



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

*La Universidad Católica de Loja*

## AREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**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.**

TRABAJO DE TITULACIÓN.

**AUTORA:** Abad Abad, Enith Isabel.

**DIRECTOR:** Guartán Medina, José Arturo, Mgtr.

**CO-DIRECTOR:** Guanín Vásquez, Juan Carlos, Mgtr.

LOJA-ECUADOR

2017

## APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magister.

José Arturo Guartán Medina

**DOCENTE DE LA TITULACIÓN**

De mi consideración:

El presente Trabajo de Titulación: 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, realizado por Abad Abad Enith Isabel, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, Septiembre de 2017

f) .....

## DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

Yo **Abad Abad Enith Isabel** declaro ser autora del presente Trabajo de Titulación “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”, de la Titulación de Ingeniería en Geología y Minas, siendo Mgtr. José Arturo Guartán Medina director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi exclusiva responsabilidad.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 88 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado o trabajos de titulación que se realicen con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”.

f) .....  
Autora: Abad Abad Enith Isabel  
Cedula: 1900861863

## DEDICATORIA

*A Dios y a la vida por darme tanto.  
A mis padres y hermanos por ser mi luz, mi soporte y por su inmenso amor.*

***Enith Isabel Abad Abad***

## AGRADECIMIENTO

A la Universidad Técnica Particular de Loja por permitirme forjar mis sueños a través del conocimiento durante estos cinco años.

A todos quienes hacen parte de la Empresa Minera Reina de Fátima S.A por permitirme realizar el presente trabajo en sus instalaciones, por su total apoyo, sus magníficas enseñanzas y acogida.

A los docentes José A. Guartán y Juan Carlos Guanín, director y co-director respectivamente del presente trabajo por su guía y apoyo para el desarrollo del mismo, por sus consejos, sus retos y su tiempo dedicado.

A mi orgullo más grande mis padres Bolívar y Martha, a mis herman@s, por su apoyo incondicional, por permitirme a pesar de la distancia contar siempre con Uds., por ser el pilar fundamental en mi vida, por ser mi luz y mi guía.

A mis amigos, compañeros, profesores, y a mucha gente valiosa que conocí en esta etapa, de Uds. guardo gratos y especiales recuerdos.

A todos quienes de una u otra manera me brindaron su apoyo, su sonrisa, su tiempo y su conocimiento, permitiéndome seguir adelante y cumplir mi meta.

Siempre gracias por todas las experiencias vividas y por todo el apoyo brindado.

Con cariño:

***Enith Isabel Abad Abad***

## ÍNDICE DE CONTENIDO

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA .....	iv
AGRADECIMIENTO .....	v
ÍNDICE DE CONTENIDO .....	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	x
ÍNDICE DE ECUACIONES .....	xii
ÍNDICE DE ILUSTRACIONES .....	xiii
ABREVIATURAS .....	xv
RESUMEN.....	1
ABSTRACT .....	2
INTRODUCCIÓN.....	3
JUSTIFICACIÓN.....	5
OBJETIVOS .....	6
Objetivo general .....	6
Objetivos específicos .....	6
CAPÍTULO I.....	7
GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO.....	7
1.1. Ubicación de la Empresa Minera Reina de Fátima.....	8
1.2. Topografía y Relieve .....	8
1.3. Clima.....	9
1.4. Hidrografía .....	9
1.5. Accesibilidad.....	10
CAPÍTULO II.....	12
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....	12
2.1. Metodología para el desarrollo de la tesis .....	13
2.2. Revisión bibliográfica.....	13
2.3. Trabajo de campo .....	13
2.3.1. Diagnóstico del sistema actual de ventilación minera.....	14
2.3.2. Caracterización del aire interior mina.....	14
2.3.3. Primer monitoreo. Características del aire (velocidad, temperatura y humedad). 14	
2.3.4. Segundo monitoreo. Porcentaje de concentración de gases específicamente O <sub>2</sub> , H <sub>2</sub> S, CO y porcentaje de combustibles-explosividad.....	15
2.3.5. Recolección de variables para la propuesta del sistema de ventilación.....	16
2.3.6. Materiales utilizados en etapa de campo.....	16
2.4. Trabajo de gabinete .....	17
2.4.1. Bases para determinar propuesta óptima del sistema de ventilación.....	17

2.4.2. Parámetros de cálculo. ....	18
2.4.3. Parámetros para elección de equipos a utilizarse. ....	19
2.4.4. Selección del ventilador. ....	20
2.4.5. Materiales utilizados en etapa de gabinete. ....	20
CAPÍTULO III.....	21
CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO .....	21
3.1. Distrito de mineralización Zaruma-Portovelo .....	22
3.1.1. Geología Regional y Estructuras del Distrito de mineralización Zaruma-Portovelo. 23	
3.1.2. Depósitos minerales del Distrito Zaruma-Portovelo.....	27
3.2. Geología local .....	28
3.2.1. Caracterización estructural. ....	30
3.2.2. Caracterización mineralógica y asociaciones paragenéticas.....	30
CAPÍTULO IV .....	32
MARCO TEÓRICO .....	32
4.1. Normativa Legal Ecuatoriana sobre ventilación en minería .....	33
4.2. Labores mineras.....	35
4.3. Clima de mina .....	37
4.3.1. Gases en la minería.....	37
4.3.2. Gases producidos en las minas. ....	38
4.4. Polvo en las minas .....	40
4.4.1. Propiedades físicas de polvos en mina.....	40
4.4.2. Aspecto granulométrico del polvo de mina.....	40
4.4.3. Medidas para disminuir la concentración de polvo en mina. ....	41
4.4.4. Clasificación de polvos en mina. ....	41
4.4.5. Límites permisibles del polvo. ....	42
4.5. Ventilación.....	43
4.5.1. Ventilación Subterránea.....	43
4.5.2. Tipos de ventilación. ....	44
4.5.3. Sistemas de ventilación. ....	45
4.5.4. Aplicación de las distintas variantes de los sistemas de ventilación.....	47
4.6. Fundamentos de la ventilación .....	48
4.6.1. Caudal. ....	48
4.6.2. Requerimientos de aire.....	49
4.6.3. Total de caudal requerido. ....	54
4.7. Resistencia aerodinámica .....	55
4.7.1. Pérdidas por resistencia regulada.....	55
4.7.2. Pérdidas por resistencias locales o singulares.....	56
4.8. Curva característica de la mina .....	58
4.9. Equipamiento utilizado en ventilación.....	59

4.9.1. Ventiladores.....	59
4.9.2. Clasificación de ventiladores.....	59
4.9.3. Conexión simultánea de ventiladores.....	63
4.9.4. Conductos de ventilación.....	64
4.10. Selección de ventiladores.....	66
4.10.1. Punto de operación del sistema.....	67
4.10.2. Potencia del motor.....	67
4.10.3. Leyes del ventilador.....	68
CAPÍTULO V .....	70
SITUACIÓN ACTUAL DE LA EMPRESA MINERA REINA DE FÁTIMA S.A.....	70
5.1. Dimensiones del Frente 4 EMIREIFA S.A.....	71
5.2. Características geológico-mineras del yacimiento.....	72
5.3. Flujo de los procesos de mina.....	72
5.3.1. Preparación de los frentes.....	73
5.3.2. Arranque del mineral.....	73
5.3.3. Remoción del mineral.....	75
5.3.4. Carguío y transporte del mineral hasta la planta de beneficio.....	75
5.3.5. Tiempos empleados en las diferentes operaciones de obtención de mineral.....	76
5.4. Método de explotación.....	76
CAPÍTULO VI.....	78
ANÁLISIS Y RESULTADOS.....	78
6.1. Descripción actual del sistema de ventilación.....	79
6.1.1. Ventilación principal.....	79
6.1.2. Ventilación auxiliar.....	79
6.2. Caracterización del aire interior mina.....	84
6.2.1. Primer monitoreo: características del aire (velocidad, temperatura y humedad)..	84
6.2.2. Segundo monitoreo: porcentaje de concentración de gases O <sub>2</sub> , H <sub>2</sub> S, CO y porcentaje de combustibles-explosividad.....	89
6.3. Cálculo de parámetros necesarios para plantear propuesta de mejoras en el sistema de ventilación del frente 4 en la empresa Minera Reina de Fátima (EMIREIFA S.A).....	93
6.3.1. Requerimiento de aire.....	93
6.3.2. Total de caudal requerido.....	99
6.3.3. Balance de aire en el Frente 4.....	101
6.3.4. Caudal total de aire.....	101
6.4. Cálculo de Resistencias.....	102
6.4.1. Resistencias al rozamiento o paso del aire.....	102
6.4.2. Resistencias locales.....	104
6.5. Resistencia total.....	105
6.6. Cálculo de la resistencia total del frente (mina).....	105
6.7. Cálculo de la curva característica de la mina, representación gráfica.....	106
6.8. Circuito de ventilación.....	108

