la parte inferior del proyecto o Pie del RB con un equipo Scooptram. Para la limpieza del pie del RB se requiere:

- Parar el proceso de perforación rimado
- Esperar que disminuya el nivel de polución
- Realizar una apertura del bloqueo rígido y de la cortina.
- Realizar la limpieza con un equipo Scoop con telemando (por seguridad).
- Se debe tener un control del nivel de carga existente en el pie, para ello se debe contemplar las dimensiones de la cámara y el avance.

Por temas técnicos se considera:

$$TonDeCarga = \pi * r^2 * h * \delta$$

Donde:

TonDeCarga: Tonelaje de carga por avance

r: Radio del escariador

h: Avance lineal

δ : Densidad del Macizo Rocos

Asimismo, se puede considerar el siguiente cuadro como guía de cálculo:

Tabla 6

Guía de cálculo detritus por metro

Detritus (Roca rimada) por metro	
Diámetro	Toneladas por metro
1,2	3
1,8	7
2,4	12
3,0	19
4,0	34
4,5	43

Nota. Tomado de “Manual de Operadores” por Master Drilling (2016).

2.9.10. Comunicación de Chimenea y colgado de cabeza rimadora.

Una vez culminado el proceso de perforación rimado se realiza el retiro de cabeza rimadora, para lo cual existen 2 principales alternativas:

- Realizar el bajado de columna de perforación para el retiro del escariador en la parte inferior de la chimenea. Para ello será necesario dejar un pequeño pilar de roca no excavada (de máximo 3 metros dependiendo del tamaño del escariador y la calidad del macizo rocoso).
- Realizar la comunicación completa de la chimenea y realizar colgado de cabeza rimadora, para ello se deberá montar la estructura del escariador sobre las vigas de anclaje a través de elementos de izaje.

2.9.11. Desinstalación y retiro de componentes.

Una vez culminado la perforación rimado y colgado de escariador se procede a realizar la desinstalación, el cual comprende la desinstalación de mangueras hidráulicas, cables eléctricos,

retiro de camada de tuberías de perforación, unidad eléctrica e hidráulica, máquina RB, componentes menores, escariador y vigas de anclaje o vigas H.

2.9.12. Retiro de cabeza rimadora (escariador).

Este proceso comprende la evacuación de la cabeza rimadora después de la desinstalación y retiro de componentes, el cual puede realizarse con uso de Teclé (previamente instalado en la corona del proyecto) o con equipo scoop, en ambos casos en necesario el uso de elementos de izaje para realizar la maniobra.

- Es importante considerar el grosor del puente a dejar para colocar las vigas, tomando en cuenta las condiciones del terreno que se encuentran bajo la losa de concreto y el tamaño del escariador.
- Si las condiciones del terreno son anormales, se debe detener la operación de rimado al menos 10 metros antes de terminar de instalar las vigas las cuales deben sobresalir al menos 1.5m en cada lado.

2.9.13. Bloqueo de chimenea.

El bloqueo de la chimenea consiste en el procedimiento que precede del retiro de todos los componentes en el proyecto, incluyendo el retiro de las vigas de anclaje. Dependiendo del tamaño del proyecto se realiza la colocación de una parrilla de acero para evitar la exposición directa a la chimenea, además de la colocación de barrera rígida en el acceso a la cámara.

2.10. Ventilación en minería

La ventilación es un aspecto importante a considerar dentro de la minería subterránea. Como ya es de conocimiento la definición de ventilación tiene como objetivo brindar el aire suficiente y necesario para que los trabajadores puedan desarrollar sus actividades teniendo en cuenta que muchas veces el ambiente de trabajo presenta complejidades como las concentraciones de

contaminantes que se encuentran en la atmósfera, las altas temperaturas y el escaso flujo de aire por los niveles de profundización de la mina.

2.11. Ventilación natural

El aire que ingresa a la mina es producto de la diferencia de temperatura entre las horas de trabajo y la superficie de la mina, es decir consigue la circulación del movimiento de masas de aire sin utilizar equipos mecánicos o eléctricos que permitan u optimicen los flujos de la ventilación. Dentro de la naturaleza en los sectores de altas temperatura, el aire tiende a irse hacia arriba por la disminución de su peso específico, como resultado se indica que a mayor diferencia de temperatura mayor será la presión y por consecuencia mayor será el flujo de aire, también cuando los puntos de ingreso y salida son dispares (diferencia de cota) se generaría una corriente de aire buena por el efecto de que en la zona inferior habrá mayor presión entonces el aire ingresará ahí e irá saliendo por la chimenea, pique o la labor que se tenga (Contreras, 2015).

Si bien este tipo de ventilación funciona en ciertas condiciones abra otras donde no funciona como por ejemplo cuando se tengan sectores a igual temperatura el aire permanecerá quieto o conforme se dé el avance de profundización y se presenten labores que serán distantes de los ingresos de la mina y que ocasionará problemas ambientales y de seguridad por las condiciones inadecuadas de trabajo que empezarán surgir.

2.12. Ventilación mecánica

Se obtiene o permite los flujos de aire a través de la instalación de ductos y ventiladores en las áreas más profundas. Los equipos más usados dentro de la ventilación mecánica: ventiladores, compresores e inyectores. Un ventilador es una máquina que gira y succiona aire a una presión y lo expulsa a una presión mayor. En otras palabras, la energía mecánica suministrada al ventilador se transforma en energía cinética (velocidad) y energía potencial (presión). La presión generada

por el ventilador es necesaria para superar la resistencia del conducto o de la mina en la que se encuentra. Los ventiladores se clasifican según el tipo de rodete que tienen en su carcasa. En la minería, los ventiladores se dividen en tres categorías por su uso: ventiladores principales, secundarios y auxiliares (Hartman, Jan, Raja, & Yingjie, 1997).

2.13. Clasificación de Ventiladores por su uso

2.13.1. Ventiladores principales.

Los ventiladores primarios se encuentran de muchos tamaños, tipos y en ubicaciones diferentes. Por ejemplo, pueden ser cualquier combinación de: forzantes o extractores, axiales o centrífugos y simples o múltiples. Cada uno tiene sus ventajas e inconvenientes, algunos se diseñan para cumplir los requisitos previstos, mientras que otros se instalan con la esperanza de satisfacer la demanda de aire necesario. La elección de una combinación específica suele depender de la elección individual, basada en la experiencia previa, las consideraciones medioambientales y el costo asociado.

La gran mayoría de los ventiladores principales son instalados en superficie para extraer el aire de la mina. La elección de la ubicación suele ser una cuestión de conveniencia más que un aspecto de ingeniería específico. Es posible instalar ventiladores principales dentro de una mina subterránea, ubicándolos en el fondo de los piques o en puntos intermedios entre la superficie y el fondo de la mina. Si bien los ventiladores subterráneos suelen ser de tipo flujo axial, también se pueden utilizar ventiladores centrífugos en estas aplicaciones.

El uso de ventiladores primarios instalados subterráneos se ha evitado generalmente por las siguientes razones:

- Tanto la excavación como la preparación del terreno son procesos costosos.

- Si el ventilador llegara a fallar, la realización de reparaciones se vería restringida debido a que el único flujo de ventilación disponible proviene de la presión natural de ventilación.
- La construcción se vuelve más complicada ya que el uso de grandes grúas móviles se encuentra limitado.

2.13.2. Ventiladores reforzadores, boosters o secundarios.

En las situaciones donde las operaciones mineras se desarrollan en zonas profundas o alejadas de la superficie, puede ser necesario aumentar la presión de los ventiladores principales para asegurar un flujo de aire adecuado en el frente de trabajo. Sin embargo, esta práctica puede generar dificultades en las esclusas y durante el transporte de personal, minerales y materiales. Además, una presión elevada en los ventiladores principales puede ocasionar fugas en todo el sistema, lo cual constituye un problema grave a considerar.

Cualquier incremento fraccional en los flujos de aire del frente de la mina necesitará un aumento equivalente en los flujos volumétricos del ventilador principal, independientemente de la resistencia del sistema. Debido a que los costos y la potencia de los ventiladores son proporcionales al producto de la presión del ventilador y el caudal de aire, estos costos pueden aumentar rápidamente a medida que la mina crece y se expande. En tales circunstancias, el empleo de ventiladores de refuerzo proporciona una alternativa atractiva a las penalizaciones de capital que supone la conducción de nuevas vías de aire, la ampliación de las existentes, o de proporcionar conexiones de superficie adicionales. Solo se debe comprobar si la legislación nacional o estatal impone restricciones al uso de ventiladores de refuerzo (Ibáñez, 2018).

A diferencia de los ventiladores principales, cuya función es manejar todo el aire en la mina, los ventiladores de refuerzo están diseñados para controlar el flujo de aire en una zona específica de la mina. Los principales objetivos de estos ventiladores son:

- Optimizar o preservar la circulación de aire en áreas de la mina que presentan un reto para la ventilación con los ventiladores principales debido a su ubicación o a su baja rentabilidad.
- Reorganizar el diseño de la presión de tal manera que se reduzcan al mínimo las pérdidas de aire.

2.13.3. Ventiladores Auxiliares.

El tipo de ventilador auxiliar se conoce también como "ventilador de conducto". Estos ventiladores están diseñados específicamente para mover aire a través de conductos y se utilizan comúnmente en sistemas de ventilación para distribuir aire fresco a través de espacios cerrados, como labores ciegas o áreas de trabajo que solo cuentan con un acceso como chimeneas, piques, tajos o labores horizontales.

Los ventiladores auxiliar suelen tener un caudal más bajo que otros tipos de ventiladores, como secundarios, debido a que están diseñados para trabajar en conjunto con otros sistemas y distribuir el aire de manera uniforme y eficiente. Sin embargo, su capacidad para direccionar el aire fresco a través de conductos los hace ideales para aplicaciones en las que se necesita una distribución uniforme del aire, como en las labores ciegas (Ridha, 2016).

Seleccionar con cuidado el tamaño y la capacidad del ventilador es esencial para garantizar que el flujo de aire sea adecuado para la aplicación específica. Además, es importante asegurarse de que el sistema de conductos esté correctamente instalado y sellado para minimizar la pérdida de aire y reducir el ruido causado por el flujo de aire.

2.14. Curvas de los ventiladores

La manera en que se representa el desempeño de un ventilador es a través de un gráfico en el que se muestra la cantidad de flujo de aire (Q) en el eje horizontal y la presión del ventilador (P) en el eje vertical. Los datos para este gráfico se obtienen a través de ensayos que miden el

rendimiento real del ventilador, y los puntos resultantes se conectan a través de una curva. Esta curva se conoce como la curva característica del ventilador, y muestra cómo la presión y el flujo de aire se relacionan a través de diferentes puntos. La potencia y el rendimiento del ventilador se muestran para cada punto de flujo de aire y se unen de forma similar para crear otra curva. En general, el gráfico de la curva característica del ventilador es un indicador clave de la eficacia y el desempeño del ventilador en diferentes situaciones. Las curvas de rendimiento de los ventiladores son suministradas por los fabricantes de ventiladores y muestran los volúmenes de flujo de aire previstos para una presión determinada (McPherson, 2009).

Cuando los requisitos de presión aumentan, el volumen de flujo de aire que puede proporcionar el ventilador disminuye. Es importante tener en cuenta que las curvas características del ventilador solo son aplicables para ese ventilador en particular y para una densidad de aire específica. Cualquier cambio en la densidad del aire o en el ángulo de las palas del ventilador puede modificar la curva característica del mismo. Estos cambios pueden ser previstos y tomados en cuenta en el diseño. No obstante, hay algunos cambios que no pueden ser previstos y son causados por la acumulación de suciedad en las palas del ventilador o su desgaste natural. Es necesario tomar medidas para asegurar que el ventilador esté funcionando en condiciones óptimas, como realizar mantenimiento regular y reemplazar las partes desgastadas.

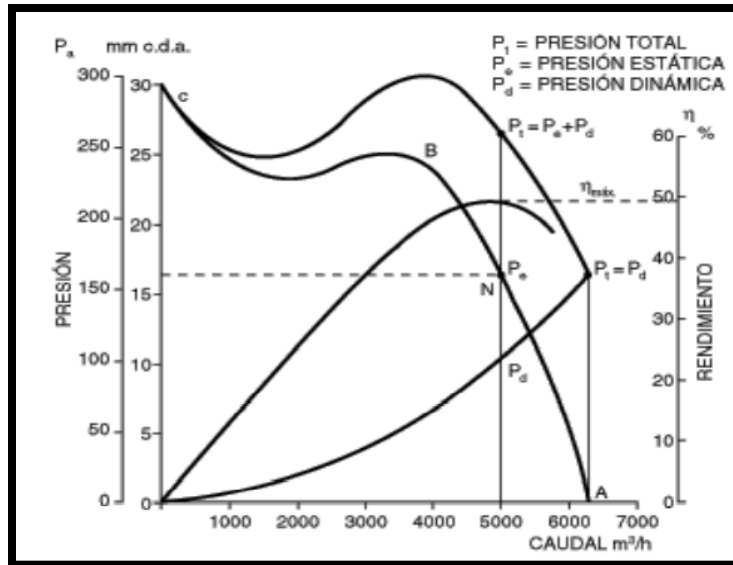


Figura 17. Curva característica de un ventilador

Tomado de “Mine Ventilation and Air Conditioning” por Hartman (1997).

2.15. Sistemas de ventilación

2.15.1. Consideraciones generales.

Los elementos que conforman un sistema de ventilación subterránea se muestran en la siguiente figura:

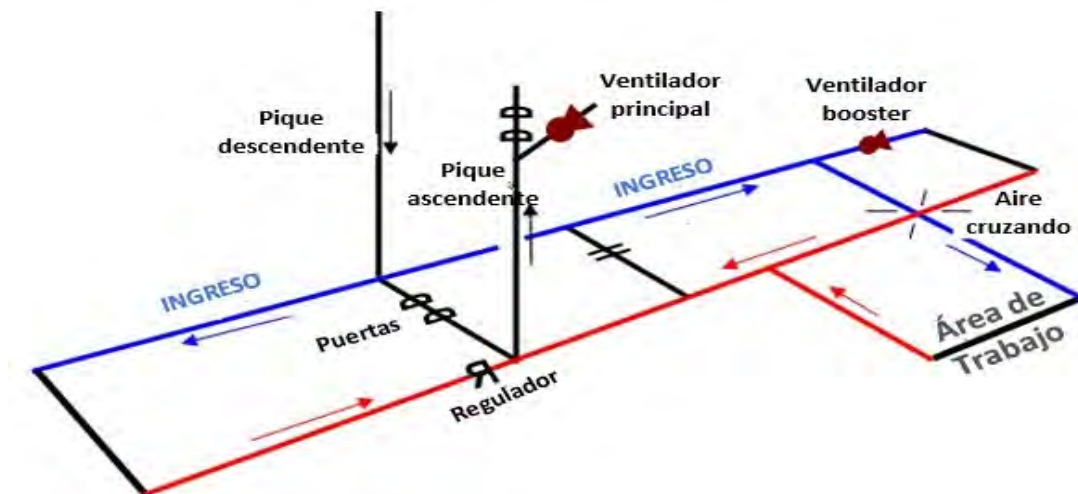


Figura 18. Elementos de un Sistema de Ventilación

Tomado de “Subsurface Ventilation Engineering” por McPherson (2009).

El aire fresco entra en el sistema a través de uno o varios piques descendentes, derivaciones u otras conexiones con la superficie. El aire fluye a lo largo de los conductos hasta las zonas de trabajo o los lugares donde la mayoría de los contaminantes se añaden al aire, estos incluyen polvo y una combinación de muchos otros peligros potenciales, como gases tóxicos o inflamables, calor, humedad y radiación. El contaminado vuelve a pasar por el sistema a través de los conductos de retorno. En la mayoría de los casos, la concentración de contaminantes no puede superar los límites obligatorios impuestos por la ley y seguros para la entrada de personal en todas las partes del sistema de ventilación, incluidas las vías de aire de retorno. El aire de retorno vuelve finalmente a la superficie a través de uno o más piques ascendentes o a través de galerías inclinadas o a nivel (McPherson, 2009).

2.15.2. Pérdidas totales en los conductos de ventilación.

Las pérdidas totales en conductos de ventilación se refieren a la cantidad de energía que se pierde en un sistema de conductos de ventilación debido a la resistencia del aire que fluye a través de ellos. Las pérdidas totales se calculan por la sumatoria de las perdidas por choque más las pérdidas por fricción.

$$H_T = H_f + H_x \quad \text{Ó} \quad H_T = \frac{K \cdot O \cdot (L + L_e) \cdot Q^2}{5.2 \cdot A^3}$$

Donde;

H_T , pérdida total (pca)

H_f , pérdidas por fricción (pca)

H_x , pérdidas por choque (pca)

L_e , longitud equivalente (pies)

K , factor de fricción (lb-min²/pie⁴)

O , perímetro (pies)

Q, caudal de aire (pcm)

A, área de la sección (pies²)

2.15.2.1. Pérdidas por choque.

Cada vez que el flujo de aire cambia de dirección, se generan vórtices adicionales. Estos remolinos grandes consumen energía mecánica, lo que se conoce como pérdidas por choque, y aumentan la resistencia en los conductos de aire significativamente. Este fenómeno ocurre en situaciones como curvas, cruces, cambios en la sección transversal, obstrucciones, reguladores y en los puntos de entrada o salida del sistema de ventilación. Es importante tener en cuenta estas pérdidas por choque al diseñar y planificar sistemas de ventilación para minimizar la resistencia y aumentar la eficiencia del flujo de aire.

Los efectos de las pérdidas por choque siguen siendo los más inciertos de todos los factores que afectan a la resistencia de las. Esto se debe a que modificaciones bastante menores en la geometría pueden causar cambios significativos en la generación de vórtices y, por tanto, en la resistencia de los conductos. Las técnicas analíticas pueden emplearse para geometrías simples y bien definidas, mientras que para las situaciones más complejas que surgen en la práctica, pueden emplearse modelos a escala o simulaciones de dinámica de fluidos computacional (CFD) e investigar los patrones de flujo y las pérdidas por choque (Ridha, 2016).

Hay dos métodos que pueden utilizarse para evaluar la resistencia adicional causada por las pérdidas por choque:

- Factor de fricción por choque, se obtienen a partir de guías completas para la selección de los factores X que se encuentra en “Fundamentals Handbook of the American Society of Heating, Refrigerating and Air Conditioning Engineers” (ASHRAE) u otras sociedades de otros países que ofrecen diseños y factores similares

- Longitud equivalente, también se obtienen de guías profesionales, pues se engloban como conductos de secciones y materiales típicos.

2.15.2.2. Perdidas por fricción.

Son causadas por la rugosidad de la superficie de las paredes de una abertura subterránea e influye considerablemente en la resistencia del conducto y, por tanto, en el coste del paso de un flujo de aire determinado, también influye directamente en la velocidad de transferencia de calor entre la roca y la corriente de aire. Por lo expuesto la constante de proporcionalidad que se utiliza en la ecuación de Atkinson depende de la geometría y la rugosidad de las superficies internas del conducto. La rugosidad se refiere a la aspereza o textura de la superficie interna del conducto, la cual puede variar dependiendo del material con el que esté construido el conducto (McPherson, 2009). Para determinar esta caída de presión o pérdida se utiliza la ecuación de atkinson:

$$H_f = \frac{K \cdot O \cdot L \cdot Q^2}{A^3}$$

Donde:

H_f ; pérdida por fricción (Pa)

K; factor de fricción (Kg/m^3)

O; perímetro (m)

L; longitud (m)

Q; caudal de aire (m^3/s)

A; área de la sección (m^2)

2.15.3. Recirculación.

La recirculación se produce cuando el aire se mantiene dentro de un circuito cerrado; no debe confundirse con la situación en la que se reutiliza el aire, como en los circuitos de ventilación en serie. Generalmente sucede cuando se instala un ventilador en una vía de aire en la que el flujo

natural de aire a lo largo de la misma es inferior a la capacidad de funcionamiento del ventilador (Huaming, Bin, & Lixing, 2011).

En algunas regulaciones, se exige que se instalen ventiladores secundarios para que el suministro de aire sea mayor a 1,3 veces su capacidad en circuito abierto. Esta norma se introdujo en una época en la que las unidades eran pequeñas (de 2,0m x 2,0m) y se utilizaban ventiladores de baja capacidad (de 5 a 7 m³/s) de forma común. En general, en las vías de aire con secciones transversales grandes y con ventiladores de mayor capacidad, se requiere un caudal de aire de al menos 1,5 veces la capacidad del circuito abierto del ventilador. Sin embargo, incluso en este caso, es posible que exista una pequeña recirculación, dependiendo de la ubicación del ventilador. Es importante cumplir con estas regulaciones para garantizar una ventilación adecuada y evitar problemas de seguridad en el sistema de ventilación.

Aunque no se recomienda, puede ser aceptable una pequeña recirculación siempre que la temperatura del lugar de trabajo y los contaminantes presentes en el aire no se vean afectados y el tiempo de limpieza de los gases de voladura se mantengan dentro de los niveles aceptables.

2.16. Circuitos y redes de ventilación

En un sistema de ventilación son posibles dos combinaciones básicas de vías de aire: en serie o en paralelo. Se dan ambos tipos, así como varias combinaciones complejas.

