



UNIVERSIDAD DEL AZUAY

DEPARTAMENTO DE POSGRADOS

**“Diseño del sistema de ventilación en el Nivel 8 de la mina Chito, cantón Chinchipe,
provincia de Zamora Chinchipe”**

Trabajo de Titulación previo a la obtención del título de:
Magíster en Minas con mención en Planeamiento Minero

Autora:

LORENA DEL CARMEN VARGAS FEIJOÓ

Director:

ING. LEONARDO ANÍBAL NÚÑEZ RODAS

CUENCA – ECUADOR

2025

Lorena del Carmen Vargas Feijoo

Trabajo de Titulación

Ing. Leonardo Núñez Rodas

Noviembre, 2025

**“Diseño del sistema de ventilación en el Nivel 8 de la mina Chito, cantón Chinchipe,
provincia de Zamora Chinchipe”**

DEDICATORIA

En primer lugar, dedico esta investigación académica a Diosito, por ser mi compañero y estar junto en mi vida por cada paso y bendecirme con la oportunidad de estudiar y superarme; por iluminar mi mente y darme la fortaleza durante mis estudios; además de ponerme en mi camino personas maravillosas que han sido mi soporte y compañía.

Mi cariño especial a mis hijas Paulita y Danielita, quienes son mi mayor impulso, mis mejores amigas y confidentes de estudio, con su amor, apoyo y compresión incondicional estuvieron siempre junto en este periodo académico.

A mis padres y hermanos, que me dieron sus bendiciones y soporte emocional que llenaron mi corazón de felicidad, enseñándome que nunca es tarde para hacer lo que nos gusta, sentirme querida y protegida. A la señora Cecilia Cabrera, siendo partícipe en este logro, apoyándome en todo momento; y en general a toda mi linda familia y brindaron palabras de aliento y la confianza brindada.

Lorena del Carmen Vargas Feijoó

AGRADECIMIENTO

Agradezco a todos los profesores de esta maestría auspiciada por la Universidad del Azuay, que permitieron tener una visión técnica de nuevos conocimientos en la Planificación de Minas; lo cual permitirá enfocarme en nuevos retos en el ámbito profesional. A la empresa Exploriente Cía. Ltda. por brindar las facilidades y oportunidad para realizar este trabajo de investigación en sus instalaciones mineras, que fue la base principal para la ejecución de este trabajo.

Deseo expresar mi más sincera gratitud al Ing. Leonardo Núñez Rodas, colega, profesor y guía en este trabajo técnico, por sus valiosas sugerencias y aportes que enriquecieron significativamente el desarrollo de la presente investigación.

Extiendo mi reconocimiento a mi querida familia Vargas Feijoo, en especial a mis hijas Paulita y Danielita, quienes con su constante preocupación y apoyo incondicional velaron por mi bienestar a lo largo de este proceso de formación académica. Finalmente, agradezco a todas aquellas personas que, de una u otra manera, me brindaron su respaldo, aliento, sonrisas, conocimientos y experiencias profesionales. Cada uno de estos gestos constituyó un estímulo invaluable que me motivó a seguir adelante y alcanzar esta meta.

Lorena del Carmen Vargas Feijoó

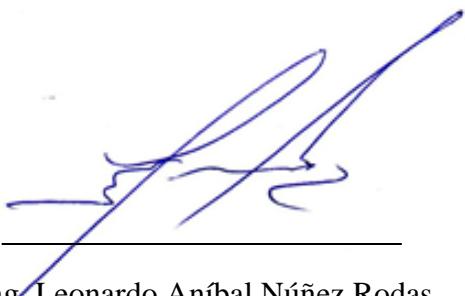
RESUMEN

El presente trabajo se enfoca en el diseño del sistema de ventilación para el Nivel 8 de la mina Chito, operada por Exploriente Cía. Ltda., ubicada en la parroquia Chito, cantón Chinchipe, Zamora Chinchipe. La empresa no cuenta con estudios técnicos que aseguren una adecuada circulación de aire en sus labores subterráneas.

Para definir los requerimientos del sistema, se realizó una recolección de datos en campo que incluyó levantamiento topográfico, medición de temperatura, humedad y velocidad del aire, así como información sobre personal, producción, litología, consumo de explosivos, sostenimiento, frentes de trabajo y dimensiones de labores.

Con base en el análisis técnico, se determinó que el Nivel 8 requiere un caudal de aire de 1,508 m³/s. Este será generado por dos ventiladores axiales de 5 HP instalados en serie (superficie y Nivel 5) y distribuido mediante ductos, conformando un sistema mixto de inyección y extracción, cumpliendo normativas de seguridad.

Palabras clave: Ventilación, labores mineras, sistemas, seguridad, diseño.



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Director del trabajo de titulación

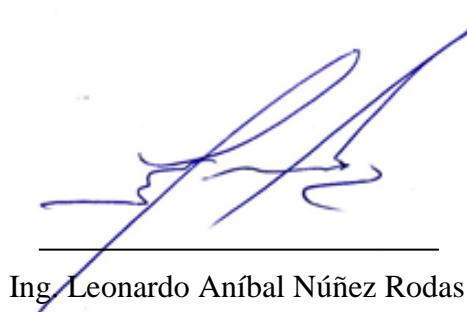
ABSTRACT

The present work focused on the design of the ventilation system for Level 8 of the Chito mine, operated by Exploriente Cía. Ltda., located in Chito parish, Chinchipe canton, Zamora Chinchipe. The company does not have technical studies that ensure adequate air circulation in its underground workings.

To define the system requirements, field data were collected, including topographic surveying, measurement of temperature, humidity, and air velocity, as well as information on personnel, production, lithology, explosive consumption, ground support, work fronts, and the dimensions of the workings.

Based on the technical analysis, it was determined that Level 8 requires an air flow rate of 1.508 m³/s. This will be generated by two 5 HP axial fans installed in series (surface and Level 5) and distributed through ducts, forming a mixed injection extraction system that complies with safety regulations.

Keywords: Ventilation, mine workings, systems, safety, design.



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Thesis Director

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO	iv
RESUMEN.....	v
ABSTRACT.....	vi
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	xv
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xviii
Introducción.....	1
1. GENERALIDADES.....	2
1.1.Antecedentes de la empresa.....	2
1.2 Planteamiento del problema.....	2
1.3 Objetivos de la investigación	3
<i>1.3.1 Objetivo general</i>	3
<i>1.3.2 Objetivos específicos</i>	3
1.4 Justificación	4
1.5 Hipótesis	4
1.6 Antecedentes de la labor minera	5

1.7 Estudios realizados en la ventilación de minas en Ecuador.....	5
1.8 Ubicación política	6
1.9 Descripción del área de estudio	7
<i>1.9.1 Topografía</i>	<i>8</i>
<i>1.9.2 Clima.....</i>	<i>9</i>
<i>1.9.3 Hidrología.....</i>	<i>10</i>
<i>1.9.4 Geología Regional.....</i>	<i>10</i>
<i>1.9.5 Geología y mineralización del nivel 8</i>	<i>11</i>
1.10. Actividades mineras.....	11
<i>1.10.1 Sistema de explotación.....</i>	<i>11</i>
<i>1.10.2 Ciclo del minado.....</i>	<i>14</i>
<i>1.10.3 Tipo y consumo de sustancias explosivas</i>	<i>17</i>
<i>1.10.4 Mano de obra y jornadas laborales</i>	<i>21</i>
<i>1.10.5 Producción</i>	<i>21</i>
<i>1.10.6 Maquinaria minera</i>	<i>22</i>
<i>1.10.7 Parámetros geométricos de las labores mineras.....</i>	<i>22</i>
<i>1.10.8 Instalaciones del nivel 8.....</i>	<i>24</i>
<i>1.10.9 Topografía Subterránea del nivel 8</i>	<i>24</i>
2. MARCO TEÓRICO	28
2.1 Conceptos básicos	28

2.1.1 Minería	28
2.1.2 Minería en superficie	28
2.1.3 Minería subterránea	28
2.1.4 Ventilación subterránea.....	29
2.2 Tipos de ventilación.....	29
2.2.1 Ventilación natural.....	29
2.2.2 Ventilación mecánica o auxiliar	31
2.3 Cálculo de la demanda de aire	32
2.3.1 Requerimiento de aire necesario por el número de personal (QTr).....	32
2.3.2 Requerimiento de aire según el consumo de madera (QMa).....	32
2.3.3 Requerimiento de aire según la temperatura (QTe)	34
2.3.4 Requerimiento de aire por cantidad de equipos en funcionamiento (Qef)	34
2.3.5 Requerimiento de aire por el polvo en suspensión. (Qp)	35
2.3.6 Requerimiento de aire por consumo de sustancia explosiva (Qex).....	36
2.3.7 Requerimiento de caudal de aire en función de la producción	37
2.3.8 Requerimiento de aire para mantener condiciones óptimas ambientales.....	38
2.3.9 Requerimiento total de aire (Qto)	39
2.4 Sistemas de ventilación.....	39
2.4.1 Sistema impelente (inyección).....	40
2.4.2 Sistema aspirante (succión).....	41

2.4.3 Sistema combinado	43
2.4.3.1 Sistema combinado Impelente (soplante) con apoyo aspirante.....	44
2.4.3.2 Sistema combinado Aspirante con apoyo Impelente (soplante).....	44
2.5 Tipos de ventiladores	45
2.5.1 <i>Ventilador principal o de superficie</i>	46
2.5.2 <i>Ventilador secundarios o reforzador</i>	46
2.5.3 <i>Ventilador auxiliar</i>	46
2.5.4 <i>Ventiladores axial</i>	47
2.5.5 <i>Ventilador de hélice</i>	49
2.5.6 <i>Ventiladores centrífugos o radiales</i>	49
2.6 Tipos de mangas de ventilación.....	51
2.6.1 <i>Manga para extraer aire DELTAVENT DVS</i>	53
2.6.2 <i>Manga para insuflar aire DELTAVENT DVI</i>	53
2.7 Atmosfera minera y gases.....	54
2.7.1 <i>Atmósfera minera</i>	54
2.7.2 <i>Origen de los gases</i>	59
2.7.3 <i>Características del material particulado</i>	63
3. DISEÑO DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN DEL NIVEL 8.....	64
3.1. Ubicación de puntos de control de medición en el nivel 8	64
3.2. Propiedades termodinamicas del nivel 8	65

<i>3.2.1 Temperatura</i>	65
<i>3.2.3 Medición de la velocidad.....</i>	69
<i>3.2.4 Peso específico y densidad del aire</i>	70
<i>3.2.5 Presión</i>	71
3.3 Condición actual de la mina en el nivel 8.....	73
3.4 Cálculo de caudal de aire	75
<i>3.4.1 Caudal de aire por el número de Personal que labora en el nivel 8.....</i>	75
<i>3.4.2 Caudal de aire por consumo de madera (QMa).....</i>	76
<i>3.4.3 Caudal de aire según la Temperatura de labores mineras (QTe).....</i>	76
<i>3.4.4 Caudal de aire por maquinarias mineras que funciona con combustible</i>	77
<i>3.4.5 Caudal de aire por generación de polvo en suspensión. (Qp)</i>	78
<i>3.4.6 Caudal de aire con consumo de sustancias explosivas (Qex).....</i>	78
<i>3.4.7 Caudal de aire por la producción de mineral (QPd).....</i>	79
<i>3.4.8 Caudal de aire para mantener las condiciones ambientales óptimas (QAm)</i>	80
<i>3.4.9 Requerimiento total de aire para la operación minera (QTo)</i>	80
<i>3.5 Cálculo del caudal de aire en las diferentes estaciones del nivel 8.....</i>	82
3.6 Necesidades de aire para la respiración	83
3.7 Cálculo de la resistencia de ventilación en el nivel 8.....	85
<i>3.7.1. Cálculo de la resistencia aerodinámica o al rozamiento</i>	86
<i>3.7.1.1 Coeficiente de forma</i>	87

3.7.1.2 Coeficiente de fricción o rozamiento.....	88
3.7.1.3 Coeficiente de resistencia aerodinámica.....	90
3.7.2 Resistencia local	93
3.7.3 Calculo de resistencia regulada.....	95
3.7.4 Cálculo de la resistencia del circuito de ventilación.....	97
3.8. Perdida de carga o presión (H).....	98
3.8.1 Caída de presión por rozamiento en labor minera.....	99
3.8.2 Perdida de presión por rozamiento en conductos.....	102
3.8.3 Perdida de presión singulares	107
3.9 Descripción de los ductos de ventilación a emplearse.....	116
3.9.1 Detalle de la tubería PVC.....	116
3.9.2 Detalle de mangas de ventilación.....	118
3.10 Selección del ventilador.....	120
3.10.1 Factores de selección del ventilador.....	120
3.10.2 Calculo de la potencia efectiva.	122
3.10.3 Cálculo de energía para un ventilador.....	126
3.10.4 Calculo de la potencia del ventilador	127
3.10.5 Características de ventilador	127
3.11Balance de aire	129
3.12 Diseño del sistema de ventilación propuesto para el nivel 8	132

3.12.1 Parámetros técnicos del nivel 8	132
3.12.2 Optimización del sistema de ventilación	133
3.12.3 Selección del tipo de sistema de ventilación.....	135
3.12.3.1 Ventilación natural.....	135
3.12.3.2 Ventilación forzada.....	136
3.12.4 Métodos de ventilación	139
3.12.5 Conexiones del circuito de ventilación.....	140
3.12.6 Componentes del sistema de ventilación propuesto.....	141
CONCLUSIONES	145
RECOMENDACIONES	146
BIBLIOGRAFÍA.....	147
ANEXOS.....	151

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapa de ubicación del área minera Chito.	7
Figura 2. Fotografía aérea de la concesión minera	9
Figura 3. Labores mineras de acceso al nivel 8 de la mina Chito.....	26
Figura 4. Diseño de sistema de impelente	40
Figura 5. Diseño del sistema de ventilación aspirante	42
Figura 6. Diseño del sistema de ventilación combinado.....	45
Figura 7. Ventilador axial	47
Figura 8. Ventilador de hélice.....	49
Figura 9. Partes de un ventilador centrífugo	50
Figura 10. Sistemas de refuerzo de mangas de ventilación	54
Figura 11. Circuito de ventilación, medición de resistencias	102
Figura 12. Perfil de labores mineras en el sistema de ventilación natural.....	136
Figura 13. Diseño del sistema de tendido de tuberías de airea hasta el nivel 8	137
Figura 14. Sistema de ventilación forzada.....	140

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Parámetros del método corte y relleno	13
Tabla 2. Características técnicas de las sustancias explosivas.....	17
Tabla 3. Consumo de sustancias explosivas en la mina Chito.....	19
Tabla 4. Parámetros técnicos para el diseño de perforación del nivel 8	19
Tabla 5. Cantidad de sustancias explosivas utilizadas en el nivel 8 y volumen de gases.....	20
Tabla 6. Características de las labores mineras de acceso al nivel 8	23
Tabla 7. Parámetros geométricos de la labor minera nivel 8.....	27
Tabla 8. Características y diferencias entre los tipos de materiales de ductos de ventilación .	52
Tabla 9. Gases en atmósfera de mina.....	55
Tabla 10. Propiedades de los gases de mina	58
Tabla 11. Ubicación puntos de control en el nivel 8 y dimensiones de la labor minera.....	64
Tabla 12. Resultados del medición y cálculo de temperatura en el nivel 8 (°C)	68
Tabla 13. Resultados de la medición de humedad.....	69
Tabla 14. Resultados de la medición de velocidad del aire en el nivel 8	70
Tabla 15. Valores de variación de la presión según de altura.....	72
Tabla 16. Parámetros actuales de ventilación en nivel 8	74
Tabla 17. Factor de producción de acuerdo con el consumo de madera	76

Tabla 18. Caudal requerido en función de la humedad y velocidad	77
Tabla 19. Resultado del cálculo de caudal de aire requerido en el nivel 8	80
Tabla 20. Cálculo del caudal de aire en las diferentes estaciones en el nivel 8	82
Tabla 21. Inhalación de oxígeno y aire en la respiración humana.....	83
Tabla 22. Coeficiente de frotamiento de las paredes	89
Tabla 23. Valores de coeficiente aerodinámico	90
Tabla 24. Calculo de resistencia aerodinámica o rozamiento en el nivel 8	92
Tabla 25. Cálculos de resistencia en codos angulares y codos curvos	94
Tabla 26. Cálculo de la resistencia local en el circuito de ventilación en el nivel 8.....	94
Tabla 27. Cálculo de la resistencia regulada en el nivel 8	96
Tabla 28. Cálculo de la resistencia total en el nivel 8.....	97
Tabla 29. Cálculo de pérdida de presión en labor minera nivel 8.....	100
Tabla 30. Número de Reynolds para saber el flujo de aire en la mina	105
Tabla 31. Valores de pérdida de presión por fricción en tuberías del nivel 8.....	106
Tabla 32. Calculo de la perdida de presión por rozamiento Hf en el nivel 8.....	107
Tabla 33. Valores de coeficiente de pérdida local ζ	109
Tabla 34. Resultados de cálculo de la perdida singular en el nivel 8	110
Tabla 35. Determinación del coeficiente de resistencia local por largos equivalentes.....	113

Tabla 36. Largos equivalentes en función de la forma de la labor	114
Tabla 37. Calculo de la perdida de carga en el nivel 8	115
Tabla 38. Especificaciones técnicas de tubería PVC	117
Tabla 39. Especificaciones técnicas de mangas de ventilación	119
Tabla 40. Resultados de los calculos operacionales y característica del ventilador	128
Tabla 41. Especificaciones técnicas ventiladores axiales	129
Tabla 42. Parámetros medidos en la labor minera del nivel 8	133
Tabla 43 Ubicación de los extractores de gases.....	137
Tabla 44. Detalles de las características del sistema de ventilación para el nivel 8	141
Tabla 45. Parámetros operacionales	142

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Medición de la temperatura.....	151
Anexo 2: Puntos de monitoreo y característica de labor minera	152
Anexo 3: Medición de temperatura, humedad y velocidad del aire en el nivel 8	153
Anexo 4: Mapa de ubicación de bocamina y labores de ventilación minera.....	154
Anexo 5: Mapa del clima y temperatura de la zona de influencia.....	155
Anexo 6: Levantamiento topográfico del nivel 8 y los puntos de medición	156
Anexo 7: Ubicación de los puntos de medición de resistencia y perdida de carga.....	157

Introducción

Uno de los principales desafíos de la pequeña minería es la aplicación de estudios técnicos que garanticen condiciones seguras y eficientes en las operaciones unitarias. Entre estos, la ventilación subterránea representa un aspecto crítico, dado que la presencia de gases, polvos, humedad y temperaturas elevadas degradan la calidad del aire y, por ende, las condiciones laborales. Diseñar circuitos de ventilación adecuados mediante métodos naturales o forzados, permite mantener un suministro constante de aire fresco y evacuar contaminantes, asegurando la productividad y la salud ocupacional.

La ventilación minera es una disciplina esencial que combina soluciones técnicas y tecnológicas, su optimización es relevante en la faena minera, debido que el aire fresco que ingresa a la mina altera su composición química por la presencia de gases y polvo generados en la voladura de rocas, los cuales afectan la seguridad y bienestar de los trabajadores.

Al contexto de los indicado, se realizó el estudio técnico para el diseño del circuito de ventilación del Nivel 8, en la mina de la Compañía Exploriente Cía. Ltda., ubicada en la provincia de Zamora Chinchipe. En este análisis se consideró parámetros técnicos como el método de perforación y explotación, horas de trabajo, número de personal, producción, forma y dimensiones de labores mineras, uso de madera y combustibles, maquinaria, horas de ventilación. El levantamiento de esta información se realizó *in situ* en el nivel 8, lo cual permitió definir la ruta óptima de tuberías de ventilación, ubicación de equipos, determinar los puntos críticos de resistencia. La propuesta busca crear condiciones seguras de ventilación conforme la normativa minera, mejorar la productividad en ese nivel, reducir riesgos de accidentes y enfermedades ocupacionales.

CAPÍTULO 1

1. GENERALIDADES

1.1. Antecedentes de la empresa

El proyecto minero de la Compañía Exploriente, quien es titular de la concesión Chito (código 50000450), otorgada por el Estado ecuatoriano, mediante resolución No. MEM-CZS-2023-0129-RM, bajo el Régimen Especial de Pequeña Minería. En la concesión se realiza la exploración y explotación simultánea de minerales metálicos, principalmente en vetas con contenidos de sulfuros con presencia de oro. Las estructuras mineralizadas fueron identificadas a partir de investigaciones preliminares de trabajos artesanales previos. La compañía Exploriente ha ejecutado labores exploratorias desde el año 2016 orientadas a descubrir nuevas estructuras mineralizadas, con el fin de determinar su forma, extensión y reservas económicas. Durante esta etapa de trabajo están utilizando ventilación mecánica y forzada con poca eficiencia en sus frentes de trabajo.

En este contexto, la ventilación en la mina Chito, se constituye un factor crítico para garantizar la seguridad de los trabajadores, especialmente en el Nivel 8, que carece de un sistema eficiente de suministro de aire, representando un riesgo para la operación futura, baja productividad y el aprovechamiento de reservas profundas.

1.2 Planteamiento del problema

La ventilación de minas comprende la gestión operativa y planificación para abastecer y garantizar la cantidad y calidad de aire requerido para el personal en el desarrollo de las faenas mineras. La mala ventilación es un peligro latente capaz de producir accidentes laborales y/o enfermedades ocupacionales, debido a la inhalación de gases y polvos generados en la voladura,

por lo tanto, es necesario garantizar condiciones óptimas de una atmósfera agradable, limpia y disminuir la acumulación de gases. Por lo que es necesario, el diseño de un sistema de ventilación conforme las necesidades de flujo de aire requerida en el nivel 8.

La compañía Exploriente Cía. Ltda., necesita la implementación de un circuito de ventilación que brinde soluciones a la problemática actual en el nivel 8, por lo tanto, este estudio contribuirá de sustento técnico para el análisis de mejorar la ventilación, donde se consideró características particulares como numero de frentes de trabajo, sistema de explotación, tipo y consumo de sustancias explosivas, número de personal, dimensiones de labores mineras, número de equipos disponibles, jornadas laborales. Esos parámetros permiten diseñar una alternativa del sistema de ventilación eficiente, eficaz y segura para la ejecución de sus actividades mineras en el nivel 8, enfocadas a crear un ambiente de confort, precautelar la seguridad y salud de los trabajadores, optimizar las actividades extractivas y garantizar el suministro de aire fresco conforme los parámetros de la normativa legal.

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

El objetivo principal del presente trabajo de tesis es diseñar un sistema de ventilación conforme a las características técnico - mineras y geológicas de la mina Chito, que permita tener un caudal de aire optimo en los frentes de exploración y/o explotación del Nivel 8.

1.3.2 Objetivos específicos

Calcular el caudal de aire requerido para el Nivel 8, que garantice condiciones seguras de operación, aplicando parámetros técnicos de diseño de ventilación subterránea.

Definir las rutas de ventilación desde la bocamina hasta llegar al Nivel 8, estableciendo las entradas y salidas principales, y la ubicación óptima de ventiladores que asegure el flujo de aire fresco y evacuación de aire viciado.

Diseñar el sistema de ventilación más eficiente para el Nivel 8, seleccionando el método adecuado en función de las condiciones técnicas y mineras.

1.4 Justificación

La compañía Exploriente Cía. Ltda., tiene un sistema de ventilación combinado, natural a través de tres labores que tiene salida a la superficie, y por compresión de aire. El presente trabajo de investigación hace el cálculo del caudal de aire requerido para ventilar el Nivel 8, durante la ejecución de las operaciones unitarias mineras, proponiendo a la empresa un diseño adaptable a las condiciones actuales de la mina y labor minera, conforme los requerido en la base legal del reglamento de Seguridad Minera (Capítulo VIII) que indica el volumen mínimo por persona de $3 \text{ m}^3/\text{min}$, y la velocidad de 15 m/min .

El diseño de sistema de ventilación del nivel 8, es una propuesta para mejorar el ambiente laboral y productividad; los principales beneficiarios son los trabajadores que están expuesto a gases y polvos generados por la voladura en el franqueo de labores mineras; y la empresa disminuyendo los accidentes laborales que conlleva a la suspensión legal de actividades.

1.5 Hipótesis

¿Cuál es el diseño técnico del sistema de ventilación en el nivel 8 de la Mina Chito, considerando factores técnicos y económicos, que permita mejorar las condiciones de confort laboral, la faena minera, disminuir accidentes laborales por gaseamiento, con la finalidad de

tener una mejor productividad y cumplir con las normas legales establecidas en el Ecuador por la actividad minera?

1.6 Antecedentes de la labor minera

Las características técnico minero y geológicos corresponden al tipo de yacimiento localizado en el área minera Chito, las estructuras minerales y fallas determinan la presencia de mineralización económicamente rentable; para lo cual se dispone de información geológica superficial y subterránea, medición de elementos de orientación de las estructuras minerales, levantamiento topográfico de labores mineras, mapeo geológico, análisis de minerales y estudios de las condiciones geotécnicas.

El nivel ocho (Nv8), objeto de estudio se encuentra en la cota 1162 m.s.n.m. a 100 m de profundidad vertical del nivel principal, esta labor fue abierta hace 10 años, el acceso se realizaba desde otro frontón que se ubica en la concesión Grupo Orión, que actualmente se encuentra cerrado, quedando únicamente el acceso de conexión con la mina de Exploriente desde el pique 3 Norte.

1.7 Estudios realizados en la ventilación de minas en Ecuador

El estudio de Ayala y Ponce (2023) en la mina subterránea Playitas evidenció, mediante mediciones con anemómetro, la presencia de gases y material particulado por encima de los límites permisibles, así como un caudal de aire insuficiente; por ello, se propuso la implementación de ventiladores axiales. Carabajo (2015) planteó una metodología para evaluar la atmósfera minera, iniciando con la medición de temperatura y composición de gases como oxígeno, dióxido de carbono y argón. También identificó fuentes de polvo y emisiones, proponiendo ubicar ventiladores estratégicamente según la topografía y entradas naturales de

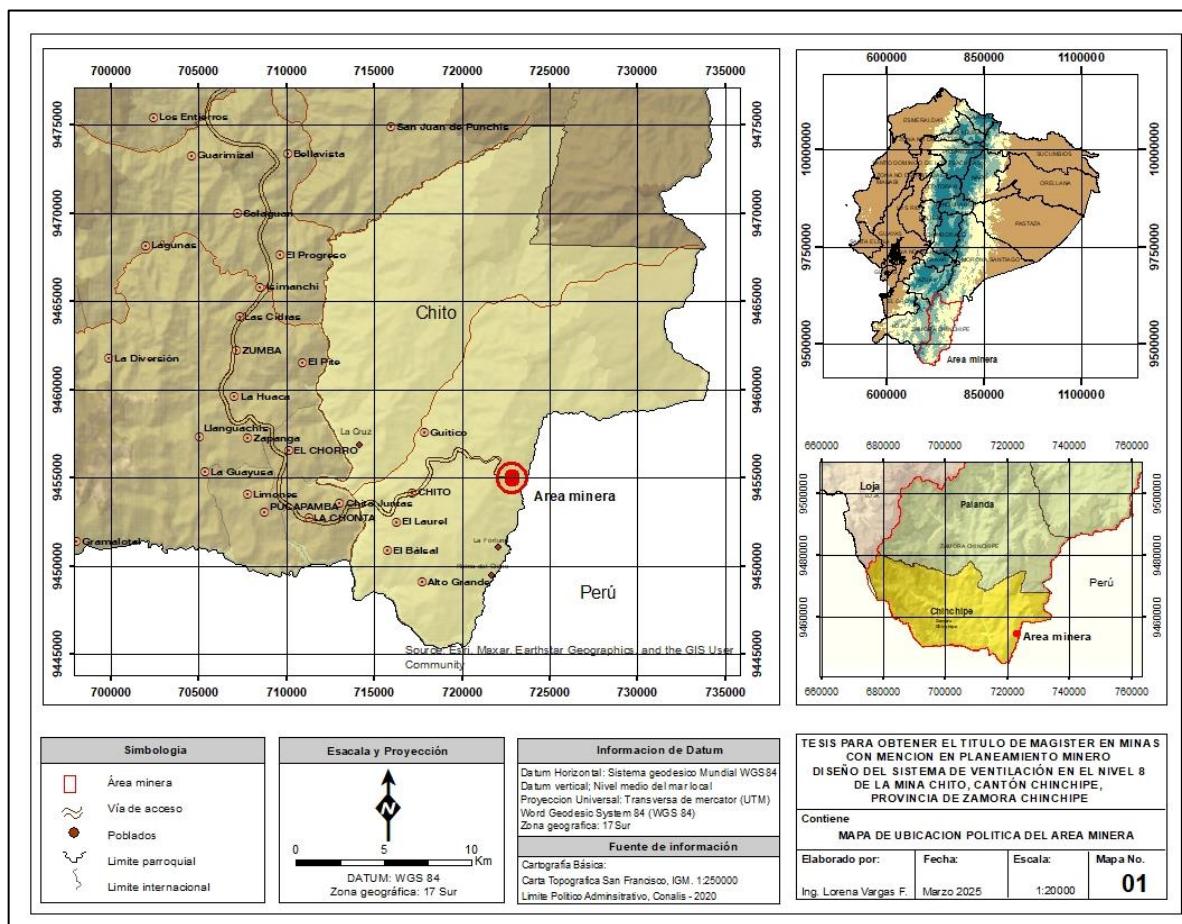
aire, estableciendo una red eficiente. Por su parte, Mendieta (2023) calculó los requerimientos de ventilación considerando personal, temperatura, explosivos, equipos a diésel y pérdidas de caudal, proponiendo un sistema mixto de inyección y extracción con ventiladores axiales y tuberías dimensionadas al caudal requerido.

Una vez determinado el caudal necesario de aire en una labor minera, se procedió a la selección del ventilador adecuado conforme los requerimientos técnicos. Finalmente, se propone la implementación de un sistema de ventilación mixto que combina la inyección y extracción de aire; este sistema emplea ventiladores axiales, con tubería o mangas de 8 pulgadas, con lo cual se garantiza un flujo óptimo de aire para las condiciones específicas del entorno de trabajo.

1.8 Ubicación política

Geográficamente la concesión minera Chito código 50000450, está ubicada al este de la Cordillera Occidental de los Andes, que comprende la cordillera de Chorocoto, al sureste de la provincia de Zamora Chinchipe, a una distancia de 52 km desde la ciudad de Zumba; políticamente se ubica en la parroquia Chito, cantón Chinchipe, Provincia de Zamora Chinchipe,

Figura 1. Mapa de ubicación del área minera Chito



Fuente: Elaboración propia

La georreferenciación de la bocamina se realizó con GPS marca Garmin 64SX, el día 15 de septiembre del 2024. Según el datum WGS 84 corresponde las siguientes coordenadas UTM 723177E y 9455307.5N; y con el sistema PSAD 56 se ubica en 722928,1E y 9454944,5N; la cota es 1261.5msnm.

1.9 Descripción del área de estudio

Los trabajos topográficos en el interior de las minas forzosamente son distintos a los de superficie, debido a las condiciones particulares de trabajo en el subsuelo, por lo que resulta indispensable disponer de conocimientos de laboreo de minas para poder consignar, con su

denominación correcta. Una mina subterránea productiva requiere una red de labores mineras pozos, galerías, rampas y chimeneas o coladeros, lo cual es conocido como planificación minera. (Estruch y Tapia, 2010)

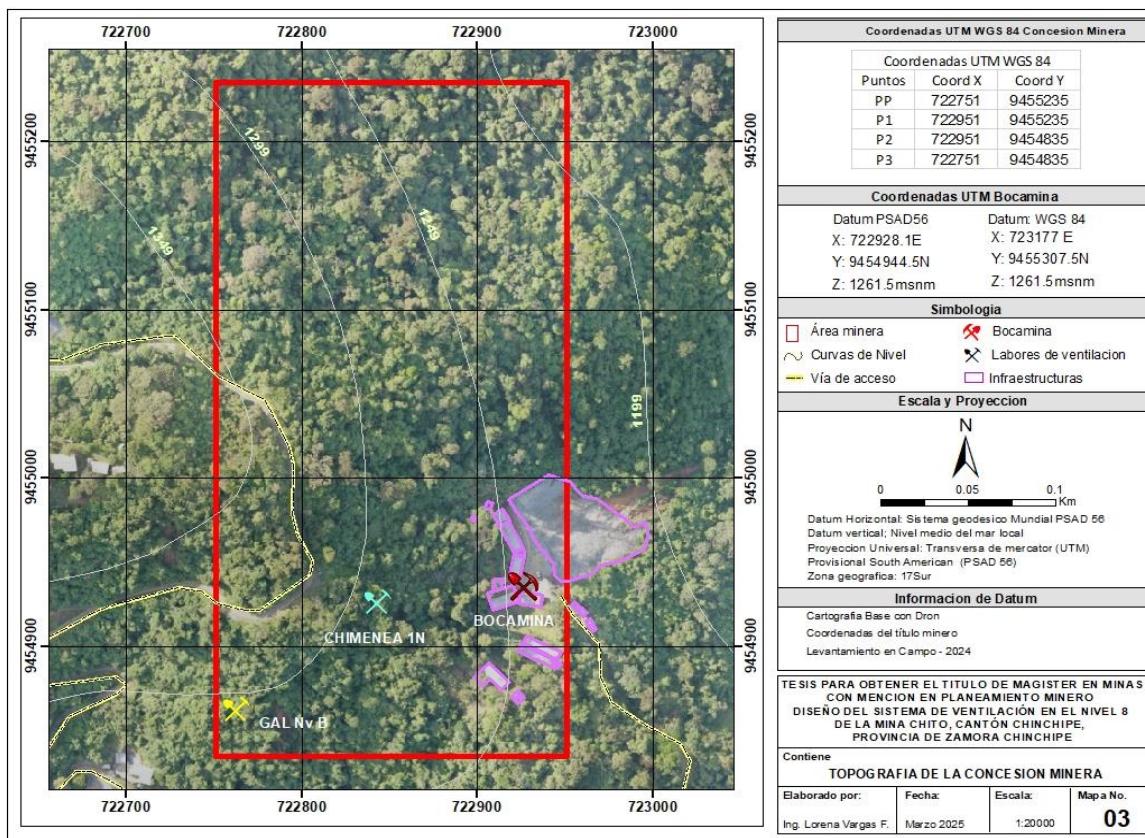
1.9.1 Topografía

Los trabajos de topografía superficial de la Compañía Exploriente Cía. Ltda. fueron ejecutados por técnicos especializados, empleando un dron Mavic 2 Pro, equipado con cámara Hasselblad y sensor CMOS de 20 MP (1 pulgada). Mediante este equipo se efectuó un levantamiento fotogramétrico aéreo sobre una superficie aproximada de 10 hectáreas, con interpolación de curvas de nivel cada 1 metro, lo que permitió obtener información de alta precisión para definir el área de emplazamiento de infraestructuras, ubicación de la bocamina, diseño de la escombrera y delimitación de los límites de la concesión minera.

De acuerdo con el Informe Técnico de Planimetría, elaborado por el Ing. Nervo Sánchez, el vuelo del dron se programó mediante el software DroneDeploy (Fly App), utilizado para la calibración del sistema de navegación y captura de datos precisos. Posteriormente, con el programa Agisoft Metashape 1.8.1, se procesaron las imágenes obtenidas, junto con los archivos de posicionamiento georreferenciado y altitudinal, generando así la ortofoto georreferenciada, el modelo digital del terreno (MDT) y las curvas de nivel a 1 metro de equidistancia.

La información obtenida permitió generar un modelo topográfico preciso, fundamental para la planificación minera. Con estos datos se definieron con mayor exactitud las áreas destinadas al emplazamiento de infraestructuras, la ubicación de la bocamina, el diseño de la escombrera y la delimitación de los límites de la concesión minera. El resultado se puede apreciar en la figura 2.