6.9. Equipos a utilizarse .....	109
6.9.1. Cálculo del diámetro de la tubería a utilizarse.....	109
6.9.2. Depresión del ventilador .....	111
6.10. Selección del ventilador.....	112
6.10.1. Potencia del motor del ventilador. ....	113
6.11. Propuesta para mejorar la ventilación en el Frente 4 de la empresa minera Reina de Fátima S.A. ....	114
6.12. Selección de equipos .....	115
6.13. Equipos propuestos.....	116
6.14. Inversión de equipos .....	118
CONCLUSIONES .....	119
RECOMENDACIONES.....	122
BIBLIOGRAFÍA.....	123
ANEXOS.....	127

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coordenadas UTM de la bocamina EMIREIFA S.A.....	8
Tabla 2. Límites máximos permisibles de gases.....	43
Tabla 3. Valores de coeficiente de resistencia aerodinámica.....	56
Tabla 4. Principales características de los conductos de ventilación.....	64
Tabla 5. Leyes del ventilador.....	68
Tabla 6. Distribución de barrenos frente 4.....	74
Tabla 7. Tiempos empleados en las diferentes operaciones de obtención del mineral.....	76
Tabla 8. Ficha técnica compresor estacionario doble etapa TS 20-200.....	80
Tabla 9. Ficha técnica tanque horizontal estacionario EMIREIFA S.A.....	81
Tabla 10. Características del tanque vertical estacionario.....	81
Tabla 11. Datos de monitoreo de velocidad, temperatura y porcentaje de humedad del aire, perteneciente al día 1. EMIREIFA S.A.....	86
Tabla 12. Datos de monitoreo de velocidad, temperatura y porcentaje de humedad del aire perteneciente al día 2. EMIREIFA S.A.....	87
Tabla 13. Datos de monitoreo de velocidad, temperatura y porcentaje de humedad del aire perteneciente al día 3 EMIREIFA S.A.....	88
Tabla 14. Monitoreo de porcentaje de gases, día 1.....	91
Tabla 15. Monitoreo del porcentaje de gases, día 2.....	92
Tabla 16. Personal de labores en frente 4 EMIREIFA S.A.....	94
Tabla 17. Peso total de explosivos en carga de fondo.....	97
Tabla 18. Peso total de explosivos en carga de columna.....	98
Tabla 19. Cálculo de pérdidas por rozamiento.....	103
Tabla 20. Cálculo de pérdidas locales.....	105
Tabla 21. Datos para curva característica. presión vs caudal.....	107
Tabla 22. Valores obtenidos de los diferentes parámetros.....	115
Tabla 23. Punto de operación para la selección de equipos.....	116
Tabla 24. Características del conducto de ventilación propuesto.....	116

Tabla 25. Características del ventilador propuesto .....	117
Tabla 26. Inversión de equipos .....	118

## ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1. Cálculo de caudal.....	48
Ecuación 2. Cálculo del Caudal requerido por el número de personas .....	49
Ecuación 3. Caudal necesario por contenido de polvo.....	50
Ecuación 4. Caudal requerido por equipos a diésel. ....	51
Ecuación 5. Caudal requerido por producción .....	52
Ecuación 6. Caudal requerido por consumo de explosivos .....	54
Ecuación 7. Caudal total .....	54
Ecuación 8. Resistencias reguladas .....	55
Ecuación 9. Resistencias locales .....	57
Ecuación 10. Curva característica.....	58
Ecuación 11. Potencia del motor .....	68

## ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Esquema de ubicación de la zona de estudio. ....	8
Ilustración 2. Vista del área de la empresa minera Reina de Fátima S.A .....	9
Ilustración 3. Hidrografía de la parroquia Muluncay .....	10
Ilustración 4. Esquema de ruta desde la ciudad de Loja hasta la empresa minera Reina de Fátima. ....	11
Ilustración 5. Anemómetro para caracterizar el aire VA8021.....	15
Ilustración 6. Medidor multigases Altaír 4X. ....	16
Ilustración 7. Mapa de distritos mineros y subdivisiones metalotectónicas del área centro oriental, perteneciente a la faja de mineralización aurífera-polimetálica Zaruma-Portovelo. ....	22
Ilustración 8. Mapa geológico del distrito Zaruma-Portovelo con la ubicación de las series de rocas de Billingsley. ....	26
Ilustración 9. Mapa de estructuras geológicas del Distrito Zaruma Portovelo.....	27
Ilustración 10. Sistema Minas Nuevas-Muluncay .....	29
Ilustración 11. Labores en minería subterránea. ....	35
Ilustración 12. Sistema de ventilación impelente.....	45
Ilustración 13. Sistema de ventilación Aspirante. ....	46
Ilustración 14. Expresiones para el cálculo del coeficiente de resistencia local.....	58
Ilustración 15. Ventilador centrífugo eléctrico. ....	61
Ilustración 16. Ventilador axial neumático. ....	61
Ilustración 17. Dimensiones de la labor Frente 4 EMIREIFA S.A. ....	71
Ilustración 18. Proceso de extracción del mineral .....	72
Ilustración 19. Esquema de la malla de perforación Frente 4.....	74
Ilustración 20. Compresor estacionario EMIREIFA S.A.....	80
Ilustración 21. Tanque estacionario horizontal .....	81
Ilustración 22. Tanque estacionario vertical .....	81
Ilustración 23. Tuberías PVC del actual sistema de ventilación .....	82
Ilustración 24. Tuberías hierro del sistema actual de ventilación.....	82

Ilustración 25. Accesorios en el circuito de aire comprimido Frente 4. Uniones en tuberías de hierro (a y f); llave cortadora en tubería de hierro (b); codos de hierro (i y c); uniones de aumento de diámetro (d y e); uniones universales en tuberías de PVC (g y h). .....	83
Ilustración 26. Comparación de caudales .....	100
Ilustración 27. Curva característica Frente 4 EMIREIFA S.A.....	108

## ABREVIATURAS

**Cu:** Cobre

**Chl:** clorita

**Sph:** esfalerita

**Py:** pirita

**Cp:** calcopirita

**Qz:** Cuarzo

**Tn:** tenantita

**Th:** tetrahedrita

**Pa:** pascales

**Kw:** Kilowatios

**mg:** magnetita

**Am:** anfibolita

**Mt:** magnetita

**Hm:** hematites

**Ep:** epidota

**TLV:** valores límites

permisibles

**Hp:** Potencia

**Msnm:** metros sobre el nivel del mar

**FB:** Falla Bulubulu

**FP:** Falla Peltetec

**FGi:** Falla Girón

**FBa:** Falla Baños

**FJ:** Falla Jubones

**FPP:** Falla Piñas Portovelo

## RESUMEN

El presente trabajo de fin de titulación se realizó como una guía de diseño para un sistema de ventilación en pequeña minería subterránea, se llevó a efecto en el Frente (sector) 4 de la empresa minera Reina de Fátima ubicada en la parroquia Malvas, cantón Zaruma, provincia de El Oro, con el fin de determinar los parámetros necesarios para el sistema de ventilación según las normativas de seguridad minera en las instalaciones de la misma.

Los valores críticos obtenidos de la caracterización del aire interior mina son: velocidad 11.41 m/min que es menor del indicado en normativas; de CO es 44 ppm y de humedad un valor máximo de 77.59%.