- **Circuito en serie:** Un circuito en serie se define como un circuito cuyos conductos de aire están dispuestas de extremo a extremo de manera que la cantidad de aire que pasa por cada conducto se mantiene a lo largo de la trayectoria
- **Circuito en paralelo:** Los conductos de aire están en paralelo cuando tienen una entrada y una salida en común.

2.17. Fugas de aire

El aire que se escapa de un conducto depende de muchas variables, como el tipo de material, el tipo de uniones, el rendimiento del ventilador y el número y tamaño de los orificios del conducto, donde el efecto combinado de las variables es la reducción del flujo de aire descargado a la frente de trabajo.

Otro punto importante a tener en cuenta es que el aire que pasa por el ventilador no ha cambiado significativamente y está operando muy bajo en su curva característica de rendimiento. Teniendo esto en cuenta, la ubicación del ventilador es importante si se quiere evitar la recirculación. Como se mencionó en el punto de recirculación, una regla general para los ventiladores auxiliares es situarlos en un flujo de aire igual a 1,5 veces la capacidad de circuito abierto del ventilador.

Sin fugas, la determinación de la resistencia a la fricción del conducto es bastante sencilla, se puede determinar simplemente mediante la ecuación de Atkinson. La resistencia a las fugas suele expresarse como un caudal de fuga por unidad de longitud para un diámetro de conducto determinado a una presión dada, o más intuitivamente, como un mm^2 equivalente de agujeros por m^2 de conducto.

En particular, la determinación de los requisitos de presión del ventilador para un flujo determinado es difícil, porque el flujo a lo largo del conducto no es constante. La única constante en un sistema de conductos de ventilación es el hecho de que tendrá fugas, pero no se sabe en qué medida interviene.

2.18. Agentes físicos y químicos (LMP)

Los gases de mina son contaminantes presentes en las operaciones mineras, se producen por descomposición y remoción naturales de minerales sedimentarios, que también se pueden

desprender de madera. Hay una variedad sorprendentemente amplia de gases que pueden encontrarse en las minas subterráneas en los trabajos abandonados y las cuevas. Algunos de estos gases pueden ser venenosos, irritantes, asfixiantes, radiactivos o explosivos, por lo que son de especial interés desde el punto de vista del diseño de la ventilación. Los sistemas de ventilación de las minas son necesarios para diluir y eliminar los contaminantes atmosféricos causados por las operaciones mineras (Hartman, Jan, Raja, & Yingjie, 1997).

2.19. Parámetros según Base legal del Reglamento de Seguridad - Capítulo Ventilación

- Consumo de aire de acuerdo a altura msnm:
 - ❖ <1500 msnm: 3 m³/min por persona
 - ❖ 1500-3000: 4.2 m³/min por persona
 - ❖ 3000-4000: 5.1 m³/min por persona
 - ❖ >4000 msnm: 6 m³/min por persona
- En ningún caso la velocidad del aire será menor de 20 m/min en las labores.
- En todas las labores subterráneas se debe mantener la circulación de aires limpio fresco, con una cantidad mínima de 19.5%
- El requerimiento de aire para los equipos que operan con motores petroleros no debe ser menor de 3 m³/min, por la capacidad efectiva de potencia (HP).
- Consumo de madera:
 - ✓ Si el consumo de madera es del 20 % hasta el 40 % del total de la producción, el factor de producción debe ser de 0.60 m³/min.
 - ✓ Si el consumo de madera es del 41 % hasta el 70 % del total de la producción, el factor de producción debe ser de 1.00 m³/min.

✓ Si el consumo de madera es mayor al 70 % del total de la producción, el factor de producción debe ser de 1.25 m³/min

- Velocidad mínima según temperatura (si la temperatura está entre 24 y 29 C° como máximo, la V mínima será de 30 m³/s.

2.20. Fórmulas de ventilación

El caudal total de aire debe tener en cuenta los parámetros ya mencionados según base legal y que son los siguientes: consumo por trabajador, consumo de equipos, dilución de gases de voladura, consumo de madera, temperatura en labores y fugas o pérdidas, para ello se tendrán en cuenta las siguientes formulas:

✓ $Q_{total} = Q_{persona} * N^{\circ} \text{trabajadores}$

- ✓ $Q_{equipos} = 3m^3/min * HP \text{ total}$; HP total es la suma de Hp's de todos o equipos diesel de la unidad minera que operan

✓ $Q_{explosivo}$:

Dinamita	Anfo
$Q_{explosivo} = G * E / T * f * 100$	$Q_{explosivo} = 1 * 1 * (G * E / T * f) * 100$

G= Formación de gases de explosivo; 0.04 m³/kg

E= Cantidad de explosivo a detonar, Kg

T= Tiempo de dilución en minutos,

f= Dilución de los gases en la atmósfera; 0.008%

- $Q = \text{Área} * \text{Velocidad en sección}$
- $Q_{ingreso} = Q_{salida}$

3. Desarrollo del sistema Raise Boring en el caso de estudio

3.1. Alcance y Descripción

3.1.1. Ubicación y accesibilidad.

La U.M. Americana de la Mina Alpayana S.A., materia del proyecto de tesis, se encuentra ubicado al este de la ciudad de Lima a la altura del kilómetro 120 de la Carretera Central, al inicio de la quebrada El Carmen, en el paraje denominado Piedra Parada, Distrito de Chicla, Provincia de Huarochirí y Departamento de Lima, a una altitud de 4,617 m.s.n.m.

La unidad se encuentra ubicada entre las siguientes coordenadas:

Geográficas:

✓ Longitud: $11^{\circ} 30'$

✓ Latitud: $76^{\circ} 10'$

UTM (DATUM WGS 84, Zona 18S):

✓ Norte: 8'710,455.60

✓ Este: 366,761.70



Figura 19. Ubicación por coordenadas UTM de la Unidad Minera Americana

La ruta hacia la unidad minera inicia partiendo de la ciudad de Lima siguiendo las localidades de Chosica, Matucana, San Mateo y finalizando en el distrito de Casapalca hasta aproximadamente el Km. 115, desde donde empezará la vía de tipo afirmada por unos 8km que dirigirán hasta las instalaciones de la compañía del proyecto. En síntesis, la unidad del proyecto cuenta con 1 ruta de acceso tomando como referencia la ciudad de Lima, siendo la vía principal la carretera central.

Tabla 7

Ubicación y distancias de rutas de acceso

Tramo	Distancia (Km)	Tipo de Vía
Lima – Casapalca	120	Asfaltada
Casapalca – Proyecto	8	Afirmada

3.1.2. Topografía, Fisiografía y Geomorfología.

La zona de la unidad minera está localizada sobre un entorno glaciar a alturas que pueden superar los 5000 msnm. Los trabajos de explotación se llevan a cabo entre los 3900 a 4500 msnm,

y las instalaciones de superficie se encuentran a 4500 msnm en promedio. La zona topográfica de la unidad presenta un relieve accidentado con valles estrechos y pendientes pronunciadas en las laderas de los flancos, los valles se presentan en secciones U debido a la erosión provocada por la presencia de glaciares como la erosión fluvial que abunda en las áreas producto del deshielo y la precipitación pluvial. También se puede encontrar circos glaciares en las zonas más alta sobre todo en las cabeceras de los valles

Cuadro resumen de unidades fisiográficas:

Tabla 8

Descripción de Unidades fisiográficas

Descripción	Símbolo	Características
Fondo de valle fluvio glacial	Fv-fg	<u>Pendientes</u> entre 0 y 8% <u>Altitudes</u> entre 4100 a 4700 m.s.n.m <u>Superficies</u> ligeramente inclinadas
Vertiente montañosa fuertemente inclinada	Vm-fi	<u>Pendientes</u> entre 8 y 15% <u>Altitudes</u> entre 4400 a 4700 m.s.n.m <u>Superficies</u> relativamente planas y ligeramente inclinadas
Vertiente de montaña moderadamente empinada	Vm-me	<u>Pendientes</u> entre 15 y 25% <u>Altitudes</u> entre 4400 a 4800 m.s.n.m <u>Superficies</u> accidentadas y ondulaciones leves
Vertiente montañosa muy empinada	Vm-mem	<u>Pendientes</u> entre 50 y 75% <u>Altitudes</u> entre 4400 a 5000 m.s.n.m <u>Superficies</u> accidentadas
Vertiente montañosa extremadamente empinada	Vm-ee	<u>Pendientes</u> de 75% a mas <u>Altitudes</u> entre 4550 a 5000 m.s.n.m <u>Superficies</u> extremadamente accidentadas

El área de estudio presenta una gran diversidad topográfica y climática debido a la presencia de la divisoria continental, que separa las aguas que van hacia el Océano Pacífico de las que van

hacia el Atlántico. Esta zona, conocida como el Flanco Occidental Andino, es montañosa y difícil de habitar, con altas cumbres y valles profundos. El Flanco Occidental Andino es una de las cadenas montañosas más importantes de Sudamérica y cuenta con altiplanicies, vestigios de la superficie Puna, que se extiende por gran parte de los Andes Centrales. También hay valles intermontanos que presentan un clima más templado y húmedo. En las zonas de altas cumbres, el clima es extremo, con temperaturas bajas y gran cantidad de nieve y hielo. En contraste, la vertiente del Pacífico presenta un relieve abrupto y encañonado, con valles estrechos y profundos.

Tabla 9

Descripción de Unidades Geomorfológicas

Descripción	Símbolo	Características
Valle fluvio glacial	V-fg	<u>Pendientes</u> entre 0 y 8% <u>Extensión</u> de 78.71 Ha (5% de toda la superficie de estudio) <u>Altitudes</u> entre 4100 a 4700 m.s.n.m <u>Superficies</u> planas y onduladas del área, emplazadas en los fondos de valle
Ladera de montaña fuertemente inclinada	Lm-fi	<u>Pendientes</u> entre 8 y 15% <u>Extensión</u> de 183.83 Ha (12% de toda la superficie de estudio) <u>Altitudes</u> entre 4400 a 4700 m.s.n.m <u>Superficies</u> conformadas por afloramientos rocosos y topografía muy accidentadas por laderas montañosas ramificadas
Ladera de montaña moderadamente empinada	Lm-me	<u>Pendientes</u> entre 25 y 50% <u>Extensión</u> de 159.35 Ha (10% de toda la superficie de estudio) <u>Altitudes</u> entre 4400 a 4800 m.s.n.m <u>Superficies</u> conformadas por rocas sedimentarias y volcánicas, topografía

		poco accidentada y constituidas por laderas estructuralmente plegadas
Ladera de montaña muy empinada	Lm-mem	<u>Pendientes</u> entre 50 y 75% <u>Extensión</u> de 789.74 Ha (52% de toda la superficie de estudio) <u>Altitudes</u> entre 4400 a 5000 m.s.n.m <u>Superficies</u> conformadas rocas sedimentarias, volcánicas e intrusivas, topografías constituidas por laderas estructuralmente plegadas y existen zonas constituidas por depósitos del holoceno
Ladera de montaña extremadamente empinada	Lm-ee	<u>Pendientes</u> de 75% a más <u>Extensión</u> de 311.74 Ha (20% de toda la superficie de estudio) <u>Altitudes</u> entre 4550 a 5000 m.s.n.m

3.1.3. Geología yacimiento (económica).

Su geología económica engloba un yacimiento polimetálico cuyas reservas minerales se encuentran dispuestas en vetas y cuerpos conformados principalmente por menas de: Esfalerita, Galena, Tetraedrita, Freibergita y Calcopirita, mientras que la ganga está constituida por: Pirita, Cuarzo, Carbonatos (Calcita, calcita manganífera y Rodocrosita). El yacimiento se originó a partir de fluidos hidrotermales que transportaban iones metálicos y rellenaron las fracturas con sulfuros y sulfosales de cobre, plomo, zinc y plata. También hay presencia de carbonatos como calcita y rodocrosita, así como calcopirita y esfalerita a mayor profundidad.

Las vetas en general tienen un grosor menor a 1.0 m y una orientación que varía de N30°-80°E y un buzamiento de 60°-80° NW. Se describe que la mineralización del distrito minero forma un sistema de vetas sub paralelas, siendo la veta Oroya la más importante de todas. Dado que las vetas tienen una orientación similar, es posible que la mineralización esté controlada por la

estructura geológica subyacente. Como se describe inicialmente la presencia de sulfuros y sulfosales indica que la mineralización se produjo en un ambiente hidrotermal, lo que sugiere que la formación del yacimiento estuvo relacionada con la actividad magmática y/o tectónica en la región.

La mineralización de plata está favorecida por una roca encajonante y favorable como control litológico, que se encuentran en el pórfido Taruca y en menor medida en las andesitas del volcánico Carlos Francisco, en el volcánico afanítico Tablachaca, en las calizas gris claras del grupo Bellavista de rumbo N30°-35°E y en el conglomerado Carmen, ubicado al sur de la Veta Oroya y que actualmente está siendo explorado.

3.1.4. Geología regional.

La zona donde se encuentra la U.M. Americana es parte del Distrito Minero de Casapalca, que incluye a las Minas Yauliyacu, Casapalca y otras. Este distrito está ubicado en el flanco Este de un anticlinorium que pasa cerca de Morococha y Yauli. La mina está construida sobre depósitos cuaternarios que cubren rocas sedimentarias e intrusivas del Cretáceo superior y terciario Inferior. Estas rocas están fuertemente plegadas y falladas, y presentan afloramientos de formaciones desde el Cretáceo hasta el Reciente.

En cuanto al relieve del área de estudio, este presenta fuertes contrastes topográficos y climáticos. En la divisoria continental, el relieve es montañoso e inhóspito, mientras que, en los valles de la vertiente del Pacífico, es abrupto y encañonado. En el artículo "Geología de los cuadrángulos de Matucana y Huarochirí Hojas 24-k y 25-K", se describen las siguientes unidades geomorfológicas:

- La región del lado oeste de la cordillera andina, conocida como el Flanco Occidental Andino, abarca desde Colombia hasta Chile y se caracteriza por una topografía muy abrupta con elevaciones que exceden los 6000 metros sobre el nivel del mar.
- La región de altiplanicies: se localiza en las zonas más elevadas de los Andes y se distingue por la presencia de mesetas y llanuras elevadas que se sitúan por encima de los 4000 metros sobre el nivel del mar. En esta zona, la topografía es notablemente menos abrupta que en otras partes de la cordillera.
- Los vestigios de la superficie Puna se localizan en la zona intermedia entre la cordillera de los Andes y la llanura costera. Esta unidad topográfica tiene una topografía más suave que la cordillera, pero aún presenta elevaciones notables, que varían entre los 3000 y los 4000 metros sobre el nivel del mar.
- Los valles: Esta unidad se encuentra en la vertiente occidental de los Andes y se caracteriza por la presencia de valles encañonados que descienden abruptamente hacia la llanura costera. En esta zona, la topografía es mucho más suave que en la cordillera y las altiplanicies, pero aún presenta elevaciones importantes que oscilan entre los 1000 y los 3000 metros sobre el nivel del mar.
- Zonas de altas cumbres: Esta unidad se encuentra en las partes más altas de la cordillera de los Andes, donde la topografía es muy abrupta y se caracteriza por la presencia de cumbres y picos elevados, que superan los 5000 metros sobre el nivel del mar.

3.1.5. Geología local.

En la zona alta de la cordillera Occidental se han identificado varios grupos de intrusiones menores, que se caracterizan por la presencia de unidades intrusivas de composición variable, que

van desde rocas básicas hasta rocas ácidas. Entre los tipos de rocas intrusivas identificadas se encuentran la diorita, tonalita, granodiorita, monzonita, riódacita y andesita.

Casi en su totalidad estos grupos de intrusiones se han encontrado intruyendo a las unidades formacionales volcánico-sedimentarias y piroclásticas del Terciario, lo que sugiere que estos intrusivos son relativamente jóvenes en términos geológicos. Sin embargo, hay dos grupos de intrusivos, Morococha y Azulcocha, que se han encontrado intruyendo a rocas mesozoicas, lo que indica que estos intrusivos son más antiguos.

La estructura de mayor prominencia en la zona es el anticlinal de Casapalca, que es un pliegue con 80 grados de inclinación del eje axial y ubicado en la parte central de la mina. Este pliegue presenta plegamientos menores, como anticlinales y sinclinales, en sus flancos NE y SW. Además, en el subsuelo se ha reconocido la presencia de fallas pre-minerales que desplazan a las vetas, como la "Gran falla" que tiene un rumbo N55°W.

3.1.5.1. Pliegues.

Las unidades estratigráficas están plegadas y tienen un rumbo general de N20°W, lo que las hace paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura más importante es el anticlinorium Casapalca, que presenta plegamientos menores en sus flancos. En el flanco suroeste del anticlinorium Casapalca se encuentra el sinclinal Río Blanco. Por otro lado, el sinclinal americano, que expone todas las unidades volcánicas terciarias, tiene como núcleo a las calizas Bellavista y se ubica bordeando el flanco noreste del anticlinorium Casapalca. El distrito presenta una geología estructural compleja y plegada, con varias unidades estratigráficas expuestas en diferentes sinclinales y anticlinales. La presencia de las calizas Bellavista en el núcleo del sinclinal americano indica que esta formación es una de las más antiguas del área.

3.1.5.2. Fallas y fracturas.

En la zona de Casapalca se pueden encontrar tres fallas inversas importantes denominadas: falla Infiernillo, falla Rosaura y falla americana que mantienen cierto paralelismo entre sí y tienen un rumbo aproximado de N38°W. La falla Infiernillo tiene un buzamiento de 70°SW, la falla Rosaura un buzamiento de S80°W con mineralización, mientras que la falla americana presenta un buzamiento de 70°NE.

Otra falla importante en la zona es la falla Río Blanco, que se encuentra en la parte suroeste del distrito. Esta falla tiene un rumbo cercano a N35°E y es paralela al sistema de vetas M y C. Es importante tener en cuenta la presencia de estas fallas al llevar a cabo actividades mineras en la zona de Casapalca, ya que pueden afectar la distribución de los recursos minerales y la estabilidad del terreno.

3.1.6. Componentes de la unidad minera.

La Mina Alpayana S.A. realiza sus operaciones explotando yacimientos polimetálicos cuyas reservas minerales se encuentran en vetas y en cuerpos, con mineralogía simple, los principales minerales son: esfalerita, galena, tetraedrita/ freibergita, calcopirita, pirita, cuarzo, calcita y rodocrosita. La U.M Americana está conformada por 34 derechos mineros metálicos con 6,758.1075 Has de extensión, a favor de compañía minera en calidad de cesionaria de estos derechos mineros, ubicados en el Distrito de Chicla, Provincia de Huarochirí y Departamento de Lima.

En los Anexos A y B, se presentan tablas con resumen de los componentes mineros y la descripción de componentes o labores subterráneas. La mina realiza sus operaciones de explotación por métodos subterráneos, el planeamiento de minado está diseñado para atender la capacidad de la Planta Concentradora de 6,000 TMD.

3.1.7. Métodos de minado.

Las actividades de minado de la U.M Americana se desarrollan por dos métodos de explotación, estos dependen de sus zonas dado que se presentan como cuerpos y vetas angostas, para la zona de cuerpos corresponde el método de Sub Level Stopping mientras que para la zona de vetas es el método de corte y relleno ascendente, su descripción se detalla a continuación:

3.1.7.1. Corte y Relleno.

Este método se aplica cuando las cajas son de regulares a competentes y buzamientos pronunciados, la preparación consiste en correr una rampa, cruceros, chimeneas raise boring de ventilación, relleno y echadero de mineral; de acuerdo al contorno del cuerpo mineralizado y si se emplea el método convencional o mecanizado. En este método de explotación los estándares que deben cumplirse son:

Desarrollo: Los frentes de desarrollo son horizontales con una sección de 9' x 9' y 10' x 10', en el cual se muestra la veta con un promedio de 0.3 a 0.8 m de ancho, la perforación se realiza con una máquina JackLeg convencional y se considera como avance de perforación de los frentes un valor de 6'. Para el sostenimiento se utiliza pernos cementados, perno, malla y cuadros de madera dependiendo de las condiciones y recomendaciones geomecánicas.

Preparación: Para el método convencional, se realizan subniveles con secciones de 3' x 6' y una longitud de 60 m además de la inclusión de un puente de 3 m con respecto a la galería. Se considera un buzón central de 5 m de alto y con sección de 4' x 8' con tolva americana al centro del tajeo desde donde se inician los subniveles y por donde se extrae el mineral en cada corte. Se ejecutan dos chimeneas de doble compartimiento 8' x 4' las cuales son enmaderadas y ubicadas a los extremos del tajeo y cuya función principalmente es de acceso y ventilación, para su ejecución se utiliza maquina stoper.

Para el método mecanizado, se realiza un By pass de 3m x 3m paralelo a la veta el cual servirá de acceso dado que el minado se ejecuta desde la galería, también se considera un buzón central de 5' x 5' que sirve como echadero, una chimenea de doble compartimiento al centro del tajeo y dos chimeneas a cada extremo del tajo ambas ejecuciones sirven de acceso, ventilación y servicios. En el tajeo se realiza una cámara para scoop de 2.4m x 2.4m de sección con una longitud de 8m

La perforación en el cuerpo mineralizado se realiza con stoper, tomando una altura de perforación por corte de 2.5 m. La malla de perforación es de acuerdo a la dureza del mineral, pudiendo ser de promedio 0.3 x 0.3 m, utilizando emulsión, mecha rápida, carmex; una vez terminada la voladura y después de estar ventilada la labor se procederá con el jale de mineral con un winche de 15 HP para el arrastre de longitud de 30 m.