Figura 2. Fotografía aérea de la concesión minera



Fuente: (Sánchez 2022)

1.9.2 Clima

Sobre la base de los datos oficiales del Ministerio del Ambiente, Agua y Transición

Ecológica (MAATE), y los datos meteorológicos del INAMHI, la zona de estudio tiene una temperatura que varía desde una mínima de 11°C a una máxima de 27.5°C Celsius, que corresponde a un clima húmedo cálido repartidas en dos estaciones lluviosas (febrero a mayo) y (octubre a noviembre). La humedad relativa fluctúa entre valores comprendidos del 65% y el 85 %. La precipitación está entre el rango de 2000 mm hasta los 3000 mm.

1.9.3 Hidrología

La concesión minera Chito y su área de influencia, forman parte de la subcuenca hidrográfica quebrada San Francisco conformada por 3 quebradas y varios tributarios menores; está a su vez es parte integrante de la cuenca hidrográfica del río Mayo; localmente se encuentran dos cuerpos hídricos denominados quebrada Norte y quebrada Sur ubicadas a una distancia aproximada de 800 metros al norte y sur respectivamente; ambas quebradas son afluentes del río San Francisco, mismo que constituye el límite fronterizo entre las Repúblicas del Ecuador y Perú.

1.9.4 Geología regional

La geología regional emplazada en la zona del proyecto está controlada por dos grandes fallas de corrimiento que limitan el margen tectónico; constituido por la quebrada San Francisco de dirección NE-SO mismo que también es el límite internacional con el Perú, y el Rio Mayo de dirección N-S; la mineralización se originó a partir de la intrusión de enormes cuerpos granodioríticos alargados con dirección N-S, que constituye el batolito Rio Mayo.

Sobre la base de la información contenida en el Mapa Geológico del Ecuador (INIGEMM, 2017); la concesión minera Chito, se encuentra influenciado por formaciones geológicas que van desde el Paleozoico hasta el Cretácico Inferior; rocas que pertenecen a la formación Célica, serie Zamora conformada por rocas ígneas tipo lavas y brechas volcánicas de composición andesíticas y piroclastos que fueron sometidas por intrusiones de rocas granodioríticas perteneciente al batolito del Rio Mayo y cuerpos granodioríticos, tonalitas y granito indiferenciado que fueron datadas en la zona.

1.9.5 Geología y mineralización del nivel 8

El área de estudio se encuentra litológicamente incluida en la Formación Célica, compuesta por andesitas, lavas, piroclastos, brechas intrusivas, tobas silicificadas y riolitas. El yacimiento mineral corresponde a un depósito epitermal de baja sulfuración y temperatura media, con mineralización polimetálica y presencia de oro. La roca encajante está representada por granodioritas, cuarzo dioritas, granito porfídico, cuarzo-feldespáticos y hornblenda piroxénica. El Granito del Batolito de Zamora actuó como fuente de fluidos hidrotermales, transportando minerales hacia la superficie mediante fallas y fracturamiento.

La mineralización del Nivel 8 es terciaria, asociada a estructuras vetiformes de cuarzo y calcita, con dirección preferencial N10°W y buzamiento entre 54°SW y 75°NW, las cuales están llenas por soluciones hidrotermales donde predomina pirita (FeS_2), esfalerita (ZnS), calcopirita ($CuFeS_2$), cuarzo (SiO_2), y galena (PbS). Las fallas presentan dirección E-W, con espejos de falla de hasta 1 cm de apertura. Las rocas de caja son andesitas verdosas y basaltos, presentando alteraciones minerales de epidota, clorita, feldespatos, adularia y sericitita, con presencia de oro macroscópico en zonas de contacto entre vetas y fallas (Tene, 2022).

1.10. Actividades mineras

1.10.1 Sistema de explotación

Art. 43.- Diseño de la Explotación. - Las labores mineras deben planificarse teniendo en cuenta las características físico-mecánicas, y condiciones geotécnicas de las rocas, respecto de los riesgos de desprendimientos y movimientos en masa. (ARCOM, 2020)

La selección del método de explotación depende de factores geológicos, geométricos y operativos, tales como el tipo de mineral, ubicación geográfica, litología, forma y orientación de

las estructuras mineralizadas, producción esperada, ciclo minero, disponibilidad de maquinaria, y consideraciones económicas y ambientales.

En la mina Chito se aplica el método de corte y relleno (Cut and Fill Mining), adecuado para vetas angostas y áreas superficiales limitadas para almacenar roca de desecho. Este método permite optimizar la extracción en tajos, garantizando la ventilación, seguridad y estabilidad de las labores.

El proceso se inicia con el franqueo de la chimenea de 1.5 m x 1.2 m, siguiendo el buzamiento de la veta hasta una altura vertical de 20 m. Posteriormente, se desarrolla la galería de corte de 1.1 m de ancho por 2 m de altura, de forma semi abovedada, definiendo la longitud del tajo. La extracción de mineral se realiza en franjas horizontales desde la base, dejando ventanillas de seguridad. Una vez completada la franja, se rellena con material estéril, proporcionando piso de trabajo, soporte a las paredes y seguridad para cortes ascendentes sucesivos (Herrera, 2020).

El uso del relleno permite incrementar la seguridad, minimizar la acumulación de roca de caja en superficie, reducir hundimientos y mantener la integridad de bloques adyacentes durante la explotación progresiva de la veta.

Los principales parámetros del método corten y relleno ascendente registrados para este trabajo en la mina Chito de la compañía Exploriente, se indican en la tabla 1.

Tabla 1. Parámetros del método corte y relleno

Variables del yacimiento		
Características	Unidad	Dimensiones
Potencia de la veta	m	0.20
Buzamiento de veta	o	56 - 74
Longitud del tajo	m	15
Altura del tajo	m	20
Coeficiente destape	-	0.82
Ley de cabeza	g/t	10
Variables de la producción		
Ancho de minado	m	1.2
Altura de corte	m	1.6
Producción por voladura	t	6
No. Frente de explotación	u	6
No. disparos al día	u	2
Producción día	t	12
Tiempo de vida del tajo	Días	55
Recuperación	%	90
Rendimiento	-	Selectivo de alta ley
Mecanización	-	Adaptable
Dilución	%	10
Variables de Perforación y voladura		
Diámetro de perforación	mm	32
Numero de perforaciones	u	30
Longitud de perforación	m	1.6
Tipo de sustancias	-	Dinamita, ANFO, fulminantes, mecha
Forma de encendido	-	manual
Variables de limpieza		
Herramienta de desquinche	-	Varilla metálica

Variables del yacimiento		
Características	Unidad	Dimensiones
Insumo de limpieza	-	Agua a presión
Variables de la ventilación		
Equipo de ventilación	2	Extractores
Tiempo de ventilación	min/día	60

Fuente: (Exploriente, 2024)

1.10.2 Ciclo del minado

El ciclo minero constituye la secuencia de operaciones necesarias para la extracción de mineral en un entorno subterráneo, siendo fundamental su comprensión para el diseño del sistema de ventilación, la gestión de gases y material particulado, y la planificación del personal en los frentes de trabajo.

Perforación: La perforación en el nivel 8, se realiza utilizando la perforadora neumática YT27 con varillas de 1.60 m y brocas de 36 mm. La energía proviene de compresores de 185 y 365 CFM, para la lubricación de la maquina se emplea aceite 100. Se realiza una malla de 30 barrenos (tajo) y 22 huecos (avance), esta actividad es ejecutada por el perforista y su ayudante. Posterior a la perforación, se limpia el taladro con aire a presión y se coloca la sustancia explosiva, el tiempo estimado para realizar la perforación es de 2 horas, logrando un avance mínimo de 1.5m por voladura.

Voladura: Bernaola et.al (2013) indica por voladura la disposición de un grupo de barrenos en los que se ha colocado carga de explosivos y se inicia con una secuencia tal que se consiguen los resultados de fragmentación y desplazamiento deseados, sin afectar a elementos ajenos a las minas. La voladura se utiliza explosivos de alta potencia EMULNOR 3000 y 5000x 1 1/8 * 7, que permite quebrantar la roca y minimizar el daño en el macizo rocoso por la pérdida de la

estabilidad y aumento de la presión minera; como iniciador se emplea fulminante No.08 que está unido o amarrado en mecha lenta de seguridad de 1.8m de longitud para dar seguridad al trabajador y tenga el tiempo suficiente de salida del frente de ataque.

El cuele se carga con un cartucho y medio de sustancia explosiva y es la primera carga en detonar con la finalidad de crear una cara libre auxiliar y favorecer la salida de los barrenos de arranque que tiene una carga de dinamita y barrenos de contorno tienen $\frac{1}{2}$ cartucho de dinamita. El encendido de los barrenos en el frente se realiza manualmente en forma individual con fosforera. En el Nivel 8 se ejecutan cuatro voladuras diarias.

Ventilación: Según lo descrito por Vélez et al., (2017, p. 8), la ventilación en minas subterráneas es el procedimiento de generar un flujo de aire suficiente y esencial con el fin de establecer las condiciones ideales que permitan que los trabajadores se encuentren en un ambiente libre de gases tóxicos. La ventilación de la mina Chito se realiza con el método natural donde existen dos labores mineras abiertas que tienen conexión con la superficie; además se usa ventilación forzada generada por tres extractores eléctricos de 5 HP de potencia, ubicados en serie en bocamina, nivel 4 y nivel 8, que aspiran el aire viciado de los frentes de trabajo por medio de tubería de PVC de 6 pulgadas extendida en toda la longitud de la labor minera hasta llegar a la bocamina; La ventilación se realiza después de la voladura al terminar la jornada laboral, donde se procede a encender los extractores por un tiempo de 2 horas para el desalojo del aire viciado.

Desquinche y saneamiento: El desquinche o desatado de rocas permite eliminar y desprender los fragmentos de roca sueltas y propensas a caer de las paredes y techo de la labor minera, es un trabajo orientado a brindar seguridad al trabajador en el frente de ataque. Este

proceso se ejecuta con medios manuales como el uso las barras de hierro de 2m de largo, asegurándose de no colocarse directamente bajo la zona a sanear, la barra se coloca a un lado formando un ángulo de 45 grados (Laboratorio Oficial J. M. Madariaga, 2023, p. 70).

Carga y acarreo: Blanco & Sargentón (2009, p. 81), señalan que la operación de carga y acarreo de la roca es una de las más difíciles del ciclo; por esta razón es importante mecanizar para aligerar el trabajo de los obreros se aumenta la productividad del trabajo y velocidad de laboreo. La carga del material fragmentado se realiza manualmente a los vagones de $\frac{3}{4}$ a 1 t de capacidad. El acarreo se refiere al transporte del material desde el frente de trabajo hacia el exterior de la mina, para lo cual se emplean vagones de vaciado lateral de 1t de capacidad que son empujados manualmente en labores horizontales (cruceros, frontones y socavón principal) y en los pozos se realiza a través de winches de izaje con baldes metálicos de $\frac{3}{4}$ t de capacidad que llevan el material desde niveles inferiores a otros superiores hasta buzones de stock que se unen al nivel principal.

Operaciones auxiliares: Incluyen la construcción de buzones, que facilitan la carga del material desde niveles superiores por gravedad, se emplea madera, por su propiedad anisótropa no afecta en forma sustancial las características mecánicas que están relacionadas con la dirección de los esfuerzos que soportan del macizo rocoso en relación a las fibras de madera; e higroscópico por cuanto la humedad no afecta su propiedad y depende del ambiente de la mina donde se encuentren; en la mina de Chito se utiliza tablones de Yumbique y cuadros de eucalipto; en el Nivel 8 existen 4 buzones de trasiego distribuidos estratégicamente en diferentes sectores.

1.10.3 Tipo y consumo de sustancias explosivas

Para la voladura de rocas se emplea sustancia explosiva como el Emulnor 3000X de 1-1/8 x 7"; se coloca en la parte inferior de un barreno tiene la mayor energía requerida para la rotura de la roca. El iniciador es Fulminante No. 08, y mecha lenta que es un retardador de la iniciación del explosivo principal, actuando como un medio de ignición que se quema a una velocidad controlada para permitir al usuario alejarse de la zona antes de la explosión, para la carga de columna se usa ANFO. Las características técnicas de las sustancias explosivas se indican en la tabla 2.

Tabla 2. Características técnicas de las sustancias explosivas

Tipo	Especificaciones técnicas	Unidades	Especificación
Fulminante No. 8	Material		Aluminio
	Longitud	mm	47 +/- 0.5
	Diámetro externo	mm	6.5
	Diámetro interno	mm	5.8 – 5.9
	Volumen trazl	cm ³	23-23
	Resistencia al impacto	2 kg en 90 cm	Si cumple
	Sensibilidad a la chispa		Buena
Mecha Lenta	Contenido de pólvora negra	g/m	6.0 +/- 0.5
	Tiempo de combustión a 2900 m.s.n.m.	s/m	165 +/- 10
	Alcance de chispa	mm	50 mínimo
	Diámetro externo	mm	5.0 +/- 0.2
	Peso por metro	g	19.0
	Resistencia a la tracción, 3 minutos	kg	25
	Vida útil	Años	2

Tipo	Especificaciones técnicas	Unidades	Especificación
	Dimensiones	mm	339 x 339 x 393
	Peso por metro	kg	19
Explosivo Emulnor 3000x	Densidad	g/cm ³	1,14
	Peso cartucho	g	128
	Velocidad de detonación	m/s	5400
	Volumen de gases	l/kg	851
	Calor de explosión	kcal/kg	933
	Temperatura de explosión	° C	2342
	Ensanchamiento trazl	cm ³ /10g	325
	Poder rompedor, método hess	mm	24
	Resistencia al agua	--	Excelente
	Categoría de humos	--	Primera
	Vida útil	meses	Seis
ANFO	Densidad aparente	g/cm ³	0.80
	Peso cartucho	g	138
	Velocidad de detonación	m/s	3200 - 1700
	Volumen de gases	l/kg	985
	Calor de explosión	(kcal/kg)	911
	Temperatura de explosión	° C	2507
	Resistencia al agua		nula
	Vida útil	años	1

Fuente: (Explocen CA, s.f)

El consumo de explosivos en las voladuras se cuantifica para determinar la generación diaria de gases y material particulado en los frentes de trabajo, los cuales se disipan por las diferentes labores estas sustancias son el principal problema de ventilación subterránea por contaminar el ambiente de trabajo. Este cálculo permite el diseño del sistema y determinar el tiempo de ventilación necesario para asegurar la dilución y evacuación eficiente de

contaminantes, que garantice condiciones seguras y saludables para el personal. Los parámetros técnicos de consumo de sustancias explosivas empleadas en la voladura se indica en la tabla 3.

Tabla 3. Consumo de sustancias explosivas en la mina Chito

Descripción	Cantidad hueco	Consumo diario	Peso unitario	Peso total
Mecha lenta	1.75 m	178.4 m	19 g	3389.6 g
Fulminantes	1 u	102 u	1.44 g	146.88 g
Emulnor 5000x	1 u	85 u	134, 02 g	11392 g
ANFO	4 u	408 u	169.85 g	69300 g

Fuente: Elaboración propia

Los parámetros técnicos de perforación y voladura en el Nivel 8, incluyen taladros de 36mm de diámetro y 1.6m de longitud, se disponen en mallas de 26 barrenos cargados y 2 barrenos vacíos por frente de ataque, estas especificaciones permiten optimizar la fragmentación, controlar emisiones de gases y polvo, y garantizar la seguridad del personal. Los parámetros se indican en la tabla 4.

Tabla 4. Parámetros técnicos para el diseño de perforación del nivel 8

Parámetros		Chimenea	Frontón
Perforación	Long. perforación	1.6 m	1.6 m
	% avance esperado	90%	90%
	Longitud de avance real	1.5 m	1.5 m
	Diámetro de perforación	36 mm	36 mm
	No. total, de barrenos perforados	26u	24 u

Parámetros		Chimenea	Frontón
	No. tiros cargados	2 u	22 u
	No. barrenos vacíos	2	2
	Long. total, perforada/frente	36 m	39 m
	Perforación específica	9.12 m/m ³	10.67 m/m ³

Fuente: (Exploriente 2024)

Conforme los datos obtenidos in situ en la Cía. Exploriente, de 1 saco de 25kg de ANFO obtienen 180 cartuchos fabricados manualmente de papel con un peso de 138.8g cada uno (0.138kg); sustancia explosiva Emulnor 5000x tiene un peso de 128g cada cartucho. Sobre esta base se obtiene el consumo de sustancias y generación de gases en el nivel 8. Los datos se indica en la tabla 5.

Tabla 5. Cantidad de sustancias explosivas utilizadas en el nivel 8 y volumen de gases generado

Descripción	Consumo Hueco	Consumo diario	Peso Unitario g	Peso total gramos	Volumen gases l/kg	Calor de explosión kcal/kg
Mecha lenta	1,75 m	47,25 m	24,1	1138,72		
Fulminantes	1,0 u	48 u	1,68	80,64		
Emulnor 5000x	1,0 u	48 u	128	6144	42240	44160
ANFO	5,0 u	230 u	138,8	31924	44160	209530
			Total	39287,36	268790	253690

Fuente: (Exploriente 2024)

1.10.4 Mano de obra y jornadas laborales

La mano de obra calificada en la mina Chito, se relaciona con las necesidades que se requiere para el manejo técnico, está constituida principalmente por el ingeniero de Minas, encargado del control y supervisión de los trabajos subterráneos, asegurando el cumplimiento de los procedimientos técnicos y de seguridad.

La mano de obra no calificada corresponde a las actividades operativas en los frentes de trabajo, incluyendo perforistas, amolladores, carreros, wincheros y obreros generales. Según los registros de la compañía Exploriente, la dotación de personal operativo varía entre 8 y 18 trabajadores, siendo la mayoría originarios de La Cruz y Chito, cantón Chinchipe.

El rango de edades del personal oscila entre 20 y 52 años, y actualmente no se emplea mano de obra femenina en labores subterráneas. La jornada laboral corresponden a 22 días consecutivos de trabajo y 8 días de descanso, laboran un turno diario dividido en dos períodos (7:00–11:00 y 13:00–16:00), con descanso-almuerzo entre 11:00 y 13:00, distribuyendo tareas según la cantidad de roca a desalojar tras cada voladura.

1.10.5 Producción

En los frentes de explotación del Nivel 8, se ejecuta dos voladuras diarias distribuidas en cuatro frentes de trabajo, de los cuales dos corresponden a dos voladuras de producción y dos de explotación, la producción de mineral es 4.0 t/día.

1.10.6 Maquinaria minera

En la mina Chito no está instalado equipos o maquinarias que operen con combustibles fósiles ni que generen emisiones gaseosas contaminantes en interior mina. Las operaciones

subterráneas se realizan con equipos que utilizan fuentes de energía limpias, el sistema de perforación funciona mediante energía neumática, mientras que los winches de izaje y los extractores de aire operan con energía eléctrica. El transporte de mineral y roca de caja se efectúa mediante vagones que son desplazados manualmente, utilizando únicamente la fuerza física del trabajador, sin intervención de motores de combustión. No se ejecutan actividades de soldadura o quema de materiales combustibles (papel, madera, tubos de PVC u otros) que impliquen la generación de gases tóxicos.

Estas condiciones operativas garantizan un ambiente laboral subterráneo con niveles mínimos de contaminación atmosférica, reduciendo significativamente el riesgo de exposición a agentes nocivos para la salud de los trabajadores y contribuyendo a una operación minera más sostenible.

1.10.7 Parámetros geométricos de las labores mineras

La descripción de los parámetros geométricos en labores mineras es esencial para un diseño de ventilación eficiente. Dimensiones como sección, longitud e inclinación afectan el flujo de aire, presión y distribución. Una geometría adecuada garantiza condiciones seguras, evita acumulación de gases y mejora el rendimiento operativo en mina subterránea. Las características de las labores mineras se indica en la tabla 6.

Tabla 6: Características de las labores mineras de acceso al nivel 8

Labor minera	Características	Características físicas de la labor
Socavón principal Nv-0	Cota: 1262 m.s.n.m. Abovedada; 1.3 m ancho	1 entrada/salida con la superficie 1 curva de 45 grados en dirección NW,

Labor minera	Características	Características físicas de la labor
	2.10 m alto; Long 129.2 m	2 bifurcaciones a 102 m desde la BM y a la entrada del Pozo 1 norte
Nivel 5	Cota: 1214.71 m.s.n.m. Abovedada; 1.2 m ancho 2.0 m alto; Long 35 m	1 entrada desde Pz1N, 2 curvas 2 bifurcaciones. Tiene dirección NW.
Nivel 8	Cota: 1161.76 m.s.n.m. Abovedada; 1.2 m ancho 2.0 m alto; Long 211 m	1 entrada desde Pz2N, y Pozo 4, tiene 3 curvas 2 bifurcaciones en dirección NW, SW y SE.
Pozo 1 Norte (Nv0 – Nv4)	Cota: 1262.28 a 1210.71 m.s.n.m. Forma Rectangular 2 m ancho x 1.6 m alto; Long 79.22 m	No tiene cambio de dirección, existen 3 bifurcaciones para acceso al Nv2, Nv4 y Nv5. Tiene salida a la superficie como chimenea de ventilación
Pozo 2 Norte	Cota: 1210.7 a 1161.76 m.s.n.m. Rectangular; 1.2 m ancho x 1.5 m alto; Lon 52 m	No tiene cambio de dirección, ni bifurcaciones.
Pozo 2S	Cota: 1262.28 a 1230.73 m.s.n.m. Rectangular; 1.8 m ancho x 1.5 m alto; Long 36 m	No tiene cambio de dirección, existen 2 bifurcaciones para acceso al Nv2, y Nv3.

Labor minera	Características	Características físicas de la labor
Pozo 3S (Nv4-Nv7)	Cota: 1262.28 a 1185.1 m.s.n.m. Rectangular; 1.1 m ancho x 1.5 m alto; Long 54.65 m	No tiene cambio de dirección, existen 2 bifurcaciones para acceso al Nv5, y Nv6.
Pozo 4S (Nv7-Nv8)	Cota: 1185.1 a 161.76 m.s.n.m. Rectangular; 1.1 m ancho x 1.4 m alto; Long 30 m	No tiene cambio de dirección ni bifurcaciones.

Fuente: (Exploriente, 2025)

1.10.8 Instalaciones del nivel 8

El nivel 8, existen instalaciones de conducción de energía eléctrica de 110 Voltios, sistema de tuberías de PVC de 1 pulgada para conducción de agua utilizada en la perforación, tuberías de PVC en toda la extensión de la labor (este y sur) de 6 pulgadas. para la extracción de aire viciado; están construidos 3 buzones de madera de eucalipto.

1.10.9 Topografía subterránea del nivel 8

El presente trabajo describe el levantamiento topográfico subterráneo en la Concesión Minera Chito (código 50000450), diferenciando las técnicas aplicadas respecto al levantamiento superficial, debido a las condiciones operativas del subsuelo. El titular minero de la Concesión Chito código 50000450, dispone una base de datos de levantamiento topográfico en superficie y en subterráneo, que permite tener una data de control subterráneo y planificación de nuevas labores mineras. El procedimiento de actualización de labores mineras desde la bocamina cota 1262 msnm) hasta el nivel 8, corroborando los datos de la bocamina georreferenciando con el

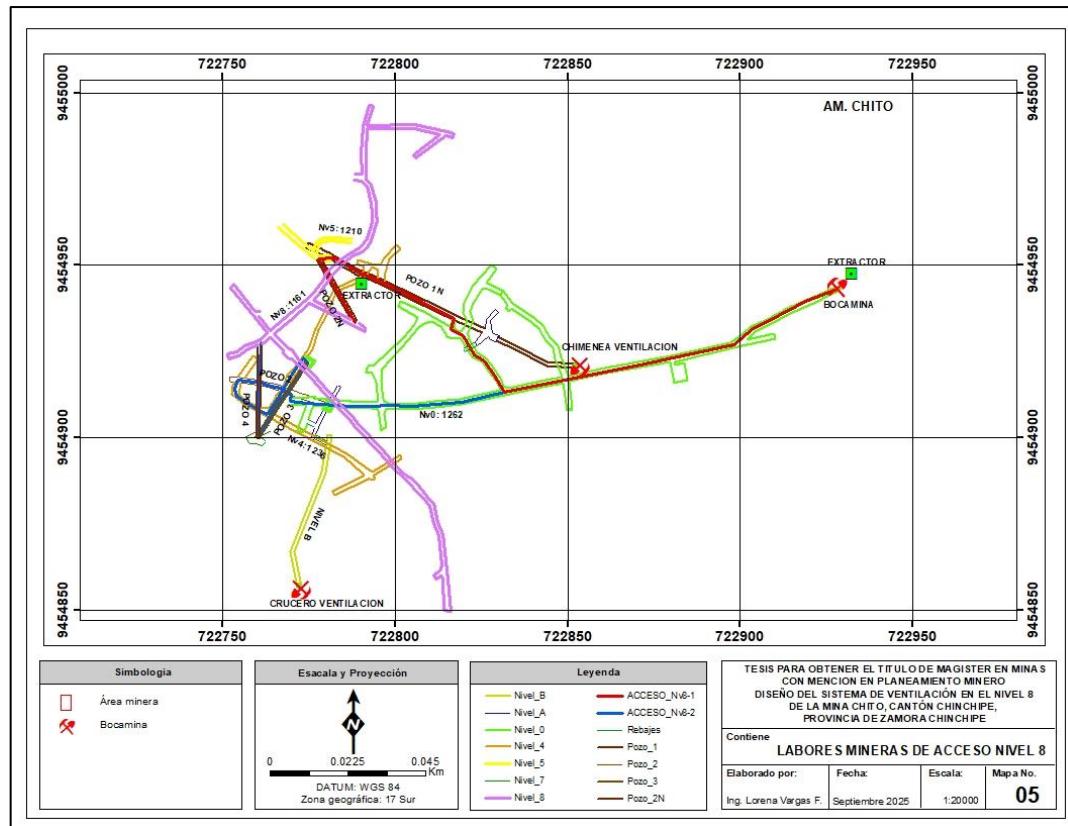
GPS, se inició el levantamiento topográfico colocando el punto delante y usando la brújula azimutal Brunton Geo 5010, cinta métrica, GPS, martillo geológico y otros instrumentos de campo. El levantamiento incluyó el registro de ángulos y distancias en estaciones georreferenciadas, cuyos datos fueron procesados en Excel y AutoCAD para la generación de modelos en 2D y 3D. Se identificaron parámetros geométricos clave como dirección, longitud, secciones, y cambios de rumbo.

La galería del nivel 8, está en la cota 1162msnm, tiene una longitud de 211m, tanto en dirección al Sur como al Este, presenta geometría semi abovedada, sin cunetas laterales, con roca de caja que atraviesa estructuras mineralizadas aún no exploradas. Esta información es fundamental para la planificación minera y el control geométrico de futuras labores. Para el acceso al nivel 8, desde la bocamina existen dos opciones, las cuales se puede observar en la figura 3.

El primer acceso (ruta roja) se inicia desde la bocamina, ubicada en el nivel principal o Nivel 0 (cota 1262 msnm), se avanza 108 metros en dirección S78°O hasta un desvío que conecta con un crucero en roca estéril de 24.15 metros en dirección N29°O, el cual conduce al Pozo 1 Norte. Este pozo posee una longitud inclinada de 79.22 metros, con rumbo N64°O y buzamiento de 52° NW, y conecta directamente con el Nivel 5 (cota 1214.71 msnm). Desde este punto, se continúa por el crucero del Nivel 5 una distancia de 3 metros en dirección NW hasta la estación de winche 2, ubicada en el Pozo 2 Norte. Este pozo presenta una longitud de 52 metros, dirección N62°E y buzamiento de 70° NE, permitiendo el acceso directo al Nivel 8 (cota 1162 msnm). La distancia total recorrida desde bocamina es de 265.5 metros.

El segundo acceso (ruta azul), inicia también en la bocamina (cota 1262 msnm), desde donde se avanza 111 metros por el Nivel 0 en dirección S78°O hasta alcanzar el Pozo 2 Sur. Este pozo tiene una longitud inclinada de 36 metros, dirección NW y buzamiento de 62° NW, conectando con el Nivel 4 (cota 1230.73 msnm). Desde allí se continúa 15 metros en dirección NW hasta la intersección con el crucero NV4-1, que se extiende 17 metros en dirección NE y conecta con el winche del Pozo 3. Este último posee una longitud de 54.65 metros, dirección SE y buzamiento de 60° SW, conectando con el Nivel 7 (cota 1185.1 msnm). Posteriormente, el recorrido continúa mediante un segundo tramo del Pozo 3, con una longitud inclinada de 30 metros, dirección NE y buzamiento de 54° NW, que enlaza con el Nivel 8 (cota 1162 msnm). La distancia total desde bocamina es de 263.65 metros.

Figura 3. Labores mineras de acceso al nivel 8 de la mina Chito



Fuente: Elaboración propia

Las dimensiones y parámetros geométricos registrados en 12 estaciones de la labor minera en dirección al este y sur se indican en la tabla 7.

Tabla 7. Parámetros geométricos de la labor minera nivel 8

Estación	X Este	Y Norte	Z m.s.n.m	Altura m	Ancho m	Sección m ²	Perímetro m	Tramo	Longitud tramo; m
P1	722788.60	9454934.02	1160,50	2.05	1.45	2.76	5.204	P1-P2	14.33
P2	722775.90	9454940.66	1161.60	1.9	1.25	2.20	5.118	P2-P3	20.16
P3	722790.84	9454954.73	1161.62	2.15	1.15	2.30	5.072	P3-P4	8.75
P4	722794.16	9454962.61	1161.64	2.05	1.1	2.09	5.049	P4-P5	13.23
P5	722790.86	9454975.42	1161.66	2.16	1.32	2.65	5.149	P5-P6	14.76
P6	722791.17	9454990.19	1161.68	1.8	1.12	1.87	5.058	P6-P7	14.01
P7	722805.19	9454990.19	1161.67	2.05	1.15	2.19	5.072	P7-P8	11.34
P8	722816.28	9454987.82	1161.65	1.98	1.20	2.21	5.10		
P9	722763.91	9454930.41	1161.64	2.20	1.45	2.96	5.20	P2-P9	15.77
P10	722810.32	9454880.43	1161.62	2.05	1.20	2.28	5.10	P9-P10	67.92
P11	722913.16	9454872.07	1161.61	1.98	1.30	2.39	5.14	P10-P11	9.17
P12	722814.94	9454849.77	1161.59	1.90	1.15	2.03	5.07	P11-P12	22.36
Total/promedio				2.02	1.24	2.33	5.11		211.80

Fuente: (Exploriente, 2025)

CAPÍTULO 2

2. MARCO TEÓRICO

2.1 Conceptos básicos

2.1.1 Minería

Hartman & Mutmansky, (2002, p.10), señala que la minería es la actividad, ocupación e industria relacionada con la extracción de minerales de la corteza de terrestres. Esta actividad es crucial para el abastecimiento de materias primas en sectores clave de la economía, como la construcción, la manufactura, y la tecnología. De acuerdo con Dowd (2010, p. 35), además es un pilar de desarrollo económico, no solo por los recursos que proporciona, sino por los empleos directos e indirectos, que genera bienestar de las comunidades circundantes.

2.1.2 Minería en superficie

La minería a cielo abierto suele ser empleada para explotar un depósito cercano a la superficie o uno que tenga un bajo desmonte. Generalmente de utilizan tajos o bancos de manera ascendentes o descendente. A menudo se requiere de una gran inversión de capital, pero generalmente resulta en alta productividad, bajo costo operativo y buenas condiciones de seguridad (Hartman & Mutmansky., 2002, p. 11).

2.1.3 Minería subterránea

Es aquella se realiza por debajo de la superficie de la tierra, por medio de túneles o piques; la explotación se realiza por diferentes métodos como cámaras y pilares, corte relleno, hundimiento por subniveles etc., (Hartman & Mutmansky., 2002, p. 12).

2.1.4 Ventilación subterránea

La Ventilación de una mina, es al conjunto de trabajos que se realizan para suministrar aire que debe circular por las diferentes labores subterráneas, ya sea por medios naturales o mecánicas, con la finalidad de obtener un ambiente seguro, saludable y cómodo para los trabajadores, durante su jornada de trabajo en interior mina (Quispe, P., 2009).

El Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional del Ámbito Minero, hace énfasis la ventilación en el CAPÍTULO IV; el Art. 103 de Ventilación en minería subterránea indica que en toda mina subterránea se deberá disponer de circuitos de ventilación, natural o forzada, con el objeto de mantener un suministro permanente de aire fresco, y salida del aire contaminado. (ARCOM, 2020)

La ventilación es el proceso de suministro de aire fresco a las labores mineras, para ello es necesario realizar un circuito para la circulación del aire en todas las labores que permita el desarrollo seguro de las operaciones mineras. En este sentido Herrera (2019, p. 7) indica las funciones básicas de la ventilación que es aporte de oxígeno necesario para la respiración; mantenimiento de una temperatura adecuada en las labores mineras; dilución y extracción del gas y polvo generado de las operaciones de voladuras.

2.2 Tipos de ventilación

2.2.1 Ventilación natural

El Art. 105 de reglamento de seguridad minera, considera a la Ventilación Natural, únicamente si se cumplen los flujos de aire por persona requeridos conforme la altura de la mina, hasta 1500msnm el flujo por persona es $3m^3/min$. (ARCOM, 2020)

Según Vélez et al., (2017, p. 10), la ventilación natural es aquella que utiliza corrientes de aire naturales, para ello debe existir dos accesos, uno de entrada y otro de salida, la ventilación natural se consigue por diferencia de cota, sin utilizar ninguna clase de equipo mecánico o eléctrico como ventiladores y extractores.

La única fuerza natural que puede crear y mantener un flujo apreciable de aire es la energía térmica, debido a la diferencia de temperatura y presión barométrica que genera una diferencia de peso específico entre el aire saliente y entrante. La energía térmica agregada al sistema se transforma a energía de presión, susceptible de producir un flujo de aire (Ricse., 2021).

La presión causada por el aumento de energía calorífica depende de la elevación de la mina respecto al nivel del mar, la altitud sobre el nivel del mar y diferencia de elevación entre la bocamina y las labores subterráneas, afectan directamente el comportamiento del aire por efecto barométrico; entre mayor son estas diferencias mayores será el flujo de ventilación. (Orellana, 1983).

El efecto térmico en la ventilación natural subterránea depende de varios factores como, la variación de la temperatura del exterior y el interior de la mina, que genera un mayor diferencial térmico incrementando el gradiente de presión, generando mayor flujo de aire. El intercambio termodinámico entre el aire y la masa rocosa, donde la roca actúa como sumidero o fuente de calor, dependiendo de la temperatura del aire ingresante.

La diferencia de elevación entre la superficie y las labores mineras subterráneas, el intercambio termodinámico entre diferencia de alturas genera que la energía térmica se transforma a energía de presión para producir flujo de aire, donde el aire caliente que está en interior mina desplaza al aire frío que ingresa produciendo circulación.

Las variaciones climáticas estacionales y diarias, especialmente entre verano e invierno o entre día y noche, que inducen fluctuaciones en la dirección y magnitud del flujo de ventilación es muy cambiante. Vélez et al., (2017, p. 10). Estos fenómenos provocan que el aire caliente interior ascienda y sea reemplazado por aire más frío del exterior, generando circulación sin requerir energía mecánica adicional.