De los cálculos del diseño del sistema se determinó el punto de operación para la elección de los equipos que es Caudal vs Depresión del ventilador. El sistema definido para la ventilación es un sistema impelente con unión en serie, la elección de los equipos se los realizó directamente en cotización con los proveedores.

**PALABRAS CLAVES:** ventilación, minería, seguridad, oxígeno, labores.

## **ABSTRACT**

This end-of-degree work was carried out as a design guide for a ventilation system in small underground mining.

This study was conducted in the Front (sector 4) of the mining company "Reina de Fátima" (EMIREIFA S.A), located in the Parish Malvas, canton Zaruma, Province of El Oro in order to provide an optimal, safe and recommended scenario according to its Mining safety regulations.

The results of the characterization of the inner air mine show that the speed value 11.41 m/min is lower than those established in the regulations, the CO maximum value is 44 ppm, and the maximum percentage of humidity is 77.59%.

From the calculations of the system design, it was determined the required point of operation for choosing the equipment, which is Flow Vs Fan depression. The system that was defined for the ventilation is an Impeller ventilation system with series connection. This choice was made directly in quotation with the suppliers.

**KEYWORDS:** ventilation, mining, safety, oxygen, working.

## INTRODUCCIÓN

Siendo la minería subterránea una de las principales actividades que se desarrollan en el cantón Zaruma, en el país y en el mundo, gran magnitud de personas se dedican a laborar en esta área. Al ser una actividad que se desarrolla en condiciones no tan favorables se ha hecho indispensable como en cualquier otra actividad la exigencia de normas de seguridad para poder laborar en condiciones necesarias que aseguren su comodidad en las actividades de explotación, y de esta forma su nivel de desempeño sea constante, asegurando de esta manera un alto grado de productividad.

En los últimos años, los accidentes ocurridos en la minería subterránea, a través del mundo, han generado un llamado de atención a todas aquellas entidades y agentes involucrados en la extracción de los recursos naturales del subsuelo a mejorar sus operaciones unitarias y entre ellas la optimización del sistema de ventilación es muy importante, ya que el aire fresco, al pasar por los diversos componentes de la mina sufre cambios en su composición, en términos de temperatura, dilución de gases generados por las voladuras, siendo la disminución del porcentaje de oxígeno la que demanda la atención prioritaria (Babilon, 2015).

Se conoce como ventilación minera al trabajo realizado con el fin de lograr un acondicionamiento del aire que circula a través de las labores subterráneas. Sus objetivos principales son: asegurar una atmósfera convincente y óptima para la respiración de las personas, proporcionar el volumen de aire necesario para la maquinaria a diésel que funciona en las galerías, diluir y extraer gases tóxicos y polvos en suspensión con el fin de evitar la formación de mezclas explosivas y reducir la temperatura (Sutty, 2016).

Los factores que influyen en la determinación de la cantidad de aire (caudal) necesario para una óptima ventilación, dependen de las condiciones propias de cada operación y del método de explotación utilizado.

El caudal necesario, para satisfacer las necesidades tanto del personal como de los equipos que en conjunto laboran al interior de la mina, se establecen de acuerdo a los requerimientos legales, normas de confort y eficiencia del trabajo. El nivel de profundidad con que se debe desarrollar y aplicar los mínimos detalles de cada tema dependerá de la etapa en que se encuentre; de la magnitud del proyecto, y de su nivel de complejidad (Sernageomin Chile, 2008).

El cálculo de las necesidades, permitirán ventilar las labores mineras de forma eficiente, mediante un control de flujos, tanto de inyección de aire fresco, como de extracción de aire viciado (según sea el caso), permitiendo diluir y extraer el polvo suspendido, gases resultantes de la tronadura o de la combustión de equipos que consumen derivados del petróleo (Sernageomin Chile, 2008).

En la determinación del caudal requerido de aire fresco, se utilizan los siguientes parámetros operacionales: Una corriente de aire fresco de no menos de tres metros cúbicos por minuto ( $3 \text{ m}^3 / \text{min}$ ) por persona localizada en cualquier punto del interior de la mina, y caudales por el desprendimiento natural de gases, producción, utilización de explosivos y por los equipos a Diésel en operación (Babilon, 2015).

El estudio se lo realizó en La Empresa Minera Reina de Fátima "Frente 4", ubicada en la parroquia Muluncay, cantón Zaruma, provincia de El Oro donde en base al sustento de datos y análisis tanto geológicos-mineros y técnicos-económicos se propone un sistema de equipamiento de ventilación más adecuado, que cumple con exigencias tanto técnicas como de seguridad.

## JUSTIFICACIÓN

La Empresa Minera Reina de Fátima actualmente cuenta con un sistema de ventilación combinado entre natural y por compresión, el mismo que será caracterizado y luego de los análisis, monitoreo y cálculos realizados se optará por un modelo de diseño más óptimo o se ratificará el mismo.

De acuerdo al Reglamento de Seguridad Minera ecuatoriano en el CAPÍTULO VIII de la Ventilación en Minería Subterránea, como base se tiene que: el volumen mínimo de aire necesario por persona, será de 3 m<sup>3</sup>/min, la velocidad promedio del aire en todo el lugar de trabajo no será inferior a 15 m/min.

Partiendo de esta normativa, del análisis de trabajos ya realizados en este ámbito, del estudio de normativas de otros países que son referentes de la minería subterránea y que muestran manuales de diseño, se presentará una nueva propuesta del sistema de ventilación, cuyo principal objetivo es mejorar de forma inmediata el ambiente minero, beneficiando directamente las condiciones de trabajo a las que se encuentran expuestos los trabajadores, eliminando gases nocivos, polvos en suspensión para evitar mezclas explosivas, como también optimizar el rendimiento de la maquinaria, mostrando un mayor nivel de seguridad y con esto se verá un aumento en la producción.

## **OBJETIVOS**

### **Objetivo general**

Diseñar un sistema óptimo de ventilación para pequeña minería subterránea.

### **Objetivos específicos**

- Describir el sistema actual de ventilación de la zona de estudio.
- Recolectar información sobre los tiempos actuales de proceso desde el arranque hasta la obtención del mineral en exterior mina.
- Identificar los componentes para la realización del sistema de ventilación in-situ.

## **CAPÍTULO I**

### **GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO**

## 1.1. Ubicación de la Empresa Minera Reina de Fátima.

La Empresa Minera Reina de Fátima se ubica al SO del Ecuador en la provincia de El Oro, cantón Zaruma, parroquia Muluncay, sitio Botoneros en el km 3 de la vía Malvas-Buza (Ilustración 1).

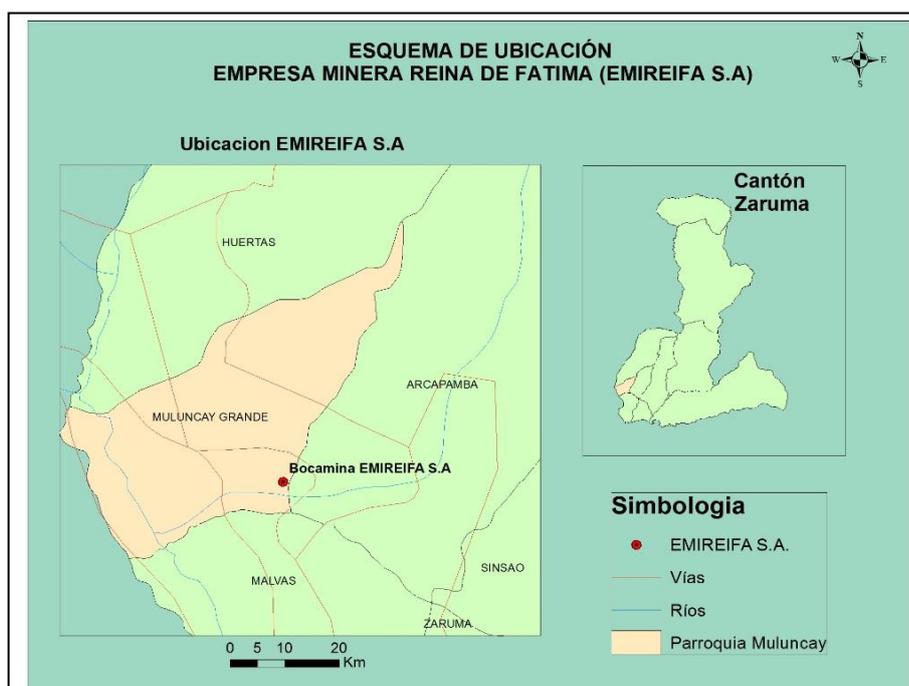


Ilustración 1. Esquema de ubicación de la zona de estudio.