Para la perforación en la zona no mineralizada se utiliza Jack leg con juego de barrenos de o pies y cuya malla de perforación será de 0.5 x 0.5 m. Como cierre de ciclo de minado se procede a la nivelación del piso y relleno para el nuevo corte. El relleno es a base de material detrítico y también se emplea relleno hidráulico. El material detrítico presenta características físicas químicas que permiten su uso al obtener resultados como materiales no generadores de ácido. Para rellenar, se debe marcar la altura. El relleno debe ser uniforme, el piso plano y antes de disparar se debe haber campeado los espacios vacíos de manera que no se pierda el mineral por dichos espacios.

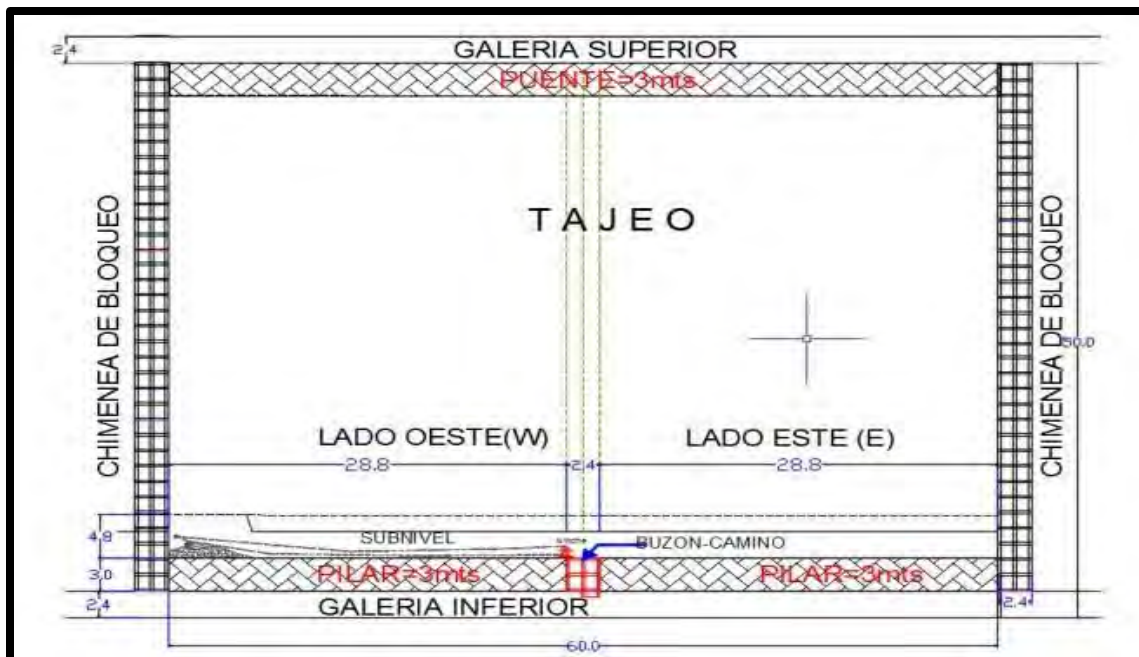


Figura 20. Estándares método convencional

Tomado de “Plan de minado 2021” por Mina Alpayana S.A.

El sostenimiento preventivo, de acuerdo a las evaluaciones geomecánicas que van desde pernos puntuales hasta shotcrete.

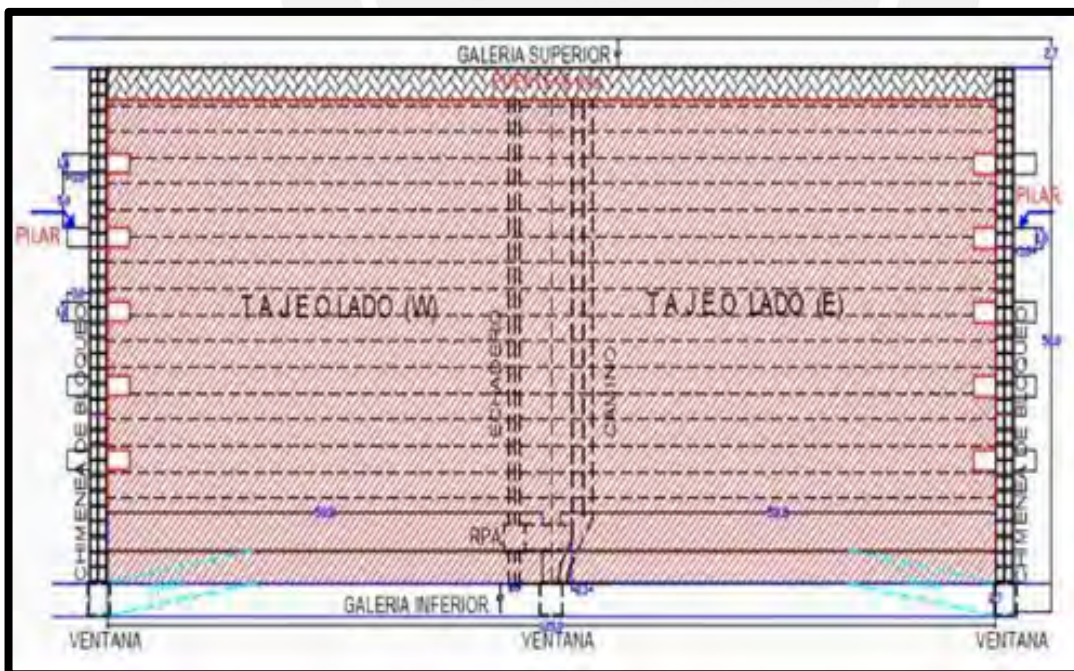


Figura 21. Estándares método mecanizado

Tomado de “Plan de minado 2021” por Mina Alpayana S.A.

3.1.7.2. Sublevel stoping.

El método consiste en dividir el cuerpo mineralizado en blocks de “20-30 m” de altura, la preparación se inicia desde la parte inferior, el acceso se ejecuta en roca competente y fuera del cuerpo mineralizado, generando Galerías de perforación (GP), Galería de base o Undercart, las rampas tienen una gradiente máxima de “15%” los cuales se ejecutan como acceso hacia los subniveles, by pass y el draw points respectivo. Llegado al cuerpo mineralizado se realiza la delimitación respectiva a través de las ventanas de acceso. Delimitado el mineral con el sostenimiento adecuado tanto en la parte superior e inferior; se prepara una Chimenea VCR que sirve como cara libre.

Las labores de preparación incluyen: Los subniveles con sus respectivas comunicaciones con el nivel base, las ventanas receptoras y el primer corte para crear una cara libre, para los taladros negativos. Este corte se realiza como si se tratara de explotar una veta estrecha por SLS. En cada subnivel, se ejecuta una galería perpendicular al eje longitudinal y en todo el ancho del futuro caserón. Corresponde a los subniveles de perforación en un SLS estrecho, una chimenea central que una estas galerías, que a su vez sirve de primer corte para este pequeño SLS. El trabajo se realiza simultáneamente con los subniveles de perforación y el nivel de base.

La perforación se realiza con taladros radiales largos, con tiros de entre 15 y 25 m. El mineral se transporta y evacua desde la galería Undercart, es decir, una zanja recolectora que recibe el mineral que cae por gravedad hasta este lugar. El campo de aplicación de este método varía para cuerpos macizos o vetas estrechas, las características de mecánica de roca deben ser buenas, poseer paredes y techos firmes y estables. La calidad de la roca debe ser competente y su ángulo de buzamiento mayor a 60°, generalmente se aplica en yacimientos verticales y que tengan formas y dimensiones regulares.

Preparado el respectivo diseño de perforación – voladura de los taladros de producción; con apoyo de topografía se marca toda la malla y se procede a la perforación total de los taladros de producción y la voladura en retirada. Durante el periodo de voladura la limpieza se realiza con equipos Scoop y sin control remoto solo hasta obtener espacio suficiente para continuar con la voladura. Culminada la limpieza, se procede a realizar el relleno respectivo de toda la zona abierta previo colocado de berma de seguridad. Se realiza el sostenimiento adecuado conforme se va rellenando con material detrítico y también se podría emplear relleno hidráulico.

Las operaciones de carguío y transporte, se llevan a efecto a través de los equipos L.H.D. de 6 yds cubicas y de 10 yds cúbicas. Estos son capaces de transportar el mineral desde la galería o ventanas hasta los ores pass, en el nivel de transporte. Enseguida a partir este nivel inferior donde el mineral es cargado a los camiones y transportado al ore passes, para luego empezar su extracción con locomotoras de 12 Tn. a tolvas de superficie y finalmente el uso volquetes de 30 Tn hacia planta.

En este método de explotación los estándares que deben cumplirse son:

- Labores de acceso GP: sección “3.5x3.5” – “4x4” m
- Altura de corte: “15 m”
- Chimenea Slot: sección de 2.5x2.5 mts²
- Dilución: “5%”

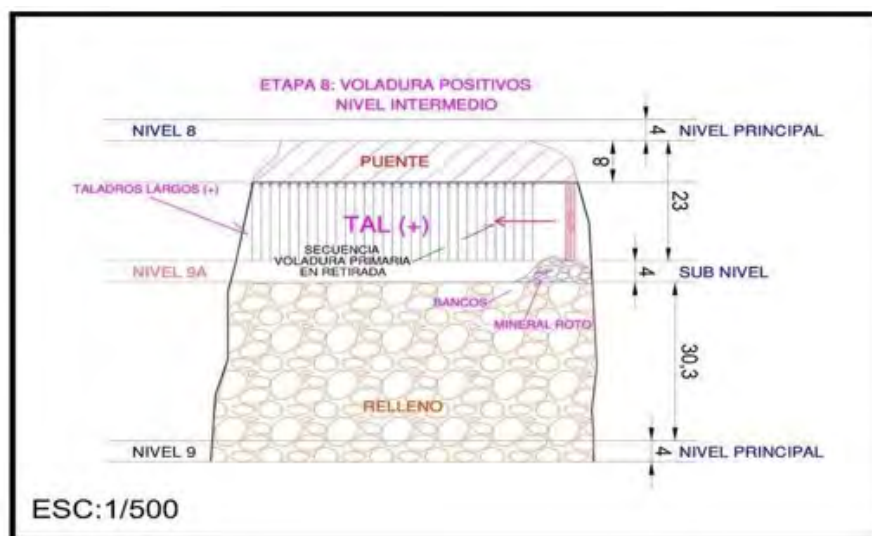


Figura 22. Estándares método Sub Level Stopping

Tomado de “Plan de minado 2021” por Mina Alpayana S.A.

3.1.8. Producción mineral.

La producción promedio actual de la mina es:

- Vetas con 273,750.00 TMS/año, con contenidos de 6,00 Ag oz/TM, 1,90 % de plomo, 0,25% de cobre y 2,60 % de Zinc.
- Cuerpos con 1,916,250.00 TMS/año, con contenidos de 0,85 Ag oz/TM, 0,27 % de plomo, 0,30% de cobre y 3,10% de Zinc.

La producción de las vetas está centralizada en las zonas: Oroya, Esperanza y Oroya Sur

3.1.9. Planta Concentradora.

Sección Chancado: Granulometría más gruesa P80 9.4 mm, y para lograr ello se usará mallas autolimpiantes de 16mm y 18 mm.

- Mallas de 16 mm 83.33%
- Mallas de 18 mm 16.33%
- Tiempo de trabajo: 19 horas

Sección Molienda: El molino Hardinge trata 4300 TMSD y el molino Allis Chalmers trata 1700 TMSD.

- Molino Hardinge: Nivel de bolas 38% Motor 4,500 HP
- Molino Allis Chalmers: Nivel de Bolas 38%
- Zarandas de Alta frecuencia
- Mallas de 0.43 mm de abertura 70 %
- Mallas de 0.50 mm de abertura 30%

Sección Flotación:

- Circuito Bulk
- Circuito Separación Cu-Pb
- Circuito Zinc

Los concentrados producidos son cobre, plomo y zinc; en la tabla 10 se indica el balance de masa para la capacidad de producción de 6000 TMSD

Tabla 10

Balance promedio de masas – 6000 TMSD

CONC	TMD	%W	GPM	l/m	l/s	m³/min	m³/h	m³/dia
Cu	40.6	0.68	49.26	186.5	3.11	0.19	11.19	268.51
Pb	33.9	0.57	14.39	54.48	0.91	0.05	3.27	78.45
Zn	210.7	3.51	134.83	510.3	8.51	0.51	30.62	734.9
Relave	5714.8	95.25	1866.5	7065	117.75	7.06	423.89	10173.2
TOTAL	6000	100	2065	7816	130.27	7.82	468.96	11255.1

Nota. Tomado de “Informe Técnico Sustentatorio N°2: Ampliación de la capacidad Berna n°2 de 5000 a 6000 TMSD, Recrecimiento del Depósito de Relaves N°3 y Modificación de Instalaciones Auxiliares” por Mina Alpayana S.A.

3.1.10. Geomecánica.

Se utilizó el criterio de clasificación Geomecánica RMR y GSI modificado para categorizar la masa rocosa. Las características estructurales incluyen espaciamiento de 1 a 50 cm, persistencia de más de 3 metros, apertura variable de más de 5 mm, paredes rugosas a ligeramente rugosas con relleno duro y presencia de calcita de menos de 5 mm de espesor. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general están ligeramente alteradas con cierto goteo de agua y flujo local. El macizo rocoso se clasifica como Muy Fracturado Regular (MF/R) con un índice RMR de 45-55 en el hastial derecho e izquierdo, mientras que las zonas de falla y alteraciones se clasifican como Muy Fracturado Mala (MFIM), que correlaciona con un índice RMR de 25-35.

3.1.11. Ventilación

La Unidad Minera tiene un sistema de “VENTILACIÓN MECANIZADA” para forzar el ingreso de aire limpio desde superficie, por la depresión ejercida por los ventiladores extractores principales, logrando así el ingreso de aire fresco de 1,051,623 cfm; teniendo así una cobertura de aire fresco del 100% de acuerdo al caudal requerido por normativa y ejercida por los ventiladores principales y secundarios, cuya capacidad instalada nominal es de 1,000,000 cfm, generada por 6 ventiladores principales extractores, 02 ventiladores de 150,000 cfm en el Rb.131(superficie), 01 ventilador de 150,000 cfm en el Rb.593 (superficie), 02 ventiladores de 200,000 cfm en el Rb.338 (superficie) y 01 ventilador de 150,000 cfm en el Proyecto Rb. Oroya (superficie).

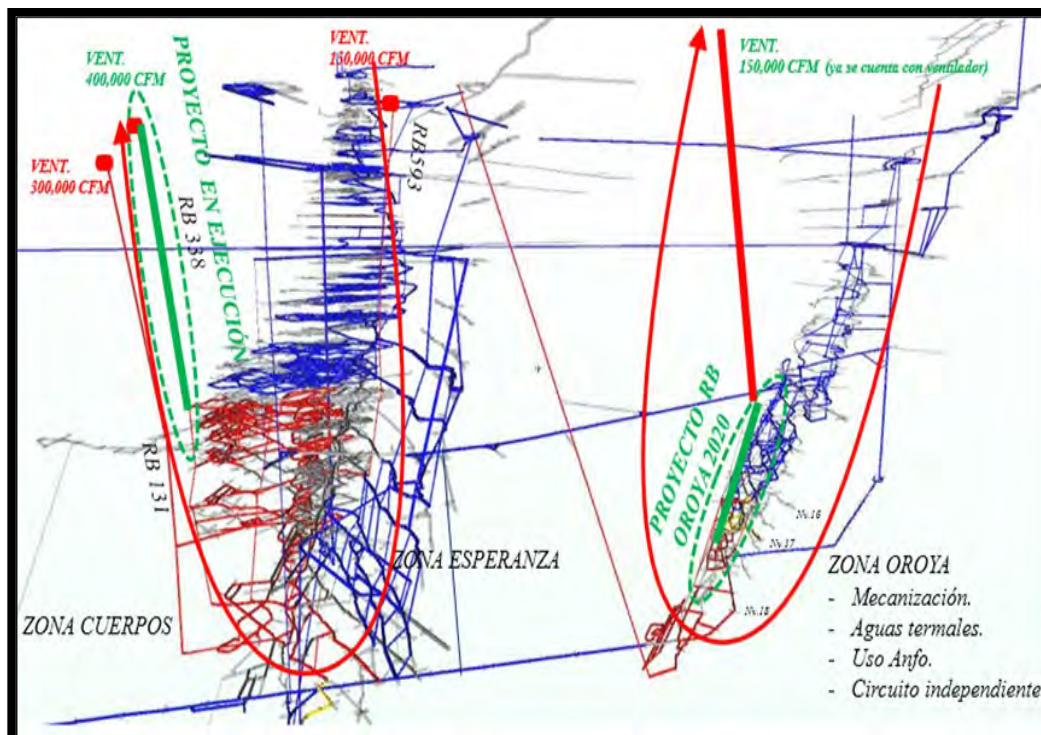


Figura 23. Sistema de ventilación del caso de estudio

Tomado de “Plan de minado 2021” por Mina Alpayana S.A.

3.1.11.1. Plan de ventilación de la Zona Cuerpos.

El ingreso de aire fresco se presenta por las bocaminas y chimeneas (Alex 1, Alex 2, Bocamina Potosí, Pique circular, Bocamina 600, Bocamina 430, RB 651); y la salida de aire viciado es por los RB 131, RB 593 y RB 338 con el apoyo de los ventiladores extractores cuyas capacidades nominales suman 850,000 cfm. Además, se considera labores como SLOT, VCR y otros que comunican a los RB descritos para la salida de aire viciado que se direcciona al circuito primario y secundario de la ventilación principal permitiendo la ventilación en las labores de avance horizontales.

Como parte del proyecto de profundización de la rampa principal aprobados para la mina se ejecutó el RB 650 de 1.5 m de diámetro que conecta a los Niveles 18 y 20 para la extracción de aire Viciado.

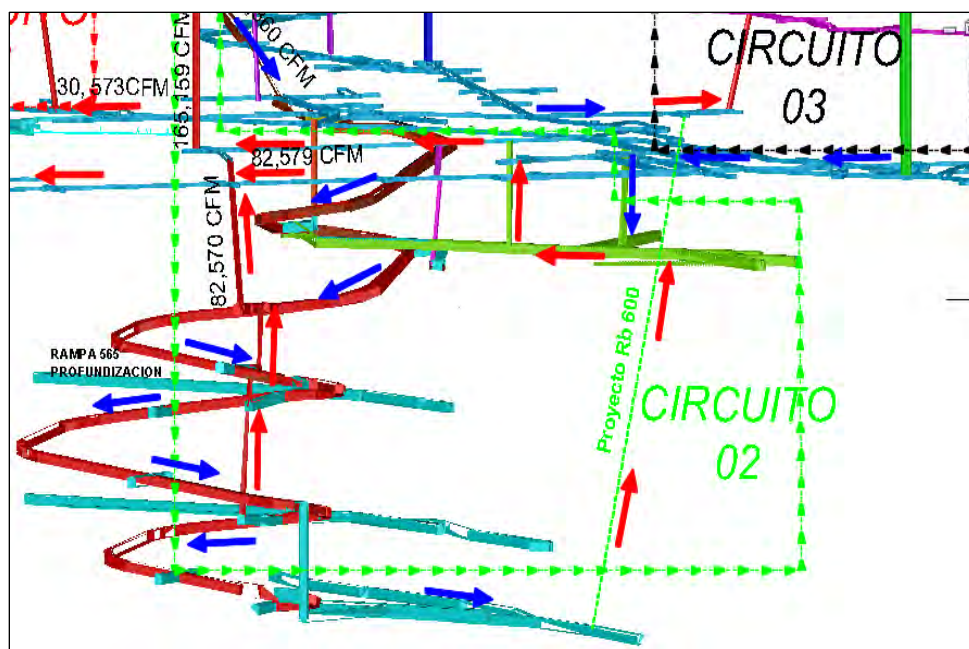


Figura 24. Plano Isométrico del circuito de aire de la profundización con el RB 650

Tomado de “Plan de minado 2021” por Mina Alpayana S.A.

3.1.11.2. Plan de ventilación de la Zona Veta-Oroya.

El ingreso de aire fresco es por la Bocamina 435, mientras que las salidas se presentan por un circuito de ventilación independiente que rige principalmente por el RB 731 con el ventilador extractor de 150,000 cfm instalado en superficie, el RB Araña y el RB 435 que permiten la salida del aire viciado en sentido opuesto a la salida del personal y que además no contamina la zona de cuerpos evitando riesgos de gaseamiento en la unidad. La ventilación para los avances de labores ciegas horizontales y verticales programadas en la Zona de Oroya será por medio de ventiladores auxiliares, así mismo se construirán chimeneas de ventilación cada 60 m. de avance lineal y en los tajos se mantendrán las chimeneas de bloqueos libres para la ventilación natural en caso de no ser suficientes de apoyarán con ventiladores auxiliares.