2.2.2 Ventilación mecánica o auxiliar

El capítulo IV del Reglamento de Seguridad en el Ámbito Minero, en el Art. 106 indica que se puede utilizar Ventilación Mecánica en caso de no cumplir con los parámetros relacionados con los flujos de aire. Se deberá contar con ventilación mecánica provista por ventiladores principales, secundarios o auxiliares, de acuerdo con las necesidades. La velocidad promedio del aire en todo lugar de trabajo, será igual o mayor a 15 m/min. Las labores de entrada y salida de aire deben ser totalmente independientes. El circuito general de ventilación se dividirá en el interior de las minas, en ramales para hacer que todas las labores en trabajo reciban un volumen proporcional de aire fresco, evitando toda recirculación de aire. En labores de desarrollo y preparación, se instalarán mangas de ventilación a no más de 30 metros del frente del disparo. Los ventiladores principales, secundarios y auxiliares, serán instalados evitando cualquier posible recirculación del aire. (2020)

El Art. 107 de la misma norma indica que en labores que posean sólo una vía de acceso, y presenten un avance superior a 60 metros, es obligatorio el empleo de ventiladores auxiliares; y en avances menores, sólo cuando las condiciones ambientales lo exijan. (ARCOM, 2020)

La ventilación mecánica en minería subterránea utiliza ventiladores para inducir el flujo de aire hacia las zonas de trabajo. Este tipo de ventilación en la minería que se suele usar en labores verticales y horizontales Soler & Palau. (2021)

Este sistema permite conducir aire fresco, no contaminado, generado por un ventilador mecánico mediante tuberías rígidas o mangas de ventilación directamente hasta el frente de labor, cuyo objetivo es tener un nivel de contaminación ambiental bajo las concentraciones máximas permitidas, y con una alimentación de aire fresco suficiente para cubrir los requerimientos de las personas y de las máquinas utilizadas en el laboreo (Reyes, 2022)

La ventilación auxiliar complementa al sistema general, empleando ductos y ventiladores secundarios para ventilar zonas restringidas o remotas. Su función es garantizar condiciones ambientales adecuadas, con concentraciones de contaminantes por debajo de los límites permisibles y con suficiente oxígeno para el personal y los equipos (Reyes, 2022)

Por otro lado, la presión de ventilación en las minas es el resultado del efecto mecánico del ventilador, que suministra la energía necesaria para el movimiento del aire. Es crucial evitar la recirculación de aire viciado, ya que puede aumentar la concentración de contaminantes. Por ello, los ventiladores auxiliares deben instalarse en zonas con aire limpio (Orellana, 1983), para asegurar que se entrega aire sin concentraciones de contaminantes.

2.3 Cálculo de la demanda de aire

2.3.1 Requerimiento de aire necesario por el número de personal (QTr)

El Art 104 del reglamento de seguridad en el ámbito minero indica que el flujo de aire será regulado tomando en consideración el número de personas expuestas, duración de las labores, tipo de maquinaria de combustión interna, emanaciones naturales de las minas, y secciones de

labores mineras. El flujo mínimo de aire necesario por persona está dado en función de la altura geográfica de la mina (msnm). El cálculo de requerimiento de aire según el personal se determinará conforme la siguiente fórmula:

$$QTr = F \times N \text{ (m}^3\text{/min).}$$

Donde:

QTr: Caudal total para “n” trabajadores (m³/min)

F: Caudal mínimo por persona

N: número de personas que se encuentran trabajando al mismo tiempo en la mina, en el turno más cargado de mineros

F = 3 m³ /min., cantidad de aire para cada hombre en bajo tierra, según norma reglamentaria

2.3.2 Requerimiento de aire según el consumo de madera (QMa)

Para minas metálicas, se debe tomar en cuenta el consumo de madera para construcción de buzones, fortificación, rampas de pozos, escaleras, ya que ésta fijará el porcentaje de CO₂ existente en la atmósfera. El cálculo se basa sobre la suposición de que la cantidad de gas (CH₄ y CO₂) que se desprende es proporcional a la producción, expresado en forma matemática:

$$QMa = T \times U \text{ (m}^3\text{/min).}$$

Donde:

QMa: Caudal requerido por toneladas de producción (m³/min).

U: Factor de producción, de acuerdo con escala establecida según reglamento.

T: Producción en toneladas métricas húmedas por guardia (turno).

Yáñez Garín, indica que las minas metálicas se puede considerar el factor de producción (U) conforme al consumo de madera; para poco consumo de madera **U** varía entre 0.6 a 1 m³/min; y para alto consumo de madera **U** puede llegar hasta 1.25 m³/min.

2.3.3 Requerimiento de aire según la temperatura (QTe)

A medida que se profundizan las labores mineras, aumenta la transferencia de calor al ambiente subterráneo, a partir de los 300 metros de profundidad la temperatura de la roca asciende 1°C cada 33m, que está relacionada con la complejidad de las labores mineras franqueadas, calentamiento de tuberías, uso de maquinarias, número de personas. La temperatura de interior mina para mantener condiciones de trabajo optimas no debe exceder los 30°C, para jornadas de trabajo de 8 horas. Para el cálculo de requerimiento de aire en función de la temperatura se determina en base a la siguiente formula:

$$QTe = V * A * Nv$$

Donde:

QTe: Caudal por temperatura (m³/min).

Vm: Velocidad mínima. m/s

A: Área de la labor promedio; m²

Nv: Numero de niveles con temperatura mayor a 23 °C de acuerdo con la normativa.

2.3.4 Requerimiento de aire por cantidad de equipos en funcionamiento (Qef)

Para determinar el caudal de aire requerido en interior mina, se considera la generación de material particulado en las labores mineras y/o emisiones de gases procedentes de los equipos de combustión interna. El cálculo se realiza aplicando la siguiente fórmula:

$$Qef = 3 \times HP \times Dm \times Fu \times Ne$$

Donde:

Q: cantidad necesaria de aire para partículas desprendidas de equipos (m³/min)

HP: Capacidad efectiva de potencia (HP).

Dm: Disponibilidad mecánica promedio de los equipos (%).

Fu: Factor de utilización promedio de los equipos (%).

Ne: número de equipos operando autorizados que trabajan en la mina

2.3.5 Requerimiento de aire por polvo en suspensión (Qp)

Conforme la Guía Técnica de Ventilación editada por Sernageomin (Chile), en Anexo 2, señala que no hay método de cálculo aceptado por todos, que tome en cuenta el material particulado o polvo en suspensión. Velocidades entre 30 a 45 m/min. son suficientes para mantener las áreas despejadas. Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de 25 m/min.

Existen estudios, realizados que determinan que la velocidad óptima de la corriente de aire en las galerías que contienen material particulado deberá ser igual a 0.8 m/s (Carabajo, 2015).

Para el cálculo se aplica la siguiente ecuación

$$Q_p = V * S$$

Donde:

Q_p: Cantidad de aire que pasa por una galería

S: Área de la sección luz de la galería (m²)

V: velocidad de circulación de aire en la labor minera

2.3.6 Requerimiento de aire por consumo de sustancia explosiva (Q_{ex})

Al tratarse de minas metálicas para determinar el requerimiento de aire necesario en las labores mineras por consumo de explosivos, se considera la formación de productos tóxicos de la detonación de explosivos que deben ser diluidos a no más de 0,008% en volumen (ARCOM, 2020), el cual se relaciona con el tipo y cantidad de sustancia explosiva que se emplee por cada voladura en los frentes de avance; el tiempo de ventilación estimado para despejar los gases de las labores mineras no debe ser menor a 30 min.

Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de 25 m/min: Mg. Sc. Ing. Edgar Alcántara Trujillo. Para determinar el caudal de aire que se requiere llevar al frente de trabajo, se aplica la siguiente formula: (Yanes Garín, 2018)

$$Q_{ex} = \frac{G * E}{T * f}$$

Donde:

G: Relación de gases tóxicos por explosión de 1kg SE (m³/kg) = 5.54 m³/kg; G = 0,04 m³/kg de explosivo.

E: cantidad de explosivo a detonar, kg.

T: tiempo de pausa entre la voladura y el regreso al frente o tiempo de ventilación en minutos

f: porcentaje de dilución de gases en la atmósfera, deben ser diluidos no menos de 0,008 %.

La fórmula trata como si fuera a diluir los gases dentro de un espacio cerrado, lo que no es el caso de una mina donde parte de los gases se elimina continuamente del frente por el volumen de aire que ingresa, además, los gases tóxicos se diluyen continuamente con la nube de gases en movimiento con el aire limpio.

Cada gas tóxico que se produce en interior mina y frente de trabajo tienen propiedades distintas a las demás, se puede necesitar diferentes porcentajes de dilución, por lo tanto “f” dependerá del tipo de explosivo que se esté usando en los diferentes frentes de trabajo.

Reemplazando en la fórmula tendremos:

$$Qex = \frac{0.04 * E * 100}{t * 0.008}$$

2.3.7 Requerimiento de caudal de aire en función de la producción

Los valores de **u** según el tipo de mina y condiciones (Hartman & Mutmansky, 2002) indica que en Minas metálicas u varía entre 0.03 a 0.06 m³/s por tonelada/día. La Guía Metodológica de Seguridad para proyectos de ventilación de minas (SERNAGEOMIN & Minería, 2008), indica para obtener el caudal de aire requerido por producción es sumar el caudal necesario calculado según el personal y el equipo Diésel y aumentar este total en un 20% o más por cortocircuitos o pérdidas, mediante la aplicación en la siguiente formula.

$$QPd = (QTr + Qef) + 20\% (QTr + Qef)$$

2.3.8 Requerimiento de aire para mantener condiciones óptimas ambientales

El Caudal de aire requerido según la temperatura de la labor minera, para mantener óptimas condiciones ambientales para la ejecución de las actividades mineras, se debe considerar el número de personal que labra en cada frente de trabajo; el aire que ingresa a las labores mineras, los niveles de exploración y producción, y la temperatura con la cual laboran

La temperatura efectiva, es el resultado de la temperatura del aire, humedad relativa y velocidad del flujo, que se expresa en un solo valor determinando el grado de confort térmico ambiental (Mallqui T., 1981). Este cálculo considera el número de trabajadores por frente, los niveles operativos (exploración o producción), y la temperatura ambiente en la que se desarrolla la actividad; se realiza para mantener un ambiente de trabajo adecuado que no afecte al trabajador, permita un mejor rendimiento y cuidar su salud. Se aplica la siguiente formula:

$$QAm = V \times A \times N$$

Donde:

QAm: cantidad de aire para mantener condiciones ambientales ideales

V: Velocidad mínima de aire establecida por las normas de seguridad, 0.15 m/seg (9 m/min)

A: Área de la labor promedio (m^2)

N: Número de niveles con temperatura mayor a 23 °C

2.3.9 Requerimiento total de aire (Qto)

La demanda horaria del caudal de aire necesario conforme las actividades mineras ejecutadas, se aplica la siguiente formula

$$QTo = QT1 + QFu + QEf$$

Donde:

QTo: Caudal total para la operación

QT1: La sumatoria de caudal requerido por:

$$QT1 = QTr + QMa + QTe + Qef + Qp + Qex + Qpd + QAm$$

QFu: caudal por fugas

$$QFu = 15\% \times QT1$$

QEf: caudal efectivo

$$QEf = (QFu + QT1) * 20\%$$

2.4 Sistemas de ventilación

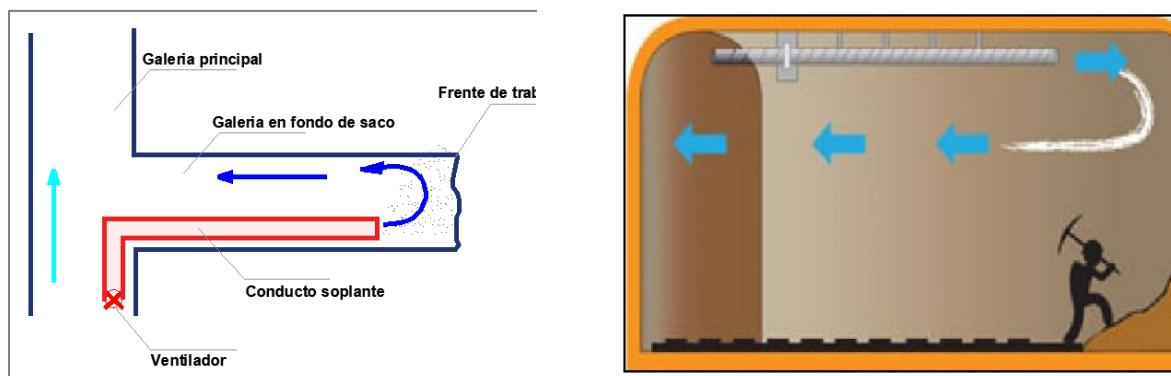
Según Soler & Palau, (2021), los sistemas de ventilación son aquellos que son diseñados para inyectar aire limpio, diluir y extraer contaminantes dentro de mina. Estos sistemas son esenciales para mantener condiciones de trabajo seguras y saludables, permitiendo la circulación de aire fresco en las zonas de trabajo subterráneas y eliminando gases peligrosos como el dióxido de carbono, metano, y otras sustancias nocivas generadas por las operaciones mineras.

2.4.1 Sistema impelente (inyección)

El aire entra al frente a través de la tubería, impulsado por un ventilador, y desplaza la masa de aire viciado hacia la corriente principal de aire, a través de la galería. (Zitron, 2010).

El aire es impulsado dentro del ducto y sale por la galería en desarrollo ya viciado. Para galerías horizontales de poca longitud y sección menores a 400 metros y de 3m x 3m de sección, lo conveniente es usar un sistema impelente de mediana o baja capacidad (Vélez et al., 2017, p. 11). Ver la figura 4.

Figura 4. Diseño del sistema de ventilación impelente



Fuente: (Zitron, 2010) (Carabajo Naula, 2015)

Las principales características de aplicación del sistema de ventilación (Zitron, 2010) corresponde que sea un sistema de ventilación soplante, donde el barrido del frente de trabajo se ve optimizado por la distribución de las líneas de flujo, permitiendo que la corriente de aire fresco alcance una mayor distancia desde la salida del conducto, lo cual mejora la renovación del aire en zonas activas.

En cuanto al ambiente de trabajo, la menor velocidad de incidencia del flujo de aire en el frente reduce su capacidad refrigerante, pero incrementa la suspensión y dispersión de polvo, lo

que puede comprometer la calidad del aire respirable y la visibilidad en la labor. Respecto a la circulación de gases, el metano liberado en el frente tiende a desplazarse a lo largo de toda la galería, elevando el riesgo de acumulación en presencia de posibles fuentes de ignición.

Finalmente, el sistema impelente admite el uso de conductos flexibles no reforzados, con superficie interior lisa, que ofrecen menor resistencia al flujo de aire, reducen costos operativos y facilitan su manipulación e instalación en campo.

Las principales ventajas de este sistema es que opera con aire limpio, no hay recirculación de aire viciado, no existen fugas de aire fresco en las labores; en cuanto las desventajas tienen a generar presión negativa de entrada del aire; posible recirculación de aire viciado; el ventilador añade calor al aire fresco que está en interior mina; y posibles fugas de aire fresco (Herrera Herbert, 2019).

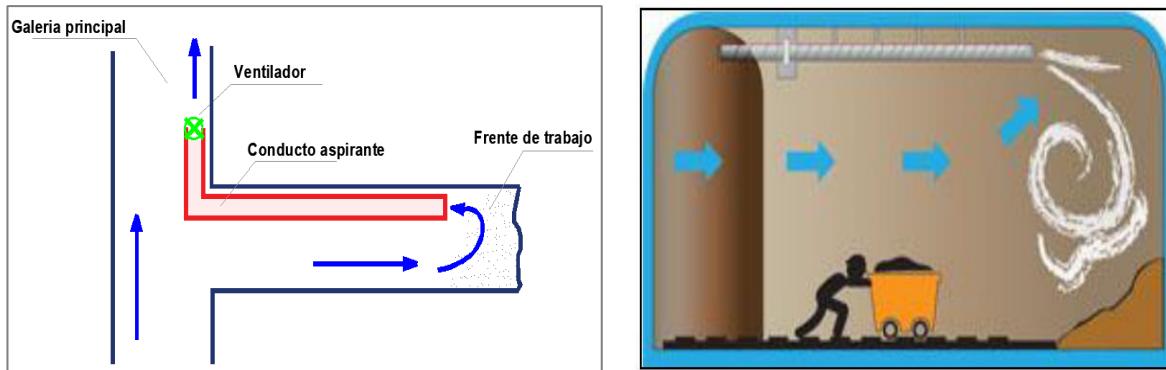
2.4.2 Sistema aspirante (succión)

En este método, el aire contaminado del frente de trabajo es extraído mediante succión a través de un conducto, generado por la depresión producida por el ventilador ubicado en el extremo opuesto del sistema (Zitron, 2010). La tubería de aspiración de gases viciados se coloca en proximidad al frente; sin embargo, debido a la distribución de las curvas de velocidad del aire cerca de la entrada de aspiración, el barrido efectivo del frente suele ser limitado.

Para optimizar la extracción, se utilizan ventiladores axiales o centrífugos, los cuales permiten la conexión de mangas de ventilación que conducen mayores volúmenes de aire fresco hacia el frente, mejorando la evacuación de gases viciados en tiempos reducidos. Este sistema es adecuado para galerías con longitudes inferiores a 400 metros y secciones aproximadas de 3 x 3 metros. El sistema aspirante requiere dispositivos auxiliares para remover aire estancado en la

zona muerta situada entre el frente de trabajo y el extremo del ducto de aspiración (Vélez et al., 2017, p.11). Ver figura 5.

Figura 5. Diseño del sistema de ventilación aspirante



Fuente: (Zitron, 2010) (Carabao Naula, 2015)

Las principales características de aplicación del sistema de ventilación (Zitron, 2010) corresponde que es un sistema de ventilación aspirante es el barrido del frente de trabajo donde el aire fresco ingresa a través de tubería de menor sección que la labor, el aire se mezcla con el gas que se encuentra en la labor minera y la aspiración en el frente es más pobre, está condición genera una velocidad y turbulencia reducida en el frente, incrementando la probabilidad de formación de zonas de aire estancado, lo que limita la eficacia del barrido y la renovación del aire.

La corriente de aire incidente presenta una velocidad reducida, lo que disminuye el efecto refrigerante en el área de trabajo, la suspensión y dispersión de partículas de polvo se ve disminuida, afectando la dilución y remoción de contaminantes atmosféricos.

Los gases generados en el frente de trabajo son evacuados principalmente a través del conducto de aspiración, mientras que la galería principal mantiene un flujo separado de aire

limpio, favoreciendo la segregación de las corrientes de aire y la reducción de riesgos por mezcla de gases contaminados. Finalmente, este sistema utiliza conductos rígidos fabricados en acero, plástico o fibra de vidrio, o bien conductos flexibles reforzados con espiral metálica, asegurando resistencia mecánica, durabilidad y mínima pérdida de carga para optimizar el flujo de aire y garantizar la seguridad operativa.

Las principales ventajas de este sistema es que no hay fugas de aire fresco; el ventilador no añade calor al aire fresco, el calor añadido favorece la ventilación natural y no hay circulación de aire viciado; en cuanto las desventajas tienen que existe posible recirculación de aire viciado; opera con aire viciado, opera con aire viciado, que puede generar problemas de desgaste o corrosión y posibles fugas de aire fresco (Herrera Herbert, 2019).

2.4.3 Sistema combinado

Este sistema combina ventilación soplante y aspirante, adaptándose según la necesidad de ventilación, magnitud y complejidad de las labores mineras; optimiza el flujo de aire para garantizar condiciones laborales seguras, controlar contaminantes y temperatura, y ajustarse dinámicamente a las variaciones en la demanda de ventilación (Hartman & Mutmansky, 2002), proporcionando una solución más eficiente y controlada para mantener la calidad del aire.

El método combinado, es adecuado para ventilar piques verticales y en avance de labores en descenso, el tendido de mangas ingresa aire fresco al fondo del pique que permite refrescar el ambiente.

Las ventajas del método combinado de ventilación es conseguir aire limpio en el frente, debido que los gases producto la voladura se extrae y no se queda en la labor que afecte a los trabajadores, disminuyendo el riesgo de accidentes por asfixia; permite diluir todos los humos y

gases, con mayor efectividad y eficiencia; evita que la velocidad del aire en el fondo de la labor minera sea prácticamente nula en zonas alejadas del frente; finalmente disminuye la temperatura y aumentan las condiciones de confort de los trabajadores, aumentando su rendimiento de trabajo. (Zitron, 2010).

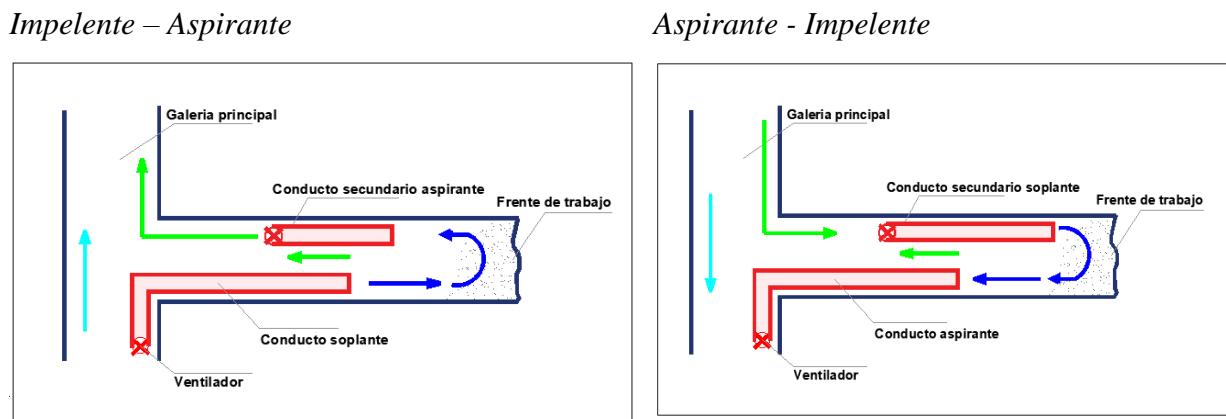
2.4.3.1 Sistema combinado impelente (soplante) con apoyo aspirante

Este sistema de ventilación combinado utiliza un ventilador auxiliar de refuerzo que se sitúa al frente a la labor minera, y con un tramo de conducto de poca longitud, su configuración depende de las dimensiones de las labores mineras, la línea principal es la aspirante cuya función principal es recoger y evacuar el polvo generado en el frente, con lo cual se consigue un mejor efecto de ventilación de labores mineras.

2.4.3.2 Sistema combinado aspirante con apoyo impelente (soplante)

Este sistema utiliza dos tendidos de ductos independientes: uno para suministrar aire fresco al frente y otro para extraer aire contaminado. Garantiza una renovación continua y eficiente del aire, optimizando la extracción de gases de disparo y polvo. Su principal desventaja es el mayor costo de instalación y mantenimiento (Vélez et al., 2017, p. 11). Además, evita la formación de zonas muertas, asegurando una ventilación adecuada en el frente de trabajo. En la figura 6 se indica los dos sistemas de ventilación.

Figura 6. Diseño del sistema de ventilación combinado



Fuente: (Herrera, 2019)

2.5 Tipos de ventiladores

Un ventilador es una máquina que transmite energía a un fluido (aire o gases), produciendo el incremento de presión necesario (Presión Total) con la que mantener un flujo continuo de dicho fluido (Zitron, 2010). Según Herrera (2019, p. 83), los ventiladores son máquinas que inducen el movimiento del aire a través de un circuito, a base de crear un cierto incremento de presión que compensa las pérdidas que se generan en el mismo.

Los ventiladores mecánicos se empezaron a utilizar en la ventilación de minas en la segunda mitad del siglo XIX, donde eran del tipo centrífugo de gran diámetro y velocidad lenta, con el paso del tiempo, el avance tecnológico y la ciencia aerodinámica se ha ido evolucionando su construcción y eficiencia, hasta llegar a crear un modelo axial mucho más eficiente en la industria minera, que permite mover grandes caudales de aire en los trabajos subterráneos.

Los ventiladores se clasifican según su Función en ventilador principal o de superficie; ventilador reforzador y ventilador auxiliar; según su tipo existe ventiladores radiales o centrífugos; axiales y helicoidal. (Yanes Garín, 2018).

2.5.1 Ventilador principal o de superficie

Un ventilador primario es una máquina utilizada para convertir la energía mecánica en energía de presión y mover prácticamente todo el volumen de aire circulado por la mina. (Calizaya, F; Acuña, E., 2021). Se instalan en la superficie fuera de la bocamina, permiten ventilar toda la mina; estos ventiladores introducen aire fresco a la mina en todo el circuito de ventilación o extraen el aire viciado del interior mina; son de gran capacidad, potencia, dimensiones y trabajan 24 horas, generan ruido excesivo. Se ubican en galerías principales, se accionan con energía eléctrica. (Ricse Ramos, 2021).

2.5.2 Ventilador secundarios o reforzador

Estos ventiladores se instalan en un paso de la galería principal en interior mina, ayuda a la ventilación principal para que ingrese aire y ventilar circuitos de alta resistencia, este tipo de ventilador se colocan a medida que se profundizan las labores mineras, estos ventiladores; son ventiladores de capacidad y potencia media y trabajan en forma permanente, instalados sobre base de concreto o colgados en el techo y con ductos acoplados. Estos ventiladores suplementan la presión del sistema principal, venciendo la resistencia de algunos ramales críticos es aspirante/impelente.

2.5.3 Ventilador auxiliar

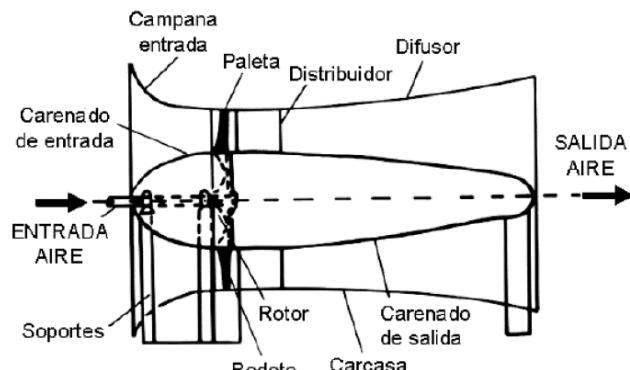
Se instalan en conjunto con los ductos para ventilar labores de avance, permite aumentar la eficiencia en la ventilación estos ventiladores toman el aire de la red principal de ventilación, para que ingrese aire las labores que tiene una sola vía de acceso. Su capacidad, tamaño, diámetro, potencia es pequeña; la instalación es más sencilla pueden ser accionados con aire

comprimido o electricidad, se puede acoplar a ductos de diversos tamaños y tipos. (Ricse Ramos, 2021)

2.5.4 Ventilador axial

El ventilador axial tiene diseño aerodinámico, consiste en un rodamiento alojado en una envolvente cilíndrica o carcasa, se caracterizan porque el aire entra y sale en dirección axial, así mismo consta de un rotor accionado por el motor sobre el cual van montadas unas paletas, que proporcionan aceleración tangencial, así como se muestra en la figura 7.

Figura 7. Ventilador axial



Fuente: (Herrera, 2019, p. 95) (Zitron, 2010)

El ventilador axial es eficiente en un amplio rango de volúmenes de aire, capaz de generar mayores presiones estáticas que los ventiladores centrífugos. El aire entra paralelamente al eje, pasa por un distribuidor rectificador de álabes y un difusor antes de ser impulsado por el rotor, minimizando pérdidas de carga (Abad, 2017).

La presión y caudal aumentan con el número y anchura de las paletas, para compensar pérdidas por recirculación en la mina, se incrementa el número de paletas, el diámetro del rotor y se utilizan paletas más cortas con tolerancias ajustadas entre paletas y carcasa.

Los componentes principales según Systemair (2024) es el motor como fuente de energía que impulsa el movimiento del ventilador; aspas que son hélices que generan flujo del aire, la carcasa que es una estructura que rodea el motor y las aspas, proporcionando soporte y protección, la rejilla de protección que cubre las aspas para evitar accidentes y proteger a los usuarios.

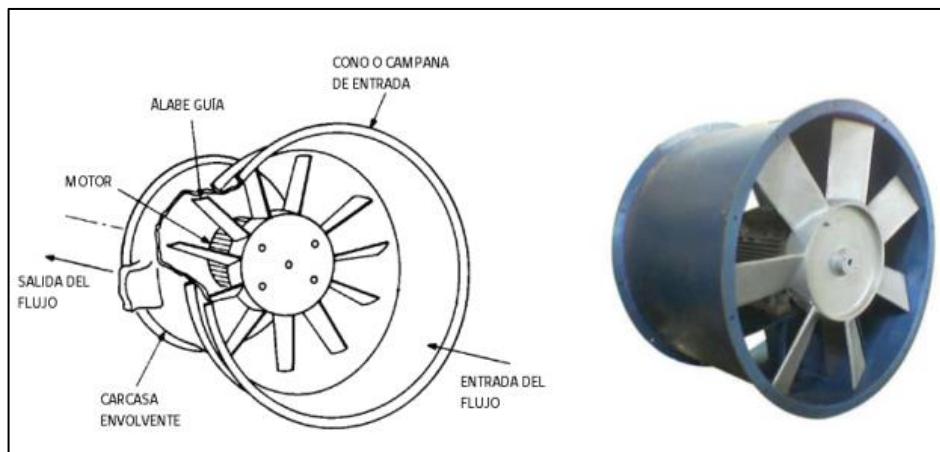
Soler & Palau (2021) identifica varias pérdidas de aire en ventiladores axiales, como las pérdidas por fricción, generadas al rozar el aire en las superficies internas del ventilador y por la resistencia aerodinámica de los perfiles de las paletas en la rueda. Pérdidas por turbulencia, que ocurren por las variaciones en la velocidad y dirección del flujo de aire, especialmente en el espacio anular del ventilador. Pérdidas por escape, generadas cuando parte del aire impulsado por las hélices se fuga a través de grietas o aberturas, como en la salida de la rueda de desviación. Finalmente, las pérdidas mecánicas, que son causadas por la fricción interna en componentes del motor, rodamientos y en el difusor, donde se realiza la transformación de energía. Estas pérdidas afectan la eficiencia del ventilador y deben ser consideradas en su diseño y operación.

Las principales ventajas de este ventilador es la capacidad de mover grandes volúmenes de aire a una presión relativamente baja, son más eficientes energéticamente e ideales cuando el espacio de instalación es limitado (Macinser, 2024). Las desventajas, necesitan mayor tiempo de ventilación debido que el volumen de escape es pequeño, generan ruido en altas velocidades y las turbulencias pueden afectar su rendimiento y eficiencia Leipole, (2017).

2.5.5 Ventilador de hélice

El ventilador de hélice se utiliza para el manejo de altos caudales de aire a bajas presiones estáticas, en condiciones de operación con velocidades bajas y temperaturas moderadas (Herrera, 2019, p. 101). Esta formado por un rodete dentro de un anillo o carcasa de montaje (Ver Figura 8), la dirección de la corriente es paralela a la flecha del ventilador, se emplea para movilizar aire en circuitos cuya resistencia es muy pequeña.

Figura 8. Ventilador de hélice

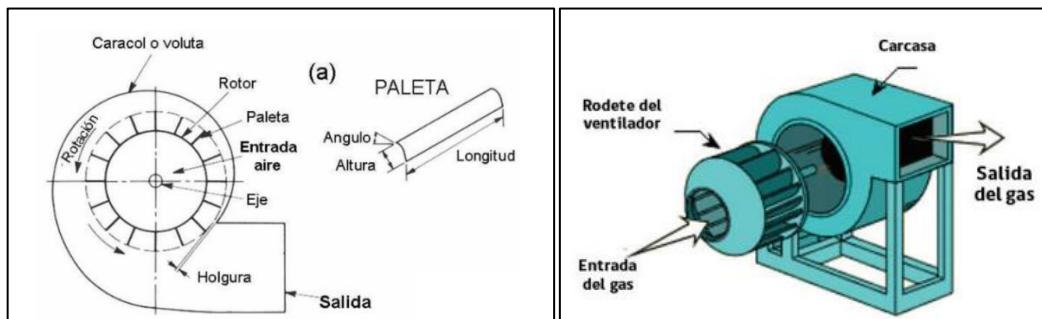


Fuente: (Instituto de Salud Pública, 2021)

2.5.6 Ventiladores centrífugos o radiales

Conocidos como radiales, consiste en un rotor encerrado en una envolvente de forma espiral, el aire que entra a través del ojo del rotor (oído de entrada) en la dirección del eje paralelo a la flecha del ventilador. (Herrera, 2019, p. 102). Son ventiladores de flujo radial, la trayectoria del fluido sigue la dirección del eje del rodete a la entrada y está perpendicular (90°) al mismo a la salida. (Zitron, 2010). La energía rotacional impartida al aire por la rueda de alabes se transforma en energía axial por las paletas directrices del ventilador que puede ser en la entrada o la salida del ventilador. Ver figura 9.

Figura 9. Partes de un ventilador centrífugo



Fuente: (Herrera, 2019, p. 102)

Un ventilador radial es un dispositivo que consta de un impulsor accionado por un motor eléctrico. El movimiento rotatorio del impulsor genera la succión del aire por el lado de entrada y su expulsión por el lado de salida, produciendo así el flujo de aire requerido (Valarezo, 2020). Los ventiladores axiales cuentan con álabes de giro ajustable que permiten adaptar el caudal y la presión según las necesidades operativas. El montaje del ventilador de centrifugo es sencillo y se realiza sobre bases de concreto en superficies fijas, asegurando estabilidad para operar a máxima capacidad; además, se ancla mediante cables de acero para mayor seguridad.

Según Herrera (2019, p. 102), los componentes de un ventilador centrífugo son los siguientes: Caracol o voluta que consiste en la envolvente que dirige el flujo de aire en la dirección deseada y convierte la velocidad del aire en presión; el rotor que es el componente giratorio central al que están unidas las paletas, el eje central que soporta el rotor; la holgura que consiste en el espacio entre el rotor y la carcasa que es la estructura que encierra el rotor y las paletas, formando la voluta.

Al ser ventiladores que están instalados con tuberías similares las perdidas mencionadas por Soler & Palau (2021) se generan por fricción, cuando el aire roza las superficies internas del ventilador. Pérdidas por turbulencia, generadas por las variaciones en el flujo de aire,

especialmente cuando hay cambios en la dirección o velocidad en las labores mineras. Pérdida por reticulación, producidas por la recirculación del aire en el interior del ventilador y, pérdidas mecánicas, producidas por la fricción interna en los componentes del motor y los rodamientos.

Las principales ventajas de este tipo de ventilador, es que se pueden utilizar donde la caída de presión del sistema es alta (KIENERGY, 2023), son menos ruidosos que los axiales y más robustos y voluminosos que los axiales (Herrera, 2019, p. 105). Las desventajas, consiste que solo pueden ser usados como ventiladores principales debido a su tamaño, no son reversibles es necesario habilitar un sistema de cuatro compuestas y tienen mayor costo operativo y de instalación. Herrera (2019, p. 102).

2.6 Tipos de mangas de ventilación

Las mangas de ventilación flexibles han desplazado en los sistemas de ventilación a los conductos metálicos o de PVC, debido a su menor peso y mayor flexibilidad, estas propiedades facilitan su almacenamiento, transporte e instalación a un costo muy reducido. La principal ventaja es la baja resistencia aerodinámica (valores de coeficientes comprendidos entre 0.0002 y 0.0003) y reducidas fugas de aire que experimentan (menos del 7% del caudal por cada 100 metros). Los conductos plásticos flexibles se fabrican en tramos de 5 a 100 metros de longitud y 300 a 3000 milímetros de diámetro. La unión de las diversas secciones se realiza mediante anillos de acero que presentan en sus extremos, pudiendo utilizarse o no collarines metálicos (Capel, 2022).

Según CIDELSA, (2022), una manga de ventilación es un ducto que sirve para la evacuación de aire, gases y polvo; también pueden ser usadas para la inyección de aire fresco.

(Capel, 2022). Las principales características que presentan las mangas de ventilación son las que indican la tabla 8.