Fuente: Autora de tesis

Elaboración: Autora de tesis

La ubicación de la bocamina se encuentra en las siguientes coordenadas UTM con referencia de Datum WGS-84 Zona 17S (Tabla 1):

Tabla 1. Coordenadas UTM de la bocamina EMIREIFA S.A.

Coordenadas UTM Bocamina EMIREIFA S.A.	
X	652486
Y	9596834
Z	990 msnm

Fuente: Autora de tesis

Elaboración: Autora de tesis

## 1.2. Topografía y Relieve

El área de la empresa minera EMIREIFA se encuentra al Suroeste del Ecuador, en las estribaciones occidentales de la Cordillera de los Andes en el altiplano Orense, al pie del

cerro Chinchapuro. Su topografía es irregular (Ilustración 2) de pendientes pronunciadas, presenta elevaciones desde los 950 hasta 2485 msnm (Integrar Coninco Cia.Ltda., 2015).



Ilustración 2. Vista del área de la empresa minera Reina de Fátima S.A  
Fuente: Autora de tesis  
Elaboración: Autora de tesis

### **1.3. Clima**

La zona en general posee un clima semi-húmedo con temperaturas que varían entre 12°C y 28°C. Se presentan dos estaciones bien definidas: época lluviosa entre los meses de Enero a Mayo y época seca entre los meses de Junio a Diciembre. Las precipitaciones anuales oscilan entre 1500 y 2000 mm (Integrar Coninco Cia.Ltda., 2015).

### **1.4. Hidrografía**

La zona se encuentra entre dos micro cuencas: la quebrada de Arcapamba y la micro cuenca de drenajes menores (Ilustración 3), siendo parte de la subcuenca del río Luis en la demarcación del río Puyango-Tumbes. Los principales cursos hídricos en la parroquia la conforman las quebradas; Arcapamba, el río Salado y algunos canales (Integrar Coninco Cia.Ltda., 2015).

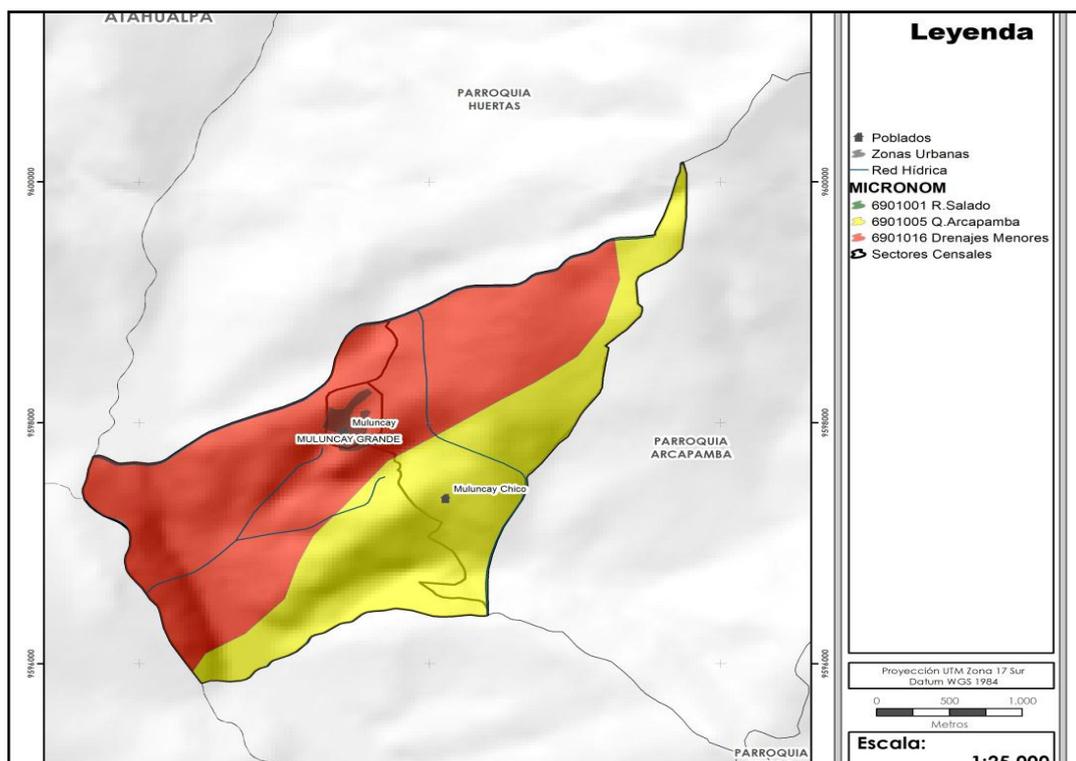


Ilustración 3. Hidrografía de la parroquia Muluncay  
Fuente: (Integrar Coninco Cia.Ltda., 2015)  
Elaboración: (Integrar Coninco Cia.Ltda., 2015)

### 1.5. Accesibilidad.

El acceso a la zona de estudio se realizó desde la ciudad de Loja pasando por los cantones Catamayo, Portovelo y Zaruma, desde este último nos dirigimos hasta la parroquia Malvas por la vía Zaruma-Huertas donde se toma un desvío hacia Puente de Buza (Ilustración 4).

Además existen otras rutas de acceso hacia el sector, entre ellas: Loja-Catamayo-Balsas-Piñas-Portovelo-Zaruma-Malvas; y, Machala-Zaracay-Piñas-Portovelo-Zaruma-Malvas.

La empresa minera Reina de Fátima tiene su misión, visión y marco jurídico que hace una de las empresas mineras responsables para la sustentabilidad social-económica y ambiental (Anexo 1).

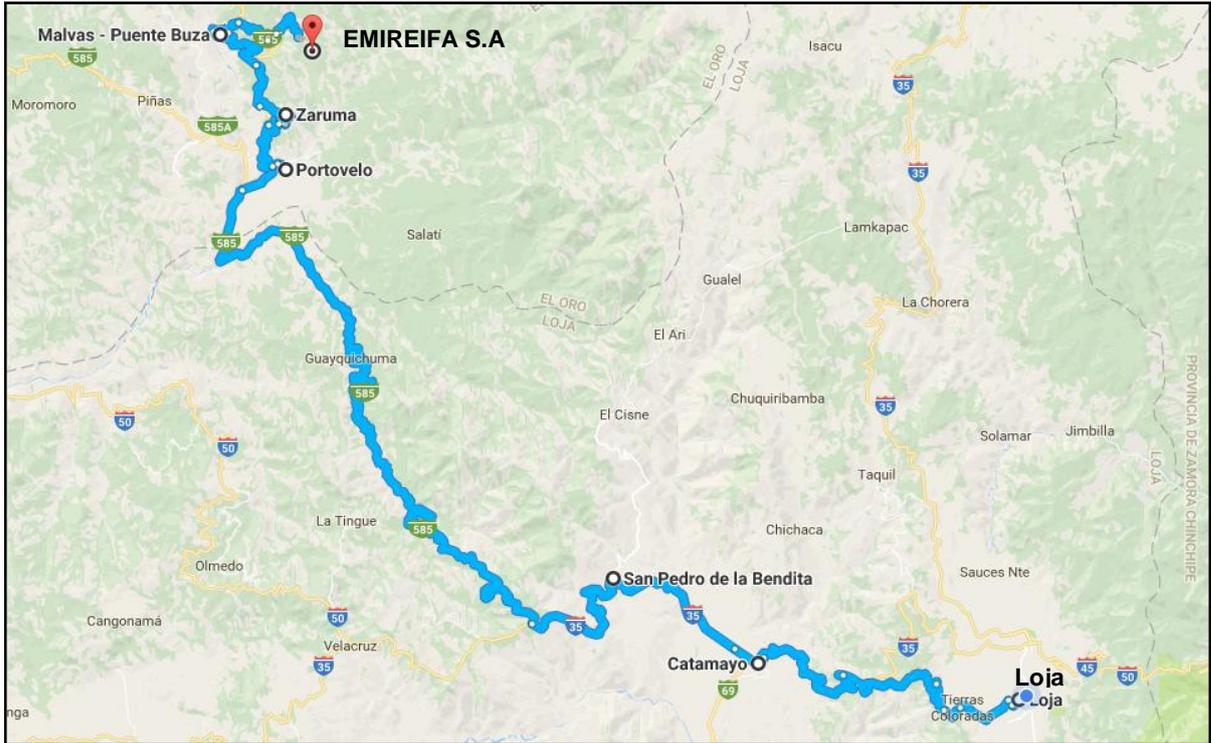


Ilustración 4. Esquema de ruta desde la ciudad de Loja hasta la empresa minera Reina de Fátima.  
Fuente: Autora de tesis  
Elaboración: Autora de tesis