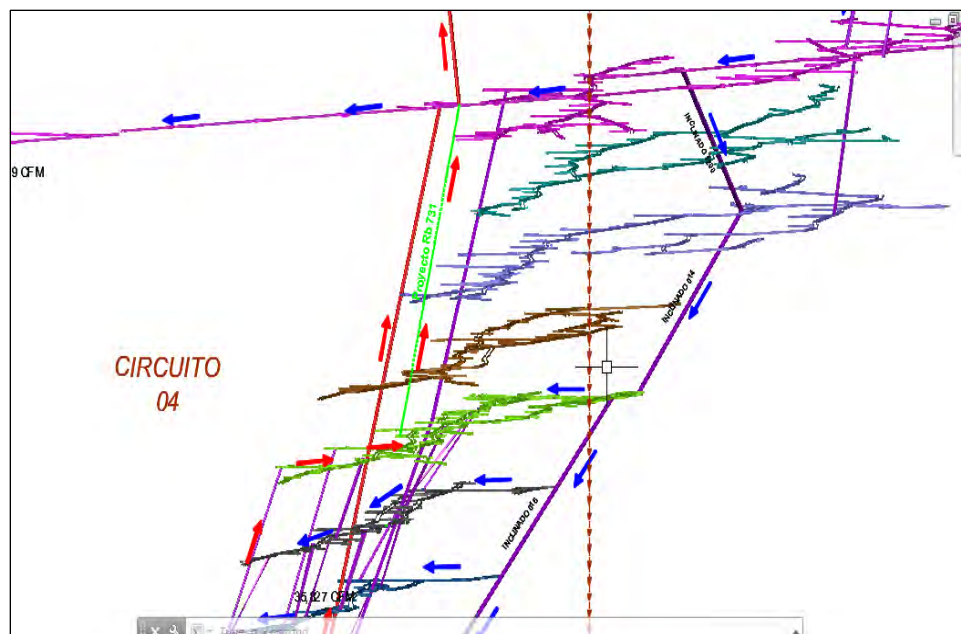


Figura 25. Visión Isométrica del circuito de flujo de aire por el RB 731

Tomado de “Plan de minado 2021” por Mina Alpayana S.A.

3.1.11.3. Plan de ventilación de la Zona Veta-Esperanza:

El ingreso de aire fresco se presenta por la Bocamina 435 siguiendo su recorrido hacia los niveles inferiores y la salida de aire viciado es direccionado hacia los cuerpos del NV. 18, así mismo para la profundización se tiene instalado el ventilador extractor en la cabeza del RB 174 que sirve para la salida del aire viciado. En semejanza de la Zona Oroya se tiene en cuenta ventiladores auxiliares para los avances de labores horizontales y se seguirá con la política de construir chimeneas de ventilación cada 60 m.

3.2.Caso de estudio

3.2.1. Proyecto CM RB 650 Nv. 18 – VETAS.

La Mina Alpayana SA, establece su ciclo de operaciones subterráneas por el sistema de minado “Sublevel Stopping” (SLS – Taladros Largos”) para zona de Cuerpos, y “Cut and Fill” (C&F – Corte y Relleno) para zona de Vetas; para lo cual utilizan equipos de combustibles diesel

y el uso de explosivos, los que a su vez generan gases que pueden alterar la calidad del aire dentro de las labores. Además, debido a la profundización de estas operaciones el nivel de ventilación requiere cumplir con los estándares establecidos en el DS 024 2016-EM y su modificatoria del DS 023 2017-EM, respecto a la calidad y cantidad de aire para las necesidades de satisfacción del personal, equipos y maquinarias utilizados en las operaciones. Finalmente, el desarrollo del Proyecto CM RB 650 Nv. 18 se ejecuta con la función principal de mejorar el nivel aire que comunica a los niveles 18 y 20, esto a través del desarrollo de una chimenea sumado a la instalación de un extractor-ventilador que permita extraer y evacuar los gases emanados en el punto de comunicación (Nv.20), sumado a una mejora en la temperatura percibida en este punto.

3.2.2. Datos del Proyecto CM RB 650 Nv.18.

Para la ejecución del Proyecto CM RB 650 Nv.18, se optó por el desarrollo de una chimenea con las siguientes características:

Tabla 11

Datos Operativos del Proyecto CM RB 650 Nv. 18

Datos Operativos del Proyecto CM RB 650 Nv. 18	
Diámetro de Chimenea (Ø)	1.5 mts
Longitud Topográfica	112.11 mts
Longitud del Proyecto	111.81 mts
Inclinación	85°44´

Nota. Elaboración propia de datos tomados en campo

Dimensión de CM RB 650 Nv. 18 - 20:

Debido a que este proyecto contempla un diámetro de 1.5 mtrs se utilizó la máquina Robbins 43 RAC para el desarrollo del proyecto, con esto se consideró las del Anexo G.

3.2.3. Ciclo de Operaciones Proyecto CM RB 650 Nv. 18 – VETAS.

Durante el desarrollo del proyecto CM RB 650 Nv. 18 se tuvo el siguiente cronograma:

- Preparación y traslado: Comprende la etapa de finalización de dimensiones, servicios y condiciones de la cámara y traslado de la máquina, componentes y accesorios desde el proyecto CM RB 411 Nv. 21. En el caso del traslado de componentes de un proyecto a otro se prioriza la máquina como primer elemento, debido a sus dimensiones, posteriormente se procede al traslado de unidad eléctrica e hidráulica y finalmente componentes menores (tuberías de perforación, bomba, elementos de estandarización, etc).

Nota: Se debe realizar los traslados de la manera óptima y eficiente, pues la etapa de traslado e instalación son consideradas horas neutras.

Tabla 12

Etapa preparación y traslado

ETAPA Preparación y Traslado		
FECHA	10/02/22	11/02/22
TD	Se realiza el traslado de máquina RB del Nv.21 al Nv. 18. Se retira escariador y vigas de RB 411.	Se realiza plataforma de poza de bombeo en CM 650 Nv. 18.
TN	Se traslada vigas a la CM RB 650 y se realiza perforación de taladros de servicio	Se realiza traslado de Unidades de poder (Pack Eléctrico e Hidráulico). Se realiza la instalación de Tecle de 10 Ton para izaje de máquina.

Nota. Elaboración propia de recolección en campo



Figura 26. Traslado e Instalación de proyecto CM RB 650

- **Instalación y Estandarización:** Esta etapa comprende el posicionamiento de los componentes según el estándar de cámara, la disposición de los accesorios auxiliares y las conexiones de todos los servicios (cables eléctricos y mangueras hidráulicas). Para ello, previamente se debe haber instalado la placa base sobre la losa y contar con el teCLE de 10 Tn sobre la corona (en caso no se tenga las dimensiones de maniobra con el equipo scoop).

Tabla 13

Instalación y estandarización

ETAPA	Instalación y estandarización
FECHA	12/02/22
TD	Se inicia la instalación de la máquina RB y componentes en la CM 650 Nv. 18.
TN	Se culmina instalación y estandarización de CM 650 Nv.18.

Nota. Elaboración propia de recolección en campo



Figura 27. Estandarización de CM RB 650

- Nivelación y Pre-empate de Perforación Piloto: Esta etapa comprende dar la inclinación y nivelación a la máquina según el proyecto, en este caso debe contar con un ángulo de 85.44° (con apoyo de equipo topográfico). Posteriormente, se inicia con las pruebas de piloto, donde se calibran los componentes de inicio (esto para medir el desgaste de los tungstenos al finalizar el proyecto), se realizan pruebas de bomba (si cuenta con el caudal requerido), pruebas de máquina (giro e izaje) y se inicia con la perforación de pre-empate piloto, el que comprende realizar la perforación a revoluciones bajas y presión controlada para evitar desvíos prematuros que sean significativos para el punto de comunicación.

Tabla 14

Etapa de estandarización, pruebas y pre-empate piloto

ETAPA Estandarización, Pruebas y Pre-Embate Piloto	
FECHA	13/02/22
TD	Se realiza pruebas en vacío y se instala sistema de barrido para la máquina 43RAC. Se realiza nivelación topográfica de máquina RB y se inicia con la perforación de empate Piloto. ($A_v=2.02$ mtrs - $A_c=2.02$)
TN	Se continúa con la perforación Empate Piloto ($A_v= 5.06$ mtrs - $A_c= 7.08$)

Nota. Elaboración propia de recolección en campo



Figura 28. Nivelación topográfica de proyecto CM RB 650

- **Perforación Piloto:** Esta etapa comprende el inicio de la perforación pasado los 6 metros de profundidad, donde se cambia la velocidad de lenta a rápida (12 RPM A 40 RPM) y se empieza a realizar pruebas de penetración a mayor presión ($P > 450$ MPa). Para ello se toman mediciones de avance (Avance cada 6 minutos), donde la penetración o avance debe superar la relación 6 centímetros cada 6 minutos. Asimismo, se debe controlar el nivel de retorno de agua (que debe superar los 10-15 cm de altura) y ver la calidad de detritus (el tipo de corte y el terreno por el que se está pasando). En esta etapa es donde el personal se encuentra más activo, debido a que existe una evacuación de detritus constante y el avance es mucho mayor en la perforación rimado.

Notas: Estas variables dependen principalmente del tipo de terreno, por lo que se debe considerar realizar las pruebas para encontrar la penetración óptima, puesto que al realizar penetración con bajas presiones se genera un avance ineficiente y un desgaste mayor de la broca tricono y al realizar una penetración con presiones altas se tendrá mayor avance, pero con riesgo de desvío lo que perjudica en la calidad del proyecto.

Tabla 15

Etapa perforación piloto

ETAPA Perforación Piloto			
FECHA	14/02/22	15/02/22	16/02/22
TD	Se continúa con la perforación Empate Piloto (Av= 15.14 m - Ac=22.22)	Se continúa con la perforación Empate Piloto (Av=15.17 m - Ac= 54.1)	Se continúa con la perforación Empate Piloto (Av=16.64 m - Ac=87.43)
TN	Se continúa con la perforación Empate Piloto (Av=16.71 m - Ac= 38.93)	Se continúa con la perforación Empate Piloto (Av=16.69 m - Ac=70.79)	Se continúa con la perforación Empate Piloto (Av=18.2 m - Ac=105.63) / Se realiza traslado de Escariador a pie del RB. Se habilita cámara con cortina para la polución y bloqueo rígido.

Nota. Elaboración propia de recolección en campo

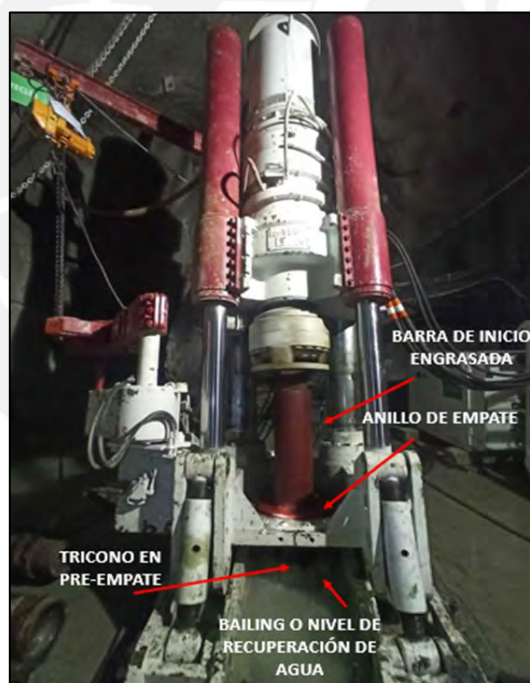


Figura 29. Inicio de empate piloto

- **Comunicación del Piloto:** En esta etapa del proyecto, se debe considerar que se está próximo a conectar la chimenea en el pie del RB. Para lo cual se requiere de realizar trabajos previos como contar con el punto de comunicación (marcado por topografía), bloqueo de la zona de

comunicación (por seguridad), instalación de servicios en el Pie del RB (Punto 220/440, luminarias, cortina para polución, y bloqueo rígido).

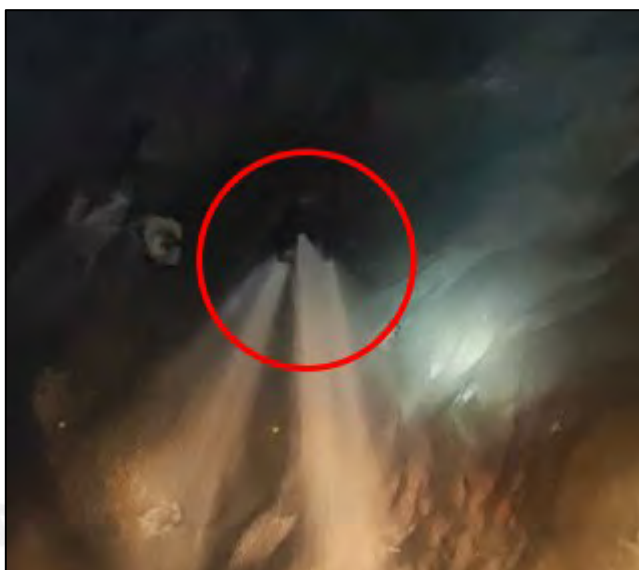


Figura 30. Comunicación de Piloto

- Embonado Escariador /Conexión Cabeza Rimadora: Para el inicio de esta etapa se deberá contar con todas las condiciones de la cámara. Asimismo, se debe asegurar que el escariador se encuentre con el mantenimiento adecuado (reamer profile, engrasado de cortadores, NDT). Respecto al punto de comunicación, se debe contar con una superficie lo más horizontal posible (evitar protuberancias en la corona), para evitar un sobreesfuerzo en los cortadores.

Tabla 16

Etapa perforación piloto/comunicación piloto y embonado del proyecto

ETAPA Perforación Piloto/Comunicación de Proyecto/Embonado de escariador

FECHA 17/02/22

TD Se continúa con la perforación Empate Piloto ($A_v=7.0-8$ mtrs - $A_c=112.71$) y se realiza destorque de tricono. (Se calibra tricono para saber nivel de desgaste).

TN Se realiza maniobras de embonado de cabeza rimadora para dar inicio a la perforación rimado. Y se termina de habilitar pie del RB.

Nota. Elaboración propia de recolección en campo



Figura 31. Embonado de escariador

Tomado de "Manual 43 RH Epiroc" por Atlas Copco (2023)



Figura 32. Conexión Escariador

- Perforación Rimado: En esta etapa se da el ensanchamiento de la chimenea al diámetro deseado. Se debe considerar controles de presión y avance, para esta etapa se regula la rotación. Sin embargo, se debe realizar control y pruebas de avance al igual que en la

perforación piloto para poder identificar un avance óptimo que no genere sobreesfuerzos o fatiga prematura a los componentes. (Control de avance en 6 minutos).

Nota: Es importante que al inicio de esta etapa se haga una verificación del corte del escariador, con ello aseguramos que se haya realizado una correcta distribución de los cortadores, lo que evitará desgastes prematuros y sobreesfuerzos de unos cortadores respecto a otros. Por otro lado, se debe considerar el perfil estructural de la zona donde se está trabajando para tener controles en la presión que se aplique. Finalmente, el control de la cantidad de carga que se genera durante este proceso, para poder realizar un ciclo óptimo de limpieza y evitar los tapones que podrían ocasionar pérdidas en el proceso.

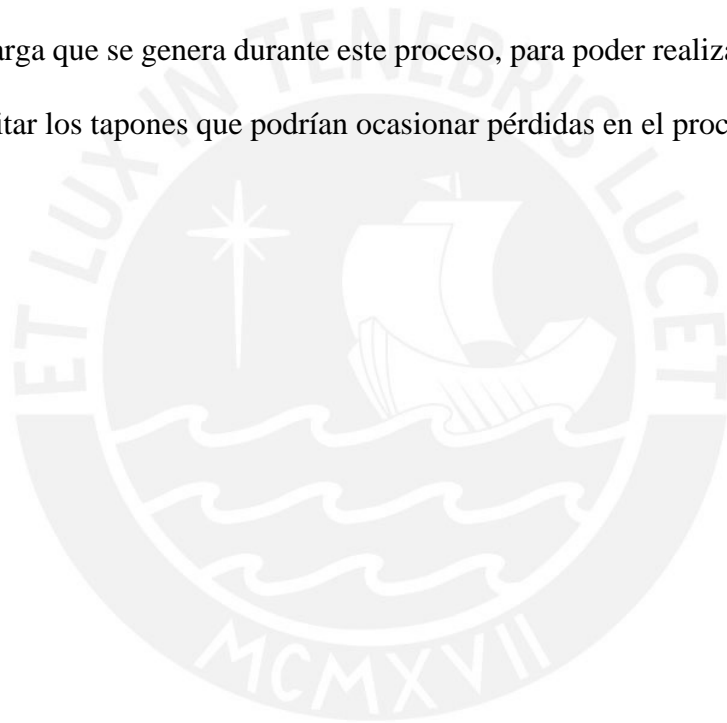


Tabla 17

Perforación rimado

ETAPA	Perforación Rimado									
FECHA	18/02/22	19/02/22	20/02/22	21/02/22	22/02/22	23/02/22	24/02/22	25/02/22	26/02/22	
TD	Se inicia la perforación rimado (Av= 3.62 mtrs - AC=3.62)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 5.59mtrs AC=14.03)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 9.4mtrs AC=28.89)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 7.58 mtrs AC= 41.93)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 9.69 mtrs AC= 59.21)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 9.12 mtrs AC=75.66)	Se continúa con la perforación Rimado (Av=6.43mtrs AC=87.82)	Se continúa con la perforación Rimado (Av=6.81mtrs AC=100.78)	Se continúa con la perforación Rimado (Av=3.44mtrs AC=112.71).	SE COMUNICA Y SE REALIZA EL COLGADO DE LA CABEZA
TN	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 4.46mtrs AC= 8.08)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 5.46mtrs AC=19.49)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 5.46mtrs AC=34.35)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 7.59 mtrs AC=49.52)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 7.33 mtrs AC= 66.54)	Se continúa con la perforación Rimado (Av= 5.73 mtrs AC=81.39)	Se continúa con la perforación Rimado (Av=6.15mtrs AC=93.97)	Se continúa con la perforación Rimado (Av=8.49mtrs AC=109.27)	SE INICIA CON LA DESINSTALACIÓN DE LA CM PARA INICIAR CON EL TRASLADO	

Nota. Elaboración propia de recolección en campo



Figura 33. Sistema de corte de escariador

- **Comunicación de Chimenea:** Este proceso se considera desde los últimos 3 metros de chimenea si no se utiliza un puente de comunicación para el uso de vigas de anclaje. Para el diámetro trabajo se utilizan vigas de anclaje instaladas debajo de la placa base (superpuesto). Esto con el fin de evitar que a contacto del escariador con la losa de concreto exista un desplazamiento que pueda ocasionar un accidente. Durante la comunicación del proyecto se utiliza baja presión para poder realizar un control en el proceso.
- **Colgado de cabeza rimadora/Corte de anillo:** En este proceso post comunicación de proyecto se colocan estrobos y grilletes alrededor de los portacutter y se conectan sobre las vigas de anclaje, esto con la finalidad de liberar el stembar del estabilizador y se pueda realizar la desinstalación del proyecto. Asimismo, para facilitar el proceso de destorque o liberación del escariador se realiza el corte del anillo de sacrificio, el cual se colocó al iniciar el rimado.



Figura 34. Colgado de escariador

- **Desinstalación:** Al finalizar el proyecto, se procede con la desinstalación del proyecto, donde se prioriza que los elementos menores se coloquen en una estocada para poder retirar la máquina RB, pues el que se debe instalar y posicionar en la primera etapa del proyecto siguiente.

4. Resultados y discusión de resultados

4.1. Resultados de la ejecución del proyecto RB 650

Los resultados del ciclo de operación del proyecto CM RB 650 Nv. 18–20 se proyectan en el Anexo H e I, donde se detalla principalmente los parámetros tomados en la perforación piloto y rimado, dando como resultado la eficiencia de perforación del proyecto en (Mp/hr)

4.2. Análisis y resultados de los cálculos de ventilación antes y después de la ejecución del proyecto RB 650

4.2.1. Levantamiento de información en la estación previo al caso de estudio.

Los resultados de las mediciones de ventilación registradas antes del proyecto de la chimenea que conecta a labores de los Nv. 18 y 20 se muestran en la tabla 18.

Tabla 18

Datos registrados y calculados antes de conexión RB 650

Estación	Lugar de Monitoreo	Temperatura	Sección		Área	Vel. Promedio	Caudal	
		°C	Ancho (m)	Alto (m)			m ³ /min	CFM
BP 650	BP 650	28.5	4.52	4.23	17.8	15	267	9,607

Nota. Elaboración propia con información recolectada en campo

Se obtuvieron registros de temperatura entre los 27 y 30 C° considerando una temperatura promedio de 28.5 C° como muestra más representativa.

Los registros de velocidad iban desde los 13 a 16 m/min, se consideró como velocidad promedio 15 m/min obteniendo un caudal de 9,607 CFM en la labor, exponiendo un déficit de 21,827 CFM sobre el caudal requerido detallado en el Anexo J y cubriendo solo un 31 % del requerimiento, resultado por debajo de lo que indica el reglamento.

4.2.2. Cálculo del requerimiento del caudal de aire.

4.2.2.1. Requerimiento por el número de personas.

El requerimiento de aire para el personal se calcula basándose en el Artículo 247 del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, que indica que la cantidad de aire requerida por persona es de 6 m³/min cuando la altitud supere los 4,000 msnm. De esta manera se calcula lo que indica en la tabla 19.

Tabla 19

Caudal requerido por personal

N° de personas	m ³ / persona	Caudal (Q _{tr})	
		m ³ /min	CFM
2	6	12	424

Nota. Elaboración propia con información recolectada en campo

4.2.2.2. Requerimiento por equipos petroleros

Del mismo modo se estimó el requerimiento de aire proyectado para equipos petroleros. De acuerdo a la información de los parámetros de ventilación registrados y al anexo 38 del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Se calculó un requerimiento de aire por equipo petrolero de 8052 CFM. Ver tabla 20.