Tabla 8. Características y diferencias entre los tipos de materiales de ductos de ventilación

Material	Plástico Flexible	Plástico Reforzado
Aplicación	Sistemas impielentes	Sistemas aspirantes o impielentes
Transporte	Fácil, bajo costo, elementos plegados	Regular, costo medio, Elementos empaquetados
Almacenamiento	Fácil, requiere muy poco espacio.	Fácil, requiere poco espacio.
Instalación	Fácil y rápida.	Regular, rápida.
Mantenimiento	Requiere buen mantenimiento en forma permanente.	Requiere buen mantenimiento en forma permanente
Tipo de Unión	Unión a presión, collarines metálicos opcionales.	Unión mediante collarines metálicos
Accesorio para fijación	Cáncamos, cable guía y ganchos de suspensión.	Cáncamos, cable guía y ganchos de suspensión
Fugas de aire	Regulares si sólo se emplean uniones a presión. Fugas importantes por rotura del conducto.	Regulares en uniones sin mantenimiento. Fugas importantes por rotura del conducto.
Resistencia (Factor).	Bajas (0,0002 a 0,0003)	Altas (> 0,0003)

Material	Plástico Flexible	Plástico Reforzado
Costo por metro lineal (= 800 mm.).	20 USD	46 USD
Máxima presión Recomendada (= 800mm.).	29" de columna de agua.	10" de columna de agua (succión).
Resistencia a la corrosión.	alta	Alta. Mediana.
Vida Útil Promedio	1 año.	1 año.
Longitud de los tramos.	Tramos de 5 a 100 metros	Tramos de 5 a 100 metros

Fuente: (Capel, 2022)

2.6.1 Manga para extraer aire DELTAVENT DVS

Es utilizada para la extracción de aire con contenidos de polvo y gases nocivos producidos por labores propias de la minería. Soportan presiones negativas y son muy resistentes a los desgarros (CIDEHLA, 2022, p. 2). Adicionalmente son utilizadas en la construcción de túneles, obras civiles y muy resistentes a los desgarros.

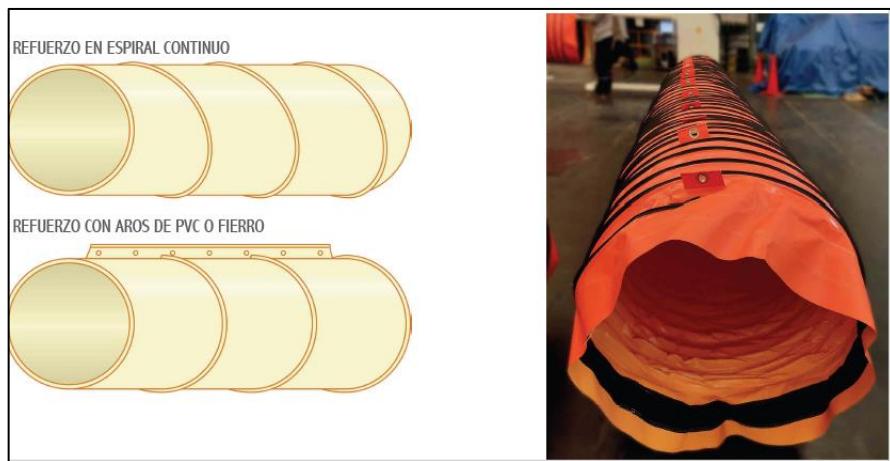
2.6.2 Manga para insuflar aire DELTAVENT DVI

Sirve para introducir grandes cantidades de aire en los túneles y galerías. Este tipo de mangas resiste altas presiones efectivas de trabajo, son robustas y resistentes a los desgarros por laboreo y manipulación (CIDEHLA, 2022, p. 2).

2.6.3 Mangas reforzadas tipo espiral (MRTE)

Estas mangas se emplean para transportar grandes presiones de trabajo de aire a lugares de difícil acceso. Usado en galerías y túneles de penetración (Carreteras e Hidroeléctricas), debido que facilitan la conducción del aire en zonas de curvas o con desniveles; no pierden su sección transversal por el refuerzo de hélice de acero que aporta consistencia, se adaptan a ventiladores que generan turbulencia. (CIDEHLA, 2022).

Figura 10. Sistemas de refuerzo de mangas de ventilación



Fuente: (CIDEHLA, 2022)

2.7 Atmósfera minera y gases

2.7.1 Atmósfera minera

Capel (2022) define la atmósfera en labores mineras como la mezcla de gases, vapores y polvos presentes en espacios confinados de labores minera, cuya composición varía según el método de excavación y las características geológicas, mecánicas y geométricas de la labor.

Según Herrera (2019), denomina atmósfera minera a la mezcla de gases existentes en las labores mineras. Se denomina aire fresco, cuando resulta plenamente apropiado para la

respiración; aire viciado, cuando no es apto para respirarlo plenamente; aire tóxico, cuando contiene gases o polvos que pueden producir enfermedades y aire explosivo, cuando contiene gases o polvos que, en la proporción adecuada, pueden producir explosiones.

La ventilación auxiliar, es fundamental en minas subterráneas, permite controlar esta atmósfera, asegurando un ambiente seguro, saludable y confortable para los trabajadores, que influye en mejores rendimientos y velocidades de avance, esto mejora la productividad de hombres - equipos y reduce tiempos muertos, facilitando la evacuación rápida de gases y material particulados provocados en la voladura, generando menor costo de laboreo.

Por tal motivo es de mucha importancia mantener las condiciones atmosféricas confortables mediante la instalación de una ventilación diseñada técnicamente, que suministre aire fresco al frente de trabajo de acuerdo a los estándares técnicos indicados en el Reglamento de Seguridad en el Ámbito Minero, que permita diluir los contaminantes de los gases, humos y material particulado en suspensión producto de la voladura, además controla la temperatura en las labores mineras en función de la profundización de la mina, aspectos críticos para la seguridad y eficiencia minera. En la tabla 9 se indica la composición de los gases de la atmósfera minera.

Tabla 9. Gases en atmósfera de mina

Gas	Densidad relativa	Efecto	Origen	Concentración admisible
Monóxido de carbono	0'97	Tóxico (explosivo)	Combustión incompleta Voladura	50 – 100 ppm
Dióxido de carbono	1'53	Asfixiante	Combustión Voladura	5000 – 12500 ppm

Gas	Densidad relativa	Efecto	Origen	Concentración admisible
Gas nitrato	1'59	Tóxico	Motores térmicos Voladura	10 – 25 ppm
Sulfuro de hidrogeno	1'19	Tóxico (explosivo)	Acción del agua sobre sulfuros	10– 50 ppm
Dióxido de azufre	2'26	Tóxico	Motores térmicos Voladura en pirita	5 – 10 ppm
Hidrogeno	0'07	Explosivo	Gasificación carbón Recarga de baterías	1000 – 10000 ppm
Metano	0'55	Explosivo	Formación	8000 – 15000 ppm

Fuente: (Herrera, 2019)

Aire de minas.- El aire fresco es una mezcla de varios gases como el oxígeno, nitrógeno, dióxido de carbono, helio, hidrogeno, kriptón, argón, neón y xenón; cuando el aire ingresa al interior de una mina, su calidad se deteriora debido a múltiples factores propios del ambiente subterráneo, como procesos de oxidación y descomposición de materiales como hierro, madera y carbón; emanaciones de gases peligrosos como grisú (metano), anhídrido carbónico e hidrógeno; gases procedentes de aguas subterráneas; humos generados por explosivos y maquinaria; además de la respiración humana, el aumento de la humedad relativa, la presencia de material particulado en suspensión y otras contaminaciones sólidas. Zitrón (2010),

El aire, es un fluido esencial para la vida, sufre modificaciones significativas al encontrarse en espacios confinados y sometidos a mezclas mecánicas de gases, cuyo comportamiento y composición pueden observarse en estado puro y seco según Yanes Garín (2018). Para mantener

condiciones atmosféricas adecuadas, se requiere aplicar técnicas específicas de ventilación y control ambiental que permitan aproximar la calidad del aire interior a la del exterior, garantizando la seguridad y salud de los trabajadores. El aire normal es aire húmedo, con contenidos de vapor de agua que varían de 0,1 a 3% en volumen. (en las minas generalmente excede el 1%).

Adicionalmente Vélez et al., (2017), indica que todos los contaminantes tienen asignado un valor límite de concentración máxima, que no deben representar un riesgo de salud de los trabajadores. En la tabla 10 se indica los gases encontrados en la atmósfera mineral.

Tabla 10. Propiedades de los gases de mina

Nombre	Símbolo	Peso Específico (Aire = 1)	Densidad		Otras propiedades físicas	Efectos nocivos	Fuentes primarias	Nivel Máximo Permisible			Rango Explosivo %
			kg/m ³	(lb/pie ³)				CPT, %	CCT, %	C, %	
Oxígeno	O ₂	1.1056	0.083	(1.33)	Incoloro, inodoro, insípido	No tóxico	Aire normal	-	-	-	-
Nitrógeno	N ₂	0.9673	0.073	(1.17)	Incoloro, inodoro, insípido	No tóxico, asfixiante simple	Aire normal, estratos	-	-	-	-
Bióxido de Carbono	CO ₂	1.5291	0.11	(1.84)	Incoloro, inodoro, sabor ligeramente ácido	Asfixiante, respiración acelerada	Respiración, estratos, incendios, voladuras, motores	0.5	1.5	-	-
Metano	CH ₄	0.5545	0.042	(0.67)	Incoloro, inodoro, insípido	Asfixiante, explosivo	Estratos, voladuras, motores	-	-	-	5.0 – 15
Monóxido de Carbono	CO	0.9672	0.073	(1.17)	Incoloro, inodoro, insípido	Tóxico, explosivo	Incendios y explosiones, oxidación, motores	0.005	0.04	-	12.5 – 74
Ácido Sulfídrico	H ₂ S	1.1912	0.89	(1.43)	Olor a huevo podrido, sabor ácido	Tóxico, explosivo	Estratos, agua de estratos, voladuras	0.001	0.0015	-	4.0 – 44
Bióxido de Azufre	SO ₂	2.2636	0.170	(2.72)	Irritante, incoloro, sabor ácido	Tóxico	Quema de mineral de sulfuros, motores	0.0005 ^a	-	-	-
Óxidos de Nitrógeno	NO, NO ₂ , N ₂ O	1.5895	0.119	(1.91)	Olor irritante, color café rojizo, sabor amargo	Tóxico	Voladuras, motores de combustión interna	-	-	0.0005 ^b	-
Hidrógeno	H	0.0695	0.005	(0.08)	Incoloro, inodoro, insípido	Explosivo	Agua sobre fuego caliente, baterías	-	-	-	4.0 – 74
Radón	Rn	7.665	0.575	(9.21)	Incoloro	Radioactivo	Estratos	1 WL	-	-	-

Fuente: (Orellana Wiarco, 1998)

2.7.2 Origen de los gases

Según el Servicio Nacional de Geología y Minera SERNAGEOMIN (SERNAGEOMIN S. N., 2020) y (Yanes Garin, 1993), los gases en minería subterránea provienen principalmente de cinco fuentes: estratas geológicas, voladuras, maquinaria de combustión interna, procesos de combustión (fuegos o explosiones) y respiración humana. El metano se libera desde estratas carboníferas en volúmenes de 0,6 a 1,2 m³/min por m² de superficie expuesta, pudiendo alcanzar hasta 120 m³/min en emisiones súbitas. Las voladuras generan gases según el tipo y cantidad de explosivo utilizado. Las máquinas diésel emiten contaminantes como CO, NO₂, SO₂ y aldehídos, en tasas de hasta 0,28 m³/min por caballo de fuerza. En incendios o explosiones, se genera una mezcla de gases tóxicos por combustión incompleta. Finalmente, la respiración humana libera aproximadamente 47,2 m³/s de CO₂ por trabajador.

En ambientes subterráneos, donde la ventilación puede ser limitada, la acumulación de estos gases representa un riesgo crítico. La falta de oxígeno no solo afecta la capacidad respiratoria, sino que también puede comprometer la función cognitiva y la coordinación motora, aumentando el riesgo de accidentes laborales. Según Vélez et al., (2017, p. 9), Los gases se clasifican considerando los efectos que producen sobre los seres humanos, en los siguientes.

a) ***Gases Esenciales*** es indispensable para la vida

Oxígeno (O₂) Un nivel inferior al 19.5% compromete la función respiratoria y cognitiva. Por debajo del 16%, el ambiente se vuelve letal. Excesos superiores al 23.5% incrementan el riesgo de incendio haciendo que los materiales combustibles arden más rápidamente.

b) Gases Asfixiantes que desplazan el oxígeno en la atmósfera, que puede provocar efectos adversos en la salud, incluyendo la asfixia, pérdida de conciencia y en altas concentraciones llevan a la muerte, los principales gases asfixiantes son:

Nitrógeno (N₂) es un gas más ligero que el aire, s incoloro, inodoro e insípido; peso específico 0.97, químicamente inerte; la fuente de aumento del contenido de nitrógeno en el aire de las minas es por putrefacción orgánica de madera usada en piques, buzones o fortificaciones, uso de sustancias explosivas al momento de la voladura de rocas, debido a la ausencia de oxígeno en el ambiente de las labores mineras (lugares confinados); y desprendimiento de gases de estratos de minas metálicas. (Yanes Garin, 1993). En el aire se encuentra en forma de amoniaco, se genera por ser más liviano que el aire se concentra en las partes más altas de las labores mineras, especialmente en chimeneas; generando asfixia.

Anhídrido carbónico o dióxido de carbono (CO₂) tiene peso específico 1.529, límite permisible 5000 ppm; se disuelve en agua; se produce por la respiración de las personas y animales en lugares confinados (Barrero, Manchero Paul y otros, 2020); se genera como producto de la combustión de sustancias carbonadas en presencia de exceso de aire o de oxígeno, y subproducto de los disparos de sustancias explosivas, además por la putrefacción de la madera utilizada en los buzones de trasiego y la combustión de motores diésel; en zonas de poca ventilación se acumula en las partes bajas de las labores mineras debido a su densidad, es peligroso genera la muerte dulce (sueño).

Metano (CH₄): Este gas es uno de los más relevantes en las minas, especialmente en las de carbón. Puede acumularse en cavidades subterráneas y, si se mezcla con el aire en proporciones adecuadas (entre el 5% y el 15%), puede ser detonante. La detección y el control del metano son cruciales para prevenir explosiones. Se utilizan sistemas de ventilación y sensores para monitorear su concentración. (Canuza & Perez, 2023).

c) **Gases Tóxicos** Provocan una disminución de oxígeno, penetrando a los pulmones y luego al resto del organismo, causan daño a la salud, incluso en concentraciones relativamente bajas. Los más comunes en la minería subterránea son;

Monóxido de carbono (CO) es un gas tóxico, incoloro, inodoro e insípido, generado por la combustión incompleta de materiales orgánicos, explosivos y motores diésel. Tiene un peso específico de 0.967 y un rango explosivo entre 12.5% y 74.2%. es un subproducto del uso de explosivos en la voladura de rocas; (Ricse Ramos, 2021). Su alta peligrosidad radica en su capacidad para unirse a la hemoglobina, formando carboxihemoglobina, lo que impide el transporte de oxígeno en la sangre. La exposición a concentraciones superiores a 25 ppm puede causar mareos, confusión, pérdida de conciencia o muerte. (Canuza & Perez, 2023). Es el principal gas causante de incendios en minas y suele estar acompañado de otros gases tóxicos.

Dióxido de nitrógeno (NO₂): es un gas tóxico, irritante y oxidante, con un peso específico de 1.54, color marrón amarillento y olor amargo. Se genera en minas por el uso de explosivos como el ANFO, soldaduras de arco y motores diésel. El límite permisible de exposición es 3 ppm. A bajas concentraciones irrita ojos, nariz y garganta; a niveles elevados provoca daño respiratorio severo. Una concentración de 0.002% puede ser letal. Aunque normalmente no es inflamable, puede volverse explosivo en presencia de oxígeno puro. Su presencia requiere ventilación eficaz y monitoreo constante en labores subterráneas. (Herrera Herbert, 2019).

Sulfuro de hidrógeno (H₂S): es un gas tóxico, inflamable y soluble en agua, con peso específico de 1.19. Presenta un límite explosivo entre 4.3% y 45% y su umbral permisible es de 10 ppm (Ricse Ramos, 2021). Tiene un característico olor a huevo podrido y se origina por la descomposición de pirita, materia orgánica y el uso de explosivos en minas

sulfurosas. Afecta gravemente al sistema respiratorio y nervioso; concentraciones superiores al 0.05% causan envenenamiento en minutos y al 0.1% provocan muerte rápida (Yanes Garin, 1993). Se requiere monitoreo continuo, ventilación eficaz y uso de equipos de protección personal (EPP) para minimizar el riesgo.

Dióxido de azufre (SO_2) es un gas incoloro, irritante y de olor acre, con peso específico de 2.2. Se genera por la combustión de compuestos de azufre, pirita, vetas sulfuradas, carbono rico en azufre y por la descomposición de materia orgánica como la madera. Su límite permisible es 0.25 ppm en exposiciones de 15 minutos. Es tóxico, afecta el sistema respiratorio y puede causar tos, dificultad respiratoria, irritación ocular y, en altas concentraciones, edema pulmonar. Además, contribuye a la formación de lluvia ácida por el desprendimiento de H_2S y CO, impactando negativamente en la salud humana y el medio ambiente. (Cantu & Pérez, 2023), Requiere ventilación adecuada y monitoreo continuo puede causar irritación en las vías respiratorias y agravar condiciones como el asma.

d)Gases explosivos pueden formar mezclas explosivas con el aire. Su acumulación sin detección ni ventilación puede causar explosiones con consecuencias fatales, además generan efectos nocivos, como intoxicación, envenenamiento, destrucción de los tejidos, alteración de órganos y en última instancia la muerte. Los más comunes que se encuentran en la minera subterránea son: Metano (CH_4), Monóxido de carbono (CO), Sulfuro de Hidrógeno (H_2S), Hidrógeno (H_2), gas grisú.

Gas grisú (CH_4) es un gas compuesto principalmente de metano (CH_4), conteniendo un promedio de 95% de otros componentes como anhídrido carbónico, nitrógeno, etano, ácido sulfúrico, hidrógeno y óxido de carbono (Yanes Garin, 1993), el gas grisú se refiere a la mezcla de metano y aire que puede ser altamente explosiva.

2.7.3 Características del material particulado

El material particulado, es una mezcla de partículas sólidas suspendidas en el aire, de tamaño y composición variable según su origen o fuentes de emisiones (García, 2015). En minería subterránea, proviene principalmente de perforación y voladura, transporte de material, motores de combustión interna que generan hollín.

El material particulado puede contener una variedad de sustancias, como minerales y polvo de roca conformada por partículas de sílice, carbón, talco, mica, y otros minerales específicos; metales pesados como plomo, cadmio, cromo, y arsénico; material orgánico con restos de plantas y microorganismos y de combustión como las partículas de hollín McPherson, (1993). Su exposición prolongada genera riesgos para la salud, incluyendo silicosis, neumoconiosis, cáncer pulmonar, enfermedades cardiovasculares e irritaciones en ojos, nariz y garganta (Departamento de Salud de Nuevo México, 2000).

CAPÍTULO 3

3. DISEÑO DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN DEL NIVEL 8

3.1. Ubicación de puntos de control de medición en el nivel 8

Para el diseño del sistema de ventilación en el nivel 8, se realizó el levantamiento topográfico para definir la dimensión de la labor minera, estableciendo una estación de control principal (P1). Los puntos de control corresponden 12 estaciones, siendo P1 el punto de unión entre el pozo 4 y el nivel 8; el total de estaciones 8 se ubican en el frontón en dirección E-W; y 4 estaciones en el frontón que tiene dirección al sur. En la tabla 11, se indica la ubicación de los puntos de control y la distancia entre estaciones y Anexo 7 se indica el mapa con los puntos de control.

Tabla 11. Ubicación puntos de control en el nivel 8 y dimensiones de la labor minera

Estación	X	Y	Z	Altura m	Ancho m	Sección m ²	Perímetro m	Tramos	Longitud de tramos
P1	722788.6E	9454934.0N	1160,50	2.05	2.05	1.45	2.76	P1-P2	14.33 m
P2	722775.9E	9454940.6N	1161.600	1.9	1.9	1.25	2.20	P2-P3	20.16 m
P3	722790.8E	9454954.7N	1161.620	2.15	2.15	1.15	2.30	P3-P4	8.75 m
P4	722794.1E	9454962.6N	1161.640	2.05	2.05	1.1	2.09	P4-P5	13.23 m
P5	722790.8E	9454975.4N	1161.660	2.16	2.16	1.32	2.65	P5-P6	14.76 m
P6	722791.1E	9454990.1N	1161.680	1.8	1.8	1.12	1.87	P6-P7	14.01 m
P7	722805.1E	9454990.1N	1161.665	2.05	2.05	1.15	2.19	P7-P8	11.34 m
P8	722816.2E	9454987.8N	1161.650	1.98	1.98	1.20	2.21	fin	fin
P9	722763.9E	9454930.4N	1161.635	2.20	2.20	1.45	2.96	P2-P9	15.77 m
P10	722810.3E	9454880.4N	1161.620	2.05	2.05	1.20	2.28	P9-P10	67.92 m
P11	722913.1E	9454872.0N	1161.605	1.98	1.98	1.30	2.39	P10-P11	9.17 m
P12	722814.9E	9454849.7N	1161.590	1.90	1.90	1.15	2.03	P11-P12	22.36 m

Promedio		2.02	1.24	2.33	5.11		211.8 m
-----------------	--	-------------	-------------	-------------	-------------	--	----------------

Fuente: Elaboración propia

3.2. Propiedades termodinámicas del nivel 8

3.2.1 Temperatura

La temperatura en labores mineras subterráneas es un factor crítico para la seguridad, eficiencia y salud ocupacional. La temperatura aumenta con la profundidad de las labores (gradiente geotérmico), por el calor del funcionamiento de la maquinaria, por fricción y existencia de aguas subterráneas, lo cual puede generar ambientes hostiles, afectando el rendimiento de los trabajadores, aumentando el riesgo de estrés térmico y deteriorando equipos. (Castro et al., 2014). Castro et al. (2014).

Carabajo (2015) indica que el aire en superficie varía conforme la región y de la estación del tiempo; en interior mina el aire se comprime generado un proceso exotérmico que genera calor. La temperatura del aire sometido a la presión atmosférica está dada por:

$$T = T_0 + 0.0098H$$

Donde

T: Temperatura de la labor minera en la profundidad; (grados)

T₀: Temperatura medida (ambiental)

H: Profundidad de la mina; (m)

La profundidad del nivel 8 con respecto a la bocamina es 100m, en este nivel se realizó medición de temperatura y humedad utilizando un higrómetro digital, para registrar las condiciones micro climáticas del ambiente subterráneo. Las mediciones se efectuaron los días 8 y 9 de febrero de 2025, en tres horarios: a las 08h00 (antes del inicio de perforación), a las 12h00 (finalizada la jornada matutina) y a las 15h30 (previo al inicio de la voladura).

Se realizó la toma de datos en distintos momentos debido a las variaciones térmicas generadas por el balance energético diario. La temperatura exterior se registró 24 °C, a una distancia de 30 m desde la bocamina se registró una temperatura de 24.1 °C, mientras que en el nivel 8, se obtuvo un valor promedio de 23.1 °C, considerándose una condición térmica estable.

La temperatura ambiental (exterior) aumenta en 0,0098 °C/metro de profundidad, o sea 1°C/100 metros; en verano la temperatura ambiente en superficie es de 20°C (verano) y 24°C (invierno) (INAMHI, 2024).

Por otro lado, la temperatura de las rocas influye directamente en el calentamiento del aire en las labores mineras. En minería a media que se profundiza en el laboreo la temperatura aumenta, este fenómeno físico se denomina gradiente geotérmica, con un valor promedio de 25 a 30 °C/km de profundidad (2.5–3 °C/100 m). Según Alfaro et al. (2015), indica que este gradiente es aparente, debido que no tiene en cuenta la variación vertical asociada a las variaciones litológicas ni propiedades térmicas de las rocas. Angulo et al. (2023) lo modela como una relación lineal entre temperatura y profundidad, se calcula mediante una ecuación empírica basada en la diferencia entre temperatura corregida y temperatura superficial media anual, dividida por la profundidad, que corresponde a:

$$GCA = \frac{BHT - TSUP}{Z_{BHT}}$$

Donde:

BHT: temperatura del pozo corregida en °C a una profundidad z en km,

TSUP: temperatura media anual superficial en °C.

Z_{BHT}: profundidad

La temperatura de las rocas en las primeras decenas de metros, según la vertical desde la superficie terrestre, cambia durante el año en relación con la temperatura del aire en la superficie y después, al alcanzar la capa neutral de temperatura constante (aproximadamente de 20 a 40 metros en las latitudes medias), queda todo el año igual. Yanes (2018).

De acuerdo con el tipo de terreno, el grado geotérmico varía según las condiciones locales como la composición de rocas, presencia de agua, procesos geoquímicos, etc. Yanes (2018), clasifica el gradiente geotérmico conforme al tipo de terreno, en tres tipos bituminosos, carboníferos y metalíferos: el nivel 8 se ubica en un terreno metalífero, por lo tanto, el gradiente geotérmico G° está entre los valores de 35m – 50m. Se calcula por la siguiente fórmula:

$$G^\circ = \frac{H - h}{Th - tm}$$

Dónde:

G°: grado geotérmico; 40

H: profundidad de la medición; 100m

h: profundidad de la zona a temperatura constante; 60m.

Th: Temperatura de la labor minera en la profundidad

To: temperatura promedio anual de la región (medida); 23.11°C

$$Th = \frac{To + (H - h)}{G^\circ}$$

$$Th = \frac{23.11^\circ C + (100 - 60)}{40}$$

$$T = 2.275^\circ$$

Los resultados de cálculo indican que la temperatura del nivel 8 con respecto al nivel principal y la superficie se incrementa en 2.275°C; es decir de 21°C en superficie llega alcanzar hasta 23.275°C. Los resultados de medición de temperatura en el nivel 8 se indican en la tabla 12.

Tabla 12. Resultados de medición y cálculo de temperatura en el nivel 8 (°C)

Estación	hora: 8h00			hora: 12h00			hora: 15h30			Promedios		
	To	T	Th									
P1	23.10	24.08	24.10	23.30	24.28	20.80	23.15	24.13	22.40	23.18	24.16	22.43
P2	23.15	24.13	24.15	23.80	24.78	24.80	23.15	24.13	22.40	23.37	24.35	23.78
P3	23.12	24.10	24.12	23.70	24.68	24.68	23.15	24.13	22.40	23.32	24.30	23.73
P4	23.20	24.18	24.20	23.60	24.58	24.60	23.20	24.18	22.45	23.33	24.31	23.75
P5	23.10	24.08	24.10	23.10	24.08	24.10	23.60	24.58	22.85	23.27	24.25	23.68
P6	23.05	24.03	24.05	23.15	24.13	24.15	23.40	24.38	22.65	23.20	24.18	23.62
P7	23.05	24.03	24.05	23.60	24.58	23.60	23.15	24.13	22.40	23.27	24.25	23.35
P8	23.18	24.16	24.18	23.30	24.28	24.30	23.20	24.18	22.45	23.23	24.21	23.64
P9	23.11	24.09	24.11	23.70	24.68	23.70	23.15	24.13	22.40	23.32	24.30	23.40
P10	23.10	24.08	24.10	22.90	23.88	23.90	23.20	24.18	22.45	23.07	24.05	23.48
P11	23.15	24.13	24.15	23.20	24.18	24.20	23.10	24.08	22.35	23.15	24.13	23.57
P12	23.05	24.03	24.05	23.30	24.28	24.30	23.15	24.13	22.40	23.17	24.15	23.58
Promedio	23.11	24.09	24.11	23.39	24.37	23.93	23.22	24.20	22.47	23.24	24.22	23.50

Fuente: Elaboración propia

3.2.2 Humedad

La humedad relativa en minas subterráneas es un parámetro crítico que incide en la salud de los trabajadores, eficiencia operativa, confort térmico, control del polvo, la estabilidad geomecánica de las labores y el funcionamiento de equipos eléctricos y mecánicos (BRYAIR, 2023). En el nivel 8, la humedad del aire proviene de la evaporación

de aguas infiltradas desde niveles superiores en el interior de la mina. El valor promedio registrado fue de 72.13%, que indica que el aire contiene el 72.13% del vapor de agua que podría mantener a una temperatura de 23.11 °C antes de alcanzar el punto de saturación. Los resultados por estación de medición de humedad se detallan en la tabla 13.

Tabla 13. Resultados de medición de humedad

Estación	hora: 8h00 RH (%)	hora: 12h00 RH (%)	hora: 15h30 RH (%)	Promedio RH (%)
P1	72.50	73.10	74.60	73.40
P2	72.60	73.10	74.60	73.43
P3	42.80	73.10	74.60	63.50
P4	73.15	72.40	73.80	73.12
P5	73.20	72.90	72.10	72.73
P6	72.90	76.10	72.40	73.80
P7	72.60	73.10	74.60	73.43
P8	73.20	73.50	70.20	72.30
P9	72.40	73.10	74.60	73.37
P10	73.20	72.60	72.30	72.70
P11	72.90	71.20	71.20	71.77
P12	73.10	71.30	71.50	71.97
Promedio	70.38	72.96	73.04	72.13

Fuente: (Exploriente, 2025)

3.2.3 Medición de la velocidad

La velocidad del aire es la rapidez con la que el flujo de aire natural se desplaza por las labores mineras, y es fundamental para diseñar un sistema de ventilación que garantice el suministro de oxígeno para mantener las condiciones seguras y eficientes para los

trabajadores, evacuación de gases, polvo y calor. Se empleó un anemómetro para medir la velocidad del aire en el nivel 8, a diferentes horas en los puntos de control, el resultado se indica en la tabla 14.

Tabla 14. Resultados de medición de velocidad del aire en el nivel 8

Estación	hora: 8h00 V(m/s)	hora: 12h00 V(m/s)	hora: 15h30 V(m/s)	Promedio m/s
P1	0.09	0.09	1.10	0.43
P2	0.09	0.09	1.10	0.43
P3	0.10	0.09	1.10	0.43
P4	0.15	0.11	1.20	0.49
P5	0.12	0.07	0.27	0.15
P6	0.09	0.09	0.07	0.08
P7	0.11	0.09	1.10	0.43
P8	0.14	0.12	0.09	0.12
P9	0.15	0.09	1.10	0.45
P10	0.13	1.02	0.98	0.71
P11	0.16	1.20	1.10	0.82
P12	0.11	0.15	0.21	0.16
Promedio	0.12	0.27	0.79	0.39

Fuente: Elaboración propia

3.2.4 Peso específico y densidad del aire

La Densidad del aire es la cantidad de masa de aire contenida en una unidad de volumen, mientras que el peso específico del aire indica cuántas veces un gas es más pesado o liviano que el aire. El peso específico está relacionado directamente con la altura con respecto al nivel del mar, generando variaciones de variación; a menor cota, el peso específico es mayor. El peso específico se determina por la siguiente fórmula:

$$\gamma = G/g$$

$$\gamma = \frac{0.455Pb}{273 + T}$$

Donde:

γ : peso específico del aire; kg/m³

G: peso el aire en unidad de volumen, kg;

g: aceleración de la fuerza de gravedad, m/seg²;

Pb: presión barométrica (mm Hg)

T: Temperatura del aire (°C)

En ventilación de minas se utiliza el peso específico standard = 1,2 kg/m³ que es el peso de 1 m³ de aire, con la presión de 1 atm., temperatura de 15°C y humedad de 60%; (Orellana Wiarco, 1983). Resolviendo las ecuaciones 1 y 2 del peso específico promedio de la mina Chito en el nivel 8, con una temperatura promedio de 24.3°C obtenido en los puntos de aforo al medio día se tiene los siguientes valores.

Peso específico en Bocamina

$$\gamma = \frac{1,2 \text{ kg/m}^3}{9.8 \text{ m/seg}^2}$$

$$\gamma = \mathbf{0.122 \text{ kg/m}^3}$$

Peso específico en Nivel 8

$$\gamma = \frac{0.455 \times 689.6 \text{ mm Hg}}{273 + 24.3^\circ C}$$

$$\gamma = \mathbf{1.055 \text{ kg/m}^3}$$

3.2.5 Presión

La presión es un parámetro clave en la ventilación subterránea, ya que influye en la emisión y desgasificación de metano (CH₄). Según Herrera (2019), nos indica que uno de

los factores para la ventilación de minas, que influyen en la emisión de grisú, es la presión barométrica de un gas que se expresa en atmósferas absolutas o atmósferas técnicas. si la presión disminuye la desgasificación aumenta; en la jornada laboral, la desgasificación es muy irregular y aumenta posterior a la voladura.

La distribución de presiones entre niveles de trabajo favorece fenómenos naturales como la desgasificación, que se intensifica cuando la presión externa es baja, permitiendo que el metano se diluya y estratifique en zonas elevadas del flujo de aire. Yanes (2018) señala que la presión absoluta de un gas es 1,0333 kg/cm² (equivalente a una columna de 760 mm Hg a 0 °C al nivel del mar), y varía con la altitud y temperatura del ambiente. Para los cálculos de la presión en la práctica usamos la atmósfera técnica o métrica, que es 1 kg/cm² (10 m. de columna de agua) = 737,5 mm. de mercurio. Las presiones se encuentran en valores muy bajos en los ambientes mineros subterráneos (ventilación de minas) se mide en kg/m² o milímetros de columna de agua (mm c.a), la cual se transforma a presión atmosférica multiplicando con el peso específico de mercurio, que es igual 13.6 kg/m³. Yáñez (2018), en el libro Manual de Ventilación detalla los valores de variación de presión según la altura, los valores de la presión se indica en la tabla 15.

Tabla 15. Valores de variación de la presión según de altura

Parámetros	Valores de la presión atmosférica				
Altura; m.s.n.m.	0	500	1.000	1.500	2.000
Indicación del barómetro; mm Hg.	760	716	674	635	598
Presión; m c.a.	10,33	9,7	9,0	8,6	8,1

Fuente: (Yanes Garín, 2018)

La presión de una labor minera se calcula usando la siguiente formula (Barrero, Manchero Paul y otros, 2020):

$$P = P_0 + \gamma \frac{h}{13.6}$$

Donde:

P₀: presión en la superficie (mmHg)

13.6: peso específico de mercurio (kg/l)

h: profundidad de la labor minera (m)

γ: peso específico del aire

La mina Bocamina se ubica en la cota 1260 msnm, la presión atmosférica es 635 mm Hg; el Nivel 8 está a 100 m de profundidad con respecto a la bocamina (cota 1160 msnm), la presión atmosférica es 674 mm Hg. La temperatura promedio en los puntos de aforo es 24.3°C. La presión barométrica calculada de la labor minera Nivel 8 es:

$$P = 760 \text{ mm Hg} + 1.05 \text{ kg/m}^3 \frac{100m}{13.6}$$

$$\mathbf{P = 752.8 \text{ mm Hg}}$$

3.3 Condición actual de la mina en el nivel 8

El desarrollo de la actividad minera en el nivel 8 de la mina Chito, se desarrolla en una galería franqueada siguiendo vetillas y roca de caja, que ha cortado fracturas, zonas de falla, esta labor tiene tres cambios de dirección al este y al sur. La existencia de rebajes, zonas explotadas y otras labores secundarias en este nivel, dificulta la eficiente extracción de gases en menor tiempo; por otro lado, las dimensiones (ancho y altura) representan una limitación para la instalación de mangas de ventilación, afectando el suministro de aire fresco hacia los frentes de trabajo. Los parámetros técnicos necesarios para el cálculo y diseño del sistema de ventilación se detallan en la tabla 16.