**CAPÍTULO II**  
**METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

## **2.1. Metodología para el desarrollo de la tesis**

Para el desarrollo del presente Trabajo de Fin de Titulación se realizó de manera secuencial varias actividades que nos permitieron un avance sin mayores problemas y posteriormente la obtención de los resultados esperados para el cumplimiento de los objetivos planteados. Entre las actividades realizadas en el presente trabajo, podemos señalar las siguientes:

## **2.2. Revisión bibliográfica**

La elaboración del presente trabajo empezó con la selección de información adecuada referente al tema, documentos (papers, tesis, trabajos, investigaciones, etc.) relacionados a monitoreo, evaluación de sistemas de ventilación en minería subterránea desarrollados tanto a nivel nacional como a nivel internacional, siempre y cuando estos procedan de fuentes confiables.

Luego se realizó una revisión minuciosa, seleccionando los datos más relevantes que se podrían incluir en nuestro trabajo, así mismo el estudio de los procedimientos seguidos en los diferentes documentos de referencia, su análisis y comparación necesaria con el fin de prepararnos y obtener las competencias necesarias para un exitoso desarrollo y cumplimiento de los objetivos planteados.

Se estudió y analizó el Reglamento de Seguridad Minera Ecuatoriano específicamente la Normativa Legal sobre Ventilación en Minería, y también algunos Reglamentos de Seguridad Minera, manuales y guías de ventilación de otros países como Chile, Perú y Colombia.

## **2.3. Trabajo de campo**

La fase de campo se desarrolló en la Empresa Minera Reina de Fátima ubicada en la parroquia Muluncay, cantón Zaruma lugar donde se realizó el presente trabajo.

Las principales actividades que se llevaron a cabo en esta fase están desde el diagnóstico del sistema actual de ventilación, monitoreo de las características del aire como también del

porcentaje de concentración de los principales tipos de gases como O<sub>2</sub>, CO, H<sub>2</sub>S y del límite inferior de explosividad (LEL). A continuación se describen detalladamente las diferentes actividades:

### **2.3.1. Diagnóstico del sistema actual de ventilación minera.**

Se realizó la descripción de la mayoría de componentes del sistema de aire comprimido (motor, tuberías, pulmones de aire, chimeneas, etc.) que constituye el actual sistema de ventilación que tiene la Empresa, se consideró el *Frente 4* por tener las condiciones más óptimas para acceder a realizar un buen control.

### **2.3.2. Caracterización del aire interior mina.**

Como actividades de caracterización del aire se realizó dos monitores:

- el primero que consistió en medir características del aire interior mina como velocidad, temperatura y porcentaje de humedad. Se realizó tres medidas por jornada diaria por un periodo de tres días.
- el segundo monitoreo se realizó para observar el porcentaje de concentración de gases principalmente O<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S, CO y porcentaje de combustibles-explosividad. Se realizó tres medidas por jornada diaria, por un periodo de dos días.

### **2.3.3. Primer monitoreo. Características del aire (velocidad, temperatura y humedad).**

Esta actividad se la realizó de acuerdo a un cronograma que fue establecido previamente tomando en cuenta los turnos de trabajo que se desarrollan en el frente siendo estos de 7 de la mañana a 1 de la tarde por un periodo de tres días. Las tomas de datos se realizaron 3 veces por turno, distribuidas de la siguiente manera:

- Primera toma de datos: Se realizó antes de que las labores iniciaran esto a las 07H00, esto con el fin de diagnosticar como se encuentra el aire antes de tener interacción tanto con el personal como con la maquinaria utilizada en las labores.

- Segunda toma de datos: Se realizó en la mitad del turno a las 10H00 para ver cómo van evolucionando las características del aire.
- Tercera toma de datos: Se realizó antes de finalizar el turno de labores respectivas, a las 12H30.

El equipo utilizado en el monitoreo fue un Anemómetro para medir Velocidad Temperatura y Humedad del aire VA8021 (Ilustración 5).



Ilustración 5. Anemómetro para caracterizar el aire VA8021

Fuente: Autora de tesis

Elaboración: Autora de tesis

#### **2.3.4. Segundo monitoreo. Porcentaje de concentración de gases específicamente O<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S, CO y porcentaje de combustibles-explosividad.**

Esta actividad se realizó de acuerdo a un cronograma que fue establecido previamente tomando en cuenta los turnos de trabajo que se desarrollan en el frente de trabajo: 07H00 a 13H00 por un periodo de dos días. Las tomas de datos se realizaron tres veces por turno, distribuidas de la siguiente manera:

- Primera toma de datos: Se realizó al inicio de las labores para controlar el porcentaje de gases al empezar la jornada.
- Segunda toma de datos: Se realizó en la mitad del turno a las 10H00 para ver cómo van evolucionando los porcentajes de gases.
- Tercera toma de datos: Se realizó antes de finalizar el turno de labores respectivas.

El equipo utilizado en el monitoreo fue un Medido multigases Altaír 4X MSA (Ilustración 6).



Ilustración 6. Medidor multigases Altaír 4X.

Fuente: Autora de tesis

Elaboración: Autora de tesis

Es importante indicar que en el monitoreo de porcentaje de gases no se pudo realizar el control completo de algunos puntos de aforo, específicamente los últimos ya que se encontraban junto a los procesos de perforación y continuo carguío de barrenos, por lo que se nos indicó que debíamos suspender el control en estos puntos.

### **2.3.5. Recolección de variables para la propuesta del sistema de ventilación.**

En esta etapa se desarrolló la recolección de las diferentes características del Frente 4 que serán metas para la propuesta del sistema de ventilación, entre ellas: número de personal que se desempeña en la labor, maquinaria a diésel manejada (en caso de utilizarse) y características del sistema de exploración, explotación, desarrollo y preparación.

### **2.3.6. Materiales utilizados en etapa de campo.**

- Martillo de geólogo.
- Clinómetro.
- Libreta de apuntes
- Lápices de colores.
- Spray rojo
- Cámara fotográfica
- Anemómetro para medir Velocidad Temperatura y Humedad Del Viento VA8021
- Medidor multi-gases MSA Altaír 4X. (COMB/EX, O<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S, CO)

- Equipo de protección personal para minería subterránea.

## **2.4. Trabajo de gabinete**

En base al diagnóstico, monitoreo, ensayos, cálculos de costos, operaciones unitarias se desarrolló una propuesta de Ventilación para el Frente 4 de la Empresa Minera Reina de Fátima.

### **2.4.1. Bases para determinar propuesta óptima del sistema de ventilación.**

Para determinar la propuesta óptima de diseño de ventilación se realizó primeramente el cálculo de la demanda de aire basándose en los parámetros que rigen en el actual Reglamento Ecuatoriano de Seguridad y Salud en el trabajo en el ámbito Minero con Registro Oficial 247 de 16 de mayo del 2014 específicamente del Capítulo IV referente a Ventilación. Para determinar de mejor manera ciertas variables como los caudales, se tomó en cuenta también los Reglamentos, manuales y guías de ventilación de Chile, Colombia y Perú.