Tabla 20

Caudal Requerido por equipos en labor

Equipo	HP	Dm	Fu	Caudal (Q _{eq})	
				m ³ /min	CFM
Scoop 2.1	76	100%	100%	228	8052
TOTAL				228	8052

Nota. Elaboración propia con información recolectada en campo

4.2.2.3. *Requerimiento por temperatura*

Según el análisis realizado después del levantamiento de campo de velocidades y T° en la estación de monitoreo, se encontró una temperatura promedio de 28.5 °C. Según reglamento se debe considerar:

VELOCIDAD MÍNIMA	
TEMPERATURA SECA (°C)	VELOCIDAD MÍNIMA (m/min)
< 24	0.00
24 a 29	30.00

Figura 35. Velocidad mínima

Tomado de “Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería” por Minem (2017)

Tabla 21

Caudal requerido por condiciones de temperatura

Descripción	Valor	Unidad
Temperatura	28.5	°C
Velocidad Mínima	30	m/min
Área promedio	17.8	m ²
	<i>m³/min</i>	<i>CFM</i>
Q_{te}	534	18,858

Nota. Elaboración propia con información recolectada en campo

4.2.2.4. *Requerimiento por consumo de explosivos*

No se considera debido a que el requerimiento de aire por el consumo de equipos petroleros es de mayor incidencia.

4.2.2.5. *Requerimiento por consumo de madera*

Acogiéndose a la norma vigente D.S. 024-2016-EM y su modificatoria según el D.S. N°023-2017-EM. Artículo 252, inciso d) La madera empleada al interior de la mina para labores de sostenimiento, entre otras, genera emisiones de gases de CO₂ y CH₄, factor que debe ser tomado en cuenta para el cálculo del aire necesario al interior de la mina. Este factor se determina de manera proporcional a la producción.

- Si el consumo de madera es del 20% hasta el 40% del total de la producción, el factor de producción debe ser de 0.60 m³/min
- Si el consumo de madera es del 41% hasta el 70% del total de la producción, el factor de producción debe ser de 1.00 m³/min
- Si el consumo de madera es mayor al 70% del total de la producción, el factor de producción debe ser de 1.25 m³/min

Figura 36. Parámetros a considerar para el cálculo de caudal requerido según reglamento DS 023

Tomado de “Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería” por Minem (2017)

Para el caso de estudio el Q_{ma} requerido será igual a 0 debido a que la relación de producción y consumo por guardia en la Unidad Minera es menor al 20 %.

Tabla 22

Caudal Requerido por consumo de madera

	m^3/min	CFM
Q_{ma}	0	0

4.2.2.6. Requerimiento por fugas

Para el cálculo de requerimiento de aire por fugas, se procede a multiplicar el 15% la sumatoria de requerimiento por personal, consumo de madera, temperatura y equipos petroleros.

Tabla 23

Caudal requerido por fugas

Q_{tr}	424	CFM
Q_{eq}	8052	CFM
Q_{te}	18858	CFM
Q_{ma}	0	CFM
Sub Total	27,334	CFM
$Q_{fu} (15\% Q_t)$	4100	CFM

4.2.2.7. Distribución y requerimiento total en la labor

Tabla 24

Caudal total requerido en la estación BP 650

DISTRIBUCIÓN REQUERIMIENTOS	m³/min	CFM	%
Q _{tr} : Personas (2 trabajadores)	12	424	1%
Q _{ma} : Consumo de Madera (<20%)	0	0	0%
Q _{te} : Temperatura en Labores (>23 °C)	534	18,858	60%
Q _{eq} : Equipos Diesel (1 equipo Scoop; 76 HP)	228	8,052	26%
Caudal Requerido $Q_{T1} = Q_{tr} + Q_{ma} + Q_{te} + Q_{eq}$	774	27,334	-
Q _{fu} : Caudal Requerido por Fugas (15%*Q _{T1})	116	4,100	13%
Caudal Requerido total $Q_{To} = Q_{T1} + Q_{fu}$	890	31,434	100%

Nota. Elaboración propia con información recolectada en campo

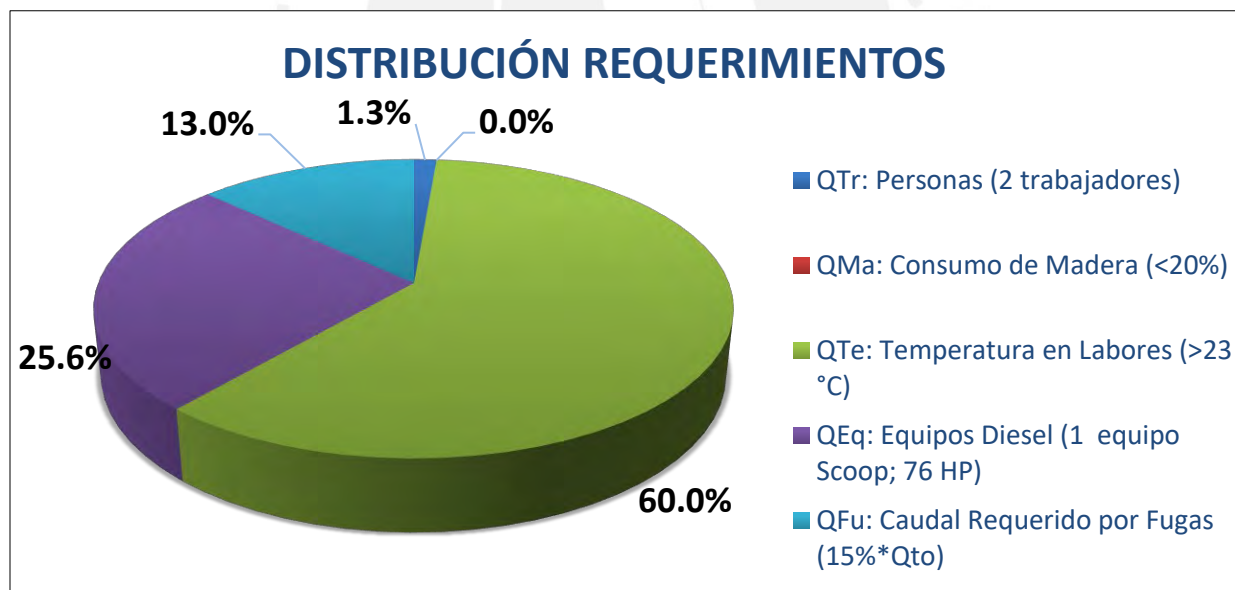


Figura 37. Distribución de requerimientos de aire según reglamento DS 023 para la labor

4.2.3. Levantamiento de información en la estación después de la ejecución del caso de estudio.

Los resultados de las evaluaciones registradas después del proyecto de la chimenea CM RB 650 que conecta a los Nv. 18 y 20 se muestran en la tabla 25.

Raise Boring	1.5 m Ø	650	Mecánica (Trituración de Roca)	8	15	Muy Seguro
VCR	1.5 x 1.5 m ²	60.0	Explosivos encartuchados / ANFO	Excede Alcance Máximo	-	Seguro
Alimak	2 x 2m ²	<1000	Explosivos	No aplica con la sección mínima	-	Riesgo Medio
Convencional	1.2 x 1.2 m ²	-	Explosivos	3.2	35	Altamente inseguro para L > 40 mts

Nota. Elaboración propia con datos e información obtenidos por la investigación

Asimismo, en la tabla 27 se resumen los factores limitantes para la ejecución de chimeneas que se consideran producto de la comparativa técnica.

Tabla 27

Descripción de los factores limitantes para la ejecución de chimeneas

FACTIBILIDAD DE EJECUCIÓN - LIMITANTES				
ITEM	SISTEMAS DE EJECUCIÓN DE CHIMENEAS			
	RAISE BORING	VCR	ALIMAK	CONVENCIONAL
PERFORACIÓN	Depende de la potencia del motor principal	Se requiere de realización de cara libre para realizar secciones. Abarca secciones de 1.5 m x 1.5 m hasta 5 m x 5 m.	Las diferentes secciones pueden conseguirse cambiando plataformas, llegando a secciones de 2 m ² a 30 m ² .	Limitado por profundidad, costos, diámetro y equipo en disponibilidad.
PROFUNDIDAD	Se alcanzan longitudes superiores a los 600 mts	Longitudes máximas de 60 metros.	Alcanza longitudes superiores a los 1000 mts.	Limitado por profundidad, costos, diámetro y equipo en disponibilidad.
VERTICALIDAD	Se controla mediante el inicio correcto del Piloto, además de parámetros de	No modificable. Se controla con la penetración correcta de los taladros (1 % de	Puede ajustarse resultando precisa en verticalidad	Existe dificultad para mantener verticalidad. Se controla con

	rotación y desviación por penetración. longitud)	aspectos estructurales.
ALTERACIÓN	Genera una superficie uniforme, levemente alterada	Al realizar su avance por métodos explosivos, genera alteración del macizo rocoso.
AGUA SUBTERRÁNEA	Se realiza controles de penetración a partir del perfil estructural para longitudes mayores a 100 mts.	Influyen en la desviación, para ello se controla los parámetros de penetración y avance.
SOTENIMIENTO	Se utiliza usualmente chimeneas destinadas a piques.	No requiere. Requiere plataforma de sostenimiento en rocas de baja calidad.
		Proporciona el control de aguas subterráneas mediante la ejecución.
		Al realizar su avance por métodos explosivos, genera alteración del macizo rocoso.
		Se requiere tratamiento previo a partir de los perfiles estructurales.
		Puntales de madera principalmente y variantes respecto a las dimensiones.

Nota. Elaboración propia con datos e información obtenidos por la investigación

4.3.2. Análisis de costos de operación de la construcción de la chimenea CM RB 650.

Del análisis técnico comparativo que arrojaron como sistemas factibles de ejecución para el caso de estudio, al método Raise Boring y al método Convencional; a continuación, se muestran los costos operativos para ambos sistemas.

4.3.2.1. Sistema Raise Boring.

Para el desarrollo del proyecto CM RB 650 se consideró los siguientes costos de operación:

Tabla 28

Costos unitarios para el desarrollo de Chimeneas de Ø 1.5 mediante Raise Boring

ANÁLISIS DE COSTOS PARA CHIMENEAS RAISE BORING						
Dimensiones	1.5 m x 1.5 m	Rendimiento de Piloto	18	Mt / turno		
Unidad de medida	Mt	Rendimiento de Escariado	de 6	Mt / Turno		
Tipo de roca	Regular - Buena	Varillaje de Perforación	1.5	Mt		
Longitud de excavación	de 112.7	Distancia entre estabilizadores	entre 50	Mt		
Inclinación	85° 44'	Horas por Turno	10	Hr/Turno		
NÚMERO	DESCRIPCIÓN	Cantidad	Unidad	Pu US\$	Parcia l	US\$/ Mt
1	Mano de Obra					
	Op. Raise Borer	10	HH	3.07	30.7	
	Asistente Raise Borer	10	HH	2.41	24.1	
	Electromecánico	5	HH	3.5	17.5	
	Supervisor RB	5	HH	3.5	17.5	
	Ing. Seguridad	5	HH	4.61	23.02	
	Sub Total				5	112.8 25
2	Materiales y Herramientas					
	Broca Tricono	10	pp	1.67	16.7	
	Tuberías de Perforación	de 72	unidad	1.20	86.4	
	Estabilizadores	2	unidad	2.1	4.2	
	Escariador	10	pp	2.48	24.8	
	Cortadores	33	pp	6	198	
	Aditivos	1	global	100	100	
	Herramientas	1	global	10.21	10.21	
	Sub Total					440.3 1
3	Implementos					
	Seguridad normal	12.08	unidad	0.99	11.96	
	Seguridad agua	0	unidad	0.53	0.00	
	Sub Total					11.96
4	Equipos y Maquinarias					
	Robbins 43 RAC	20	pp	3.58	71.6	
	Cargador de Lámparas	35	hm	0.17	5.95	
	Camioneta	4	hm	6.5	26	
	Limpieza con Scoop	3	hm	40	120	
	Unid. Eléctrica cfm	500 0.5	global	20	10	

	Sub Total				233.5
					5
5	Mantenimiento de Equipos				
	Robbins 43 RAC e 1	global	250	250	
	Unidades				
	Sub Total				250
Costo Directo					1048.
					64
Gastos Generales					15% 157.3
					0
Utilidad					10% 104.8
					6
Costo Total por metro					US\$/ 1310.
					Mt 81

Nota. Elaboración propia con información de SDS RB

En el caso de estudio se determinó la eficiencia del ciclo de perforación que se muestra en la tabla 29.

Tabla 29

Rendimiento y Costo total del proyecto por Raise Boring

RESUMEN DE RENDIMIENTO Y COSTO TOTAL DE EJECUCIÓN EL PROYECTO CM RB 650 NV. 18 CON SISTEMA RAISE BORING DE 1.5 Ø

Longitud del proyecto (mt)	Traslado, Instalación y estandarización (Jornadas)	Perforación Piloto (Jornadas)	Perforación re-piloto	Perforación rimado (Jornadas)	Total de Jornadas	Nº Jornadas x día	Nº Días	Rendimiento de ejecución (días)	P.U. Proyecto (\$/Mt)	Costo total del proyecto (\$)
112.7	4	9	0	17	30	2	15	8	1310	147,637

Nota. Elaboración propia de recolección en campo

Se observa que la ejecución del proyecto CM RB 650 Nv. 18 de 1.5 de Ø, se realizó mediante el sistema Raise boring en 15 días (incluyendo el periodo de traslado, instalación y estandarización) y tuvo un costo total de 147,637 \$.

4.3.2.2. Sistema Convencional

Para el desarrollo del proyecto CM RB 650 Nv. 18 de sección de 1.5 X 1.5 usando el Sistema Convencional se consideró los siguientes costos:



Tabla 30

Costos unitarios para el desarrollo de Chimeneas de sección 1.5 x 1.5 mediante Sistema Convencional

ITEM	DESCRIPCIÓN	Cantidad	Incidencia	Unidad	Laboral + BBS	Parcial	Subtotal	Total (\$)
PARTIDA	Chimenea de 5 Pies x 5 Pies		Rendimiento		1.4		4.59 Mt: pie	
DIMENSIONES	1.5 X 1.5		Longitud de Barra		1.83		6 Mt: pie	
UNID. MEDIDA	Metros Lineales (Mt)		Longitud Efectiva		1.62		5.4 Mt: pie	
TIPO DE ROCA	Buena - Regular		Eficiencia de Voladura		90%			
TIPO DE MATERIAL	Desmonte - Mineral		N° Taladros Perforados		15		tal/frente	
			N° Taladros Disparados		14		tal/frente	
			Volumen Roto		3.15		m³/Disparo	
			Tonelaje Roto		8.82		disparo	
			Densidad de Material		2.8		ton/m³	
			Hr/Gdia		10.5		Hr	
1.00	MANO DE OBRA							
	Perforista	1	100%	Tarea	88.71	88.71	63.41	
	Ayudante Perforista	1	100%	Tarea	88.34	88.34	57.43	
	Enmaderador	1	100%	Tarea	88.71	88.71	63.41	
	Bodeguero	1	10%	Tarea	84.52	8.45	6.04	
	Capataz	1	20%	Tarea	130.55	26.11	18.66	
	Jefe de Guardia	1	10%	Tarea	223.1	22.31	15.95	
		4.46						295.17
2.00	MATERIALES							
	Barreno de 8'	225	81	100%	pp	0.29	-	
	Barreno de 6'				pp	0.28	22.78	16.28
	Brocas descar. 36 mm	69.15	0	100%	pp	0.23	-	
	Brocas descar. 38 mm	64.5	81	100%	pp	0.22	17.42	12.45
	Manguera de 1" (100m)	1161	50	5%	ml	1.29	3.23	2.31
	Manguera de 1/2 (100m)	771	50	5%	gal	0.86	2.14	1.53
	Aceite de perforación	24.72	0.25	100%		24.72	6.18	4.42
3.00	IMPLEMENTOS/ HERRAMIENTAS							
	EPP	4.46		Und	8.11	36.2	25.87	
	Herramientas	5%		Und	295.17	14.76	10.55	36.42
4.00	EQUIPOS							
	Perforadora TOYO 28-L	90		pp	0.35	31.24	22.33	
	Cargador Pemberty	1		Gda	2.81	2.81	2.01	24.34
5.00	MADERA							
	Redondos (5"x8")	2	pies	100%	15.66	31.32	31.32	
	Tablas (6"x3"x5")	1	pies	100%	7.4	7.4	7.4	38.72
6.00	EXPLOSIVOS							
	Anfo	14	1.3	Kg/tal	100%	2.12	24.8	17.73
	Emulnor 3000 1x7	14	car	100%	0.63	8.82	6.3	
	Fanell	14	Und	100%	3.93	55.02	39.33	
	Mecha rápida Z18	0.2	Und	100%	1.16	0.23	0.17	
	Carmex 2.7	2	Mt	100%	1.98	3.96	2.83	
	Cordon detonante /Pentacord	40	Mt	100%	0.58	23.2	16.58	82.94
	COSTO DIRECTO							431.64
	Costos Fijos							49.28
	Gastos Generales							27.73
	Utilidad 10%							43.16
	COSTO INDIRECTO							120.17
	COSTO TOTAL (con ANFO)	\$	ML					634.76
						SIN EXPLOSIVOS		551.82

Nota. Elaboración propia con información proporcionada por la Unidad de Producción GMI

Además, en el caso de estudio se determinó la eficiencia del ciclo de perforación a través del sistema convencional que se muestra en la tabla 31.

Tabla 31

Rendimiento y Costo total del proyecto por Sistema Convencional**RESUMEN DE RENDIMIENTO Y COSTO TOTAL DE EJECUCIÓN EL PROYECTO CM RB 650 NV. 18 CON MÉTODO CONVENCIONAL DE 1.5 Mt x 1.5 Mt.**

Longitud del proyecto (mt)	Ciclo de disparos	N° de jornadas x día	N° días	Rendimiento de ejecución (mt/día)	P.U. de proyecto (\$/mt)	Costo total del proyecto (\$)
112.7	70	2	35	3.22	634.76	71,537

Nota. Elaboración propia de recolección en campo

Se observa que la ejecución del proyecto CM RB 650 Nv. 18 de 1.5Mt x 1.5 Mt de sección, se realizaría en 35 días y tendría un costo de 71,537 \$. Sin embargo, se debe considerar que, según el Art. 235 del DS 024-2016-EM modificado por D.S. N° 023-2017-EM, las chimeneas que utilicen el método convencional y superen los 20 metros de longitud requerirán de la construcción de una chimenea melliza espaciada de 10 a 15 metros entre sí y una conexión entre ellas cada 20 metros(subnivel). Lo que haría que los costos superen el doble de la ejecución estimada para el proyecto CM RB 650 Nv. 18 dando un total de 143,075\$ (no considera los costos asociados al desarrollo de los subniveles de conexión entre chimeneas mellizas).

5. Conclusiones

- Si bien el proceso de ejecución de la chimenea Raise boring requiere de una preparación de cámara, traslado, instalación y estandarización estos no afectan de manera directa a la eficiencia de perforación. Asimismo, se determinó que la relación en la eficiencia de avance entre el proceso piloto y rimado es de 3 a 1.
- Uno de los principales beneficios de la perforación Raise Boring es que es un método seguro y eficiente para crear aberturas subterráneas. A diferencia de otros sistemas de perforación, como la perforación convencional, la perforación Raise Boring no utiliza explosivos y no genera vibraciones ni gases tóxicos. Además, en el sistema Raise Boring se cuenta con una mayor seguridad de ejecución, debido a que no se tiene contacto directo con el macizo rocoso triturado, genera una sección uniforme (no requiere desquinche ni sostenimiento) y cuenta con una mayor precisión de conexión.
- Luego de ejecutado el proyecto denominado CM RB 650 e instalado el ventilador extractor, el balance de ventilación indicó que el caudal de aire presente en la labor de preparación del Nv. 20 aumentó de 9,607 a 31,522 CFM, cubriendo todos los requerimientos de aire legislativos al 100%, obteniendo un superávit de 88 CFM, y optimizando la mayor distribución de requerimiento del 60% representado por el factor de condición de temperatura de 28.5 C° al encontrar velocidades promedio de 50 m/min que en su conjuntos son valores superiores a los que se monitoreaban antes de la conexión de la chimenea.
- Al realizar un análisis técnico comparativo entre cuatro sistemas de perforación (Alimak, VCR, convencional y Raise Borer) para chimeneas con las características del caso de estudio (sección de 1.5 mts y longitudes superiores a 80 mts) los sistemas que cumplieron la factibilidad técnica para su ejecución fueron los sistemas Convencional y Raise Borer, donde

se descartó el sistema Alimak debido a las dimensiones mínimas de sección que esta requiere (2x2 mts) y el sistemas VCR por la longitud de alcance máximo de eficiencia de la chimenea (longitudes máximas de 60 mts).