Tabla 16. Parámetros actuales de ventilación en el Nivel 8

Parámetros	Resultados
Tipo ventilación	Ventilación natural (Chimenea 1 Norte) Ventilación mecánica: inyección aire comprimido; extracción de gases con 3 extractores eléctricos de 5 HP conectados en serie.
Tiempo de ventilación	Natural: después de la voladura 13 horas antes del ingreso al turno Mecánica: 2 horas después de la voladura
Cantidad de personal/jornada	10 obreros, con edades entre 20años hasta 52 años
Jornadas al día	1 jornada, dividida en 2 turnos de 4 h (mañana y tarde)
No. frentes de trabajo	2 frentes de producción y 2 de exploración
Malla de perforación	22 perforaciones/cuña, de 1.6m de profundidad
Tipo de sustancias explosivas	mecha lenta, fulminante No.8, Emulnor y ANFO
Maquinaria que genere gases de combustión	En interior mina no existe equipos o maquinarias que utilicen combustible para su funcionamiento
Producción de mineral día	4 t/día
Presencia de agua	Por goteo que se infiltra desde la superficie y Nivel 4
Tipos gases contaminante	Generados por el uso de explosivos, descomposición de madera y reacciones químicas de los minerales.
Dimensiones del tajo	5m de largo x 1.5m de profundidad x 0.5m de ancho
Forma de labores mineras	Abovedadas labores horizontales; rectangulares pozos y chimeneas
Dimensiones de labores mineras	Labores horizontales: 1.2 m ancho x 2.10 m alto Chimeneas o pozos: 1.8 m ancho x 1.5 m alto

Materiales de pozos y buzones	Madera y metal
Mineralización	Sulfuros polimetálicos

Fuente: Elaboración propia

3.4 Cálculo de caudal de aire

El diseño de ventilación en minería subterránea se fundamenta en el dimensionamiento del circuito de aire y en la determinación de caudales óptimos que se requiere para realizar los trabajos en forma segura. En el nivel 8, la conducción de aire se realiza mediante tubería PVC de 6 pulgadas instalada desde la bocamina. El cálculo de ventilación se considera variables críticas como el número de personal, consumo de madera, emisiones por equipos, polvo en suspensión y explosivos empleados. Estos parámetros, asociados a la producción, garantizan condiciones ambientales seguras.

3.4.1 Caudal de aire por el número de personas que laboran en el nivel 8

$$Q_{Tr} = F \times N$$

Donde:

Q_{Tr}: Caudal total para “n” trabajadores (m³/min).

F: Caudal mínimo por persona, de acuerdo Art. 104 Reglamento de seguridad minera F = 3 m³ /min.

N: número de personas, en el nivel 8 laboran 10 trabajadores en un solo turno.

$$Q_{Tr} = 3m^3/min * 10 \text{ trabajadores}$$

$$Q_{Tr} = 30 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.4.2 Caudal de aire por consumo de madera (QMa)

Los 3 buzones del nivel 8, son construidos con tablones y cuartones de eucalipto, el consumo trimestral de 10 tablones y 12 cuartones, la producción diaria es 4t. En la tabla 17 se indica el factor de producción en función del consumo de madera.

Tabla 17. Factor de producción de acuerdo con el consumo de madera

Consumo de madera %	Factor de producción (m ³ /min)
< 20	0.00
20 a 40	0.60
41 a 70	1.00
> 70	1.25

Fuente: Reglamento de Actividades Mineras (2014, p. 144)

Para nuestro caso el factor de producción (**U**) = **0.60**

$$QMa = T \times u$$

$$QMa = 0.60 * 4 \text{ t/día}$$

$$QMa = 2.4 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.4.3 Caudal de aire según la temperatura de labores mineras (QTe)

El nivel 8 tiene temperatura mayor a 23 °C, la sección media es 2.65m².

Tabla 18. Caudal requerido en función de humedad y velocidad

Humedad Relativa	Temperatura seca	Velocidad mínima	Para una labor de 20 m ² (5 x 4m)
< ó = 85%	24°C a 30°C	30 m/min	600 m ³ /min
> 85%	> 30°C	120 m/min	2240 m ³ /min

Fuente: (SERNAGEOMIN & Minería, 2008).

$$QTe = V * A * Nv$$

Donde:

QTe: Caudal por temperatura (m³/min).

V: Velocidad mínima en el nivel 8 es 0.39m/s

A: Área del nivel 8 es 2.35m²

Nv: Número de niveles con temperatura mayor a 23 °C de acuerdo con la normativa.

$$QTe = 0.39m/s * 2.35m^2 * 2$$

$$QTe = 1.83 m^3/min$$

3.4.4 Caudal de aire por maquinarias mineras que funcionan con combustible

(Qef)

En interior mina y en el nivel 8 de la mina Chito, no están instaladas maquinas que funcionen con motor de combustión (Ne), los equipos de izaje (winches) y extractores de gases son eléctricos; los vagones de transporte de roca de caja o mineral son empujados usando la fuerza del obrero; al contexto de los indicado no se genera emisiones de gases por funcionamiento de maquinaria.

$$Qef = 0,0 (m^3/min).$$

3.4.5 Caudal de aire por generación de polvo en suspensión (Qp)

La cantidad de polvo que se genera en el nivel 8 está relacionado con los 4 frentes de trabajo, el polvo se genera después de la voladura

$$Qp = V * S$$

$$Qp = 0.39 \text{ m/s} * 2.35 \text{ m}^2$$

$$Qp = 0.92 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.4.6 Caudal de aire por consumo de sustancias explosivas (Qex)

Para el arranque del macizo rocoso en los 4 frente de trabajo se emplea dinamita o emulsión como carga de fondo y ANFO como carga de columna.

El consumo de emulnor 5000x es 6144g (6.144 kg/día); que genera 42240 litros de gases, y 44160 kcal de calor de explosión. De ANFO se consume 31924 g (31.94 kg/día), que genera 44160 litros de gases, y 209530 kcal de calor de explosión; la relación de consumo en el frente de sustancias explosivas es 9.76% de dinamita y 90.12% de ANFO.

Para la formación de gases por m^3 por cada kilogramo de explosivo utilizado (G), según la tesis de (Barrero, Manchero Paul y otros, 2020), indica que un kilo de explosivo genera $1.59 \times 10^3 \text{ m}^3$ de monóxido de carbono (CO) y $8.415 \times 10^3 \text{ m}^3$ de dióxido de nitrógeno (NO_2). Con los valores de consumo de sustancias explosivas y la generación de gases se determina el caudal de aire requerido para las emisiones de CO y NO_2 , que se generan en la voladura.

$$G = 0.015895 \text{ m}^3/\text{kg CO} \text{ y } 0.008415 \text{ m}^3 \text{ NO}_2$$

$$E = \text{consumo total de explosivo día; } 3.9287 \text{ kg/día}$$

$$T_v = \text{tiempo de ventilación aplicado por Exploriente 60 minutos}$$

f = 25ppm CO y 0.2ppm NO₂

Para CO ₂	Para NO ₂
$Q_2CO_2 = \frac{0.01585 \frac{m^3}{kg} * 3.9287Kg}{60 min * 0.0025\%}$	$Q_2NO_2 = \frac{0.008415 \frac{m^3}{kg} * 3.9287kg}{60 min * 0.00002\%}$
$Q_2CO_2 = 0.3651 \text{ m}^3/\text{min}$	$Q_2NO_2 = 24.23 \text{ m}^3/\text{min}$

Con los valores calculados, se obtiene el requerimiento del caudal de aire en función de la emisión de gases; para el CO₂ y NO₂ se requiere 25.60m³/min, equivalente a 904.06 CFM; y para los gases que emite la dinamia y ANFO se requiere un caudal de 28.7 m³/min, equivalente 1012.42 CFM.

$$Q_{ex} = \frac{0.04 * E * 100}{t * 0.008}$$

$$Q_{ex} = \frac{0.04 * 3.546 \text{ Kg/día} * 100}{60 * 0.008}$$

$$Q_{ex} = 29.55(\text{m}^3/\text{min})$$

3.4.7 Caudal de aire por la producción de mineral (QPd)

En el nivel 8 produce 4t/día; y 10t/día de roca estéril; la proyección de la empresa mediante la mecanización de la extracción de mineral es aumentar la producción a 10t/día; el factor de producción para minas metálicas está en 0.03 a 0.06 m³/s por tonelada/día; por lo que se considera el valor de 0.06 (Hartman & Mutmansky, 2002).

$$QPd = P * q$$

$$QPd = 4\text{t/día} * 0.04$$

$$QPd = 0.16 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.4.8 Caudal de aire para mantener condiciones ambientales óptimas (QAm)

$$QAm = V \times A \times N$$

$$QAm = 0.15 \text{ m/s} * 2.35 \text{ m}^2 * 2 \text{ niveles}$$

$$QAm = 0.705 \text{ m}^3/\text{min}$$

3.4.9 Requerimiento total de aire para la operación minera (QTo)

El caudal de aire necesario para las operaciones mineras se indica en m^3/min , el mismo que será trasformado en CFM, que es el nivel de presión determinado (pies cúbicos/minuto); conforme el Sistema Internacional de Unidades (SI), se puede convertir fácilmente a pies cúbicos por minuto (CFM) aplicando la siguiente conversión $1 \text{ CFM} = 1,699 \text{ m}^3/\text{h}$ o $1 \text{ m}^3/\text{h} = 0,589 \text{ CFM}$. Los resultados de cálculo de caudal de aire para el nivel 8, se indican en la tabla 19.

Tabla 19. Resultado del cálculo de caudal de aire requerido en el nivel 8

Parámetro caudal de aire		Resultado del cálculo del caudal (QT1)		
		m^3/min	m^3/h	CFM
Número de personal	QTr	30	1800	1059.45
Consumo de madera	QMa	2.4	144	84.76
Temperatura de labores	QTe	1.94	109.8	64.63
Maquinarias de combustible	Qef	0	0	0.00
Polvo en suspensión	Qp	0.97	55.2	32.49
Consumo de explosivos	QEx	29.55	1773	1043.56

Parámetro caudal de aire	Resultado del cálculo del caudal (QT1)		
	m³/min	m³/h	CFM
Conforme la producción	QPd	0.16	9.6
Condiciones ambientales	QAm	0.70	47.30
Total (QT1)	65.57	3933.9	2315.42

Fuente: Elaboración propia

Para determinar el caudal total, se considera el caudal por fugas y filtraciones, y el caudal efectivo, los resultados son los siguientes:

Caudal por fugas

$$\mathbf{QFu = 15\% \times QT1}$$

$$\mathbf{QFu = 15\% * 65.57 \text{ m}^3/\text{min}}$$

$$\mathbf{QFu = 9.83 \text{ m}^3/\text{min} = 590.09 \text{ m}^3/\text{h} = 347.31 \text{ CFM}}$$

Caudal efectivo

$$\mathbf{QEf = (QFu + QT1) * 20\%}$$

$$\mathbf{QEf = (9.83 + 65.57) * 20\%}$$

$$\mathbf{QEf = 15.08 \text{ m}^3/\text{min} = 904.80 \text{ m}^3/\text{h} = 533.55 \text{ CFM}}$$

Caudal Total

$$\mathbf{QTo = QT1 + QFu + QEf}$$

$$\mathbf{QTo = 65.57 + 9.83 + 15.08 = 90.48 \text{ m}^3/\text{min}}$$

$$\mathbf{QTo = 3933.9 + 590.09 + 904.80 = 5428.78 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$QTo = 2315.42 + 347.31 + 532.55 = 3192.28 \text{ CFM}$$

3.5 Cálculo del caudal de aire en las diferentes estaciones del nivel 8

En función de las mediciones realizadas y sección del nivel 8, se determinó el caudal aire que ingresa a este nivel, los resultados se indican en la tabla 20.

Tabla 20. Cálculo del caudal de aire en las diferentes estaciones en el nivel 8

Estación Nivel 8	Cota msnm	Sección de labor; m ²	Velocidad media m/s	Caudal de aire			
				m ³ /s	m ³ /min	m ³ /h	CFM
P1	1160,50	2.76	0.427	1.18	70.64	4238.55	2494.73
P2	1161.60	2.20	0.427	0.94	56.44	3386.56	1993.27
P3	1161.62	2.30	0.430	0.99	59.22	3553.13	2091.31
P4	1161.64	2.09	0.487	1.02	61.13	3667.62	2158.69
P5	1161.66	2.65	0.153	0.41	24.35	1461.07	859.96
P6	1161.68	1.87	0.083	0.16	9.36	561.46	330.46
P7	1161.67	2.19	0.433	0.95	56.90	3414.13	2009.49
P8	1161.65	2.21	0.117	0.26	15.44	926.40	545.26
P9	1161.64	2.96	0.447	1.32	79.37	4761.90	2802.77
P10	1161.62	2.28	0.710	1.62	97.29	5837.14	3435.63
P11	1161.61	2.39	0.820	1.96	117.56	7053.89	4151.79
P12	1161.59	2.03	0.157	0.32	19.07	1144.02	673.35
Promedio		2.33	0.39	0.93	70.64	4238.55	2494.73

Fuente: Elaboración propia

1 CFM es igual a 0.0004719474m³/s o 1,699 m³/h; el caudal requerido en el nivel 8 es 0.93m³/s, el compresor que tiene la Cía. Exploriente es Sullar 375H y un Ingersollrand 185;

el caudal que entregan los compresores es 560CFM que corresponde a 0.2642m³/s; por lo tanto, NO cumple con el requerimiento de caudal necesario para circular en las labores, esta máquina entrega el 26.5% del caudal necesario.

3.6 Necesidades de aire para la respiración

El consumo de oxígeno que requiere el ser humano está relacionado con la actividad física que ejecuta durante la jornada laboral, donde el volumen inhalado es superior al consumido; la composición del aire exhalado está conformado por 79% de N₂, 16% de O₂ y 5% de CO₂. El ser humano cuando realiza un trabajo físico necesita aproximadamente 10l/s de aire para respirar (Herrera Herbert, 2019).

Tabla 21. Inhalación de oxígeno y aire en la respiración humana

Actividad	Reposo	Moderada	Muy vigorosa
Ritmo respiratorio por minuto	12 – 18	30	40
Aire inhalado por respiración m ³ /s x 10 ³	5 – 13	46 - 59	98
Aire inhalado por respiración (litros)	0.4 – 0.71	1.5 - 2	2.5
Oxígeno consumido en m³/s x 10⁻⁶	4.70	46 - 59	47.20
Oxígeno consumido en litros/min	0.28	1.98	2.83
Coeficiente respiratorio CR	0.75	0.90	1.00

Fuente: (Herrera Herbert, 2019)

El coeficiente respiratorio conocido como índice respiratorio CR, indica la ratio de la relación de emisión de la cantidad de dióxido de carbono (CO₂) producido, dividida por la cantidad de oxígeno (O₂) consumido durante la respiración humana en la ejecución de una actividad, se define por la siguiente formula:

$$\text{Coeficiente Respiratorio (CR)} = \frac{(CO_2)\text{Dioxido de carbono exhalado}}{(O_2)\text{Oxigeno consumido por el organismo}}$$

Conforme la normativa ecuatoriana de Seguridad Minera (Arts. 104 - 109), indica el flujo de aire requerido por persona de acuerdo con la altura es $3\text{m}^3/\text{min}$. En una labor minera subterránea el volumen de oxígeno mínimo en la atmósfera de trabajo es 19.5%; teniendo un aforo de ventilación del 15%; la velocidad del aire debe ser igual o mayor a $15\text{m}/\text{min}$.

Art. 108.- Aforo de ventilación. - Los titulares mineros, operadores mineros, contratistas, subcontratistas y prestadores de servicios realizarán un aforo de ventilación semestral, en todos los lugares de la mina donde acceda personal, siendo tolerable un máximo del 15%. (ARCOM, 2020)

Art. 109.- Monitoreo de gases y material particulado. - Permanentemente deberá monitorearse la calidad de la atmósfera en los trabajos subterráneos, espacios confinados, y áreas que no han sido ventiladas o que estén abandonadas. La concentración mínima tolerable de oxígeno en los ambientes laborales será de 19,50%. (ARCOM, 2020)

El aire contiene un 21% de oxígeno. Si éste se reduce se producen síntomas de asfixia que se van agravando conforme disminuye ese porcentaje. (Gonzales, 2020). En la atmósfera existe 15% de perdidas, se necesita compensar el caudal de aire fresco, por lo tanto, el caudal ajustado es la relación en entre el caudal de la norma dividido para la perdida:

$$Q_{ajustado} = \frac{3\text{m}^3/\text{min}}{1 - 0.15}$$

$$Q_{ajustado} = 3.53\text{m}^3/\text{min} = 0.0558\text{m}^3/\text{s} \text{ (requerido por persona)}$$

El aire atmosférico normal contiene aproximadamente 0.04% de CO_2 (o 400 ppm)

Tipo actividad vigorosa:

$$Q = \frac{47.2 * 10^{-6}}{0.21 - 0.195}$$

$$Q = 0.00315 \text{ m}^3/\text{s} = \mathbf{0.189 \text{ m}^3/\text{min}}$$

$$1 = \frac{CO_2 \text{ expedido}}{47.2 * 10^{-6} \frac{m^3}{s}}$$

$$CO_2 \text{ expedido} = 47.2 * 10^{-6} \text{ m}^3/\text{s}$$

$$Q = CO_2 \text{ expedido} / 0.005 - 0.0003$$

$$Q = 47.2 * 10^{-6} \text{ m}^3/\text{s} / 0.05 - 0.0003$$

$$Q = 0.01 \text{ m}^3/\text{seg} * 60 \text{ seg/min}$$

$$\mathbf{Q = 0.6 \text{ m}^3/\text{min}}$$

$$RATIO = q(CO_2) / q(O_2)$$

$$Ratio = 0.6 \text{ m}^3/\text{min} / 0.189 \text{ m}^3/\text{min}$$

Ratio = 3.17 es más difícil controlar, necesita tres veces más de oxígeno de CO₂

3.7 Cálculo de la resistencia de ventilación en el nivel 8

Previo al cálculo de la resistencia, es importante diferenciar entre resistencia y perdida de carga; la resistencia al flujo de aire es una propiedad del sistema que depende de factores como fricción y geometría del ducto, mientras que la pérdida de carga es la disminución real de presión causada por esa resistencia al mover aire con las labores mineras o el ducto, siendo esta un efecto directo de la resistencia. (McPherson, 1993)

Según McPherson (1993) y Zitron (2010), indican que la resistencia al flujo de aire es la variable técnica y económica más relevante en un circuito de ventilación; la resistencia

representa la oposición del paso del aire por las paredes, pisos y techos de labores, y depende de parámetros como la forma, longitud, sección transversal y perímetro de las labores mineras, así como del coeficiente de fricción, la densidad del aire y la temperatura y presión atmosférica.

El circuito de ventilación para el nivel 8, es en serie en una sola ruta uniendo las labores mineras de acceso y frente de trabajo más importantes; en el trayecto existen bifurcaciones y cambios de direcciones de las labores; el aire al pasar por estas labores va generando pérdidas debido que no permanece constante, por otro lado, no existen sistemas de control de la presión y velocidad de flujos de aire durante el recorrido en las labores mineras que permitan mantener la corriente de aire en sus ramificaciones.

3.7.1. Cálculo de la resistencia aerodinámica o al rozamiento

La resistencia aerodinámica es la oposición que enfrenta el flujo de aire al desplazarse por las labores mineras subterráneas. Esta resistencia es causada por la fricción con las paredes del túnel, cambios de dirección, variaciones de sección y obstrucciones como equipos o soportes. Factores como la rugosidad, longitud, sección transversal, caudal y velocidad del aire influyen directamente en su magnitud.

La resistencia aerodinámica es una variable clave en el diseño de sistemas de ventilación, ya que afecta tanto la eficiencia operativa como la seguridad del ambiente laboral. Según Córdova et al. (2011), cualquier obstáculo que impida el flujo libre de aire en las galerías se considera parte de esta resistencia, la cual debe calcularse para garantizar una ventilación adecuada y conforme a normativa.

$$R = \frac{\alpha * L * P}{s^3}$$

Donde:

R: resistencia aerodinámica o al rozamiento; Kilomiu (Ku)

α : Coeficiente de resistencia aerodinámica; la labor minera Nivel 8 no tiene fortificación

L: Longitud de la galería; m.

P - Perímetro de la galería; m.

S - Área de la sección de la galería; m².

Tabla 22. Valores del coeficiente de rozamiento

Tipo de labor	Coeficiente de rozamiento K
Galería rectangular sin revestir	0.012 – 0.016
Galería rectangular sin revestir con mucha entibación	0.017 – 0.035
Galería rectangular con revestimiento de hormigón proyectado	0.005 – 0.006
Galería rectangular hormigonada	0.004
Galería con cerchas metálicas hormigonada	0.004

Fuente: (Herrera Herbert, 2019)

3.7.1.1 Coeficiente de forma

El coeficiente de forma (φ) de la labor minera es la relación entre el perímetro y la sección de la labor minera (Zitron, 2010), se determina conforme la siguiente expresión propuesta por Zitron, 2010.

$$\varphi = \frac{P}{2\sqrt{\pi}S} = 0.285 \frac{P}{\sqrt{S}}$$

$$\varphi = 0.285 \frac{5.193}{\sqrt{2.35}}$$

$$\Phi = 0.9131$$

La resistencia tiende aumentar cuando en la labor minera existen obstáculos, rocas, tuberías, mangueras, madera, etc.; que no permita la circulación del aire fresco en toda su sección. La resistencia se determina multiplicando con el coeficiente de obstáculos (E), aplicando la siguiente formula (Zitron, 2010)

$$R_S = 55\lambda * \varphi \frac{L}{S^{2.5}} * E$$

En el nivel 8, no existen obstáculos, que impida la circulación del aire en toda la sección de la labor minera en toda su longitud, por lo tanto, no aplica esta fórmula.

3.7.1.2 Coeficiente de fricción o rozamiento

El coeficiente de fricción o rozamiento representa la relación entre la fuerza de fricción y la fuerza normal entre dos superficies en contacto. Es la suma del rozamiento del aire con las paredes y piso de la labor minera, se determina por la siguiente formula (Zitron, 2010).

$$\lambda = 0.7\lambda_p + 0.3\lambda_s$$

Donde:

λ_p : coeficiente de frotamiento de las paredes

λ_s : coeficiente de frotamiento del suelo

Según Herrera Herbert (2020), El coeficiente de frotación del suelo representa la resistencia que ofrece el terreno al desplazamiento de equipos y materiales, siendo un factor crucial en labores mineras subterráneas para el diseño de sistemas de transporte, la eficiencia de movimiento y la seguridad operacional” (p. 215). Un coeficiente de frotación elevado puede aumentar el esfuerzo de traslado y desgaste de los equipos, mientras que uno

bajo favorece el movimiento, aunque podría comprometer la tracción en condiciones específicas de operación minera.

Tabla 22. Coeficiente de frotamiento de las paredes

Condiciones de la galería	Roca desnuda λ_p	Galerías bulonadas λ_p
Pared bien recortada	0.058	0.058
Pared media	0.084	0.084
Pared irregular	0.108	0.108
Pared con tela metálica		0.130

Fuente: (Zitron, 2010)

Para determinar el coeficiente de fricción o rozamiento del nivel 8, se considera que la labor minera tiene un ancho promedio de 1.2m, con una sección de 2.35m² la condición del suelo es sin vía, las paredes de la labor minera se encuentran en roca desnuda irregular; según las tablas anteriores se consideró el coeficiente de frotamiento de las paredes de 0.108 y el coeficiente de frotamiento del suelo de 0.025.

$$\lambda = 0.7(0.108) + 0.3(0.025)$$

$$\lambda = \mathbf{0.0831}$$

Los valores de λ indicados en la tabla anterior, corresponden a una galería de 10 m² de sección. Para valores distintos a 10m², el coeficiente de fricción se puede obtenerse por la siguiente formula: (Zitron, 2010)

$$\lambda = \frac{\lambda_{10}}{(0.75 + 0.25 \log A)^2}$$

$$\lambda = \frac{0.0831}{(0.75 + 0.25 \log 2.35m)^2}$$

$$\lambda = 0.104$$

3.7.1.3 Coeficiente de resistencia aerodinámica

El coeficiente de resistencia aerodinámica " α ", indica la facilidad de un objeto en desplazarse a través del aire considerando su forma y superficie. Este coeficiente varía de acuerdo con el número de Reynolds (Re), En las labores mineras activas el movimiento del aire es turbulento con un alto Re, siendo este coeficiente constante. (Yanes Garin, 1993).

$$\alpha = f * \gamma / 8g$$

Donde

f: Coeficiente de roce

g: Aceleración de gravedad en m/seg^2

El valor del coeficiente de resistencia aerodinámica α están referidos al aire normal, una vez elegido el valor debe ser corregido de acuerdo con el peso específico del lugar.

$$\alpha_\gamma = \alpha * \gamma / 1,2$$

El nivel 8 esta franqueado en roca ígnea, la labor minera tiene un mínimo de superficies irregulares, no existen obstáculos.

Tabla 23. Valores de coeficiente aerodinámico

Valores de coeficiente de resistencia aerodinámica para $\gamma = 1.2 \text{ kg/m}^3$				
Tipo de galería	Irregularidades de la superficie	Valores básicos de $\alpha \times 10^{-5}$		
		Limpios	Obstrucción	
			Pequeña	Moderada
Superficie suave	Mínimo	19	29	48
	Promedio	29	38	57

Valores de coeficiente de resistencia aerodinámica para $\gamma = 1.2 \text{ kg/m}^3$				
Tipo de galería	Irregularidades de la superficie	Valores básicos de $\alpha \times 10^{-5}$		
		Limpios	Obstrucción	
			Pequeña	Moderada
Roca sedimentaria	Máximo	38	48	67
	Mínimo	57	67	86
	Promedio	105	114	133
Galerías enmaderadas	Máximo	133	143	162
	Mínimo	152	162	190
	Promedio	181	190	209
<u>Roca ígnea</u>	Máximo	200	209	220
	Mínimo	171	181	200
	Promedio	279	285	304
	Máximo	371	380	399

Fuente: (Carabajo, 2015); (Yanes Garín, 2018)

$$\alpha_\gamma = \alpha * \gamma / 1.2$$

$$\alpha_\gamma = 0.0000171 * 1.055 \text{ kg/m}^3 / 1.2$$

$$\alpha_\gamma = 0.0000150$$

La resistencia aerodinámica, en cada estación del nivel 8 se indica en la tabla 24 y el sumatorio general es la siguiente:

$$R = \frac{0.0015 * 211.8m * 5.11m}{(2.33m)^3}$$

$$R = 0.128 Ku \text{ (Resistencia en el nivel 8)}$$

Tabla 24. Cálculo de resistencia aerodinámica o rozamiento en el nivel 8

Resistencia	tramos	L Longitud tramos	A Sección m ²	P Perímetro m	α Coeficiente aerodinámico	R Resistencia rozamiento
R0	R0-R1	14.33	2.76	5.204	0.0015	0.0053
R1	RI-R2	20.16	2.20	5.118	0.0015	0.0144
R2	R2-R3	8.75	2.30	5.072	0.0015	0.0055
R3	R3-R4	13.23	2.09	5.049	0.0015	0.0109
R4	R4-R5	14.76	2.65	5.149	0.0015	0.0061
R5	R5-R6	14.01	1.87	5.058	0.0015	0.0162
R6	R6-R7	11.34	2.19	5.072	0.0015	0.0082
R7	R7	0.00	2.21	5.095	0.0015	0.0000
R8	R1-R9	15.77	2.96	5.204	0.0015	0.0047
R9	R9-R10	67.92	2.28	5.095	0.0015	0.0436
R10	R10-R11	9.17	2.39	5.140	0.0015	0.0052
R11	R11	22.36	2.03	5.072	0.0015	0.0204
Total		211.80	2.327	5.111	0.0015	0.1288

Fuente: Elaboración propia

El cálculo de la resistencia al rozamiento se realizó para toda la red de ventilación propuesta para la mina Chito, desde el ingreso en la bocamina hasta llegar al nivel 8 en los frentes de trabajo al sur y al este. Las labores mineras están franqueadas en roca ígnea de alta dureza las cuales cortan vetillas y fallas, las mismas que tienen irregularidades en la techo, piso y contorno producto del franqueo; los resultados se indican en la tabla 46; el valor de resistencia calculada es de 0,2628 μ . para una longitud de 472.59 m.

3.7.2 Resistencia local

Las pérdidas por choques en ventilación minera son de origen local, causadas por turbulencias, remolinos, frenadas y cambios de dirección del flujo de aire en el circuito de ventilación. Estas pérdidas varían según factores como cambios en la dirección de tuberías, entradas de aire fresco, contracciones de sección, velocidad y peso específico del aire. Al enfrentar obstáculos, el aire sufre pérdidas de caudal relacionadas con su velocidad y densidad. Las resistencias locales, se calculan mediante la siguiente fórmula propuesta por Howard L. Hartman, (libro Ventilación de Minas y Aire Acondicionado).

$$Rl = 62.487 \frac{\xi}{A^2}$$

Donde:

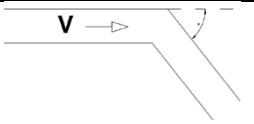
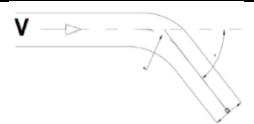
Rl: Resistencia local (μ)

ξ : Coeficiente de perdida de carga

S; Sección transversal de la galería o labor minera (m^2)

La resistencia en los codos angulares y curvos, según Herrera Herbert (2019) indica que los codos instalados en el circuito de ventilación provocan cambios de dirección de la corriente de aire; en el nivel 8, los codos que están instalados son angulares (Nv0, Nv8), y codos curvos (Nv4, Nv 7). El coeficiente de perdida se determina en función a la siguiente fórmula:

Tabla 25. Cálculos de resistencia en codos angulares y codos curvos

Resistencia en codos bruscos (angulares)	Resistencia en codos curvos
	
$\xi = 0.2 * \frac{\delta 1}{90} + \left(\frac{\delta 2}{90}\right)^2$	$\xi = 0.4 * \left(\frac{\delta 1}{90}\right) + \sqrt{\frac{D}{r}}$

Fuente: (Herrera Herbert, 2019)

Donde:

δ1: ángulo de inclinación en grados

δ2: ángulo de inclinación en radianes (1 grado = 0,0174533 rad)

D: Diámetro de la galería

r: Radio de curvatura en el eje de la galería

La resistencia local del nivel 8 se calculó para cada tamo donde cambia de dirección la labor minera. los resultados se indican en la tabla 26; el valor total calculado para este nivel es el siguiente:

$$Rl = 62.487 \frac{0.11}{(2.35m)^2}$$

$$Rl = 1.27 \mu$$

Tabla 26. Cálculo de la resistencia local en el circuito de ventilación en el nivel 8

Resistencia	Tramos	L Longitud	A Sección	δ1 Angulo de inclinación	δ2 Angulo de inclinación	ξ Coeficiente perdida	Índice	Rl Resistencia local
R0	R0-R1	14.33 m	2.76 m ²	28°	0.49 rad	0.009	62.487	0.070
R1	R1-R2	20.16 m	2.20 m ²	41°	0.72 rad	0.09	62.487	1.172
R2	R2-R3	8.75 m	2.30 m ²	64°	1.12 rad	0.14	62.487	1.689
R3	R3-R4	13.23 m	2.09 m ²	84°	1.47 rad	0.19	62.487	2.665
R4	R4-R5	14.76m	2.65 m ²	89°	1.55rad	0.20	62.487	1.767

Resistencia	Tramos	L Longitud	A Sección	δ1 Angulo de inclinación	δ2 Angulo de inclinación	ξ Coeficiente perdida	Índice	Rl Resistencia local
R5	R5-R6	14.01 m	1.87 m ²	0	0.00	0.00	62.487	0.000
R6	R6-R7	11.34 m	2.19 m ²	12°	0.21 rad	0.03	62.487	0.348
R7	R7	0.00 m	2.21 m ²	12°	0.21 rad	0.03	62.487	0.343
R8	R1-R9	15.77 m	2.96 m ²	47°	0.82 rad	0.10	62.487	0.745
R9	R9-R10	67.92 m	2.28 m ²	72°	1.26 rad	0.16	62.487	1.919
R10	R10-R11	9.17 m	2.39 m ²	85°	1.48 rad	0.19	62.487	2.070
R11	R11	22.36 m	2.03 m ²	85°	0.85 rad	0.19	62.487	2.870
Total		211.8 m	2.33 m²	51.6°	0.85 rad	0.11	62.487	1.272

Fuente: Elaboración propia

La resistencia local calculada desde el ingreso de la boca mina en el nivel 0 hasta llegar al nivel 8; el valor de resistencia en el calculada es de 1.272 μ . en una longitud de 472.59m.

3.7.3 Cálculo de resistencia regulada

La resistencia regulada, es intencionalmente añadida al sistema de ventilación, permite el control del flujo de aire mediante compuertas o reguladores, que optimizan la distribución del aire en minas. Esta práctica mejora la seguridad y eficiencia operativa al mantener condiciones adecuadas en frentes de trabajo y zonas críticas (McPherson, 1993). La ventilación regulada se usa para equilibrar los caudales de aire entre diferentes labores de la red de ventilación; la distribuir el aire según necesidades de ventilación en los frentes de trabajo y evitar flujos no deseados, como recirculaciones de aire viciados.

La resistencia regulada provoca resistencia el movimiento de aire en la labor minera generando desplazamiento de aire en el circuito de ventilación. Se determina por la siguiente formula (Barrero, Manchero Paul y otros, 2020).

$$R = \frac{10^3 * \lambda * \rho * P}{8g * S^3}$$

Donde:

R: Resistencia regulada

λ : Coeficiente de resistencia aerodinámica, su valor fluctúa para galerías sin fortificación, su valor depende de la obstrucción que existe en la galería

ρ : Densidad del aire (1.055 kg/m³)

P: perímetro de galería (5.19m)

g: Aceleración de la gravedad (9.8m/seg²)

S: Sección transversal de la galería (2.35m²)

La entrada de aire fresco a las labores mineras del nivel 8, ingresa por la bocamina ubicada a una cota de 1261 msnm y por la chimenea uno norte ubicada en la cota 1272 msnm. La resistencia Regulada en el nivel 8, es el siguiente:

$$Rr = \frac{10^3 * (2.5) * 1.055 \frac{Kg^3}{m} * 5.19m}{8(9.81m/s^2) * (2.35m^2)^3}$$

$$Rr = \frac{13688.625}{1419.537}$$

$$Rr = 9,64 \mu = 9.64 \text{ Pa.s}^2/\text{m}^6$$

$$1 \mu = 1 \text{ Pa.s}^2/\text{m}^6$$

Tabla 27. Cálculo de la resistencia regulada en el nivel 8

ER	T	L	A	P	λa	ρ	g	Rg
R0	R0-R1	14.33 m	2.76m ²	5.204 m	0.0015	1.0550	9.80	0.07
R1	RI-R2	20.16 m	2.20 m ²	5.118 m	0.0015	1.0550	9.80	0.19
R2	R2-R3	8.75 m	2.30 m ²	5.072 m	0.0015	1.0550	9.80	0.07
R3	R3-R4	13.23 m	2.09 m ²	5.049 m	0.0015	1.0550	9.80	0.15
R4	R4-R5	14.76 m	2.65 m ²	5.149 m	0.0015	1.0550	9.80	0.08

R5	R5-R6	14.01 m	1.87 m ²	5.058 m	0.0015	1.0550	9.80	0.22
R6	R6-R7	11.34 m	2.19 m ²	5.072 m	0.0015	1.0550	9.80	0.11
R7	R7	0.00	2.21 m ²	5.095 m	0.0015	1.0550	9.80	0.00
R8	R1-R9	15.77 m	2.96 m ²	5.204 m	0.0015	1.0550	9.80	0.06
R9	R9-R10	67.92 m	2.28 m ²	5.095 m	0.0015	1.0550	9.80	0.59
R10	R10-R11	9.17 m	2.39 m ²	5.140 m	0.0015	1.0550	9.80	0.07
R11	R11	22.36 m	2.03 m ²	5.072 m	0.0015	1.0550	9.80	0.27
Total		211.80 m	2.32 m²	5.111 m	0.0015	1.0550	9.80	1.73

Fuente: Elaboración propia

3.7.4 Cálculo de la resistencia del circuito de ventilación

Los resultados de la resistencia en el nivel 8; es el resultado de la sumatoria de cada una de las resistencias calculadas en cada punto de control. La resistencia calculada en los sistemas es 4.75 μ .

$$RT = Ra + Rl + Rg$$

$$RT = 0.1288 + 1.272 + 1.733$$

$$RT = 3.134 \mu$$

Tabla 28. Cálculo de la resistencia total en el nivel 8

Estación	R	Rl	Rg	RT
R0	0.0053	0.070	0.072	0.147
R1	0.0144	1.172	0.194	1.381
R2	0.0055	1.689	0.074	1.768
R3	0.0109	2.665	0.147	2.823
R4	0.0061	1.767	0.083	1.856
R5	0.0162	0.000	0.218	0.234

Estación	R	Rl	Rg	RT
R6	0.0082	0.348	0.111	0.467
R7	0.0000	0.343	0.000	0.343
R8	0.0047	0.745	0.064	0.813
R9	0.0436	1.919	0.587	2.549
R10	0.0052	2.070	0.070	2.145
R11	0.0204	2.870	0.274	3.165
Total	0.1288	1.272	1.733	3.134

Fuente: Elaboración propia

3.8. Perdida de carga o presión (H)

La pérdida de presión en ventilación minera representa la energía necesaria para mover el aire en el sistema (Barrero, Manchero Paul y otros, 2020). Para vencer la perdida de carga H; las presiones cinéticas o de velocidad por donde se mueve el aire depende de factores como el tamaño y forma de las labores, el sistema de explotación, y la configuración del circuito de ventilación respecto a la entrada y salida de aire fresco.