Los parámetros base para determinar el requerimiento o demanda de aire tomados como base son:

- El flujo de aire será regulado tomando en consideración el número de personas expuestas. la extensión de las labores, el tipo de maquinaria de combustión interna. las emanaciones naturales de las minas y las secciones de las galerías. El flujo mínimo de aire necesario por persona. será de tres metros cúbicos por minuto ( $3 \text{ m}^3/\text{min}$ ).
- En labores que posean sólo una vía de acceso y que tengan un avance de más de sesenta metros es obligatorio el empleo de ventiladores auxiliares.
- Según Sernageomin (2008) las necesidades de aire al interior de la mina, deben ser determinadas en base al personal y el número de equipos a diésel que trabajan al interior de las labores en los niveles que componen la mina, además de conocer el método de explotación.

## **2.4.2. Parámetros de cálculo.**

### **a. Caudal necesario**

Basándose en la “Guía Metodológica de Seguridad para proyectos de Ventilación de Minas del Servicio Nacional de geología y minería de la República de Chile”, los parámetros operacionales de cálculo del requerimiento de aire interior mina son los siguientes<sup>1</sup>:

- Caudal requerido por personal
- Caudal requerido por equipos de consumo a diésel.
- Caudal requerido por polvos en suspensión.
- Caudal requerido por producción.
- Caudal requerido por el método de explotación.

Una vez calculados los caudales, según los distintos aspectos se debe desarrollar un análisis para determinar cuál caudal se debe considerar y cuál suma de ellos. Luego, a la cantidad determinada es aconsejable considerar un porcentaje de aumento a causa de pérdidas y filtraciones, por ejemplo, un 30 %.

### **b. Resistencia aerodinámica**

Se considera resistencia a todo impedimento a la libre circulación del aire por la galería, ocasionado por cualquier obstáculo. Para caracterizar las resistencias se puede calcular en dos partes, resistencia regulada y resistencias locales o singulares.<sup>2</sup>

Los datos necesarios para el cálculo son principalmente: sección (superficie), velocidad de la corriente, temperatura del aire, recolectados en el monitoreo realizado en los 10 puntos de aforo.

### **c. Diámetro del conducto de ventilación**

---

<sup>1</sup> Las fórmulas de cálculo para cada parámetro se explican a mayor de talle en el Capítulo IV, Apartado 4.6

<sup>2</sup> Fórmulas de cálculo de las resistencias se detallan en Capítulo IV, Apartado 4.7

Para la elección del diámetro mayor de la manga se debe analizar la altura de la galería junto a la máxima altura ocupada diariamente ya sea por equipos o personas, y si la altura que queda libre soporta un diámetro mayor se puede ocupar, siempre y cuando quede una distancia considerable entre la manga de ventilación y la altura ocupada, porque de esto dependerá el tiempo de vida de la manga, de acuerdo a la exposición a roces (Quevedo, 2013).

Existe otra forma de cálculo que se realiza mediante una expresión matemática<sup>3</sup> aplicada en algunos estudios revisados en la etapa de recolección de información.

#### **2.4.3. Parámetros para elección de equipos a utilizarse.**

Al momento de determinar los equipos que van a utilizarse para el circuito de ventilación se debe tomar en cuenta factores indispensables con el fin de que el resultado ofrezca con total seguridad un rendimiento óptimo.

Los parámetros principales a considerarse son:

- Caudal necesario
  - Caída de presión total de la mina (Depresión del ventilador)
  - Potencia el ventilador
- a.** Caudal necesario

El valor del caudal necesario se obtiene mediante los cálculos realizados en el segmento anterior "Parámetros de cálculo"

**b.** Depresión del ventilador

La depresión del ventilador se determina mediante el cálculo de pérdidas de aire ocasionadas por la manga de ventilación<sup>4</sup>.

**c.** Potencia del ventilador

---

<sup>3</sup> Expresión para el cálculo se detalla en el CAP VI, Apartado 6.9.1.

<sup>4</sup> Expresión para el cálculo se detalla en el CAP VI, Apartado 6.9.2.

El cálculo de los parámetros como: potencia del motor, potencia necesaria para mover el caudal y potencia al freno del ventilador, se realiza mediante variables que son combinadas por medio de expresiones matemáticas<sup>5</sup>.

#### **2.4.4. Selección del ventilador.**

Para la elección del ventilador se requiere de datos claves:

- Potencia del motor (P)
- Caudal total necesario (Q)
- Pérdidas de presión o depresión del ventilador. ( $D_v$ )

Luego la elección se la puede realizar mediante catálogos, indicando el punto de operación representado por (Q,  $D_v$ ). En nuestro caso la elección se la realizó directamente con los proveedores.

#### **2.4.5. Materiales utilizados en etapa de gabinete.**

- Información recopilada.
- Computadora
- Graficadores: ArcGis, Excel AutoCAD y otros.

---

<sup>5</sup> Forma y expresiones de cálculo se detallan en el CAP IV, Apartado 4.10.2

### **CAPÍTULO III**

#### **CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO**

### 3.1. Distrito de mineralización Zaruma-Portovelo

El distrito minero Zaruma - Portovelo está ubicado al SW de los Andes ecuatorianos, específicamente en la provincia de El Oro y comprende los cantones: Portovelo, Zaruma, Piñas y Atahualpa.

Geológicamente se encuentra ubicado en el extremo SW de la cordillera occidental en el terreno lito-tectónico Chaucha (Ilustración 7) limitado al Norte por la Falla Jubones, al Sur por la Falla Piñas-Portovelo de orientación NO-SE, al Este con la mega-estructura regional Peltetec, cuya prolongación Sur en el extremo oriental del Distrito toma el nombre de Falla Girón y al Oeste con la provincia geológica de la Costa (Bonilla, 2009).

Metalogénicamente, según PRODEMÍNCA (2000) el Distrito Zaruma – Portovelo es considerado como un subdistrito del distrito minero Azuay en el que también se incluye al Distrito Pucará-Alausí.

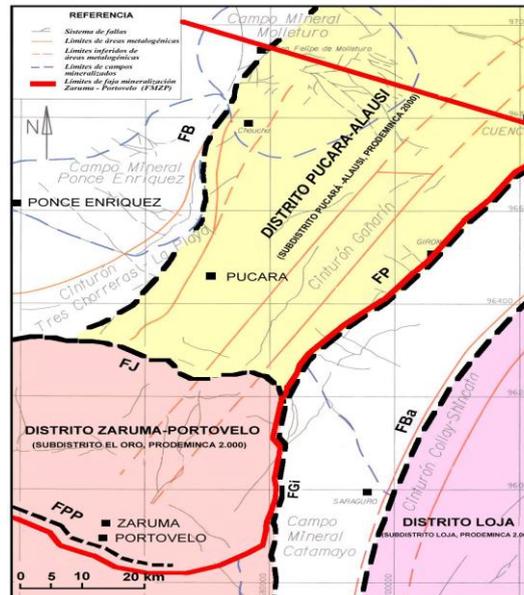


Ilustración 7. Mapa de distritos mineros y subdivisiones metalotectónicas del área centro oriental, perteneciente a la faja de mineralización aurífera-polimetálica Zaruma-Portovelo.

Fuente: (Bonilla, 2009)

Elaboración: (Bonilla, 2009)

### **3.1.1. Geología Regional y Estructuras del Distrito de mineralización Zaruma-Portovelo.**

Según Bonilla (2009) el Distrito minero Zaruma-Portovelo geológicamente está representado por unidades pertenecientes al Paleozoico-Triásico de los Terrenos de afinidad continental Chaucha y Tahuín (Unidad El Toro y rocas metamórficas del Complejo Metamórfico El Oro) y Loja (Unidad Chiguinda); rocas cretácicas del Terreno de afinidad oceánica Pallatanga (Unidad Pallatanga) y rocas terciarias del Terreno Macuchi (Unidad Macuchi), cubiertas por depósitos volcánicos junto a representantes de la actividad magmática plutónica terciaria.