- En cuanto a los tiempos de ejecución la construcción de la chimenea empleando la metodología convencional arroja un total de 35 días, mientras que con la metodología Raise Boring se realiza en 15 días, lo que significa una diferencia de 20 días. Además, se obtuvo una diferencia de productividad a favor del sistema Raise Boring de 4.88 mts/día.
- En referencia a los costos, el sistema Convencional resulta ser el más económico puesto que costaría un total de 143,075 US\$ (no considera gastos asociados a las labores horizontales de conexión entre chimeneas), mientras que la metodología Raise Boring implicó un costo total 147,637 US\$. Finalmente, luego de haber analizado técnica y económicamente cada una de las dos opciones de sistemas de ejecución de chimeneas, se recomienda seguir utilizando el sistema Raise Boring para chimeneas con características del caso de estudio (diámetros de 1.5 mts y longitudes superiores a 80 mts), dado que, a pesar de representar un costo ligeramente superior de construcción, cuenta con un menor tiempo de ejecución, lo cual puede conllevar a un costo más elevado en caso de elegir la metodología convencional a largo plazo.
- Con los resultados obtenidos y lo descrito en los puntos de las conclusiones anteriores se puede demostrar que un proyecto Raise boring de características similares al caso de estudio, es un sistema factible en lo técnico, operativo y económico.

6. Recomendaciones

- Con las temperaturas altas que se registran en la mina y a medida que se continúe profundizando, se recomienda seguir con la ejecución de chimeneas del tipo del caso de estudio y también continuar con la construcción de chimeneas bajo la política de los 60 m de avance lineal aplicando el sistema Raise Boring, de ese modo se logrará las condiciones de trabajo para el bienestar de los operadores y el personal en general.
- Se recomienda que para la ejecución de chimeneas Raise Boring, se realicen controles estrictos de los parámetros de perforación para evitar desvíos, desgaste prematuro de aceros y paradas operativas asociadas a la limpieza del pie del RB.
- Asimismo, se debe tener un control del mantenimiento a los principales componentes (maquina Raise boring, aceros y unidades).
- El sistema Raise boring también puede ser aplicado en el desarrollo de chimeneas slot y de servicio e inclusive piques, convirtiéndolo en un aliado integral para los avances de las faenas mineras.

7. Referencias

- Arocutipá, F. (2015). *Alternativa de construcción de Chimeneas con el Sistema Plataforma y Escalera Metálicas P.E.M. Vs. Convencional con puntales de madera, E.E. AESA. S.A.C Mina San Rafael*. [Tesis de Grado, Universidad San Agustín de Arequipa]: Repositorio UNSA.
- Artezano, J. (2014). *Implementación del método de explotación V.C.R. para mejorar la producción en mina Julia, U.E.A. Orcopampa, Cía. de Minas Buenaventura S.A.A.* . [Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro del Perú]: Repositorio UNCP.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Camhi, J. (2012). *Optimización de los procesos de desarrollo y construcción en minería de block caving caso estudio mina El teniente Codelco Chile*. [Tesis de maestría, Universidad de Chile]: Repositorio UChile.
- Ceroni, D. (2018). *Aplicación de la evaluación de riesgos en la construcción de túneles para obras hidráulicas*. [Tesis de grado, Universidad de Chile]: Repositorio UChile.
- Contreras, L. (2015). *Perforación de chimeneas con el método raise boring en la unidad minera arcata*. [Tesis de grado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]: Repositorio UNSA. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/220>
- Curas, J., & Tito, E. (2014). *Optimización de operaciones en las construcciones de chimeneas con el método Raise Climber utilizando equipo Alimak STH-5E en mina Marsa - 2012* . [Tesis de grado, Universidad Nacional de Huancavelica]: Repositorio UNH.

- Fernández, A. (2015). *Evaluación de factibilidad técnica-económica en la excavación de chimeneas para el ahorro energético en redes de ventilación mineras*. [Tesis de grado, Universidad de Santiago de Chile]: Repositorio UChile.
- First Break. (2023). *Raise boring tools*. Obtenido de <https://firstbreak.co.nz/raise-boring-tools/>
- Hartman, H., Jan, M., Raja, R., & Yingjie, W. (1997). *Mine Ventilation and Air Conditioning (3era. Edición)*. Toronto: Jhon Wiley & Sons.
- Huaming, A., Bin, L., & Lixing, L. (2011). Positioning Mine Ventilation Recirculation Winds Based on the Depth-First Search Method. *Procedia Engineering*, 24, 400-403. doi:<https://doi.org/10.1016/j.proeng.2011.11.2665>
- Ibáñez, V. (2018). *Diseño del Sistema de Ventilación en NV 4050 Veta Don Ernesto Unidad Minera El Porvenir- Milpo*. [Tesis de grado, Universidad Continental]: Repositorio UC.
- Macias, J., & Bruland, A. (2014). D&B versus TBM: Review of the parameters for a right choice of the excavation method. *The 2014 ISRM European Rock Mechanics Symposium (Eurock, 2014)*.
- Mardones, L. (2020). *Capturando las mejoras en diseño, procedimientos y planificación de las obras de construcción – proyecto mina Chuquicamata subterránea (PMCHS)*. [Tesis de grado, Universidad de Chile]: Repositorio UChile.
- Master Drilling. (2016). *Manual de Operaciones Raise Borer*.
- McPherson, M. (2009). *Subsurface Ventilation Engineering (2da Edición)*. California: Mine Ventilation Services.
- Minem. (2017). *D.S. 024-2016-EM y su modificatoria DS. 023-2017-EM. Reglamento de Seguridad y salud Ocupacional*. Lima: Ministerio de Energía y Minas.

- Ollachica, H., & Ollachica, A. (2019). *Optimización en la Construcción de Chimenea en la veta Ánimas mediante el Método de Perforación Raise Boring en la Minera Bateas SAC, Caylloma*. [Tesis de grado, Universidad Tecnológica del Perú]: Repositorio UTP.
- Pernia, J., López, C., Ortiz, F., & López, E. (1994). *Manual de perforación y voladura de Rocas*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.
- Rabajille, A. (2017). *Preparación minera con equipos autónomos y semiautónomos*. [Tesis de grado, Universidad de Chile]: Repositorio UChile.
- Ridha, R. (2016). *Basic Mine Ventilation*. Australia: AMC Consultants .
- Sánchez, C. (2017). *Construcción de chimeneas mediante el uso del método Drop Raising, Sector mina Diablo Regimiento, El Teniente*. [Tesis de grado, Universidad de Santiago de Chile]: Repositorio USC.
- Sanvik. (2023). *Broca de herramienta para perforación RR440*. Obtenido de <https://www.rocktechnology.sandvik/es-la/productos/herramientas-de-perforacion/herramientas-de-perforacion-rotatoria/brocas-para-herramientas-de-perforacion-rotatoria/broca-de-herramienta-para-perforacion-rotatoriarr440/>
- Sernageomin. (2014). *Guía N° 4 de operación para la pequeña minería*. Santiago de Chile: Ministerio de Minería.
- Shaterpour-Mamaghani, A., & Bilgin, N. (2016). Some contributions on the estimation of performance and operational parameters of raise borers – A case study in Kure Copper Mine, Turkey. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 54, 37-48. doi:<https://doi.org/10.1016/j.tust.2016.01.027>

- Soria, J. (2013). *Optimización de costos en la construcción de chimeneas con trepadoras Alimak Unidad Parcoy-Consortio Minero Horizonte 2012*. [Tesis de grado, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac]: Repositorio UNMBA.
- Tipe, V. (2004). *Implementación de chimeneas usando el método VCR en la compañía Consorcio Minero Horizonte*. [Tesis de grado, Universidad Nacional de Ingeniería]: Repositorio UNI.
- TUMI RAISE BORING. (2019). *DOC PLAYER*. Obtenido de <https://docplayer.es/167069674-Universidad-nacional-de-san-agustin.html>
- Tumi Raise Boring. (2023). *TECNOMINPRODUCTOS*. Obtenido de <https://tecnominproductos.com/producto/estabilizador-LNeXB>
- Vílchez, W., & Vílchez, L. (2015). *Estudio comparativo de construcción de chimeneas, por método convencional Ch. 340 SW y mecanizado con plataforma trepadora Alimak Ch. 480 SW, en la Zona Torre de Cristal de la Compañía Minera Raura S.A.* . [Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro del Perú]: Repositorio UNACP.


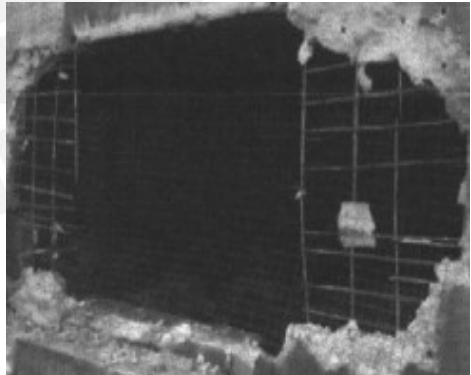
8. Anexos

Anexo A. Resumen de componentes – U.E.A. del caso de estudio

Componentes	Cantidad
LABORES MINERAS	
Bocaminas	12
Chimeneas	3
INSTALACIONES DE PROCESAMIENTO	
Planta de beneficio	1
Depósito Temporal de Mineral	3
Tolva de Mineral	1
INSTALACIONES PARA EL MANEJO DE RESIDUOS	
Depósito de Relaves	1
Depósito de Desmante	1
Tolva de Desmante	1
INSTALACIONES PARA EL MANEJO DE AGUAS	
Infraestructura para el tratamiento de aguas	4
Infraestructura para el Abastecimiento de Aguas	6
OTRAS INFRAESTRUCTURAS RELACIONADAS CON EL PROYECTO	
Infraestructuras	50
Accesos	1
VIVIENDA Y SERVICIOS PARA LOS TRABAJADORES	
Vivienda	28
Servicios	11
TOTAL	123

Nota. Tomada de “Actualización del Estudio de Impacto Ambiental de la U.E.A Americana” por Mina Alpayana S.A.

Anexo B. Descripción de chimeneas de la UEA del caso de estudio



Componente	Descripción	Fotografía
Chimenea Raise Boring Mariana Nv. 435	<p><u>Situación Actual:</u> ACTIVO</p> <p><u>Ubicación:</u> La Chimenea Raise Boring Mariana Nv. 435, se ubica en la zona El Carmen en las coordenadas UTM E - 367778, N - 8710323 y a una altitud aproximada de 4680 m.s.n.m.</p> <p><u>Descripción:</u> Tiene dimensiones de 4.0 m de ancho x 4.0 m de largo, presenta un sostenimiento en las paredes de concreto armado, presenta una parrilla de madera como tapa.</p>	
Chimenea Raise Boring Mariana Nv. 10	<p><u>Situación Actual:</u> ACTIVO</p> <p><u>Ubicación:</u> La Chimenea Raise Boring Mariana Nv. 10, se ubica en la zona El Carmen en las coordenadas UTM E - 366447, N - 8710382 y a una altitud aproximada de 4527 m.s.n.m.</p> <p><u>Descripción:</u> Tiene dimensiones de 6 m de ancho x 7 m de largo, presenta muros de concreto armado como protección.</p>	

Chimenea Situación Actual: ACTIVO
Raise Boring Ubicación: La Chimenea Raise Boring,
Mariana Nv. 600 se ubica en la zona El
600 Mariana Nv. 600 se ubica en la zona El
Carmen en las coordenadas UTM E -
366496, N - 8710382 y a una altitud
aproximada de 4532 m.s.n.m.
Descripción: Tiene dimensiones de 4 m
de ancho x 4 m de largo, presenta un
sostenimiento en las paredes de concreto
armado, también presenta una parrilla de
metal como tapa.



Nota. Tomada de “Actualización del Estudio de Impacto Ambiental de la U.E.A Americana” por Mina Alpayana S.A.

Anexo C. Descripción de bocaminas de la U.M. americana

Componente	Descripción	Fotografía
Túnel Gubbins	<p><u>Situación Actual:</u> ACTIVO</p> <p><u>Ubicación:</u> El Túnel Gubbins, se ubica en la zona Potosí, específicamente en las coordenadas UTM E - 365526, N - 8711331 y a una altitud aproximada de 4244 m.s.n.m.</p> <p><u>Descripción:</u> Tiene dimensiones de 3.3 m de ancho x 4.1 m de alto, su sostenimiento es con perfiles en "U", tiene una puerta de malla metálica, un cerco perimétrico de madera y un cartel de identificación en la entrada, también presenta rieles.</p>	 <p>Fotografía de la entrada del Túnel Gubbins. Se observa un cartel que indica: 'CIA MIN. DA CASAPALCA S.A. TUNEL GUBBINS SIGIPEP NIVEL 4 10360-4225 metros DE JORNADA DE CONTROL'. El acceso está protegido por un cerco perimétrico de madera.</p>
Bocamina Alex 1	<p><u>Situación Actual:</u> ACTIVO</p> <p><u>Ubicación:</u> La Bocamina Alex 1, se ubica en la zona El Carmen, específicamente en las coordenadas UTM E - 366085, N - 8710439 y a una altitud aproximada de 4414 m.s.n.m.</p> <p><u>Descripción:</u> Tiene dimensiones de 5.9 m de ancho x 4.6 m de alto, su sostenimiento es con perfiles en "U", tiene sistemas de iluminación a lo largo de la galería, también presenta un cerco perimétrico de madera y un cartel de identificación en la entrada.</p>	 <p>Fotografía de la entrada de la Bocamina Alex 1. Se observa un cartel que indica: 'TUNEL ALEX Seguridad es Vida'. El acceso está protegido por un cerco perimétrico de madera.</p>

Bocamina El Carmen Nv. 435 Situación Actual: ACTIVO
Ubicación: La Bocamina El Carmen Nv. 435, se ubica en La zona El Carmen, específicamente en las coordenadas UTM E - 3666777, N - 8710044 y a una altitud aproximada de 4456 m.s.n.m.

Descripción: Tiene dimensiones de 4.4 m de ancho x 4.1 m de alto, tiene sistemas de ventilación e iluminación y cartel de identificación en la entrada, también presenta rieles.



Bocamina Nv. 600 Situación Actual: ACTIVO
Ubicación: La Bocamina Nv. 600, se ubica en la zona EL Carmen, específicamente en las coordenadas UTM E - 366667, N - 8710344 y a una altitud aproximada de 4555 m.s.n.m.




Descripción: Tiene dimensiones de 6.3 m de ancho x 5.1 m de alto, tiene sistemas de abastecimiento de agua para uso industrial e iluminación, también presenta una puerta de malla metálica y un cartel de identificación en la entrada






Bocamina Nv. 400 Situación Actual: ACTIVO
Ubicación: La Bocamina Nv. 400, se ubica en la Zona El Carmen, específicamente en las coordenadas UTM E - 366822, N - 8710384 y a una altitud aproximada de 4598 m.s.n.m.

Descripción: Tiene dimensiones de 4.8 m de ancho x 4.2 m de alto, tiene sistemas de abastecimiento de agua para uso industrial, también presenta una puerta de malla metálica y un cartel de identificación en la entrada.



Bocamina Nv. 200	<p>Situación Actual: ACTIVO</p> <p>Ubicación: La Bocamina Nv. 200, se ubica en la zona El Carmen, específicamente en las coordenadas U1M E - 366771, N - 8710458 y a una altitud aproximada de 4650 m.s.n.m.</p> <p>Descripción: Tiene dimensiones de 5.9 m de ancho x 5.1 m de alto, tiene sistemas de abastecimiento de agua para uso industrial, también presenta una puerta de malla metálica y un cartel de identificación en la entrada.</p>	
Bocamina Pique Principal Cuerpos Nv. 440	<p>Situación Actual: ACTIVO</p> <p>Ubicación: La Bocamina Pique Principal Cuerpos Nv. 440, se ubica en la zona El Carmen, específicamente en las coordenadas U1M E 366018, N - 8710203 y a una altitud aproximada de 4464 m.s.n.m.</p> <p>Descripción: Tiene dimensiones de 6.4 m de ancho x 5.1 m de alto, también cuenta con sistema de abastecimiento de agua para uso industrial</p>	
Crucero 175 Cuerpo Carolina	<p>Situación Actual: ACTIVO</p> <p>Ubicación: La Bocamina Crucero 175 Cuerpo Carolina se ubica en la Zona Planta, específicamente en las coordenadas UTM E - 368958, N - 8708985 y a una altitud aproximada de 4832 m.s.n.m.</p> <p>Descripción: Tiene dimensiones de 4.5 m de ancho x 4.2 m de alto, su sostenimiento es con cuadros de madera, tiene sistemas de ventilación, abastecimiento de agua para uso industrial e iluminación, también presenta un cartel de identificación en la entrada.</p>	

Rampa Túnel Gubbins	<p><u>Situación Actual:</u> ACTIVO</p> <p><u>Ubicación:</u> La Rampa Túnel Gubbins, se ubica en la zona Potosí, específicamente en las coordenadas UTM E - 365460, N - 8711417 y a una altitud aproximada de 4222 m.s.n.m.</p> <p><u>Descripción:</u> Tiene dimensiones de 4.0 m de ancho x 4.0 m de alto, presenta sistemas de iluminación, también presenta un cartel de identificación en la entrada.</p>	
Bocamina Velito	<p><u>Situación Actual:</u> ACTIVO</p> <p><u>Ubicación:</u> La Bocamina Velito, se ubica en la zona Planta, específicamente en las coordenadas UTM E - 369320, N - 8708228 y a una altitud aproximada de 4916 m.s.n.m.</p> <p><u>Descripción:</u> Tiene dimensiones de 4.5 m de ancho x 4.5 m de alto, presenta sistemas de ventilación, sistemas de iluminación y sistemas de abastecimiento de agua para uso industrial.</p>	
Bocamina Nv. 4500	<p><u>Situación Actual:</u> ACTIVO</p> <p><u>Ubicación:</u> La Bocamina Nv. 4500, se ubica en la zona El Carmen, específicamente en las coordenadas UTM E - 366093, N - 871004-0 y a una altitud aproximada de 4536 m.s.n.m.</p> <p><u>Descripción:</u> La sección es de 4 Mts. X 4Mts, el sostenimiento se realiza con cimbras de viga H6, espaciados 1.2 Mts. X 1.2 Mts. y pernos con shotcrete de 3".</p>	

Bocamina
Alex2

Situación Actual: Proyectado

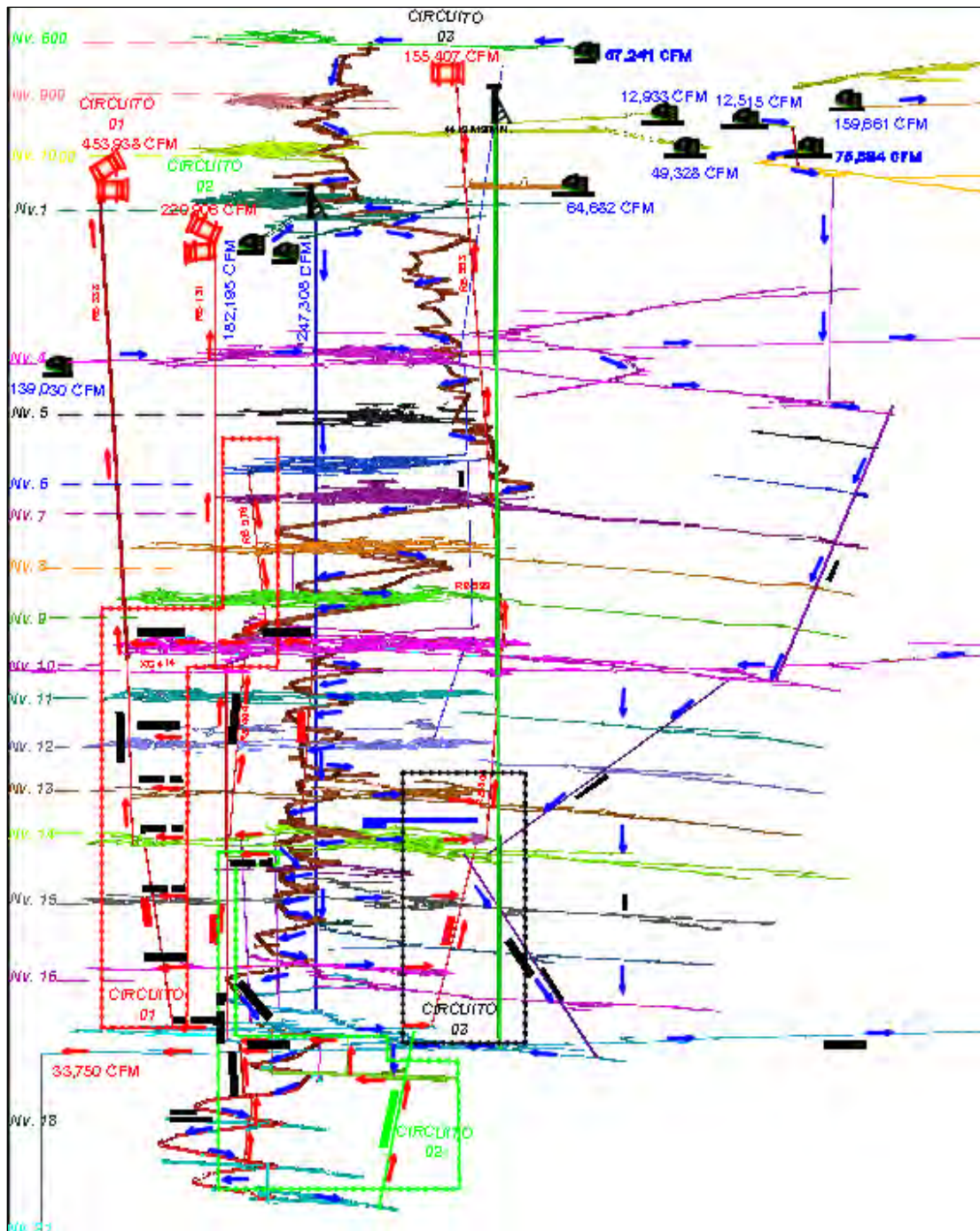
Ubicación: La Bocamina Alex 2, se ubicará en la zona El Carmen, específicamente en las coordenadas UTM E - 366040, N - 8710465 y a una altitud aproximada de 4410 m.s.n.m.