Al variar el diámetro del medio, variará la altura cinética y la de presión lo hará de igual magnitud, pero en sentido contrario (Yanes Garin, 1993). La pérdida de carga entre dos puntos se debe a la fricción con las paredes de las labores mineras o medios donde se mueve y turbulencias del flujo, y se calcula como la suma de pérdidas por fricción y pérdidas singulares. Al variar el diámetro del conducto, la presión y altura cinética también se modifican en magnitud opuesta.

$$H = H_f + H_x$$

Donde:

H: pérdida de carga o pérdida de presión, de un fluido que se mueve desde un punto de mayor presión a otro menor.

Hf: perdida de presión por fricción (perdidas en el flujo lineal del medio donde se produce el movimiento del aire)

Hx: perdida de presión singulares (por choque, cambio dirección)

En el año 1850, un ingeniero inglés - John Atkinson- estableció las primeras bases para la Ventilación de Minas, constituyéndose como una rama más de la Ingeniería de Minas. Atkinson dedujo que, la diferencia de presión requerida para inducir un flujo de aire a través de una galería minera es proporcional al cuadrado de la velocidad, la longitud y perímetro de la galería, e inversamente proporcional al área de esta; (Yanes. 2018), además indicó que el revestimiento interno de la galería influía en la diferencia de presión requerida para inducir el flujo. (Carabajo Naula, 2015)

3.8.1 Caída de presión o pérdidas por rozamiento en labores mineras

La diferencia de presión entre dos puntos en un sistema de ventilación minera permite determinar el caudal de aire requerido y la energía necesaria para vencer las resistencias presentes en las labores. Estas resistencias generan pérdidas de presión a lo largo del circuito. La ecuación de Atkinson permite calcular dicha pérdida de presión debido a la fricción del aire con las superficies del conducto o labores (Hartman & Mutmansky, 2002). Considero variables como el coeficiente de fricción, la longitud, el área de la sección transversal y el caudal volumétrico. Esta formulación es fundamental para el diseño y evaluación de sistemas de ventilación eficientes en minería.

$$Hf = \frac{k * L * P * Q^2}{A^3}$$

Donde:

Hf1: Pérdida de presión por rozamiento en las labores mineras (Pa)

P: Perímetro de labor minera; (5.11 m)

A: Área de la labor minera (2.35 m²)

L: Longitud labor minera (211.80 m)

k: Factor de fricción (0.0145 Ns²/m⁴)

Esta fórmula reduciéndola y reemplazando con el caudal y resistencia, es

Hf1=R* Q² ;(mm de c.a o kg/m²)

Q; caudal del aire; m³/s

R: resistencia equivalente de las galerías (Ku)

El diámetro hidráulico (dH) del nivel 8, igual a la relación entre la sección (A) y el perímetro (P)

$$dH = \sqrt[2]{\frac{A}{P}}$$

$$dH = \sqrt[2]{\frac{2.35m^2}{5.11m}}$$

$$dH = 1.82m$$

$$Hf1 = 3.134Ku * (0.93m^3/seg)^2$$

$$P = 2.71 Pa$$

Tabla 29. Cálculo de pérdida de presión en labor minera nivel 8

Estación	RT 1	Q	H
P0	0.147	1.18	0.20
P1	1.381	0.94	1.22
P2	1.768	0.99	1.72

Estación	RT 1	Q	H
P3	2.823	1.02	2.93
P4	1.856	0.41	0.31
P5	0.234	0.16	0.01
P6	0.467	0.95	0.42
P7	0.343	0.26	0.02
P8	0.813	1.32	1.42
P9	2.549	1.62	6.70
P10	2.145	1.96	8.24
P11	3.165	0.32	0.32
Total	3.134	0.93	2.69

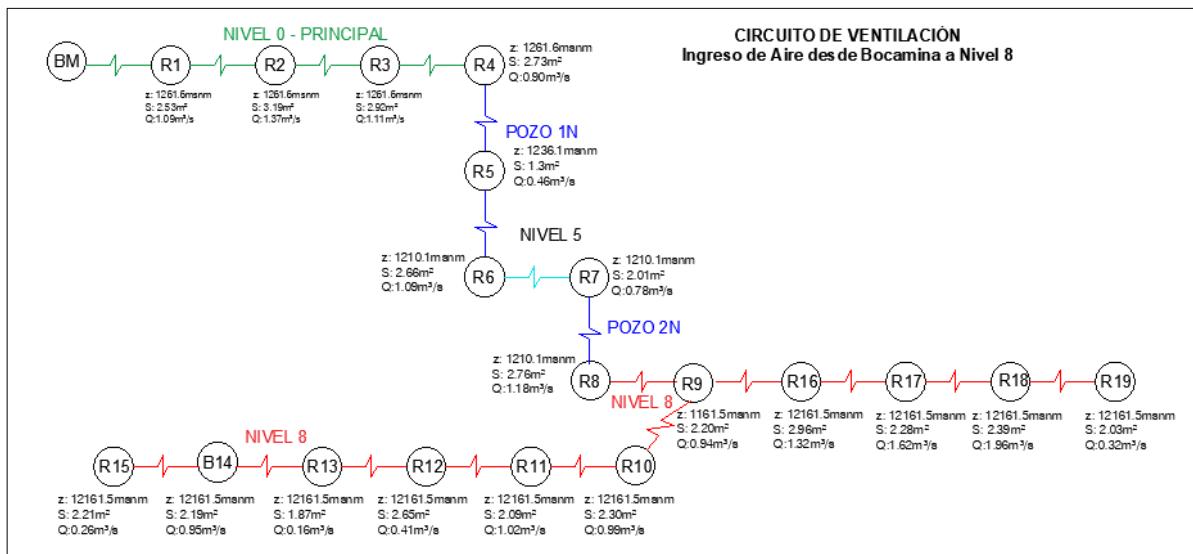
Fuente: Elaboración propia

Es necesario realizar el cálculo de pérdida de presión en el sistema para determinar la implementación de un ventilador y su ubicación. La distancia de la labor minera desde la bocamina hasta el nivel 8, en los frentes al este y al sur es de 472.59m, y teniendo un desnivel de 100m, la perdida por fricción en el sistema es 4.37Pa.

$$Hf1 = 4.85Ku * (0.95m^3/seg)^2$$

$$P = 4.34 \text{ Pa}$$

Figura 11. Circuito de ventilación, medición de resistencias desde bocamina hasta el nivel 8



Fuente: Elaboración propia

3.8.2 Pérdida de presión por rozamiento en conductos

Hartman & Mutmansky (2002), indica que la pérdida de presión por rozamiento ocurre a medida que al aire se mueve a través del sistema de ventilación y son generadas por la fricción del aire con las paredes del conducto y otros elementos del sistema, como las pérdidas en las conexiones y cambios de dirección, ubicación de codos, uniones o entradas y salidas. La pérdida de presión se calcula con la fórmula de Darcy-Weinbach para conductos circulares (Herrera Herbert, 2019), para asegurar que el sistema de ventilación funcione de manera eficiente, por lo tanto, se aplica la siguiente formula:

$$Hf2 = \frac{\lambda * \rho * L * v^2}{2 * Dh}$$

Donde:

Hf2: pérdida de presión por fricción en las tuberías o ductos [Pa].

λ: coeficiente de fricción de Darcy-Weisbach (depende del material y rugosidad de la superficie), es adimensional; (galería sin revestir 0.012 a 0.016)

ρ: Densidad del aire; (1.204 kg/m³ a 20 °C)

L: Longitud de labor minera; m

Dh: Diámetro hidráulico del conducto o galería; m

v: Velocidad del aire que circula por el conducto (m/s)

El cálculo del radio hidráulico de la tubería de conducción se emplea para representar de forma equivalente el comportamiento del flujo del aire, para el cálculo de velocidad y pérdida; se define como el coeficiente entre las secciones A y el perímetro C. (Herrera Herbert, 2019).

$$Rh = \frac{A}{P}$$

En la mina existe un tendido de tubería PVC de 6 pulgadas (0.1524m) de diámetro (Dh), que facilita la inyección y extracción de aire desde el nivel 8 a la superficie y viceversa; el área (A), perímetro (P) y radio hidráulico (Rh), es igual a:

$$A = \pi * \left(\frac{Dh}{2}\right)^2$$

$$A = 3.1416 * \left(\frac{0.1524m}{2}\right)^2$$

$$A = 0.0181m^2$$

$$P = \pi * Dh$$

$$P = 3.1415 * 0.1524m$$

$$P = 0.4788m$$

$$Rh = \frac{0.0181m^2}{0.4788m}$$

$$Rh = 0.037m$$

Dh, permite usar en la fórmula de Darcy-Weisbach en el cálculo del número de Reynolds, que es adimensional y relaciona la inercia del flujo con su viscosidad, se calcula por la siguiente formula:

$$Re = \frac{\rho * Vc * Dh}{\mu}$$

Donde:

ρ: densidad del aire; ($\sim 1.204 \text{ kg/m}^3$ a 20°C)

Vc: velocidad del aire (m/s)

Dh: diámetro hidráulico de la tubería (m)

μ: viscosidad dinámica del aire a $20^\circ\text{C} = 1.5 \times 10^{-5} \text{ m}^2/\text{s}$

$$Vc = \frac{Q}{A}$$

Vc: velocidad del aire por la tubería; m/s

Q: caudal de aire en la labor minera; m^3/seg

$$Vc = \frac{0.93 \frac{\text{m}^3}{\text{seg}}}{0.0181 \text{m}^2}$$

$$Vc = 50.98 \text{ m/seg}$$

$$Re = \frac{1.204 \text{ kg/m}^3 * 0.39 \text{ m/s} * 0.1524 \text{ m}}{1.5 \times 10^{-5}}$$

$$Re = 4057.5$$

Tabla 30. Número de Reynolds para saber el flujo de aire en la mina

Tipo de flujo	Rango de Reynolds	Características del flujo
Laminar	$Re < 2,000$	Flujo ordenado, poca mezcla, estable
Transitorio	$2,000 < Re < 4,000$	Flujo inestable, mezcla intermedia
Turbulento	$Re > 4,000$	Flujo caótico, mezcla intensa, más pérdidas

Fuente: (Molina, 1992)

Conforme los resultados de cálculo, comparada en la tabla 30, se tiene un flujo turbulento, donde se cumple la relación:

$$4,000 \leq Re \leq 100,000$$

$$4,000 \leq 4057.5 \leq 100,000$$

El flujo de aire turbulento del nivel 8 es generado por la geometría de la labor minera, la rugosidad de las superficies, la presencia de tuberías de agua y aire comprimido, así como por irregularidades propias del franqueo. A partir del número de Reynolds obtenido, se calcula el coeficiente de fricción (ζ) para las tuberías. Dado que se trata de una tubería de PVC lisa, se aplica la fórmula de Blasius, válida para flujos con $Re \leq 100,000$ (Idelchik, 1994).

$$\zeta = 0.3164 * Re^{-0.25}$$

$$\zeta = 0.3164 * (4057.5)^{-0.25}$$

$$\zeta = 0.039$$

$$Hf2 = 0.014 \frac{1.204 * 211.80m * (50.77m/s)^2}{2 * 0.1524m}$$

$$Hf2 = 701.24 Pa \approx 0.701 KPa$$

Los cálculos de pérdida de presión por rozamiento en los conductos de ventilación (Hf2) que se extiende en el nivel 8, en 211.80 metros de longitud, se indica en la tabla 31.

Tabla 31. Valores de pérdida de presión por fricción en tuberías del nivel 8

Pto	λ	ρ	L	Dh	St	Q	v	Hf2
P0	0.014	1.20	14.33	0.1524	0.01824	1.18	64.55	76.69
P1	0.014	1.20	20.16	0.1524	0.01824	0.94	51.57	68.88
P2	0.014	1.20	8.75	0.1524	0.01824	0.99	54.11	32.91
P3	0.014	1.20	13.23	0.1524	0.01824	1.02	55.85	53.01
P4	0.014	1.20	14.76	0.1524	0.01824	0.41	22.25	9.39
P5	0.014	1.20	14.01	0.1524	0.01824	0.16	8.55	1.32
P6	0.014	1.20	11.34	0.1524	0.01824	0.95	51.99	39.38
P7	0.014	1.20	0.00	0.1524	0.01824	0.26	14.11	0.00
P8	0.014	1.20	15.77	0.1524	0.01824	1.32	72.52	106.52
P9	0.014	1.20	67.92	0.1524	0.01824	1.62	88.89	689.37
P10	0.014	1.20	9.17	0.1524	0.01824	1.96	107.42	135.92
P11	0.014	1.20	22.36	0.1524	0.01824	0.32	17.42	8.72
Total	0.014	1.20	211.80	0.1524	0.01824	0.93	50.77	701.24

Fuente: Elaboración propia

$$Hf2 = 0.014 \frac{1.204 * 472.59m * (52.25m/s)^2}{2 * 0.1524m}$$

$$Hf2 = 1657.24 \text{ Pa} \approx 1.657 \text{ KPa}$$

Los valores de cálculo de la pérdida de presión total por fricción o rozamiento (Hf) generada en labores mineras y en tuberías, en el nivel 8 se indica en la tabla 32, donde Hf =

703.93Pa (0.703KPa) y en el sistema desde bocamina minas hasta nivel 8 es de 1661.58Pa (1.661KPa).

Tabla 32. Cálculo de pérdida de presión por rozamiento Hf en el nivel 8

Punto	HF1	HF2	Hf
P0	0.20	76.69	76.89
P1	1.22	68.88	70.10
P2	1.72	32.91	34.63
P3	2.93	53.01	55.94
P4	0.31	9.39	9.69
P5	0.01	1.32	1.32
P6	0.42	39.38	39.80
P7	0.02	0.00	0.02
P8	1.42	106.52	107.95
P9	6.70	689.37	696.07
P10	8.24	135.92	144.15
P11	0.32	8.72	9.04
Total	2.69	701.24	703.93

Fuente: Elaboración propia

3.8.3 Pérdidas de presión singulares

Las pérdidas de carga singulares corresponden a la disminución de presión que ocurre cuando el aire circula por un conducto y enfrenta cambios bruscos o graduales en la sección o dirección de las labores mineras. Estas variaciones generan fricción adicional y turbulencias en el flujo, lo que incrementa la resistencia al paso del aire y, por tanto, el consumo de energía necesario para mantener el caudal (Orellana Wiarco A. H., 2009). Estas

pérdidas se calculan como un porcentaje sobre la presión dinámica del fluido calculada en el punto singular: (Zitron, 2010)

$$H_x = \xi * \frac{\rho * v^2}{2}$$

Donde:

H_x: Pérdida de carga del aire [Pa].

ζ: Coeficiente de pérdida local, (adimensional, depende del tipo de curva o empalme)

ρ: Densidad del aire (kg/m³)

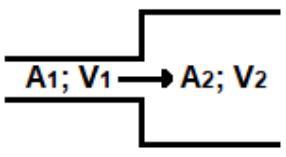
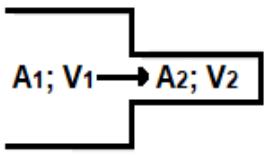
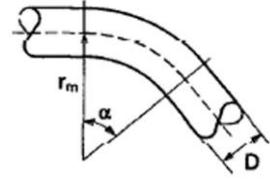
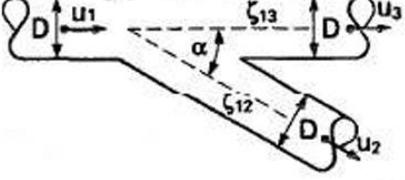
v: Velocidad del aire en la tubería (m/s)

En un circuito de ventilación auxiliar, la dificultad del cálculo de estas pérdidas en codos, cambios de diámetro de la tubería, puntos de bifurcación de la tubería, etc.; está en usar una correcta estimación del factor ζ . (Zitron, 2010).

En el caso de una curva de 90° y un conducto circular, si “D” es el diámetro de la conducción, “r” el radio de curvatura medido la relación r/D es >2, por lo tanto, la perdida de aire por cambio de dirección es <0.15Pd Herrera Herbert (2019)

En una conducción rectangular de anchura “D”, las perdidas pueden ser 60% superior a las mencionadas (Herrera Herbert, 2019). Para la pérdida de presión por cambio de diámetros de tuberías, se considera las siguientes formulas.

Tabla 33. Valores de coeficiente de pérdida local (ζ)

Caso de ensanchamiento de sección							Caso de estrechamiento de sección																																																																				
																																																																											
$X_1 = \left(\frac{A_2}{A_1} - 1 \right)^2$							$X_1 = 0'5 \left(1 - \frac{A_2}{A_1} \right)^2$																																																																				
<table border="1"> <thead> <tr> <th>$\frac{A_1}{A_2}$</th><th>0</th><th>0.2</th><th>0.4</th><th>0.6</th><th>0.8</th><th>1</th></tr> </thead> <tbody> <tr> <td>ζ</td><td>1</td><td>0.7</td><td>0.4</td><td>0.2</td><td>0.1</td><td>0</td></tr> </tbody> </table>							$\frac{A_1}{A_2}$	0	0.2	0.4	0.6	0.8	1	ζ	1	0.7	0.4	0.2	0.1	0	<table border="1"> <thead> <tr> <th>$\frac{A_1}{A_2}$</th><th>0</th><th>0.2</th><th>0.4</th><th>0.6</th><th>0.8</th><th>1</th></tr> </thead> <tbody> <tr> <td>ζ</td><td>0.6</td><td>0.45</td><td>0.3</td><td>0.2</td><td>0.1</td><td>0</td></tr> </tbody> </table>									$\frac{A_1}{A_2}$	0	0.2	0.4	0.6	0.8	1	ζ	0.6	0.45	0.3	0.2	0.1	0																																
$\frac{A_1}{A_2}$	0	0.2	0.4	0.6	0.8	1																																																																					
ζ	1	0.7	0.4	0.2	0.1	0																																																																					
$\frac{A_1}{A_2}$	0	0.2	0.4	0.6	0.8	1																																																																					
ζ	0.6	0.45	0.3	0.2	0.1	0																																																																					
<p>La pérdida disminuye al aumentar la sección.</p>							<p>En la sección pequeña, el factor de pérdida de carga disminuye.</p>																																																																				
<p>Conos formados por circuitos concéntricos</p> 							<p>Desviaciones de caudal</p> 																																																																				
<table border="1"> <thead> <tr> <th>$\alpha = 90$</th><th>$\frac{r_m}{D}$</th><th>0.5</th><th>1</th><th>2</th><th>4</th><th>8</th></tr> </thead> <tbody> <tr> <td></td><td>ζ_{90}</td><td>1.2</td><td>0.4</td><td>0.25</td><td>0.15</td><td>0.15</td></tr> <tr> <td>$\alpha \neq 90$</td><td></td><td colspan="5">$\zeta = \zeta_{90} \cdot \alpha / 90^\circ$</td></tr> </tbody> </table>							$\alpha = 90$	$\frac{r_m}{D}$	0.5	1	2	4	8		ζ_{90}	1.2	0.4	0.25	0.15	0.15	$\alpha \neq 90$		$\zeta = \zeta_{90} \cdot \alpha / 90^\circ$					<table border="1"> <thead> <tr> <th>$\frac{Q_1}{Q_2}$</th><th>0</th><th>0.2</th><th>0.4</th><th>0.6</th><th>0.8</th><th>1</th></tr> </thead> <tbody> <tr> <td>$\alpha = 90$</td><td>ζ_{12}</td><td>1</td><td>0.9</td><td>0.9</td><td>1</td><td>1.1</td><td>1.3</td></tr> <tr> <td></td><td>ζ_{13}</td><td>0.1</td><td>0.1</td><td>0.1</td><td>0.1</td><td>0.2</td><td>0.4</td></tr> <tr> <td>$\alpha = 45$</td><td>ζ_{12}</td><td>0.9</td><td>0.7</td><td>0.5</td><td>0.3</td><td>0.3</td><td>0.3</td></tr> <tr> <td></td><td>ζ_{13}</td><td>0.1</td><td>0.1</td><td>0.1</td><td>0.1</td><td>0.2</td><td>0.4</td></tr> </tbody> </table>									$\frac{Q_1}{Q_2}$	0	0.2	0.4	0.6	0.8	1	$\alpha = 90$	ζ_{12}	1	0.9	0.9	1	1.1	1.3		ζ_{13}	0.1	0.1	0.1	0.1	0.2	0.4	$\alpha = 45$	ζ_{12}	0.9	0.7	0.5	0.3	0.3	0.3		ζ_{13}	0.1	0.1	0.1	0.1	0.2	0.4
$\alpha = 90$	$\frac{r_m}{D}$	0.5	1	2	4	8																																																																					
	ζ_{90}	1.2	0.4	0.25	0.15	0.15																																																																					
$\alpha \neq 90$		$\zeta = \zeta_{90} \cdot \alpha / 90^\circ$																																																																									
$\frac{Q_1}{Q_2}$	0	0.2	0.4	0.6	0.8	1																																																																					
$\alpha = 90$	ζ_{12}	1	0.9	0.9	1	1.1	1.3																																																																				
	ζ_{13}	0.1	0.1	0.1	0.1	0.2	0.4																																																																				
$\alpha = 45$	ζ_{12}	0.9	0.7	0.5	0.3	0.3	0.3																																																																				
	ζ_{13}	0.1	0.1	0.1	0.1	0.2	0.4																																																																				
<p>La disminución del radio de curvatura provocará un brusco aumento del factor de pérdida.</p>							<p>La pérdida de carga en la parte recta del conducto es pequeña; en la ramificación depende del reparto de caudales y el ángulo de derivación.</p>																																																																				

Fuente: (Herrera Herbert, 2019) y (Zitron, 2010)

Para el caso del nivel 8, toda la tubería de conducción de aire tiene el mismo diámetro 6pulg (0.1524m); existe dos cambios de dirección al este con un ángulo de 90°, y al sur forma una curva no cerrada con un ángulo de 47°; por lo tanto, el valor del coeficiente por perdida al norte es ($\zeta = 1.2$); y al sur ($\zeta = 0.46$). Estas pérdidas de presión se deben a

cambios bruscos en la dirección del flujo de aire, variaciones en la sección transversal y la presencia de obstrucciones en los ductos o labores mineras; lo cual afecta la eficiencia del sistema y la seguridad de los trabajadores.

La pérdida de presión en las entradas y salidas de las tuberías es un factor crítico en el diseño y operación de sistemas de ventilación, la entrada del aire al conducto es a través del ventilador, y esta pérdida forma parte del ventilador, donde el fabricante deberá indicar las condiciones de trabajo del equipo para disminuir estas pérdidas. (Zitron, 2010)

Un estudio realizado por Sinha (1982) destaca que, en sistemas de ventilación con múltiples entradas, las pérdidas de presión son significativamente altas en puntos donde el flujo de aire cambia de dirección. Estas pérdidas pueden comprometer la capacidad del sistema para mantener un flujo de aire adecuado en toda la mina. Para el caso de una entrada y salida progresiva o abocardada, el factor X puede variar entre 0'0.3 y 0'25 (Herrera Herbert, 2019)

Para el caso del nivel 8 la entrada de aire es natural a través de la labor minera (pozo 1 norte) que tiene conexión con la superficie y artificial por inyección de aire comprimido por medio de tubería PVC de 6pulg; la salida de aire viciado es en forma natural y por succión a través de la misma tubería PVC de 6pulg, por lo tanto, la entrada y salida del flujo de aire es del mismo diámetro; el factor $\zeta = 1$. Los resultados de los cálculos se indican en la tabla 34.

Tabla 34. Resultados de cálculo de la pérdida singular en el nivel 8

Estación	ξ	ρ	vT	Hx tuberías	vL	Hx labores	Hx total
P0	1.00	1.20	64.55	2508.28	0.43	0.11	2508.39
P1	1.00	1.20	51.57	1601.25	0.43	0.11	1601.36
P2	1.00	1.20	54.11	1762.64	0.43	0.11	1762.75
P3	1.00	1.20	55.85	1878.07	0.49	0.14	1878.21

Estación	ξ	ρ	vT	Hx tuberías	vL	Hx labores	Hx total
P4	1.00	1.20	22.25	298.05	0.15	0.01	298.06
P5	1.00	1.20	8.55	44.01	0.08	0.00	44.02
P6	1.00	1.20	51.99	1627.43	0.43	0.11	1627.54
P7	1.00	1.20	14.11	119.82	0.12	0.01	119.83
P8	1.00	1.20	72.52	3165.94	0.45	0.12	3166.06
P9	1.00	1.20	88.89	4757.09	0.71	0.30	4757.40
P10	1.00	1.20	107.42	6947.04	0.82	0.40	6947.44
P11	1.00	1.20	17.42	182.73	0.16	0.01	182.75
	1.00	1.20	50.77	1551.77	0.39	0.09	1551.86

Fuente: Elaboración propia

Este cálculo es fundamental para dimensionar adecuadamente la capacidad de los ventiladores y demás componentes del sistema de ventilación (Hartman & Mutmansky, 2002). permite determinar la energía consumida, la cual se transforma en calor, una forma de energía no recuperable para el flujo de aire en movimiento; por lo tanto, se considera energía perdida.

Las pérdidas por cambio de dirección se estiman mediante el concepto de longitudes equivalentes, que representan la longitud de una galería recta que generaría la misma pérdida por fricción que la provocada por un cambio de dirección. Para calcular estas longitudes equivalentes, se igualan las pérdidas por fricción (Hs) con las pérdidas por choque (Hx) (Yanes Garín, 2018).

$$(Hf = Hx)$$

$$\frac{\alpha * Lf * P * V^2}{A} = \frac{\xi * V^2 * \gamma}{2g}$$

Lf: el valor de largo equivalente "Le"

$$Le = \frac{\xi * \gamma * A}{2g * \alpha * P}$$

El coeficiente de perdida de carga ξ , propuesto por (Howard L. Hartman & Mutmansky, 1997), conforme las secciones de labores mineras, calculado para aire normal y un coeficiente de resistencia aerodinámica igual a $189*10^{-5}$ [kg*seg²/m⁴]; para obtener los datos de Le, de un caso determinado, los valores deben ser multiplicados por:

$$0.00158 * \frac{\gamma}{\alpha}$$

Donde:

α : Coeficiente de resistencias aerodinámica en kg*seg²/m⁴

γ = Peso específico del aire en kg/m³

En el nivel 8, existen cinco sectores con cambios bruscos de dirección, la tubería de conducción de aire esta acoplada con uniones y codos, lo cual genera resistencia al flujo de aire y alteraciones en la dirección de la corriente.

Desde el punto de intersección del pozo 3 con el nivel 8 (P1), la tubería cambia de dirección hacia N62°E recorriendo 14,33 m, donde se encuentra un codo obtuso redondeado que conecta con el punto P2. Desde P2, la tubería se bifurca mediante una unión tipo "Y" hacia N46°E, cubriendo una distancia de 28,91 m hasta el punto P4, donde se ubica un codo obtuso quebrado que permite el cambio de dirección hacia el norte, recorriendo 28,01 m

hasta el punto P6. En este punto, se ha instalado un codo recto redondeado debido a un cambio brusco en la labor hacia S78°E, con un tramo de 25,35 m.

Desde P2, en la dirección opuesta, la tubería se extiende hacia S46°W por 15,78 m hasta el punto P9, donde convergen varias labores mineras. En este punto, se encuentra un codo obtuso redondeado, necesario por un nuevo cambio brusco de dirección hacia N43°E, cubriendo 67,92 m hasta el punto P10. Finalmente, en P10 se instala un codo obtuso quebrado para permitir un último cambio de dirección hacia N18°E, describiendo una curva no cerrada en un tramo de 31,53 m.

El coeficiente de resistencias aerodinámica en el nivel 8, conforme la tabla 35, es obtuso quebrado = 2.5, obtuso redondeado = 0.2 y Recto redondeado = 0.3. El peso específico del aire es 1.055 kg/m³.

Tabla 35. Determinación del coeficiente de resistencia local por largos equivalentes

Tipo de singularidad	Ángulo	Sección de la galería; m				
		2*2	2.5*2.5	3*3	3.5*3.5	4.5*4.5
	Obtuso redondeado	0,2	0,2	0,2	0,3	0,3
	Recto redondeado	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3
	Agudo redondeado	0,6	0,6	0,9	0,9	1,2
	Obtuso quebrado	2,5	3,4	4,3	5,2	6,4

Fuente: (Yanes, 2018)

El coeficiente de resistencias aerodinámicas del nivel 8 es el resultado de la sumatoria en cada cambio.

Obtuso quebrado:

$$0.00158 * \frac{1.055}{2.5}$$

$$0.0066676m$$

Obtuso redondeado:

$$0.00158 * \frac{1.055}{0.2}$$

$$0.00833m$$

Recto redondeado:

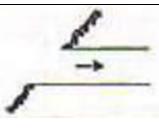
$$0.00158 * \frac{1.055}{0.3}$$

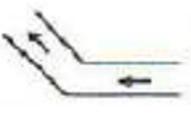
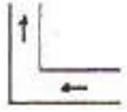
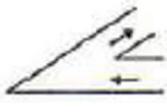
$$0.00555m$$

|Coeficiente aerodinámico; $\alpha = 0.00684$

En el nivel 8 existe resistencia al paso del aire, generada por los estrechamientos o ensanchamientos bruscos de la sección de las labores y cambios de dirección; el P9(R8), el punto de intersección de labores en dirección al este, norte y sur, donde están instalados codos de 90° y 45° , y uniones de 6 pulgadas. Los puntos singulares (especiales) desde la bocamina hasta llegar al nivel 8, se ubican en el Nivel 0 (P1, P2, P3, P4), Nivel 5 (P6 y P7) y Nivel 8(P8), que está representado por las condiciones de cambios de sección y dirección de labores, los mismos que son relevantes para el cálculo de la perdida de presión del caudal de aire. Conforme los datos indicados en la tabla 36, se determinó el largo equivalente de las tuberías (Le) que se emplean en ventilación. (Herrera Herbert, 2019).

Tabla 36. Largos equivalentes en función de la forma de la labor

Forma	Le	Ubicación
	3	Bocamina
	0.5	Nivel 0 - P1
	1	Nivel 0 - P2

Forma	Le	Ubicación	
	Curva aguda redondeada	3	Nivel 0 - P4 Nivel 5 - P7 (pozo)
	Curva obtusa quebrada	15	Nivel 5 - P6 Nivel 8 - P11
	Angulo recto quebrado	70	Nivel 8 - P16 Nivel 8 - P13
	Curva aguda quebrada	150	Nivel 8 - P8 Union Pozo y crucero

Fuente: Elaboración propia

El cálculo de la caída o pérdida total de presión en el nivel 8 se determina mediante la suma de la pérdida de presión por fricción (Hf) y la pérdida de presión singular (Hx). Los resultados se presentan en la tabla 37.

Tabla 37. Cálculo de la pérdida de carga en el nivel 8

Estación	HF	Hx	Ht
P0	76.89	2508.28	2585.17
P1	70.10	1601.25	1671.35
P2	34.63	1762.64	1797.27
P3	55.94	1878.07	1934.01
P4	9.69	298.05	307.74
P5	1.32	44.01	45.33
P6	39.80	1627.43	1667.23
P7	0.02	119.82	119.85

Estación	HF	Hx	Ht
P8	107.95	3165.94	3273.89
P9	696.07	4757.09	5453.17
P10	144.15	6947.04	7091.19
P11	9.04	182.73	191.77
0.00	703.93	1551.77	2255.69

Fuente: Elaboración propia

3.9 Descripción de los ductos de ventilación a emplearse

Las operaciones mineras en el nivel 8 contemplan una jornada de laboreo de 6 horas diarias. Posteriormente, se destina un período de 2 horas para ventilación mecánica, seguido de aproximadamente 14 horas de ventilación natural posterior a las voladuras, con el objetivo de eliminar gases residuales y partículas en suspensión, garantizando un ambiente respirable durante la jornada.

Para determinar los sistemas de conducción de gases o aire limpio en el nivel 8, se consideró los parámetros geométricos de la labor minera, el caudal, potencia y resistencia calculados específicamente para este proyecto. Estos criterios permiten seleccionar un ducto confiable y con un rendimiento óptimo.

3.9.1 Detalle de la tubería PVC

En pequeña minería se ha utilizado diversos materiales para conducir el flujo de aire fresco hasta el frente de trabajo, para garantizar un ambiente de trabajo seguro y eficiente, bajo este contexto, la compañía Exploriente tiene un tendido de tubería PVC de 6 pulgadas de diámetro, para la inyección y extracción de aire viciado en el nivel 8 hasta la superficie.

Las tuberías de PVC son ampliamente utilizadas en labores subterráneas de sección reducida por su bajo peso, resistencia a la corrosión, facilidad de instalación, rigidez, bajo

costo y disponibilidad comercial (Plastigama, 2024). Su alta resistencia permite el soporte adecuado la presión del aire contaminado, siendo una opción eficiente para ventilación. Se ensamblan mediante accesorios del mismo diámetro o roscas hembra en ambos extremos, facilitando el acoplamiento. La instalación se realiza en el techo de las labores, mediante anclajes o colgadas con alambre, procurando mantener la horizontalidad para minimizar pérdidas de presión (McPherson, 1993).

Sus ventajas incluyen fácil manipulación, instalación sin personal especializado, alta durabilidad debido a la resistencia a la abrasión, humedad y ataque químico, mínima necesidad de mantenimiento por cuanto, no sufren fácilmente rompimiento o deformación elástica y tiene paredes internas lizas lo cual reduce la fricción (PVC Pipe, 2020). Sus limitaciones son la acumulación de carga electrostática generada por el transporte de gases viciados, que requiere drenaje, y la necesidad de accesorios en curvas o derivaciones (OIT, 2009). El caudal de aire que puede transportar una tubería de 6" depende de la presión del ventilador y la longitud del sistema. Para una presión entre 300–500 Pa, puede transportar entre 0.8 y 1.2 m³/s de aire (McPherson, 1993).