El Sur del área contiene el Cretácico marino del Grupo Alamor, representado por las rocas de la formación Zapotillo-Ciano y su facie piroclástica se expande y colinda con las series metamórficas del Complejo Metamórfico El Oro, donde se observan intrusiones de los granitoides El Prado, Guayabo-Portovelo con numerosos apófisis.

#### **3.1.1.1. Unidades geológicas del Distrito Zaruma-Portovelo.**

Según Bonilla (2009) las unidades que se describen y se reconocen en el Distrito Zaruma-Portovelo (Ilustración 8), se detallan a continuación:

- a. Rocas metamórficas (M):** Ocupan el área SO del distrito Zaruma-Portovelo, al S de la falla Piñas-Portovelo integran una litología semipelítica del Terreno Chaucha-Tahuín del Paleozoico-Triásico. Se agrupan con la denominación de Complejo Metamórfico El Oro (Aspden *et al.* 1995). Incluyen serpentinitas desmembradas, eclogitas, anfibolitas, gneises, paragneises, gneises graníticos, granodioritas foliadas y migmatitas de alto grado, metapelitas, arcosas metamorfizadas, meta-cuarcitas, pizarras, lutitas, limolitas y conglomerados con clivaje de grado bajo a muy bajo.
- b. Grupo Saraguro (E-Ms):** de edad Terciario-Oligoceno, son de ambiente deposicional subaéreo (Dunkley y Gaibor 1997) y ocupa la porción N y E del distrito Zaruma-Portovelo, es decir, un 60% del mismo. El grupo está representado por tobas soldadas de flujo de ceniza, probablemente facies de flujo de salida de caldera, de

composición riolítica a dacítica. Participan lavas de composición andesítica a basalto-andesítica con texturas masiva y porfíricas, material volcánico retrabajado, tobas de composición dacítica a andesítica y brechas.

En las porciones centro y oriental del distrito, Pratt *et al* (1997) definen la Unidad Portovelo como parte de este Grupo, cuya edad 38 Ma (Eoceno Superior) está definida al N del distrito por Dunkley y Gaibor (1997). Su espesor es menor a 1000 metros.

**c. Unidad Portovelo (O?Pv):** Esta unidad fue estudiada por Billingsley (1926) y definida por Pratt *et al.* (1997). Se halla en contacto tectónico con rocas metamórficas del Complejo Metamórfico El Oro a lo largo de la falla Piñas-Portovelo. Aflora entre los poblados de Zaruma, Malvas, Arcapamba y Huertas y próximo al río Luis (9°59'3.100-672.100), en donde sobreyace en discordancia al basamento metamórfico.

No obstante, la Unidad Portovelo fue incluida en las formaciones Celica (DGGM 1982), Piñón (DGGM 1973 y 1975) y en las Vulcanitas Saraguro (BGS and CODIGEM 1993). En la comarca estudiada define un amplio registro de la actividad magmática plutónica y volcano efusiva terciaria. Comprende mantos de lavas basalto-andesíticas y andesíticas de textura porfírica, tobas andesíticas y dacíticas. También incluye tobas de *ash flow* riolíticas a dacíticas con intercalaciones sedimentarias (pizarras-*cherts*) menores. *Stocks* subvolcánicos de composición riolítica a dacítica afloran al O de Zaruma y en las inmediaciones de los filones del distrito.

De acuerdo a Billingsley (1926), esta unidad la integran de E a O tres Series: Muluncay, Portovelo y Faique.

La Serie Muluncay constituye la base de la Serie Portovelo y está representada por brechas volcánicas, tobas y flujos de composición andesítica e ignimbritas. La Serie Portovelo comprende lavas andesíticas y basalto-andesíticas. La secuencia posee rumbo NO-SE e inclina 35° a 40° al SO. La actividad magmática prosigue con la Serie Faique, que se

localiza al O y se sobre-impone a la Serie Portovelo. La Serie Faique consiste en rocas volcánicas similares a las descritas para la Serie Muluncay, pero con una proporción mayor de tobas y menor de lavas andesíticas; y, culmina con intrusivos subvolcánicos, dioríticos, granodioríticos, monzoníticos cuarzosos y riolíticos que al S del distrito, adquieren en planta forma sigmoide (N a NO) y afloran entre Zaruma y Portovelo (Spencer *et al.* 2002).

La edad establecida para esta unidad es del orden de los 28,4 a 21,5 Ma (Oligoceno alto a Mioceno muy temprano; Dunkley y Gaibor 1997). Chiaradia *et al.* (2004) precisan una edad de 25 Ma para las andesitas mineralizadas de la región S y destacan intrusivos aislados de ~32 Ma. Los *stocks* dioríticos y granodioríticos, diques y mantos riolíticos se agrupan principalmente, en la edad K/Ar de  $15,3 \pm 0,5$  Ma, citada por Van Thournout *et al.* (1996) y establecida en una muestra del Faique. Chiaradia *et al.* (2004) destacan intrusivos aislados de ~32 Ma. La información geoquímica disponible señala una afinidad calco-alcalina (Pratt *et al.* 1997).

Galarza *et al.* (1999) determinan una edad Rb/Sr de  $48 \pm 12$  Ma para las rocas de la Serie Muluncay. También establecen la edad Rb/Sr de  $211 \pm 26$  Ma para el granitoide El Prado de la región Zaruma-Portovelo, similar a la de los granitoides Moromoro y Marcabelí, que cortan las secuencias metamórficas del Complejo Metamórfico El Oro.