Descripción: Tendrá dimensiones de 5.0 m de ancho x 5.0 m de alto, su sostenimiento será con cimbras de viga H6 espaciadas 1.2 m x 1.2 m, presentará sistemas de iluminación a lo largo de la galería, sistemas de ventilación, también presentará un cartel de identificación

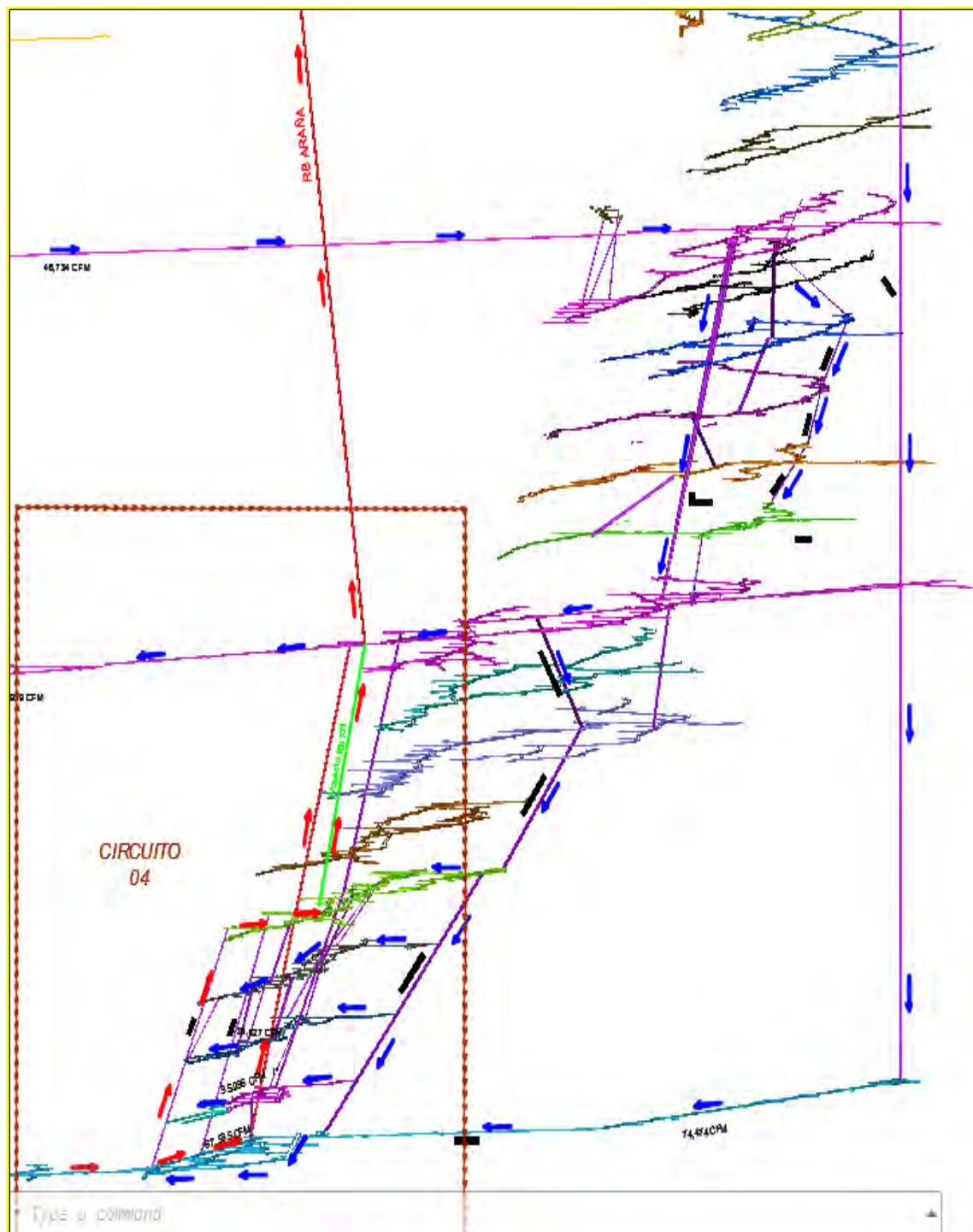


Nota. Tomada de “Actualización del Estudio de Impacto Ambiental de la U.E.A Americana” por Mina Alpayana S.A.

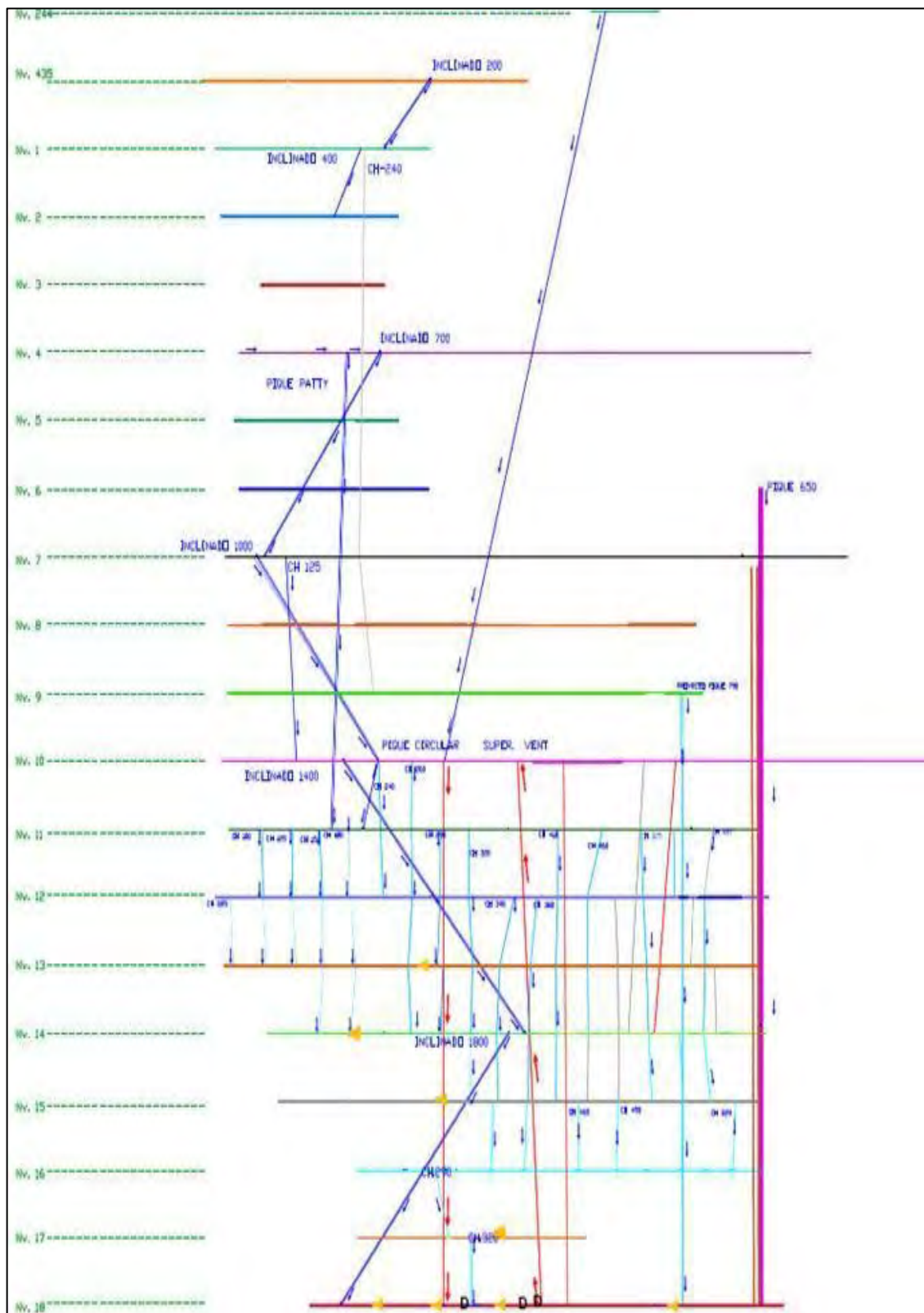
Anexo D. Plano isométrico del circuito de ventilación en la zona Cuerpos



Anexo E. Plano isométrico del circuito de ventilación en la zona Oroya



Anexo F. Plano isométrico del circuito de ventilación en la zona Esperanza



Anexo G. Fotografías de campo



Figura 38. Placa Base



Figura 39. Mainframe-Estructura principal



Figura 40. Headframe



Figura 41. Cilindros hidráulicos



Figura 42. Columnas guía

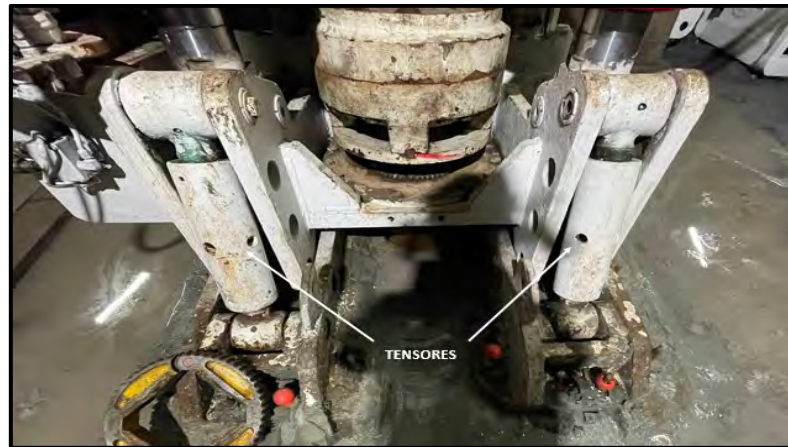


Figura 43. Tensores de ajuste de inclinación



Figura 44. Crosshead



Figura 45. Drivehead o Motor principal



Figura 46. Chuck



Figura 47. Control de mando - Máquina Robbins 71RAC



Figura 48. Anillo de sacrificio



Figura 49. Calibración de componentes de la Perforación Piloto



Figura 50. Inicio de empate piloto



Figura 51. Evacuación de detritus de piloto

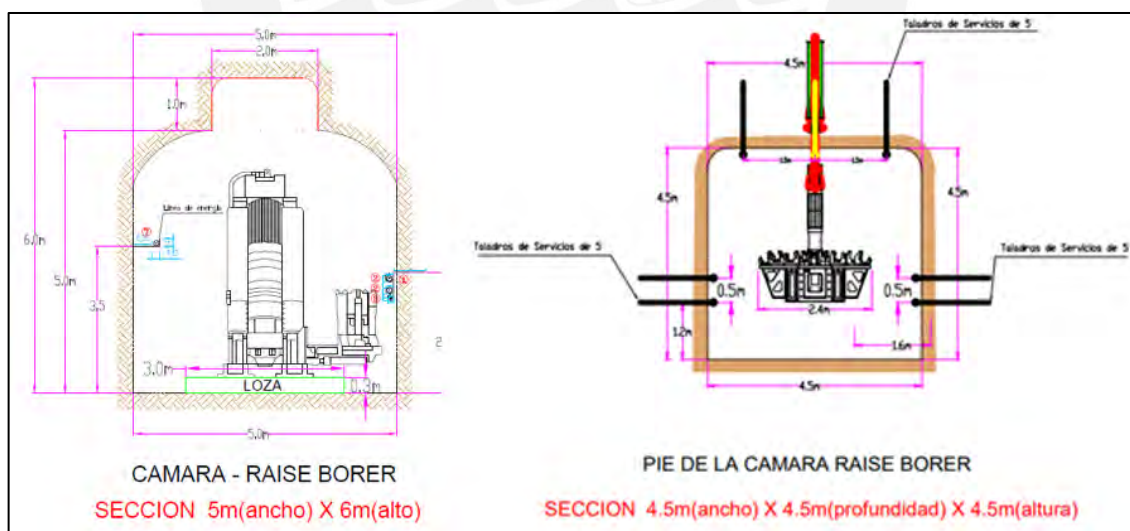


Figura 52. Distribución de una cámara RB (principal y pie del RB)

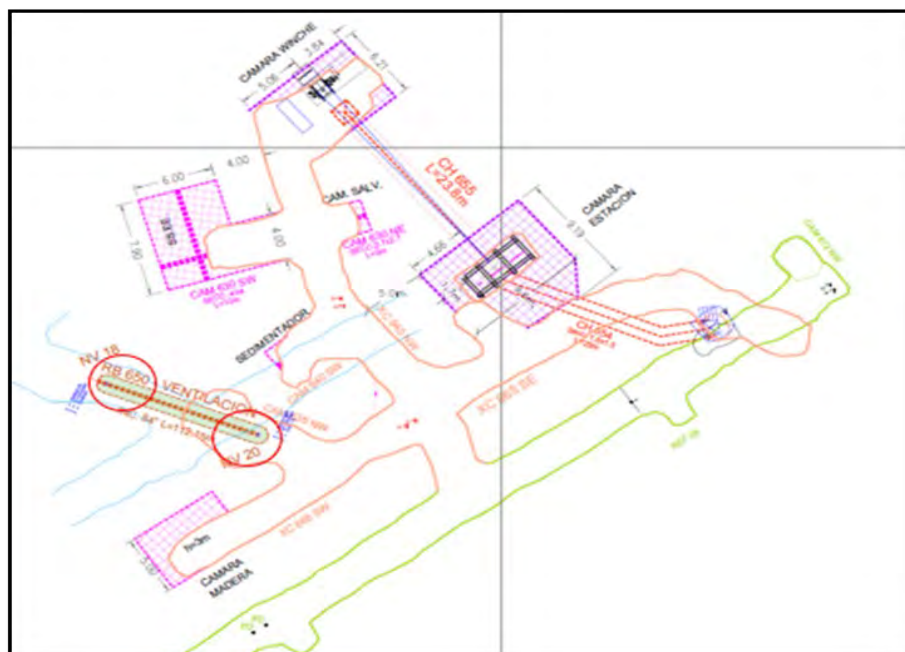


Figura 53. Ubicación de proyecto CM RB 650 NV. 18

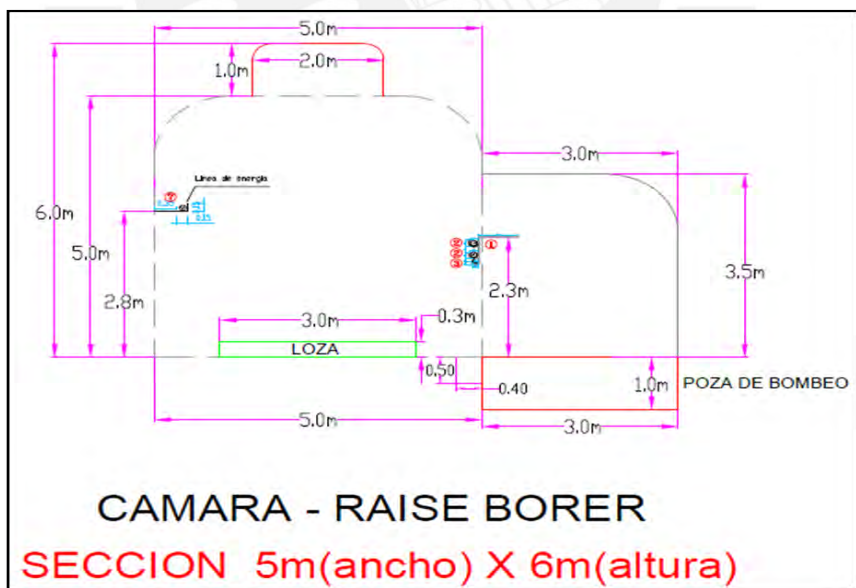


Figura 54. Sección vista frontal de cm Raise Boring proyecto CM RB 650

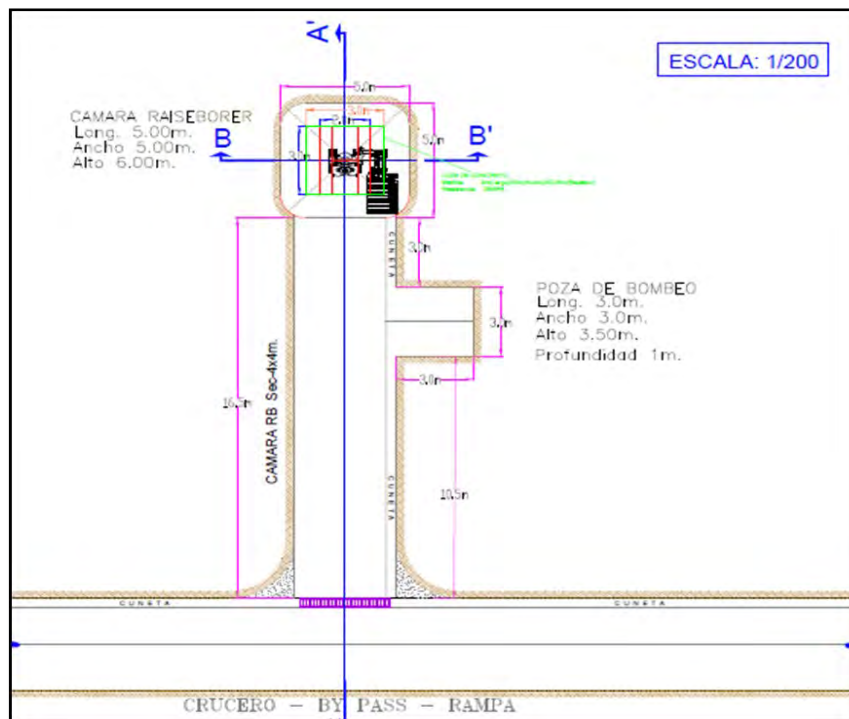


Figura 55. Sección vista en planta de cm Raise Boring proyecto CM RB 650

Anexo H. Reporte de operaciones en perforación piloto

Turno	Código de Barra	Presión (Mpa)	Amperaje (Amp)	Voltaje (V)	Rotación (RPM)	Long. Barra (m)	Long. Acum (m)	Actividad	Tiempo (Hr)	Horas Op (Hrs)	Min Op (Hrs)	Horas Op. Redon(Hrs)	Tiempo Cambio de Barra	Tipo de Terreno	Mp/Hr
TD	SDS - 01	300	40	460	12	1.52	1.52	Perforación Empate	01:15	1.00	0.25	1.25	00:15	T.Duro	1.2
	SDS - 02	300	40	460	12	0.5	2.02	Perforación Empate	00:30	0.00	0.50	0.50	00:15	T.Duro	1.0
TN	SDS - 02	300	40	460	12	0.5	2.52	Perforación Piloto	00:35	0.00	0.58	0.58	00:15	T. Regular	0.9
	SDS - 03	350	60	470	40	1.52	4.04	Perforación Piloto	01:10	1.00	0.17	1.17	00:15	T. Regular	1.3
	SDS - 04	350	60	470	40	1.52	5.56	Perforación Piloto	01:05	1.00	0.08	1.08	00:15	T. Regular	1.4
TD	SDS - 05	350	60	470	40	1.52	7.08	Perforación Piloto	01:10	1.00	0.17	1.17	00:15	T. Regular	1.3
	SDS - 06	350	60	470	40	1.52	8.6	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 07	350	60	480	40	1.51	10.11	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 08	400	60	480	40	1.52	11.63	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 09	400	60	480	40	1.52	13.15	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 10	400	60	480	40	1.51	14.66	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 11	500	60	480	40	1.52	16.18	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 12	500	60	480	40	1.51	17.69	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 13	450	60	480	40	1.5	19.19	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 14	400	60	480	40	1.52	20.71	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
TN	SDS - 15	450	60	480	40	1.51	22.22	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Regular	2.0
	SDS - 16	400	60	470	40	1.52	23.74	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 17	450	60	460	40	1.52	25.26	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 18	450	60	460	40	1.52	26.78	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 19	500	60	460	40	1.52	28.3	Perforación Piloto	00:50	0.00	0.83	0.83	00:10	T. Duro	1.8
	SDS - 20	500	60	470	40	1.52	29.82	Perforación Piloto	00:50	0.00	0.83	0.83	00:10	T. Duro	1.8
	SDS - 21	500	60	470	40	1.52	31.34	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 22	500	60	450	40	1.52	32.86	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 23	500	60	470	40	1.52	34.38	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 24	500	60	460	40	1.52	35.9	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Duro	3.0
TD	SDS - 25	500	60	460	40	1.51	37.41	Perforación Piloto	00:20	0.00	0.33	0.33	00:10	T. Duro	4.5
	SDS - 26	500	60	450	40	1.52	38.93	Perforación Piloto	00:20	0.00	0.33	0.33	00:10	T. Duro	4.6
	SDS - 27	500	60	470	40	1.52	40.45	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 28	400	60	470	40	1.52	41.97	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 29	400	60	460	40	1.52	43.49	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 30	400	60	460	40	1.52	45.01	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 31	400	60	470	40	1.52	46.53	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 32	400	60	470	40	1.51	48.04	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 33	400	60	460	40	1.52	49.56	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 34	400	60	460	40	1.5	51.06	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 35	400	60	470	40	1.52	52.58	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 36	400	60	470	40	1.52	54.1	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0