Tabla 38. Especificaciones técnicas de tubería PVC

Tubería para extracción de aire viciado	
Parámetro	Característica
Diámetro	6 pulgadas; 63mm; 0.1524m
Material	policloruro de vinilo PVC

Diámetro interior	56.8 mm
Espesor nominal	3.1mm
Longitud del tubo	6 metros
Presión a soportar	1.25 MPa; 181 PSI; 12.75 kgf/cm ²
Características	No produce corrosión galvánica ni electrolítica; No favorece la adherencia de algas y hongos: bajo coeficiente de fricción
Módulo de elasticidad	Alta resistencia a sobrepresiones hidrostáticas por golpe o esfuerzos externos
Adaptadores	Adaptador hembra, adaptador macho, codo 90°, codo 45°, tee y unión en cruz.

Fuente: (Plastigama, 2024) y (Riego Ecuador, 2024)

3.9.2 Detalle de mangas de ventilación

Las mangas de ventilación son ductos flexibles ampliamente utilizados en la ventilación de minas, en frentes de desarrollo, galerías de pequeña sección y labores temporales, permitiendo conducir aire en zonas confinadas o de difícil acceso. (McPherson, 1993). Su bajo peso, flexibilidad y facilidad de instalación las hacen ideales para sistemas de ventilación auxiliar, especialmente en tramos con curvas.

Las mangas de ventilación son conductos circulares flexibles, fabricados con tejido de rafia plastificado de polipropileno de alta densidad HDPE recubierta por ambos lados con una lámina de polietileno con aditivos U.V. resistentes a la radiación solar, agua, moho y polvo. De peso liviano, de extrema resistencia y flexibilidad, diseñado específicamente para soportar grandes presiones y condiciones propias de trabajo (Noova, 2023). La característica de las mangas de ventilación se detalla en la tabla 39.

Tabla 39. Especificaciones técnicas de mangas de ventilación

Mangas de polietileno usadas en la ventilación	
Parámetro	Característica técnica
Diámetro	6 pulgadas (152.4 mm)
Material	lámina de Polietileno de alta y baja densidad (PolyFlex)
Impermeabilización	100%
Gramaje	200 g/m ² a 300 g/m ²
Longitud tramos	20m a 100 metros
Estructura	Espiral de alambre acerado flexible
Recubrimiento interior	Liso y de mínima pérdida de fricción
Color	Amarillo y naranja
Acoples entre tramos	Aros de PCV y sistema Velcro
Resistencia a la tensión (ASTM)	8534 (58) PSI (MPa)
Resistencia a la radiación UV	4% de aditivo
Resistencia agentes químicos	Buen pH 2.5 - 12
Sellado	Termofusión o sellado caliente
Forma	Circular
Refuerzo	Anillos a lo largo del tramo, permite la extracción de aire viciado
Accesorios de conductos	Codo, yee y tee

Mangas de polietileno usadas en la ventilación	
Resistencia	humedad, abrasión, polvo y presión negativa/positiva

Fuente: (Absorbentes de hidrocarburos.cl, 2020)

La principal ventaja de emplear mangas de ventilación es que se adapta con facilidad al diseño y longitud de la labor minera, incluido las curvas (bifurcaciones, desniveles, pozo o chimeneas); tienen menor costo que las tuberías rígidas, no requiere mano de obra calificada para instalarse, mantenimiento simple con inspecciones periódicas y se pueden reemplazar los tramos dañados.

Las limitaciones del uso de las mangas, es la facilidad de perforarse con rocas o por roces de maquinarias, existe fugas de aire en las uniones debido que no son hemáticas, y tienen presión limitada en grandes distancias debido que no existe refuerzo estructural (McPherson, 1993). Una manga de 500 mm con una longitud de 100 m puede requerir un ventilador con al menos 500–700 Pa de presión para mantener un caudal de 3 m³/s (NIOSH, 2003)

3.10 Selección del ventilador

La implementación de ventiladores en el nivel 8, considera la disponibilidad del servicio eléctrico, que actualmente se tienen energía monofásica de 110 V, la cual ayuda administrar un caudal de aire de 3.1 m³/s, las dimensiones de diseño del nivel y la conectividad de las labores con el pozo 1 Norte, el cual se comunica directamente con la superficie, favoreciendo la ventilación natural por diferencia de volumen y presión del aire entre interior y exterior de la mina.

3.10.1 Factores de selección del ventilador

La selección de un ventilador para el nivel 8, es clave para mantener el flujo de aire permanente y disminuir los accidentes labores por asfixia (3m³/trabajador); controlar la

temperatura en la labor minera; diluir los contaminantes de polvo y gases producto de la voladura; y reducir los riesgos operacionales especialmente los asociados a la asfixia; por lo tanto, la selección del ventilador, tubos y/o mangas utilizadas para la ventilación minera subterránea, depende de factores técnicos, operativos y ambientales, que deben ajustarse a requerimientos técnicos, para disminuir la ineficiencia energética, sobrecalentamiento de equipos, ventilación inadecuada y riesgos a la seguridad de los trabajadores. Los factores de selección del ventilador corresponden a:

a) ***Caudal de aire:*** El caudal de aire representa el volumen de aire fresco que debe movilizar el ventilador por unidad de tiempo para garantizar condiciones adecuadas durante la jornada laboral. Según el Manual de Ventilación del NIOSH (2003), se recomienda un mínimo de $6 \text{ m}^3/\text{min}$ por trabajador o entre $0.05\text{--}0.06 \text{ m}^3/\text{s}$ por cada kW de potencia instalada en equipos móviles subterráneos.

b) ***Relación entre el área ducto/área labor minera:*** empíricamente oscila en 1:20 (Ricse Ramos, 2021), es importante considerar el espacio disponible en la labor minera, que no exista la presencia de agua de infiltración para la instalación, la facilidad de acceso para inspección, disponibilidad de repuestos y tiempo medio entre fallas (MTBF).

c) ***Presión de fricción*** requerida para circular un determinado volumen de aire a través de una manga de ventilación, que depende del coeficiente de fricción (k) que varía según el tipo de material; según el libro Ventilación de Minas (Orellana Wiarco A. H., 2009), el factor de fricción para el caso de polietileno $k = 20*10^{-10}$, el cálculo esta basado en una densidad de aire de $1.2014 \text{ kg} / \text{m}^3$ ($0.0075 \text{ lb} / \text{pie}^3$).

d) ***Velocidad del flujo de aire:*** es la velocidad requerida para hacer circular un determinado volumen de aire a través de la manga.

e) Longitud y tipo de ducto: La pérdida de presión en mangas o ductos flexibles depende de la longitud, diámetro y rugosidad. A mayor longitud, se requiere mayor presión del ventilador. Para ductos de 100 metros o más, se recomienda un ventilador con presión mínima de 600–800 Pa (McPherson, 1993).

f) Tipo de sistema que puede ser Forzado donde el aire viciado se impulsa hacia el frente (más eficiente y común); Aspirante. el aire se extrae desde el frente (útil después de voladuras).

g) Requerimientos operativos, debido al alto nivel de ruido y vibraciones producidas durante su funcionamiento que afecta la salud ocupacional, es importante ubicarlos en zonas distantes de las áreas de trabajo sino emplean dispositivos de atenuación acústica o utilizar ventiladores con diseños aerodinámicos que reduzcan la turbulencia. Deben ser portátiles, menos ruidosos cumplir con límites aceptables (<85 dB).

h) Condiciones ambientales de las labores mineras; ambientes con alta humedad, polvo, gases inflamables o temperaturas elevadas exigen ventiladores con carcasa resistente, protección IP adecuada y motor a prueba de explosión si corresponde (OIT, 2009).

i) Materiales de construcción: Para la implementación de una ventilación eficiente, se considera la extracción e ingreso de aire, la existencia de polvo, gases tóxicos o inflamables producto de la voladura (metano o dióxido de azufre). Bajo estas premisas el ventilador debe estar fabricados con materiales resistentes a la corrosión y ser antideflagrante.

3.10.2 Cálculo de la potencia efectiva

La potencia efectiva (BHP) requerida por el ventilador se halla en base a la fórmula básica en unidades imperiales (BHP) (Ricse Ramos, 2021) .

$$BHP = \frac{H * Q}{6536 * e}$$

usando unidades SI (sistema métrico), se aplica la siguiente formula.

$$Pef = \frac{H * Q}{e}$$

Donde:

BHP: potencia efectiva del ventilador;

H: caída de presión total del flujo de aire; pulgadas de columna de agua; o Pa

Q: caudal de aire calculado; o m³/min

6356: constante para convertir las unid a caballos de fuerza al freno (BHP)

e: eficiencia mecánica del ventilador; oscila entre 0.7 a 0.95 Normalmente se considera

0.90

1 BHP (caballo de fuerza mecánico) = 745.7 W

$$1 \text{ kW} = 1.34102 \text{ HP}$$

Se debe corregir la potencia efectiva del ventilador, desde la cota donde se ubica el nivel 8 con respecto al nivel del mar; la potencia se incrementa 10% por cada 1000 metros de altura, por lo tanto, el incremento es 0.734BHP.

$$Pef = \frac{2255.69Pa * 1.508 \frac{m^3}{s}}{0.7}$$

$$Pef = 4859.41W = 4.89B \text{ HP} \quad kW = 6.51 \text{ BHP}$$

$$Pef = 6.51 \text{ BHP} + 0.734 \text{ BHP}$$

$$\text{Pef} = 7.25 \text{ BHP} = 5.41 \text{ kW} = 7.25 \text{ HP}$$

Cálculo de la potencia efectiva del ventilador para instalar en el sistema de ventilación

$$P_{ef} = \frac{3305.14 Pa * 1.508 \frac{m^3}{s}}{0.7}$$

$$P_{ef} = 7120.22 \text{W} = 7.12 \text{kW} = 9.55 \text{BHP}$$

$$P_{ef} = 9.55 \text{BHP} + 0.734 \text{BHP}$$

$$\mathbf{P_{ef} = 10.28 \text{ BHP} = 7.67 \text{kW} = 10.28 \text{HP}}$$

3.10.3 Cálculo de la presión del ventilador

La presión total requerida que debe vencer el ventilador se determina en función de la resistencia de la red de ventilación. Para el nivel 8, se calculó una presión total de 4058.88 Pa, mientras que, para el sistema completo desde la bocamina, el valor asciende a 7566.61 Pa.

Presión total requerida que debe vencer el ventilador, se determinó por la resistencia de la red de ventilación; el resultado en el nivel 8 es de 4058.88Pa y en el sistema de ventilación desde la bocamina de 7566.61Pa. Los ventiladores axiales son más adecuados para sistemas con baja a media presión (usualmente entre 300 y 3000 Pa). su uso es limitado en sistemas con resistencias mayores, por lo que podría considerarse el uso de ventiladores centrífugos o axiales en paralelo o serie, dependiendo del diseño.

La presión estática en el nivel 8 fue determinada en dos direcciones: oeste–este, correspondiente a la labor franqueada en veta, y norte–sur, correspondiente a la apertura en roca de caja. Para este cálculo, se emplea la siguiente fórmula:

$$Pt = Pd + Pe$$

Donde

Pt: presión total

Pe: presión estática

Pd: presión dinámica

$$Pd = \frac{\rho * v^2}{2}$$

ρ: peso específico del aire de la mina (1.2 kg/m³)

v: velocidad del aire en la tubería (50.77m/s)

$$Pd = \frac{1.2 * (50.77)^2}{2}$$

$$Pd = 1546.55 \text{ Pa}$$

$$e = f * \frac{L}{D} * Pd$$

Donde:

f: coeficiente de fricción de Darcy-Weisbach (0.050)

L: longitud de cada tramo (m)

D: diámetro hidráulico del ducto (m)

$$Pe = 0.05 * \frac{211.80}{0.1524} * 1546.55$$

$$Pe = 107.46 \text{ mmH}_2\text{O}$$

$$Pt = Pd + Pe$$

$$Pt = 1546.55\text{Pa} + 107.46\text{Pa}$$

$$\mathbf{Pt = 1654.01\text{Pa}}$$

3.10.3 Cálculo de energía para un ventilador

La eficiencia energética del ventilador incide directamente en el consumo de energía y los costos operativos. Ventiladores con mayor eficiencia permiten una operación más económica y sostenible. Según catálogos de fabricantes, la eficiencia típica de estos equipos oscila entre 75 % y 90 %.

En base en los parámetros calculados como el flujo de aire requerido, presión del sistema y eficiencia global, en el nivel 8 se propone la instalación de un ventilador axial, con un diámetro de rotor de 6 pulgadas (152.4 mm), compatible con el diámetro de tuberías o mangas que se instalen para la conducción del aire.

Otro factor que se considera para el cálculo de energía es el tamaño del ventilador, que está relacionado a las dimensiones de la labor minera (sección de 1.2m ancho x 2m alto). en el nivel 8; la disponibilidad de instalaciones de agua, energía de 110V y aire, que deben distribuirse de un manera uniforme y segura a lo largo de la labor.

El cálculo de energía para un ventilador se emplea la siguiente formula:

$$\mathbf{CE = P \times T}$$

Donde:

CE: Consumo eléctrico kW/h

T: Tiempo de funcionamiento; 2 Horas

P: Potencia del motor del ventilador; 5.40 kW = 7.25HP

$$CE = 5.92\text{Kw} \times 2h$$

$$\mathbf{CE = 11.84 \text{ kW/h}}$$

3.10.4 Cálculo de la potencia del ventilador

(Saldana) define a la Potencia requerida del ventilador como el producto de un flujo expresado en m^3/s , por una presión P expresada en $\text{kg.}/\text{m}^2$, se obtiene una potencia en N.m/s que es igual a vatios.

$$\text{Potencia útil: } Pu = Qr * P ; \text{Kilovatios}$$

Donde:

Qr = caudal de un flujo de aire requerido; m^3/s

P = presión útil; en pascales

$$Pu = 1.508\text{m}^3/\text{s} * 1654.01\text{Pa}$$

$$\mathbf{Pu = 2494.25W}$$

$$\text{Potencia del eje: } Pe = \frac{Pu}{n}$$

n: eficiencia del ventilador; 0.7

$$Pe = \frac{2494.25W}{0.7}$$

$$\mathbf{Pe = 3562.21 W}$$

$$\text{Potencia eléctrica del motor: } Pm = \frac{Pe}{m}$$

m: eficiencia del motor del ventilador; 0.9

$$Pe = \frac{3562.21W}{0.9}$$

$$\mathbf{Pe = 3958.01 W = 3.958 kW = 5.30 HP}$$

3.10.5 Características de ventilador

El ventilador seleccionado para el Nivel 8, debe cumplir con las especificaciones técnicas calculadas en el sistema de ventilación e indicadas en la tabla 40, que comprende

los requerimientos de caudal de aire; y los parámetros operacionales de presión estática (Pe).

Dado que el Nivel 8 presenta labores subterráneas de sección reducida, franqueadas en dos direcciones (este y sur), la planificación de la ventilación debe considerar el uso de equipos compactos, livianos, resistentes y con alta eficiencia aerodinámica, capaces de movilizar grandes volúmenes de aire con mínima pérdida de presión (Minera, 2017). Por tanto, se recomienda el empleo de un ventilador axial.

Tabla 40. Resultados de los cálculos operacionales y característica del ventilador

Parámetros operacionales del nivel 8	
Caudal total requerido (Qt)	1.508 m ³ /s
Área de la labor minera	2.33 m ²
Pérdida de carga (H)	2255.69 Pa (Nv8) 3305.14Pa (desde bocamina a nivel 8)
Presión total (Pt)	1654.55 Pa
Presión estática (Pe)	107.46 mm H ₂ O
Velocidad del aire	50.77 m/s
Altura sobre el nivel del mar	1160 m.s.n.m.
Peso específico del aire	1.055 kg/m ³
Características de los ventiladores	
Tipo de ventilador	Axial
Diámetro rotor	300 a 400 mm
Caudal típico	3 m ³ /s a 6 m ³ /s
Presión estática	1540 – 240 Pa.
Motor	eléctrico, monofásico

Potencia del motor	10 HP
Montaje	Fijo, con carro o suspensión
Material	aluminio o acero galvanizado, con opción antiexplosiva
Alimentación	eléctrica (cable resistente a humedad/polvo) o neumática

Fuente: (Induminer, 2016)

Los ventiladores tipo VAS están diseñados principalmente para aplicaciones industriales, el nivel de ruido es un factor crítico. Debido a su configuración, son equipos de baja presión, adecuados para sistemas de ventilación que no requieren alta resistencia al flujo de aire. En la tabla 41 se detallan las especificaciones de los modelos disponibles en el mercado de ventiladores axiales, que pueden utilizarse en labores subterráneas.

Tabla 41. Especificaciones técnicas de ventiladores axiales

REF.	Diam Roto mm	Caudal (Q) m³/s	Presión (P) Pa	Potencia HP
VA40F-05	400	1.9 - 3.1	740 – 370	5
VA50F-10	500	2.6 - 4.1	1540 – 240	10
VA60F-15	600	4.0 – 6.5	1670 – 310	15
VA60F-20	600	4.1 – 7.6	2320 – 420	20

Fuente: (Induminer, 2016)

3.11 Balance de aire

El balance de aire permite verificar el caudal de aire que ingresa a la mina sea igual a la suma de los caudales que llegan a los frentes de trabajo, estaciones y áreas técnicas, más cualquier fuga estimada (NIOSH, 2003). El balance de aire permite identificar deficiencias en el sistema y tomar decisiones para el rediseño o mantenimiento del circuito de

ventilación. Además, el balance permite determinar que el aire suministrado a la mina tenga lo suficiente oxígeno para compensar el consumo humano, manteniendo al menos 19.5% de O_2 en el aire residual de retorno, conforme a la normativa vigente.

En la mina Chito, laboran 10 personas, tienen 3 extractores de aire con motor de 5 HP cada uno, e instalado tubería PVC de 6 pul. para inyección de aire o extracción de gases; el caudal de aire calculado para trabajar en condiciones óptimas en el nivel 8 es de $1.508m^3/s$.

De acuerdo con el Reglamento de Seguridad en el Ámbito Minero (ARCOM, 2020), en minas subterráneas ubicadas hasta los 1500 m s. n. m., se deben cumplir las siguientes condiciones mínimas de ventilación:

- **Oxígeno:** Concentración mínima del 19.5% en volumen. Se recomienda un valor óptimo del 20.9% para garantizar un ambiente saludable.
- **Caudal por persona:** Mínimo $3 m^3/min$ por trabajador (equivalente a $0.05 m^3/s/persona$).
- **Velocidad del aire:** Entre $20 m/min$ y $250 m/min$ en labores con personal. Para zonas donde se utilizan explosivos, la velocidad mínima requerida es de $25 m/min$.
- **Ventilación por equipos:** Se debe garantizar un caudal mínimo de $0.06 m^3/s$ por cada HP instalado.

El cumplimiento de estos parámetros asegura una ventilación adecuada, minimiza riesgos por acumulación de gases y optimiza las condiciones ambientales en el interior de la mina.

a) Cálculo del O_2 total ingresado (por segundo y por minuto)

El oxígeno aportado por segundo se determina por:

$$\mathbf{IO_2 = Qr \times 20.9\%}$$

$$\mathbf{IO_2 = 1.508m^3/s * 0.209}$$

$$\mathbf{IO_2 = 0.31517 m^3/s}$$

$$0.31517m^3/s = 315.17 \text{ O}_2/\text{s}$$

$$\mathbf{315.17m^3/s = 18.910 \text{ l O}_2/\text{min}}$$

b) Cálculo del consumo humano de oxígeno

El consumo de oxígeno por persona en trabajo moderado se estima entre 0.5 y 1.0 l/min/persona (1997), se considera un valor estándar de 1.0 l/min/persona:

$$\mathbf{C.O_2 = Np * Cp}$$

Donde:

C.O₂: consumo total de oxígeno

Np: Número de trabajadores

Cp: Consumo oxígeno por persona

$$\mathbf{C.O_2 = 10 \text{ personas} * 1.0 \text{ l/min/persona}}$$

$$\mathbf{C.O_2 = 10 \text{ l/min}}$$

c) Balance de oxígeno

$$\text{Oxígeno aportado} \quad \mathbf{IO_2 = 18,910 \text{ l/min}}$$

$$\text{Oxígeno consumido} \quad \mathbf{C.O_2 = 10 \text{ l/min}}$$

$$\text{Oxígeno residual} \quad \mathbf{RO_2 = (18,910 - 10) = 18,900 \text{ l/min}}$$

$$\text{Caudal de aire Qr} \quad \mathbf{1.508m^3/s = 90.48m^3/min = 90,480 \text{ l/min}}$$

$$\text{Porcentaje O}_2 \text{ residual} \quad \frac{RO_2}{Qr}$$

$$\frac{18.900 l/min}{90.480 l/min}$$

$$\mathbf{0.2089 = 20.89\%}$$

De los cálculos se deduce que la fracción de oxígeno en el aire que retorna es ~20.89%, teniendo una pérdida de O₂ por consumo humano mínima (0.01%), por lo tanto, se cumple con la norma de mínimo 19.5% de O₂.

Por otro lado, el ventilador proporciona 3.0 m³/s, el caudal requerido es 1.508m³/s, quedando una reserva de 1.49 m³/s de oxígeno, que permitirá compensar fugas o aumentos temporales de demanda de aire, por lo tanto, el sistema está bien balanceado, con margen operativo aceptable (NIOSH, 2003)

3.12 Diseño del sistema de ventilación propuesto para el nivel 8

3.12.1 Parámetros técnicos del nivel 8

En la planificación y diseño del circuito de ventilación se deben considerar parámetros técnicos que influyen directamente en su eficiencia y funcionalidad. Entre estos se incluyen las bifurcaciones y cambios de dirección en las labores mineras, las operaciones que se ejecutan, las labores destinadas al ingreso de aire fresco por medios naturales, las fuentes internas de generación de calor, los equipos que son utilizados y su potencia, el consumo de sustancias explosivas, el número de trabajadores por turno, el diseño y rutas del sistema de ventilación principal y secundario, la tasa de producción de mineral, así como el tipo y consumo de madera u otros materiales combustibles (Herrera, 2019). La correcta identificación y evaluación de estos factores permiten dimensionar adecuadamente el caudal de aire requerido, garantizar condiciones seguras y habitables dentro de la mina, y prevenir

acumulación de gases, deficiencia de oxígeno o condiciones térmicas adversas. Los resultados obtenidos en los puntos de control se detallan en la tabla 42:

Tabla 42. Parámetros medidos en la labor minera del nivel 8

Parámetro	Símbolo	Promedio
Labor minera: galería		
Altura	H	2.02 m
Ancho	An	1.25 m
Sección	A	2.35 m ²
Perímetro	Per	5.11 m
Longitud del tramo	Lm	211.80 m
Temperatura	T	23.2°C
Humedad	H	72.13%
Velocidad del aire	V	0.39 m/s
Caudal del aire	Q	0.49 m ³ /seg

Fuente: (Exploriente, 2025)

3.12.2 Optimización del sistema de ventilación

La ventilación subterránea es un componente esencial para garantizar la seguridad y eficiencia operativa en minas subterráneas, ya que permite el suministro continuo de aire fresco, regula térmicamente los espacios confinados, aporta oxígeno para el metabolismo humano y diluye los contaminantes generados por voladuras y procesos mineralógicos. En este contexto, optimizar el sistema de ventilación es crucial para mantener condiciones adecuadas de trabajo y asegurar la continuidad productiva.

En el nivel 8 de la mina Chito, se detectaron deficiencias significativas en el sistema de ventilación actual, basado en la inyección de aire comprimido a través de tuberías de 6

pulgadas, sin lograr un caudal ni distribución adecuados hacia los frentes. Ante esta limitante, se propone un rediseño del sistema mediante la incorporación de ventiladores axiales acoplados a mangas, que permitan direccionar e incrementar el flujo de aire fresco.

Actualmente en la mina existe tres accesos naturales de aire (Bocamina, crucero B y Chimenea 1 norte), sin embargo, debido a que el nivel 8 se encuentra a una profundidad de 100 metros desde el nivel principal, se ha evidenciado la imposibilidad de mantener una ventilación natural adecuada en dicha labor.

En respuesta a esta limitación, tienen instalado dos extractores en Bocamina y Nivel 4 que operan durante dos horas después de cada voladura, facilitando la evacuación de gases remanentes, la mina cuenta con dos accesos naturales de aire (Bocamina y Chimenea), sin embargo, debido a que el nivel 8 se encuentra a una profundidad de 100 metros desde el nivel principal, se ha evidenciado la imposibilidad de mantener una ventilación natural adecuada en dicha labor. En respuesta a esta limitación, actualmente tienen instalado dos extractores en Bocamina y Nivel 4 que operan durante dos horas después de cada voladura, facilitando la evacuación de gases remanentes.

Los cálculos técnicos para diseñar un sistema específico de ventilación para el nivel 8, se determinó la ubicación en la cota 1160 m.s.n.m., sección abovedada de 2.33 m² y longitud total de 211.80 m, subdividida en 98.8m en dirección este y 99.55m en dirección sur; el labor no presenta obstrucciones físicas en el piso (sin rieles, ni madera), las operaciones de acarreo es manual con carretillas o carros neumáticos; en el techo se encuentran colgadas tuberías de 1 pulgada para agua y aire, las cuales no interfieren con la instalación del sistema de ventilación propuesto.

Estas condiciones de ventilación con aire comprimido y natural, ha generado una paralización parcial de operaciones, lo que exige implementar un sistema auxiliar que

ventile de forma eficiente los frentes de trabajo, lo cual permitirá cumplir con la normativa minera en cuanto a caudal, oxígeno y velocidad de aire, mejorando significativamente las condiciones operativas.

3.12.3 Selección del tipo de sistema de ventilación

3.12.3.1 Ventilación natural

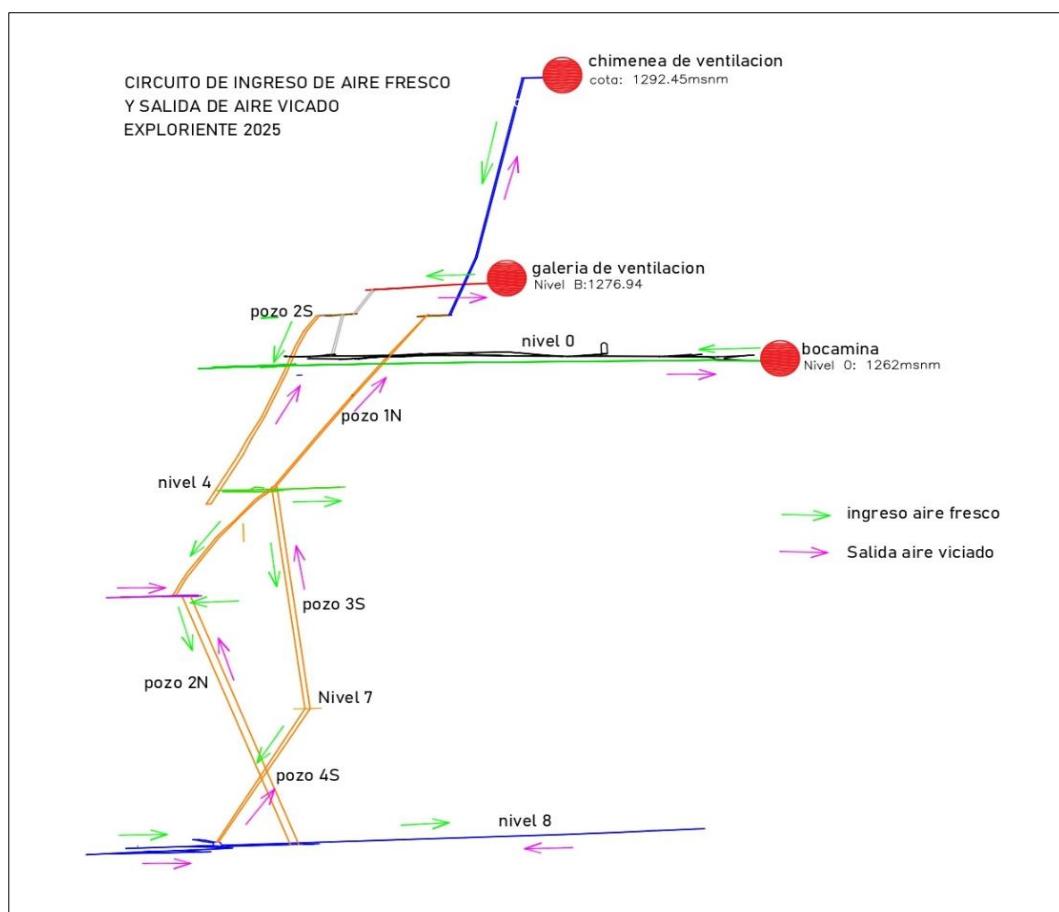
Actualmente en la mina existen tres labores que tienen conexión con superficie que permiten el ingreso de aire fresco, se indica en la figura 12.

Acceso 1) La galería principal se ubica en el nivel 0 (cota 1160msnm), es la labor principal de acceso al yacimiento, la cual se utiliza para la extracción de mineral y/o roca de caja, ingreso y tránsito de personal, y maquinaria, con ligera variación en la pendiente para facilitar el trasporte de los carros de mina sea mineral o con roca de caja.

Acceso 2) corresponde el pozo 1 Norte que une desde el nivel 5 (cota 1214.7msnm) hasta el nivel A (cota 1268.78msnm) donde se ubica el winche; desde este nivel se proyectó hasta la superficie una chimenea de forma cuadrada de 1.2m de ancho x 1.5m de largo x 18m de altura, con 56° de inclinación que se llega a un pequeño crucero de 3m de longitud y sale a la superficie en las coordenadas UTM WGS 84: 722852.2E - 9454920.9N - 1255.2msnm, por donde ingresa aire fresco.

Acceso 3) Galería ubicada en el nivel B, en la cota 1276.9msnm, que tiene 44.3m de longitud en dirección al SW, forma abovedada de 1.2m de ancho x 2m de alto, tiene salida a la superficie en las coordenadas UTM WGS 84: 722772.3E - 9454856.9N, en esta labor está colocado tres tubos de PVC de 6 pulgadas para el acceso del aire fresco en la zona sur.

Figura 12. Perfil de labores mineras indicando el sistema de ventilación natural



Fuente: Elaboración propia

3.12.3.2 Ventilación forzada

En la mina Chito, el sistema de ventilación principal es de tipo aspirante, conformado por tres extractores eléctricos de 5 HP instalados en serie, que extraen el aire contaminado desde los frentes de trabajo a través de tuberías de PVC de 6 pulgadas, extendidas a lo largo de toda la labor hasta la bocamina. Para frentes abandonados que requieren ser reactivados y no cuentan con ingreso de aire fresco, se emplea un sistema de ventilación mixto (aspirante-soplante), que permite inyectar aire limpio al área de trabajo y, simultáneamente, evacuar el aire viciado, evitando su recirculación. Dado que el personal permanece en interior mina por turnos de 8 horas diarias, se requiere mantener una atmósfera laboral adecuada, con niveles seguros de oxígeno y contaminantes, que garanticen condiciones óptimas para el desarrollo

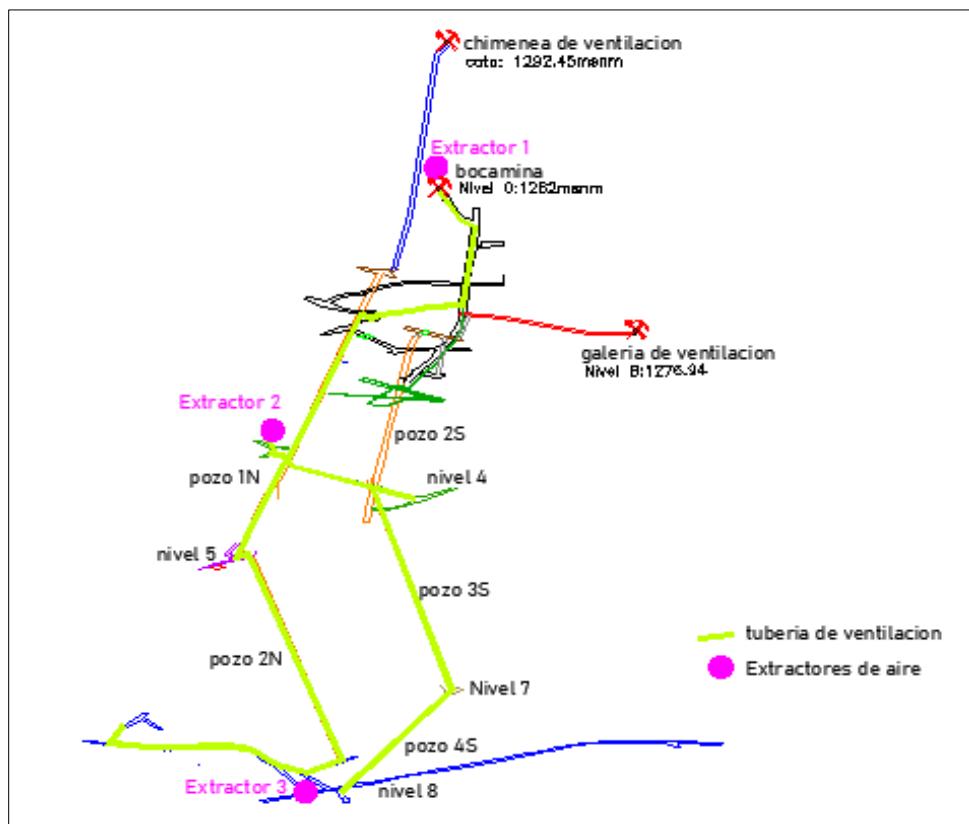
de las actividades. La ubicación de los extractores de gases se indica en la tabla 43 y visualiza en la figura 13.

Tabla 43 Ubicación de los extractores de gases

Extractor	Ubicación	Coordenadas UTM WGS 84		Cota m.s.n.m.
		X	Y	
Extractor 1	Bocamina	722932.4E	9454946.9N	1260.00
Extractor 2	Nivel 4	722790.2E	9454944.2N	1230.73
Extractor 3	Nivel 8	722763.6E	9454933.2N	1161.76

Fuente: (Exploriente, 2025)

Figura 13. Diseño del sistema de tendido de tuberías de aire hasta el nivel 8



Fuente: Elaboración propia

La inyección de aire al nivel 8 se realizará desde la chimenea 1 Norte, utilizando tubería de 6 pulgadas o reemplazándola por mangas de polietileno del mismo diámetro,

debido a las dimensiones reducidas de la labor (2.33 m^2), que limitan el uso de ductos mayores sin afectar el tránsito del personal. Se propone un sistema de ventilación mecánica forzada, mediante dos ventiladores axiales para flujos grandes a baja presión de 5 HP (110 V), que generan un caudal combinado de $2.0\text{ m}^3/\text{s}$ (4250 CFM). Esta configuración reemplaza la alternativa de ventiladores de 7.25 HP, inviables por la falta de corriente trifásica (440 V).

El uso de ventilación forzada garantiza la renovación continua del aire, eliminando gases peligrosos generados por voladuras (CO, metano) controlando el polvo. El primer ventilador estará ubicado en superficie, en la chimenea 1 Norte en las coordenadas UTM WGS 84: 722852.2E - 9454920.9N - 1298msnm, a 80 m al este de la bocamina, sin interferir con el tránsito ni generar molestias por ruido. El segundo se instalará en el nivel 5 en las coordenadas UTM WGS 84: 722772.7 E, 9454957.7 N, 1210 m.s.n.m. Se emplearán ductos de PVC de 6" y tramos de al menos 10" en zonas críticas, para reducir pérdidas por fricción y mantener velocidades de aire adecuadas.

El sistema requiere un ventilador $\geq 15\text{ kW}$ para superar pérdidas totales de $\sim 3305.14\text{ Pa}$ en un trayecto total de 472.59 m desde la bocamina hasta el nivel 8, cuya longitud interna (nivel 8) es de 211.80 m. El caudal requerido es de $1.508\text{ m}^3/\text{s}$, aunque puede verse afectado por flujos secundarios de otras labores conectadas. Factores como limitaciones eléctricas, restricciones geométricas y condiciones económicas limitan la implementación de equipos de mayor capacidad. Por ello, se opta por un sistema mixto (soplante-aspirante) complementado con entradas naturales (bocamina, chimenea, cruceros), asegurando un entorno de trabajo seguro y eficiente. Ver figura 13. La presencia de agua subterránea representa un desafío por la humedad y corrosión, que puede afectar el funcionamiento del ventilador y pronto deterioro, pero también puede contribuir a la estabilidad térmica del sistema, al facilitar el intercambio de oxígeno disuelto en el aire ventilado.

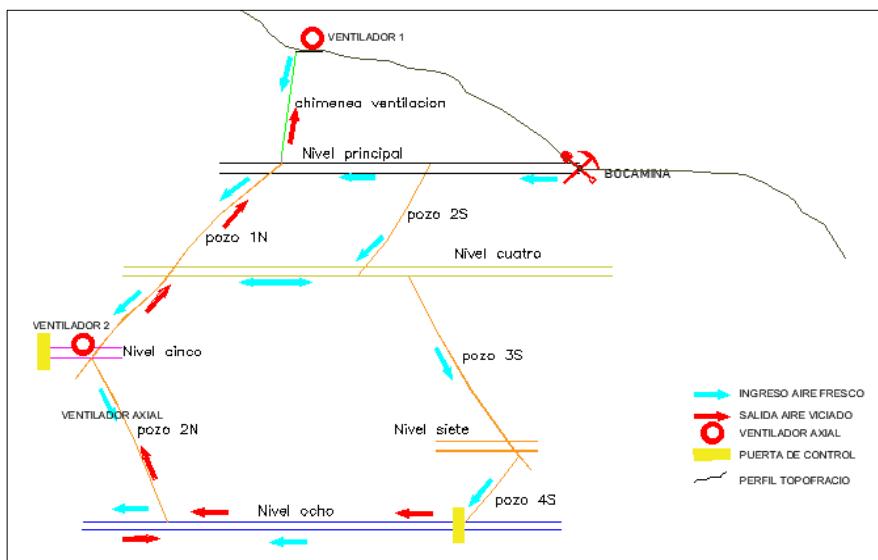
3.12.4 Métodos de ventilación

Se plantea la implementación de un sistema combinado por inyección y extracción, en ambos métodos se utilizará el mismo ventilador Axial de 5 HP, diferenciándose únicamente por su ubicación en el circuito.

Método aspirante: para la extracción del aire viciado, se instalará las tuberías de ventilación a 15 metros del frente de trabajo para que no se dañe por la voladura, se complementa con una cortina de ventilación (de lona) para dirigir el flujo, y que no se disipe en otras labores provocando la contaminación; dado que la capacidad del equipo no es suficiente para abarcar toda la longitud de la labor, los ventiladores estarán conectados en serie para reforzar la succión, que garantice aire fresco directo al frente de trabajo, mediante el empuje de los gases y contaminantes hacia las salidas naturales o galerías secundarias, o puede presurizar zonas contaminadas,

Método soplanter: la inyección de aire fresco desde la bocamina hacia el interior se realizará con el mismo ventilador, el cual se construirá cajas de control eléctrica la que tiene dos controles de arranque para extracción de gases, e inyección de aire puro; y un botón de pare utilizado para cambio de circuito de inyección a succión y viceversa. El aire fresco se inyecta al frente por la tubería impulsado por el ventilador axial de 5 HP, quien desplaza la masa de aire viciado hacia la corriente principal, de esta forma se permite el impulso de flujo de aire limpio creando presión negativa en la labor y garantiza las condiciones seguras en el frente, es más eficiente cuando existe acumulación de gases producto de la voladura,

Figura 14. Sistema de ventilación forzada



Fuente: Elaboración propia

3.12.5 Conexiones del circuito de ventilación

Se plantea la conexión en serie de dos ventiladores axiales con el objetivo de optimizar la extracción del aire contaminado en el nivel 8. El primer ventilador se instalará en el nivel 5, donde cumplirá la función de generar una presión negativa que favorece la captación de aire viciado desde el frente de trabajo. El segundo ventilador se ubicará en la chimenea 1 Norte, reforzando la capacidad de succión, ya que existe un desnivel superior a 80 m entre ambos puntos.

Esta configuración mejora la eficiencia del sistema, permitiendo extraer gases contaminantes y partículas en suspensión generadas por las voladuras. Con esta propuesta, se busca direccionar el aire limpio hacia las zonas críticas y evitar la recirculación de contaminantes, además de reducir el consumo energético al operar con ventiladores de menor potencia, garantizando una atmósfera segura, cumpliendo con la normativa que exige un mínimo de 19.5 % de oxígeno.

3.12.6 Componentes del sistema de ventilación propuesto

El diseño del circuito de ventilación que se propone para el nivel 8 se detallan en la tabla 44.

Tabla 44. Detalles de las características del sistema de ventilación para el nivel 8

Factores de selección	Característica
Caudal de aire calculado (Q)	3195.28 CFM \approx 90.48 m ³ /min \approx 1.508 m ³ /s
Caudal de aire (norma legal)	3 m ³ /min/persona \approx 0.05 m ³ /s/persona
Nº de trabajadores por turno	10
Caudal legal mínimo	0.5 m ³ /s (cumple)
Temperatura	23.2oC
Humedad	72.13%
Contaminantes	Polvo, metano, CO (por voladuras, 4/día)
Ventilación programada	2 horas
Tipo de ducto	Tubería PVC 6 pul
área ducto/área labor minera	Relación: 1:33 (0.4m:1.2m)
Características geométricas de la labor minera	
Dimensión de la labor	Ancho 1.20 m y alto 2.10 m
Sección de labor (S)	2.33 m ²
Perímetro de la labor (p)	5.11 m
Longitud de labor (L)	211.80 m (nivel 8) 472.59 m (Bocamina – Nv8)
Diferencia de cota bocamina a nivel 8	100 m

Fuente: Elaboración propia

El ventilador que se requiere para el nivel 8, debe cumplir con los requerimientos

técnicos necesarios para mantener un ambiente de trabajo favorable. Los parámetros operaciones se indica en la tabla 45:

Tabla 45. Parámetros operacionales

Factores de selección	Característica
Velocidades de flujo	
Tubería PVC 6 pulgadas	50.77 m/s (alta), genera pérdida de energía y ruido
Labor Minera	0.39 m/s (Aceptable)
Resistencias del sistema	
Nivel 8	3.134 Pa.s ² /m ⁶
Total, Bocamina a Nivel 8	4.85 Pa.s ² /m ⁶
Pérdida de carga (H)	
Nivel 8	2255.69 Pa
Total, Bocamina a Nivel 8	3305.14 Pa
Presión total	1654.01 Pa
Potencia requerida y eficiencia	
Nivel 8	5410 W = 5.41 kW = 7.25 HP
Total, Bocamina a Nivel 8	7670 W = 7.67 kW = 10.28 HP
Potencia del ventilador (Pu)	5.30 HP = 3.958 kW
Consumo eléctrico (Ce)	11.81 kW/h
Eficiencia energética	80%
Tipo de ventilador	
Tipo de ventilador	Axial
Diámetro	25 cm

Factores de selección	Característica
Modelo típico	1.1 kW, 400 mm o 600 mm de diámetro, presión hasta 200 Pa.
Caudal	115.5 m ³ /min (4077 CFM)
Potencia estática	120–130 Pa
Presión	1654 Pa
Potencia	mínimo 0.5 kW, ideal 0.75–1 kW (con margen)
Marca	S&P, Zitron, Howden, etc.
Instalación	
Tramo vertical (chimenea)	Sellado y aislado si se instala el ventilador en superficie
Tramo horizontal (labor)	Secciones flexibles, acopladas con abrazaderas herméticas sean uniones o codos
Ductos flexibles o metálicos	Desde ventilador hasta zona de trabajo. Diámetro adecuado (~600–800 mm), longitud ~472.59 m.
Soportes y fijaciones	Para mantener ductos en posición segura, generalmente sostenido en el techo de la labor minera
Medidores de caudal y presión	Para control y mantenimiento del sistema.
Factores especiales	
Presencia de agua	Provocar humedad, oxidación y caída de material; contribuye a la estabilidad térmica del microambiente
Gases explosivos (CH ₄)	Contar con sensores de monitoreo continuo y alarmas automáticas

Fuente: Elaboración propia

3.12.7 Medidas de seguridad del sistema de ventilación

Minimizar el uso de codos, uniones y desviaciones en las tuberías de ventilación para reducir pérdidas de carga y fugas de aire. Planificar el diseño de labores mineras.

Realizar mediciones periódicas de presión y caudal, garantizando un flujo de aire adecuado en el frente de trabajo, colocar cortinas de ventilación si se detectan pérdidas.

Activar el sistema de ventilación forzada dos horas después de cada voladura, asegurando la evacuación de gases residuales, controlar la cantidad de explosivos.

Realizar el mantenimiento de los ventiladores, ductos y mangas, detectando posibles deterioros o fugas; además de conexiones y equipos eléctricos. Reemplazo inmediato de componentes dañados.

Capacitación al personal sobre uso del sistema de ventilación, riesgos por gases, emergencias, mantenimiento y respuesta ante fallas en la ventilación.

Mantener actualizado y el plano del sistema de ventilación, incluyendo ubicación de ventiladores, tuberías, uniones y rutas de flujo de aire

Las medidas de seguridad para el personal es el monitoreo de calidad del aire mediante el control diario de O₂, CO, CO₂ y CH₄ usando detectores portátiles, además es prohibido alterar ductos sin autorización y el ingreso a labores abandonadas solo con autorización y previa verificación atmosférica.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

El análisis técnico del sistema de ventilación actual evidenció deficiencias críticas que afectan la seguridad y eficiencia operativa en la mina. Se determina como prioritario el rediseño del circuito de ventilación, asegurando un flujo constante de aire fresco y una evacuación eficaz de contaminantes conforme a las exigencias del trabajo minero.

El sistema de ventilación depende parcialmente de aire comprimido y ventilación natural, que no logran satisfacer los requisitos normativos mínimos establecidos por el Reglamento de Seguridad en el Ámbito Minero, solo se alcanza una cobertura de ventilación del 15 % lo cual representa un riesgo latente, especialmente considerando que se acumulan aproximadamente 9694.59 litros de gases contaminantes tras cada voladura

Se propone la implementación de un sistema de ventilación forzada mixto, compuesto por dos ventiladores axiales de 5 HP conectados en serie. Esta solución aprovecha la chimenea del pozo 1 Norte como vía de extracción, donde se ubicará el primer ventilador en superficie y el segundo ventilador se instalará en el nivel 5, reforzando la succión del aire contaminado.

Este sistema permitirá alcanzar un caudal de 6390 CFM (1.508 m³/s), suficiente para cubrir el 80 % del nivel 8 y garantizar condiciones adecuadas de oxigenación, control de temperatura, eliminación de gases nocivos y reducción de polvo en suspensión.

La instalación se realizará utilizando ductos de 6 a 10 pulgadas para minimizar pérdidas por fricción y asegurar una presión estable en el sistema.

Recomendaciones

Se recomienda la instalación de dos ventiladores axiales de 5 HP conectados en serie, para mejorar la presión negativa, aumentar la cobertura de ventilación en zonas profundas y mantener condiciones atmosféricas seguras en el nivel 8. Esta configuración facilitará una operación continua, evitando interrupciones innecesarias por acumulación de gases o deficiencia de oxígeno.

Adicionalmente, se sugiere establecer un sistema de monitoreo periódico, mediante aforos semanales de caudal y presión, y la adquisición de instrumentos portátiles de medición como sensores portátiles de gases (CO, CH₄, O₂), anemómetros, manómetros, medidor portátil de humedad y temperatura, entre otros) que permitan realizar evaluaciones precisas del comportamiento del aire en diferentes puntos de la red.

Finalmente, esta información deberá registrarse y analizarse sistemáticamente para apoyar futuros rediseños y optimizar la toma de decisiones operativas.

BIBLIOGRAFÍA

Medina, J., & Abad, E. (2017). *Diseño de un sistema óptimo de ventilación para la empresa minera Reina de Fátima (EMIREIFA S.A) en el cantón Zaruma, provincia de El Oro* [Universidad Técnica Particular de Loja].

<https://dspace.utpl.edu.ec/handle/20.500.11962/20673>

Alfaro, C., & Alvarado, I. (2014). *Heat flow evaluation at eastern llanos sedimentary basin. Colombia.*

<https://www.semanticscholar.org/paper/a41fcfd55678e8b2b3c8a43ff406bc94616f45bf>

Angulo-Romero, E., Beate, B., & Romero-Condor, C. (2023). Zonificación del gradiente geotérmico en la cuenca Oriente de Ecuador a partir de temperatura de fondo de pozos. *Revista Boletín de Geología*, 45(1), 119–139.

<https://doi.org/10.18273/revbol.v45n1-2023006>

ARCOM, A. d. (11 de 09 de 2020). *Resolución Nro. ARCERNR-013/2020, REGLAMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO EN EL ÁMBITO MINERO.* Obtenido de Ministerio de Energía y Recursos Naturales No Renovables: <https://www.recursosyenergia.gob.ec/wp-content/uploads/2020/10/4.-Resoluci%C3%B3n-Nro.-ARCERNR-013-2020-signed-signed.pdf>

Barrera, Manchero Paul y otros. (2020). *Diseño y optimización del circuito de ventilación en el tramo norte - sur de la mina Goldmins.* Obtenido de <https://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/9628>

Bernaola, Alonso Jose; Gomez. Castilla Jorge y Herrera Herbert, Juan. (2013). *Perforación y voladura de rocas en Minería.* Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid.

Bossard, F. y. (1983). *A Manual of Mine Ventilation Design Practices.* 2da edición.

Calizaya, F; Acuña, E. (2021). *Buenas prácticas en instalación de ventiladores y accesorios de ventilación*. Chile.

Capel, F. (2022). *Sistema de ventilacion auxiliar*. Obtenido de U.N.S.J. - F.I. -

Departamento de Ingeniería de Minas:

https://www.academia.edu/9489128/SISTEMAS_DE_VENTILACI%C3%93N_AUXILIAR

Carabajo Naula, C. (2015). *DISEÑO DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN DE LA ZONA NORTE DE LA MINA CABO DE HORNOS, UBICADA EN EL DISTRITO AURIFERO - POLIMETÁLICO PORTOVELO - ZARUMA MAYO 2015*". Quito, UCE.

Chacha B., D. (2016). *Sistema de ventilación para labores subterráneas de la Empresa Produmin S.A.* Obtenido de Escuela Superior Politécnica de Chimborazo. Riobamba:

<http://dspace.espoch.edu.ec/handle/123456789/5125>

CIDELSA. (2022). *Mangas de Ventilacion*. Obtenido de CIDELSA:

https://www.cidelsa.com/media/web_brochure/Mangas_de_Ventilacion_v1.pdf

Cordova Quinceno, Cristian y Molina Escobar, Jorge. (29 de junio de 2011).

Caracterizacion de Sistemas de Ventilacion en Minería Subterránea. Obtenido de Scielo: http://www.scielo.org.co/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S0120-36302011000100006&lang=es

Dowd, P. (2010). *Mining: A Critical Economic Activity*. Journal of Mining, 25(1), 30-40.

Estruch Serra, Miquel., Tapia G., Ana. (2010). *Topografía subterránea para minería y obras*. España: Universitat Politècnica de Catalunya.

Gonzales, V. P. (2020). NTP 223: Trabajos en recintos confinados. En M. d. España. España.

- Herrera Herbert, J. (2020). *Introduccion a la Mineria Subterranea, Vol IV Metodos de Explotacion de Interior*. Madrid, España: Universidad Politecnica de Madrid.
- Herrera Herbert, J. (2019). *Introduccion a la Ventilacion Minera*. Madris, España. Obtenido de https://oa.upm.es/70227/3/VENTILACION_DE_MINA_LM2B5T3_R0-20190418.pdf
- INIGEMM. (2017). *Mapa Geológico de la República del Ecuador, Esc. 1:1000.000*. Obtenido de <https://www.studocu.com/ec/document/pontificia-universidad-catolica-del-ecuador/genetica/11-mapa-geologico-de-la-republica-del-ecuador-2017/28636980>
- Minas, M. d. (30 de 07 de 1996). REGLAMENTO DE SEGURIDAD MINERA. *Decreto Ejecutivo No. 3934. RO/ 999* . Quito, Ecuador.
- Minas, M. d. (2023). *Resolucion de titulo Minero*.
- Orellana Wiarco, A. (1983). *Ventilacion de Minas*. Peru: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- Reyes, C. (3 de 05 de 2022). *Informe 1-Ventilación de minas*. Obtenido de Slide Share: <https://es.scribd.com/archive/plans?slideshare=true>
- Ricse Ramos, R. W. (2021). *Diseño del circuito de ventilación para evacuar los gases, humo y polvo en suspensión en las labores de la galería principal en la mina artesanal Aurex-Acopalca*. Huancayo, Peru. Obtenido de: <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/8706>
- Sandoval, F. (Octubre de 2001). *La Pequeña Minería en el Ecuador*. Obtenido de Mining, Minerals and Sustainable Development: https://intranetua.uantof.cl/crea/cguerra/pdffiles/otros/075_ecuador_esp.pdf

Sáez, R. (2018). *Seguridad y salud en el trabajo minero subterráneo*. Madrid, España:

Instituto Nacional de Seguridad y Salud en el Trabajo.

Soler, A., & Palau, R. (2021). *Diseño y optimización de sistemas de ventilación minera*.

Ediciones Técnicas Mineras.

SERNAGEOMIN, & Minería, S. N. (2008). *GUÍA METODOLÓGICA DE SEGURIDAD*

PARA PROYECTOS DE VENTILACIÓN DE MINAS. Obtenido de SERVICIO

NACIONAL DE GEOLOGÍA Y MINERÍA, SERNAGEOMIN:

[https://www.sernageomin.cl/wp-](https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/12/200812GuiaVentilacionMinas.pdf)

[content/uploads/2018/12/200812GuiaVentilacionMinas.pdf](https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/12/200812GuiaVentilacionMinas.pdf)

SERNAGEOMIN, S. N. (2020). *Ventilacion de Minas*. SANTIAGO, Chile.

Yanes Garín, E. (2018). *Manual de Ventilacion*. Chile: Servicio NACIONAL de Geología y Minería, Sernageomin. Obtenido de <https://repositorio.sernageomin.cl/items/9019a1a9-b868-444e-a270-c1986c85a983/full>

Zitron. (2010). *Ventilacion de Minas*. España. Obtenido de <https://zitron.com/technical-papers/>

ANEXOS

Anexo 1: Medición de la temperatura



Las fotografías indican la medición de temperatura en el nivel 8.

Anexo 2: Puntos de monitoreo y características de la labor minera

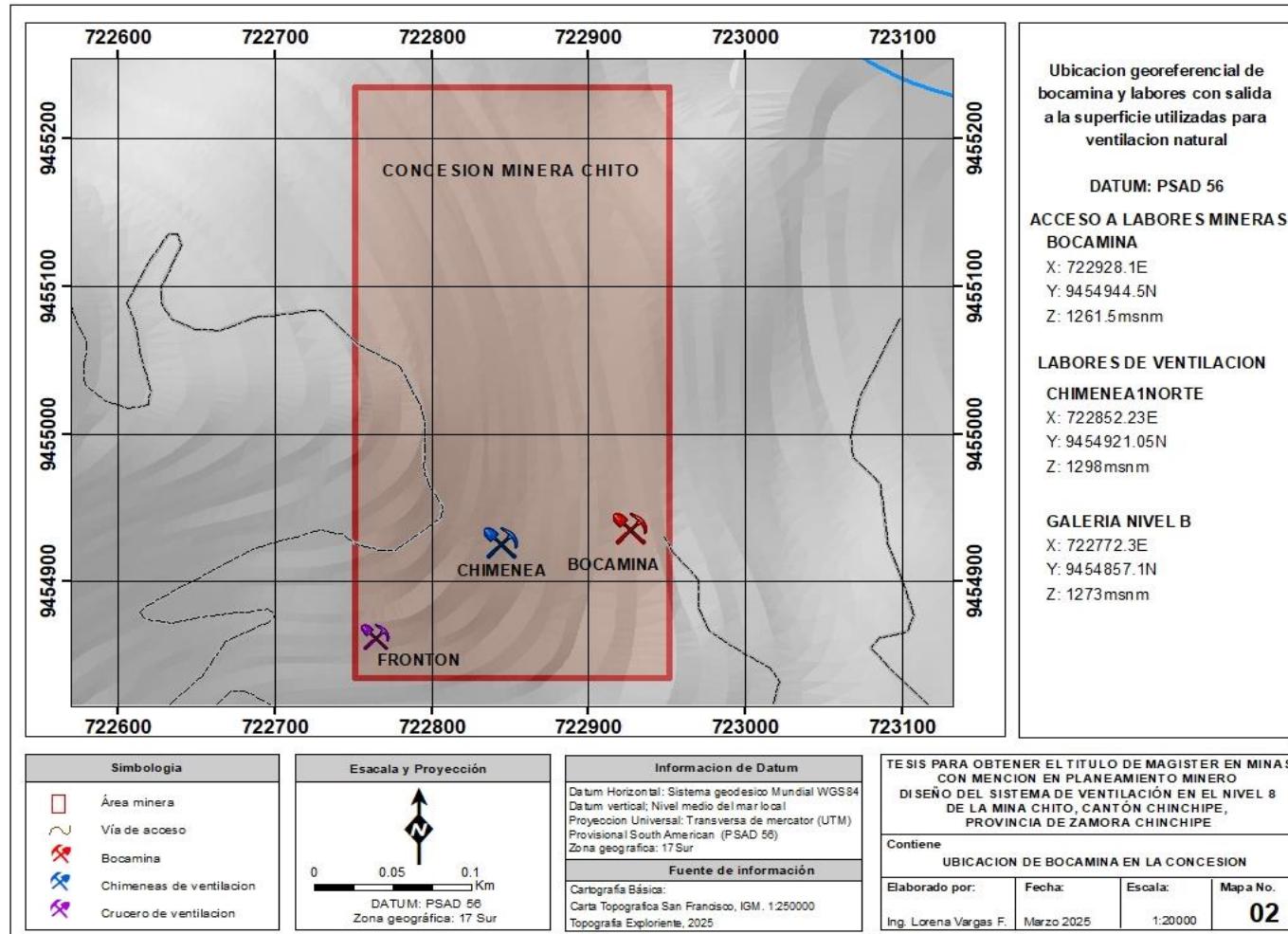
Punto	X	Y	cota	tramos	Longitud	Altura m	Ancho m	Sección m ²	Perímetro m	Velocidad media m/s	Cálculo de caudal de aire			
											m ³ /s	m ³ /min	m ³ /h	CFM
P1	722788.6	9454934	1160,50	R8-R9	14.33	2.05	1.45	2.76	5.20	0.43	1.18	70.64	4238.55	2494.73
P2	722775.9	9454940.66	1161.600	R9-R10	20.16	1.90	1.25	2.20	5.12	0.43	0.94	56.44	3386.56	1993.27
P3	722790.8419	9454954.73	1161.620	R10-R11	8.75	2.15	1.15	2.30	5.07	0.43	0.99	59.22	3553.13	2091.31
P4	722794.16	9454962.61	1161.640	R11-R12	13.23	2.05	1.10	2.09	5.05	0.49	1.02	61.13	3667.62	2158.69
P5	722790.86	9454975.42	1161.660	R12-R13	14.76	2.16	1.32	2.65	5.15	0.15	0.41	24.35	1461.07	859.96
P6	722791.17	9454990.19	1161.680	R13-R14	14.01	1.80	1.12	1.87	5.06	0.08	0.16	9.36	561.46	330.46
P7	722805.19	9454990.19	1161.665	R14-R15	11.34	2.05	1.15	2.19	5.07	0.43	0.95	56.90	3414.13	2009.49
P8	722816.28	9454987.82	1161.650		0.00	1.98	1.20	2.21	5.10	0.12	0.26	15.44	926.40	545.26
P9	722763.91	9454930.41	1161.635	R9-R16	15.77	2.20	1.45	2.96	5.20	0.45	1.32	79.37	4761.90	2802.77
P10	722810.3155	9454880.43	1161.620	R16-R17	67.92	2.05	1.20	2.28	5.10	0.71	1.62	97.29	5837.14	3435.63
P11	722913.16	9454872.07	1161.605	R17-R18	9.17	1.98	1.30	2.39	5.14	0.82	1.96	117.56	7053.89	4151.79
P12	722814.94	9454849.77	1161.590	R18-R19	22.36	1.90	1.15	2.03	5.07	0.16	0.32	19.07	1144.02	673.35
					211.80	2.02	1.24	2.33	5.11	0.39	0.93	70.64	4238.55	2494.73

Anexo 3: Medición de temperatura, humedad y velocidad del aire en el nivel 8

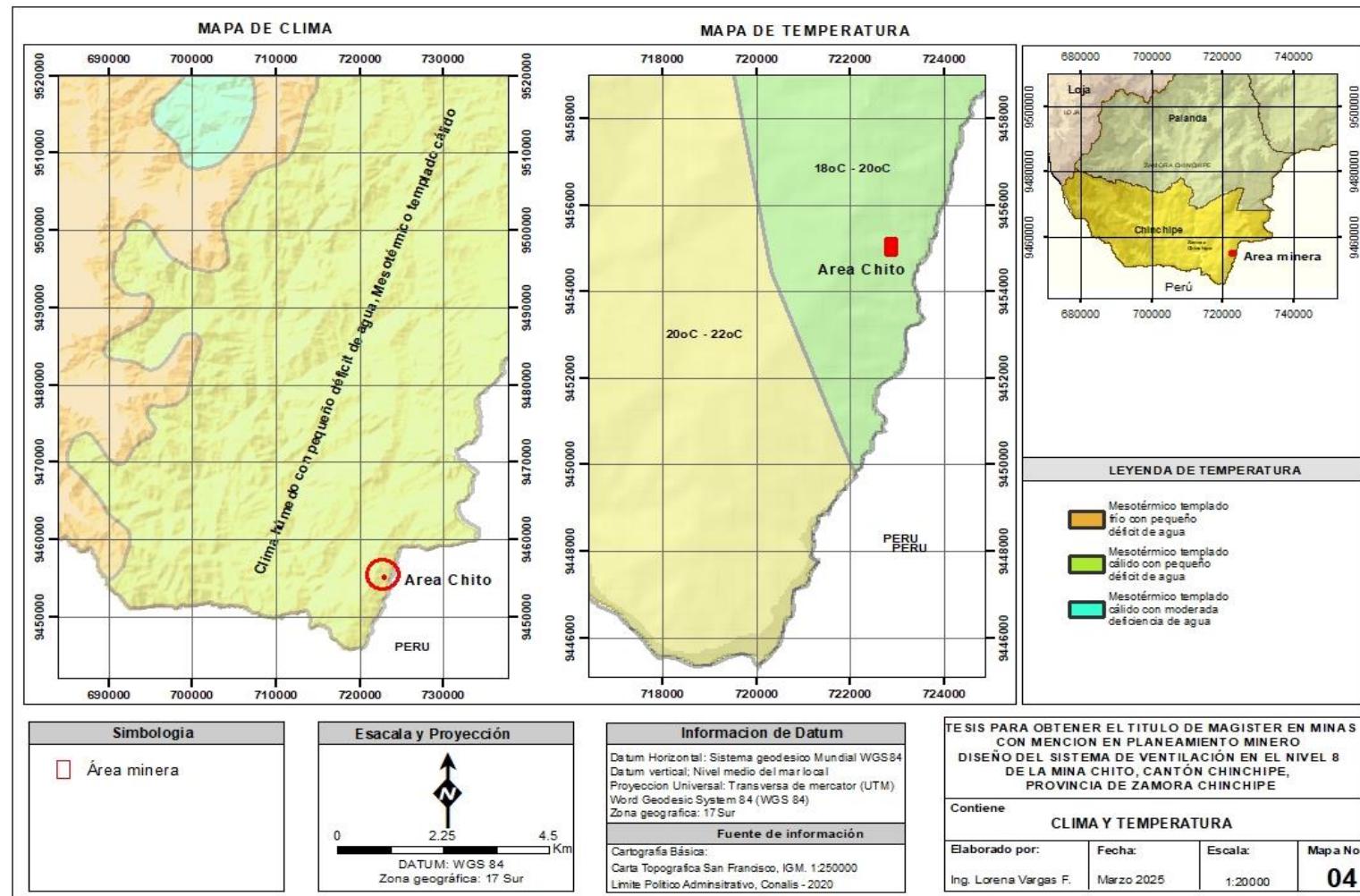
Punto	hora: 8h00						hora: 12h00						hora: 15h30					
	To	T	Th	RH (%)	Vm m/s	Q m3/s	To	T	Th	RH (%)	Vm m/s	Q m3/s	To	T	Th	RH (%)	Vm m/s	Q m3/s
P1	23.10	24.08	24.10	72.50	0.09	0.13	23.30	24.28	20.80	73.10	0.09	0.13	23.15	24.13	22.40	74.60	1.10	1.60
P2	23.15	24.13	24.15	72.60	0.09	0.11	23.80	24.78	24.80	73.10	0.09	0.11	23.15	24.13	22.40	74.60	1.10	1.38
P3	23.12	24.10	24.12	42.80	0.10	0.12	23.70	24.68	24.68	73.10	0.09	0.10	23.15	24.13	22.40	74.60	1.10	1.27
P4	23.20	24.18	24.20	73.15	0.15	0.17	23.60	24.58	24.60	72.40	0.11	0.12	23.20	24.18	22.45	73.80	1.20	1.32
P5	23.10	24.08	24.10	73.20	0.12	0.16	23.10	24.08	24.10	72.90	0.07	0.09	23.60	24.58	22.85	72.10	0.27	0.36
P6	23.05	24.03	24.05	72.90	0.09	0.10	23.15	24.13	24.15	76.10	0.09	0.10	23.40	24.38	22.65	72.40	0.07	0.08
P7	23.05	24.03	24.05	72.60	0.11	0.13	23.60	24.58	23.60	73.10	0.09	0.10	23.15	24.13	22.40	74.60	1.10	1.27
P8	23.18	24.16	24.18	73.20	0.14	0.17	23.30	24.28	24.30	73.50	0.12	0.14	23.20	24.18	22.45	70.20	0.09	0.11
P9	23.11	24.09	24.11	72.40	0.15	0.22	23.70	24.68	23.70	73.10	0.09	0.13	23.15	24.13	22.40	74.60	1.10	1.60
P10	23.10	24.08	24.10	73.20	0.13	0.16	22.90	23.88	23.90	72.60	1.02	1.22	23.20	24.18	22.45	72.30	0.98	1.18
P11	23.15	24.13	24.15	72.90	0.16	0.21	23.20	24.18	24.20	71.20	1.20	1.56	23.10	24.08	22.35	71.20	1.10	1.43
P12	23.05	24.03	24.05	73.10	0.11	0.13	23.30	24.28	24.30	71.30	0.15	0.17	23.15	24.13	22.40	71.50	0.21	0.24
	23.11	24.09	24.11	70.38	0.12	0.15	23.39	24.37	23.93	72.96	0.27	0.33	23.22	24.20	22.47	73.04	0.79	0.98

To: temperatura superficie T temperatura labor minera en profundidad Th Temperatura en profundidad rocas RH humedad relativa Vm velocidad media; Q caudal de aire

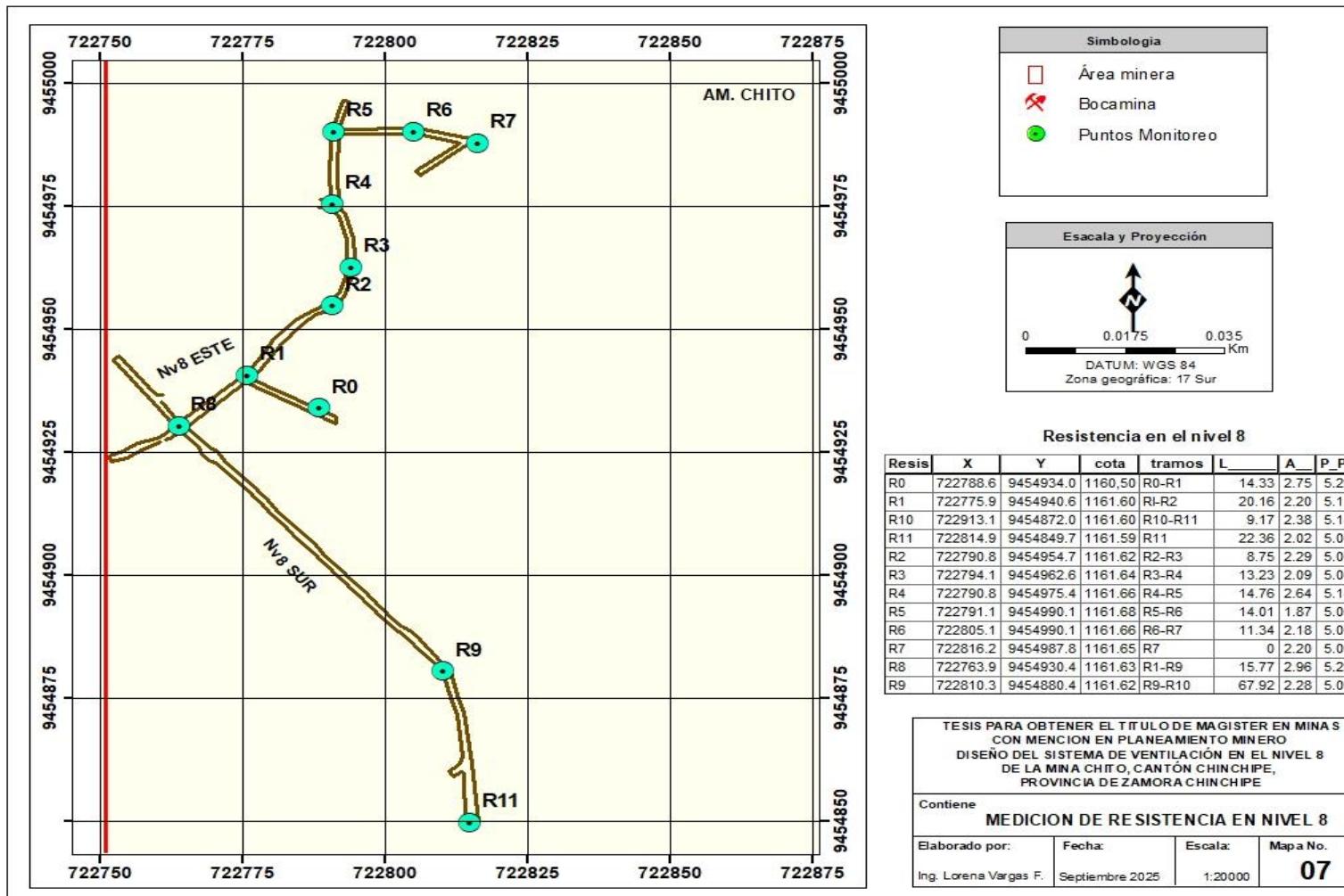
Anexo 4: Mapa de ubicación de bocamina y labores de ventilación respecto a la concesión minera



Anexo 5: Mapa del clima y temperatura de la zona de influencia



Anexo 6: Levantamiento topográfico del nivel 8 y los puntos de medición



Anexo 7: Ubicación de los puntos de medición de resistencia y pérdida de carga