TN	SDS - 37	400	60	470	40	1.52	55.62	Perforación Piloto	00:35	0.00	0.58	0.58	00:10	T. Regular	2.6
	SDS - 38	400	60	470	40	1.51	57.13	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Regular	3.0
	SDS - 39	350	60	460	40	1.52	58.65	Perforación Piloto	00:35	0.00	0.58	0.58	00:10	T. Regular	2.6
	SDS - 40	350	60	470	40	1.51	60.16	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Regular	2.3
	SDS - 41	300	60	460	40	1.52	61.68	Perforación Piloto	00:50	0.00	0.83	0.83	00:10	T. Regular	1.8
	SDS - 42	350	60	460	40	1.51	63.19	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Regular	3.0
	SDS - 43	350	60	460	40	1.52	64.71	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Regular	3.0
	SDS - 44	400	60	470	40	1.52	66.23	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Regular	3.0
	SDS - 45	350	60	460	40	1.52	67.75	Perforación Piloto	00:35	0.00	0.58	0.58	00:10	T. Regular	2.6
	SDS - 46	350	60	460	40	1.52	69.27	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Regular	3.0
SDS - 47	350	60	450	40	1.52	70.79	Perforación Piloto	00:20	0.00	0.33	0.33	00:10	T. Regular	4.6	
TD	SDS - 48	400	60	460	40	1.52	72.31	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 49	400	60	470	40	1.51	73.82	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 50	350	60	470	40	1.52	75.34	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 51	350	60	460	40	1.51	76.85	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 52	400	60	460	40	1.51	78.36	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 53	350	60	470	40	1.52	79.88	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 54	400	60	460	40	1.51	81.39	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 55	400	60	460	40	1.51	82.9	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 56	400	60	460	40	1.52	84.42	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 57	350	60	460	40	1.51	85.93	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
SDS - 58	350	60	460	40	1.5	87.43	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3	
TN	SDS - 59	300	60	460	40	1.52	88.95	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 60	300	60	470	40	1.52	90.47	Perforación Piloto	00:35	0.00	0.58	0.58	00:10	T. Duro	2.6
	SDS - 61	300	60	470	40	1.53	92	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Duro	3.1
	SDS - 62	350	60	460	40	1.52	93.52	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Duro	3.0
	SDS - 63	350	60	460	40	1.51	95.03	Perforación Piloto	00:35	0.00	0.58	0.58	00:10	T. Duro	2.6
	SDS - 64	350	60	460	40	1.51	96.54	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Duro	3.0
	SDS - 65	300	60	470	40	1.52	98.06	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	2.3
	SDS - 66	250	60	460	40	1.52	99.58	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Regular	3.0
	SDS - 67	250	60	460	40	1.5	101.08	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Regular	3.0
	SDS - 68	250	60	470	40	1.51	102.59	Perforación Piloto	00:35	0.00	0.58	0.58	00:10	T. Regular	2.6
SDS - 69	300	60	460	40	1.52	104.11	Perforación Piloto	00:35	0.00	0.58	0.58	00:10	T. Duro	2.6	
SDS - 70	350	60	460	40	1.52	105.63	Perforación Piloto	00:30	0.00	0.50	0.50	00:10	T. Duro	3.0	
TD	SDS - 71	300	60	470	40	1.52	107.15	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 72	300	60	460	40	1.52	108.67	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 73	300	60	460	40	1.52	110.19	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 74	300	60	470	40	1.52	111.71	Perforación Piloto	00:45	0.00	0.75	0.75	00:10	T. Duro	2.0
	SDS - 75	300	60	460	40	1	112.71	Perforación Piloto	00:40	0.00	0.67	0.67	00:10	T. Duro	1.5

Anexo I. Reporte de operaciones en perforación rimado

Turno	Código de Barra	Presión (Mpa)	Amperaje (Amp)	Voltaje (V)	Rotación (RPM)	Long. Barra (m)	Long. Acum (m)	Actividad	Tiempo (Hr)	Horas Op (Hrs)	Min Op (Hrs)	Horas Op. Redon(Hrs)	Rendimiento (Mp/Hrs)	Tipo de Terreno	Tonelaje por avance	Tonelaje acumulado por guardia
TD	SDS - 75	700/900	60	460	12	1	1.00	Rimado	02:00	2.00	0.00	2.00	0.50	T. Duro/Fracturado	3	12
	SDS - 74	1000/1200	70/80	460	12	1.52	2.52	Rimado	03:00	3.00	0.00	3.00	0.51	T. Duro/Fracturado	5	
	SDS - 73	900/1100	70/80	460	12	1.1	3.62	Rimado	01:55	1.00	0.92	1.92	0.57	T. Duro/Fracturado	4	
TN	SDS - 73	900/1100	70/80	460	12	0.42	4.04	Rimado	01:55	1.00	0.92	1.92	0.22	T. Duro/Fracturado	1	14
	SDS - 72	1900/2000	70/90	470	12	1.52	5.56	Rimado	02:30	2.00	0.50	2.50	0.61	T. Duro/Fracturado	5	
	SDS - 71	1800	70/90	470	12	1.52	7.08	Rimado	02:30	2.00	0.50	2.50	0.61	T. Duro	5	
TD	SDS - 70	2000/2100	70/90	470	12	1	8.08	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	0.67	T. Duro	3	20
	SDS - 70	2000/2100	70/90	470	12	0.52	8.60	Rimado	00:50	0.00	0.83	0.83	0.62	T. Duro	2	
	SDS - 69	1900/2000	70/90	470	12	1.52	10.12	Rimado	02:10	2.00	0.17	2.17	0.70	T. Duro	5	
	SDS - 68	2000/2100	70/90	470	12	1.51	11.63	Rimado	02:10	2.00	0.17	2.17	0.70	T. Duro	5	
	SDS - 67	2000/2100	70/90	470	12	1.5	13.13	Rimado	02:10	2.00	0.17	2.17	0.69	T. Duro	5	
TN	SDS - 66	2000/2100	70/90	470	12	0.9	14.03	Rimado	01:20	1.00	0.33	1.33	0.68	T. Duro	3	18
	SDS - 66	1900/2000	70/90	470	12	0.62	14.65	Rimado	00:50	0.00	0.83	0.83	0.74	T. Duro/Fracturado	2	
	SDS - 65	2000/2100	70/90	470	12	1.51	16.16	Rimado	02:10	2.00	0.17	2.17	0.70	T. Duro/Fracturado	5	
	SDS - 64	1900/2000	70/90	470	12	1.51	17.67	Rimado	02:45	2.00	0.75	2.75	0.55	T. Duro/Fracturado	5	
	SDS - 63	1900/2000	70/90	470	12	1.52	19.19	Rimado	02:00	2.00	0.00	2.00	0.76	T. Duro/Fracturado	5	
TD	SDS - 62	1900/2000	70/90	470	12	0.3	19.49	Rimado	00:35	0.00	0.58	0.58	0.51	T. Duro/Fracturado	1	31
	SDS - 62	1900/2000	70/90	470	12	1.23	20.72	Rimado	01:40	1.00	0.67	1.67	0.74	T. Duro/Fracturado	4	
	SDS - 61	1700/1900	80/100	470	12	1.52	22.24	Rimado	01:25	1.00	0.42	1.42	1.07	T. Duro/Fracturado	5	
	SDS - 60	1800/1900	80/100	470	12	1.52	23.76	Rimado	01:25	1.00	0.42	1.42	1.07	T. Duro/Fracturado	5	
	SDS - 59	1800/1900	70/90	470	12	1.5	25.26	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	1.20	T. Duro/Fracturado	5	
	SDS - 58	1800/1900	70/90	470	12	1.51	26.77	Rimado	01:10	1.00	0.17	1.17	1.29	T. Duro/Fracturado	5	
	SDS - 57	1800/1900	70/90	470	12	1.52	28.29	Rimado	01:05	1.00	0.08	1.08	1.40	T. Duro/Fracturado	5	
TN	SDS - 56	1800/1900	70/90	470	12	0.6	28.89	Rimado	00:35	0.00	0.58	0.58	1.03	T. Duro/Fracturado	2	18
	SDS - 56	1800/1900	70/90	470	12	0.92	29.81	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	0.92	T. Regular	3	
	SDS - 55	1800/1900	70/90	470	12	1.51	31.32	Rimado	01:35	1.00	0.58	1.58	0.95	T. Regular	5	
	SDS - 54	1700/1800	70/90	470	12	1.52	32.84	Rimado	01:25	1.00	0.42	1.42	1.07	T. Regular	5	
TD	SDS - 53	1700/1800	70/90	470	12	1.51	34.35	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	25
	SDS - 52	2000/2100	70/90	470	12	1.51	35.86	Rimado	01:20	1.00	0.33	1.33	1.13	T. Regular	5	
	SDS - 51	2000/2100	80/90	470	12	1.52	37.38	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	
	SDS - 50	2200/2300	90/100	470	12	1.52	38.90	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	
	SDS - 49	2200/2300	90/100	470	12	1.51	40.41	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	
TN	SDS - 48	2200/2300	90/100	470	12	1.52	41.93	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	25
	SDS - 47	2200/2300	90/100	470	12	1.52	43.45	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	
	SDS - 46	2100/2200	70/90	480	12	1.52	44.97	Rimado	01:25	1.00	0.42	1.42	1.07	T. Regular	5	
	SDS - 45	1900/2000	70/90	480	12	1.51	46.48	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	1.51	T. Regular	5	
	SDS - 44	1900/2000	70/90	480	12	1.52	48.00	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	1.22	T. Regular	5	
SDS - 43	1900/2000	70/90	480	12	1.52	49.52	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Duro	5		

TD	SDS - 42	1900/2000	70/90	480	12	1.52	51.04	Rimado	01:40	1.00	0.67	1.67	0.91	T. Regular	5	32
	SDS - 41	1900/2000	80/100	470	12	1.51	52.55	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	1.51	T. Regular	5	
	SDS - 40	1900/2000	80/100	470	12	1.52	54.07	Rimado	01:05	1.00	0.08	1.08	1.40	T. Regular	5	
	SDS - 39	1900/2000	80/100	470	12	1.51	55.58	Rimado	00:55	0.00	0.92	0.92	1.65	T. Regular	5	
	SDS - 38	1900/2000	80/100	470	12	1.52	57.10	Rimado	01:05	1.00	0.08	1.08	1.40	T. Regular	5	
	SDS - 37	1900/2000	80/100	470	12	1.51	58.61	Rimado	01:05	1.00	0.08	1.08	1.39	T. Regular	5	
TN	SDS - 36	1900/2000	80/100	470	12	0.6	59.21	Rimado	00:45	0.00	0.75	0.75	0.80	T. Regular	2	24
	SDS - 35	1900/2000	80/100	470	12	1.52	60.13	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	0.92	T. Regular	3	
	SDS - 34	1900/2000	70/90	470	12	1.5	63.15	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	1.20	T. Regular	5	
	SDS - 33	1900/2000	70/90	470	12	1.52	64.67	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	1.22	T. Regular Fracturado	5	
	SDS - 32	1900/2000	70/90	470	12	1.52	66.19	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular Fracturado	5	
	SDS - 31	1900/2000	70/90	470	12	0.35	66.54	Rimado	00:30	0.00	0.50	0.50	0.70	T. Regular	1	
TD	SDS - 31	1900/2000	70/90	470	12	1.17	67.71	Rimado	01:10	1.00	0.17	1.17	1.00	T. Regular	4	30
	SDS - 30	1900/2000	70/90	470	12	1.52	69.23	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	
	SDS - 29	1800/1900	80/100	470	12	1.52	70.75	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	1.52	T. Regular	5	
	SDS - 28	1800/2000	80/100	470	12	1.52	72.27	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	1.52	T. Regular	5	
	SDS - 27	1800/2000	80/100	470	12	1.52	73.79	Rimado	01:10	1.00	0.17	1.17	1.30	T. Regular	5	
	SDS - 26	1800/2000	80/100	470	12	1.52	75.31	Rimado	01:10	1.00	0.17	1.17	1.30	T. Regular	5	
TN	SDS - 25	2000/2400	80/100	470	12	0.35	75.66	Rimado	01:25	1.00	0.42	1.42	0.25	T. Duro	1	19
	SDS - 25	2000/2400	80/100	470	12	1.18	76.84	Rimado	01:45	1.00	0.75	1.75	0.67	T. Duro	4	
	SDS - 24	2200/2400	80/100	470	12	1.51	78.35	Rimado	02:00	2.00	0.00	2.00	0.76	T. Regular	5	
	SDS - 23	2300/2400	80/100	460	12	1.52	79.87	Rimado	02:00	2.00	0.00	2.00	0.76	T. Duro	5	
	SDS - 22	2300/2400	80/100	470	12	1.52	81.39	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	1.22	T. Duro	5	
	SDS - 21	2200/2300	80/100	460	12	1.52	82.91	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	1.22	T. Regular	5	
TD	SDS - 20	2400/2500	80/100	480	12	1.52	84.43	Rimado	02:15	2.00	0.25	2.25	0.68	T. Duro	5	21
	SDS - 19	2400/2500	80/100	480	12	1.52	85.95	Rimado	01:45	1.00	0.75	1.75	0.87	T. Duro	5	
	SDS - 18	2400/2500	80/100	480	12	1.52	87.47	Rimado	01:35	1.00	0.58	1.58	0.96	T. Duro	5	
	SDS - 17	2400/2500	80/100	480	12	0.35	87.82	Rimado	00:30	0.00	0.50	0.50	0.70	T. Duro	1	
	SDS - 17	2400/2500	80/100	480	12	1.17	88.99	Rimado	01:45	1.00	0.75	1.75	0.67	T. Duro	4	
	SDS - 16	2400/2500	80/100	480	12	1.52	90.51	Rimado	02:15	2.00	0.25	2.25	0.68	T. Regular	5	
TN	SDS - 15	2400/2500	80/100	470	12	1.51	92.02	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	1.21	T. Regular	5	20
	SDS - 14	2300/2400	80/100	470	12	1.52	93.54	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	1.22	T. Regular	5	
	SDS - 13	2300/2400	80/100	460	12	0.43	93.97	Rimado	00:30	0.00	0.50	0.50	0.86	T. Regular	1	
	SDS - 13	2300/2400	80/100	460	12	1.07	95.04	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	0.86	T. Duro	4	
	SDS - 12	2400/2500	80/100	470	12	1.51	96.55	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	
	SDS - 11	2400/2400	80/100	470	12	1.52	98.07	Rimado	01:45	1.00	0.75	1.75	0.87	T. Regular	5	
TD	SDS - 10	2400/2400	80/100	470	12	1.51	99.58	Rimado	01:35	1.00	0.58	1.58	0.95	T. Regular	5	23
	SDS - 9	1800/1900	80/100	470	12	1.2	100.78	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	1.20	T. Regular Fracturado	4	
	SDS - 9	1800/1900	80/100	470	12	0.32	101.10	Rimado	00:30	0.00	0.50	0.50	0.64	T. Regular Fracturado	1	
	SDS - 8	1700/1800	80/100	470	12	1.51	102.61	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	1.51	T. Duro	5	
	SDS - 7	1600/1800	80/100	470	12	1.52	104.13	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Duro	5	
	SDS - 6	2300/2400	80/100	460	12	1.51	105.64	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	
TN	SDS - 5	2200/2400	80/100	460	12	1.51	107.15	Rimado	01:10	1.00	0.17	1.17	1.29	T. Regular	5	28
	SDS - 4	2200/2300	80/100	460	12	1.52	108.67	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	1.52	T. Regular	5	
	SDS - 3	2200/2300	80/100	460	12	0.6	109.27	Rimado	00:30	0.00	0.50	0.50	1.20	T. Regular	2	
	SDS - 3	2200/2300	80/100	460	12	0.92	110.19	Rimado	01:00	1.00	0.00	1.00	0.92	T. Regular	3	
	SDS - 2	2200/2300	80/100	460	12	1.52	111.71	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	
	SDS - 1	1500/1800	80/100	460	12	1	112.71	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	0.80	T. Regular	3	
TD	SDS - 2	2200/2300	80/100	460	12	1.52	111.71	Rimado	01:30	1.00	0.50	1.50	1.01	T. Regular	5	11
	SDS - 1	1500/1800	80/100	460	12	1	112.71	Rimado	01:15	1.00	0.25	1.25	0.80	T. Regular	3	

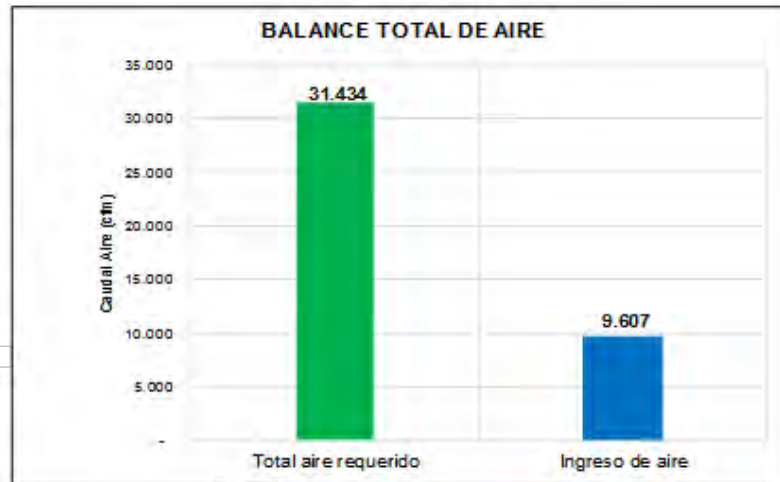
Anexo J. Evaluación de ventilación del PQ, antes de la conexión del RB

ANEXO Nº 10 EVALUACION DE VENTILACIÓN DEL PQ, ANTES DE LA CONEXION DEL RB 650-ENERO 2022

DISTRIBUCIÓN REQUERIMIENTOS	m ³ /min	cfm	%
QTr: Personas (2 trabajadores)	12	424	1%
QMa: Consumo de Madera (<20%)	0	0	0%
QTe: Temperatura en Labores (>23 °C)	534	18.858	60%
QEq: Equipos Diesel (1 equipo Scoop; 76 HP)	228	8.052	26%
Caudal Requerido QT1 = QTr+QMa+QTe+QEq	774	27.334	-
QFu: Caudal Requerido por Fugas (15%*Qto)	116	4.100	13%
Caudal Requerido QTo=QT1+QFu	890	31.434	100%

NOTA: No se considera el requerimiento por explosivo, por ser menor a requerimiento diesel.

Balance total de aire		
Caudal de aire	m ³ /min	cfm
Total aire requerido	890	31.434
Ingreso de aire	272	9.607
Cobertura (%)		31%
Déficit (cfm)		-21.827



42.230
37.288
204.499

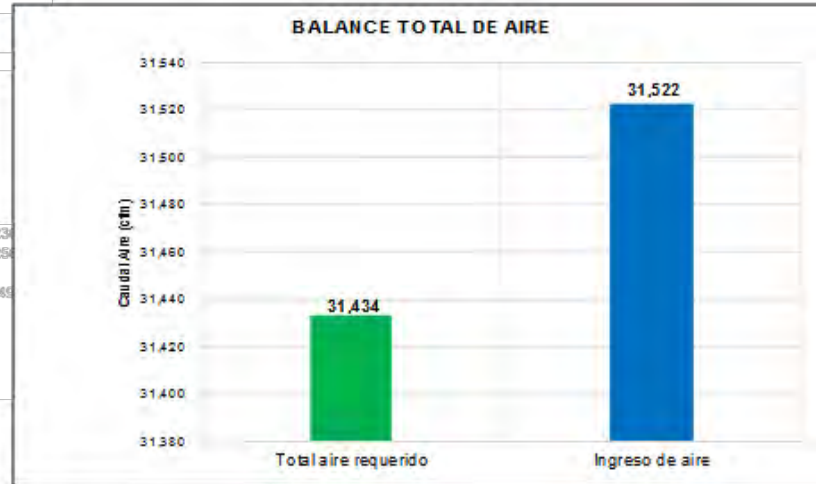
Anexo K. Evaluación de ventilación del PQ, después de la conexión del RB

ANEXO N° 11 EVALUACION DE VENTILACIÓN DEL PQ, DESPUES DE LA CONEXION DEL RB 650-MARZO 2022

DISTRIBUCIÓN REQUERIMIENTOS			
	m ³ /min	cfm	%
QTr: Personas (2 trabajadores)	12	424	1%
QMa: Consumo de Madera (<20%)	0	0	0%
QTe: Temperatura en Labores (>23 °C)	534	18,858	60%
QEq: Equipos Diesel (1 equipo Scoop; 76 HP)	228	8,052	26%
Caudal Requerido QT1 = QTr+QMa+QTe+QEq	774	27,334	-
QFu: Caudal Requerido por Fugas (15%*Qto)	116	4,100	13%
Caudal Requerido QTo=QT1+QFu	890	31,434	100%

NOTA: No se considera el requerimiento por explosivo, por ser menor a requerimiento diesel.

Balance total de aire		
Caudal de aire	m ³ /min	cfm
Total aire requerido	890	31,434
Ingreso de aire	893	31,522
Cobertura (%)	100%	
Superávit (cfm)	88	



42,234
37,284
204,48