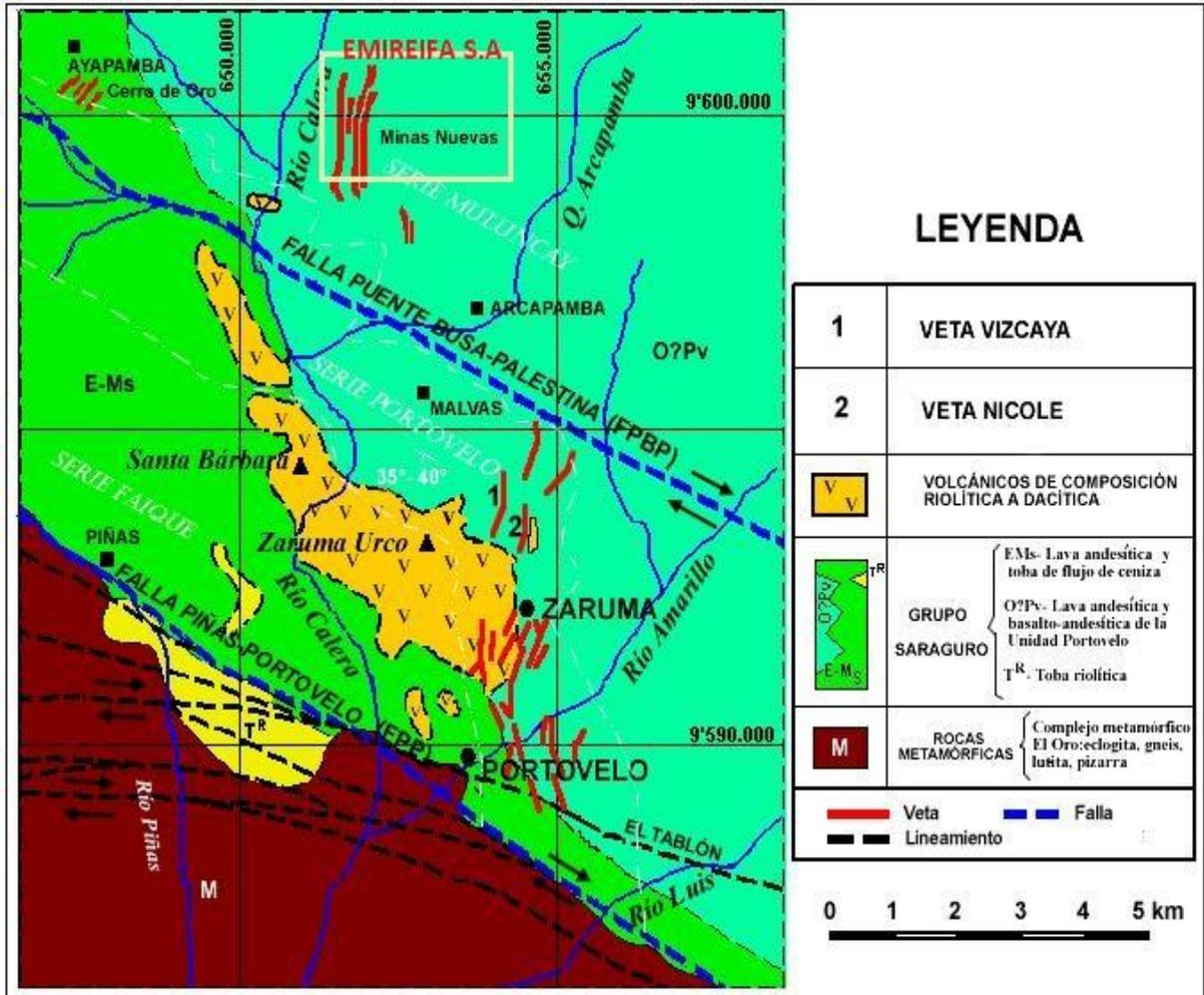


Ilustración 8. Mapa geológico del distrito Zaruma-Portovelo con la ubicación de las series de rocas de Billingsley.

Fuente: (Bonilla, 2009)

Elaboración: (Bonilla, 2009)

### 3.1.1.2. Estructuras geológicas del Distrito Zaruma-Portovelo.

Según Bonilla (2009) el Ecuador presenta tres direcciones de estructuras dominantes:

- a. Suturas o fallas regionales de 1<sup>er</sup> Orden de rumbo N-S NNE-SSO, representan límites entre los terrenos que ensamblan la corteza ecuatoriana.
- b. Megaestructuras de 2<sup>do</sup> Orden definidas por tres juegos de rumbos E-O, NE-SO y NO-SE, se encuentran bien representadas en la parte SO del país.
- c. Fallas Subordinadas o de 3<sup>er</sup> Orden de rumbo N-S, NE-SO y NNO-SSE.

En la zona de la faja de mineralización aurífera-polimetálica Zaruma-Portovelo, (incluye Distritos de Zaruma–Portovelo y Pucara-Alausí) se presentan las suturas de rumbo Andino: Bulubulu, Girón y Peltetec, así como los juegos que delinear las fallas Jubones (FJ) y Piñas-Portovelo (Bonilla, 2009).

Detalladamente en el distrito minero Zaruma-Portovelo se definen las siguientes estructuras: Megaestructuras regionales: Fallas Jubones (FJ), Girón (FGi), Piñas-Portovelo (FPP). Estructuras subordinadas locales: fallas Gañarín (FG), Cerro Azul (FCA), Chilla (FCh), Paccha (FPac), Atahualpa (FA), Chinchilla (FChi), Puente Buza-Palestina (FPBP), y los sistemas subordinados Salvias-Guanazán (FSG) y El Arí-Salvias (FEAS) (Ilustración 9).

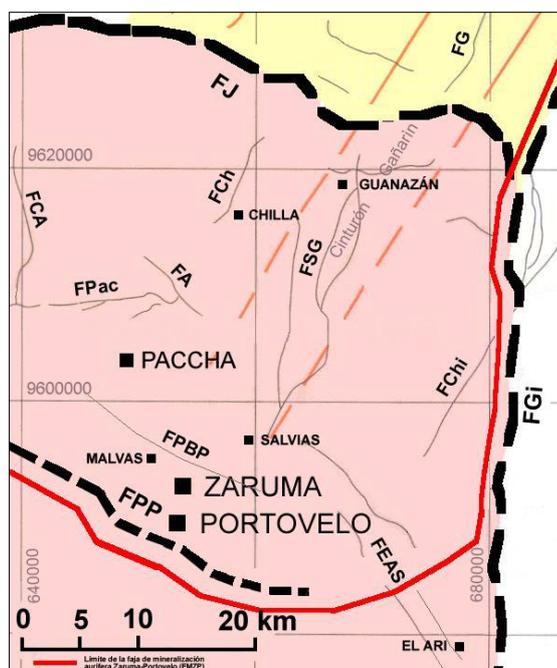


Ilustración 9. Mapa de estructuras geológicas del Distrito Zaruma Portovelo

Fuente: (Bonilla, 2009)

Elaboración: (Bonilla, 2009)

### 3.1.2. Depósitos minerales del Distrito Zaruma-Portovelo.

De acuerdo a Bonilla (2009) los depósitos minerales del distrito se describen de la siguiente manera:

El Distrito Zaruma-Portovelo comprende sistemas de filones aurífero-polimetálicos longitudinales epitermales, de geometría sigmoide, extensión próxima al kilómetro y disseminaciones subordinadas relacionadas con un estilo pórfido-Cu. Los depósitos están

alineados con la estructura de desplazamiento de rumbo comprendida entre la megaestructura Piñas-Portovelo y la Falla subordinada Puente Buza-Palestina.

Los filones del distrito son escalonados y en echelón. Se encuentran emplazados, preferentemente, dentro de la Unidad Portovelo (Series Muluncay y Portovelo) y consisten en vetas, venas y venillas, asociadas al magmatismo de arco continental Terciario, el cual se encuentra relacionado con sitios de dilatación en la corteza, desarrollados en un paleo-ambiente de graben durante el Oligoceno-Mioceno.

La roca de caja en la zona de contacto con la veta y en su proximidad tiene alteración suave o débil a fuerte o penetrante (pervasive alteration), y está representada por basalto-andesitas y andesitas mineralizadas porfíricas de la Unidad Portovelo, con fenocristales de plagioclasa y hornblenda. Tiene contenidos químicos de elementos mayoritarios y en traza, que definen composiciones de series de rocas desde calco-alcalinas hasta alcalinas compatibles con el ambiente de emplazamiento extensional cordillerano.

El Distrito Zaruma-Portovelo ha sido dividido en 10 sistemas principales, con más de 30 filones mineralizados, dando lugar a la conformación de una serie de unidades económicas de producción o minas. Los 10 sistemas son: Cerro de Oro (Ayapamba), *Minas Nuevas-Muluncay*, Vizcaya-Nicole, Sexmo-Miranda, Bomba de Pacchapamba-Agua Dulce, Jorupe, Tamayo-Quebrada, Portovelo, Curipamba y Tablón.

### **3.2. Geología local**

La Zona de estudio forma parte del Sistema Minas Nuevas-Muluncay.

Según Bonilla (2009) el **Sistema Minas Nuevas-Muluncay** hospeda toda la producción significativa en las porciones nórdicas del distrito. Está localizado al E del río Calera en las parroquias Minas Nuevas y Muluncay a 12 km de Zaruma. Tiene dos entradas principales: una ubicada en Minas Nuevas perteneciente a la sociedad minera O-NIVEL y otra, en Muluncay, administrada por la empresa minera ECUADOR GOLD CORP. S. A., en cuyas inmediaciones se encuentra *la Empresa Minera Reina de Fátima S.A. (EMIREIFA S.A.)*.

Inicialmente, la integraban los filones: Caridad, Zancudo, Christina, Fénix, Mercedes, Francesa, Leonor y California. Son filones discontinuos, estrechos que hospedan toda la producción significativa en las porciones del norte del distrito con generaciones de vetas, vetillas y brechas mineralizadas.

Actualmente se conocen los filones Bonanza (Zancudo), Christina (Christina), Jane (Fénix) y Marieta (Mercedes), que tienen rumbo NO-SE, con buzamiento promedio de 60° al NE. Los flancos septentrionales de los filones Christina y Jane se desarrollan por parte de la sociedad minera O-NIVEL, en tanto que sus flancos australes se desarrollan por parte de las empresas mineras ECUADOR GOLD CORP. S. A. y EMIREIFA S.A.

Geológicamente está representado por los volcánicos Saraguro o Grupo Saraguro (E-Ms) y la Unidad Portovelo (O?Pv), en esta última aflora el cuerpo intrusivo de composición granodiorítica denominada por Spencer (2002) como Pórfido el Poglio (Ilustración 10).

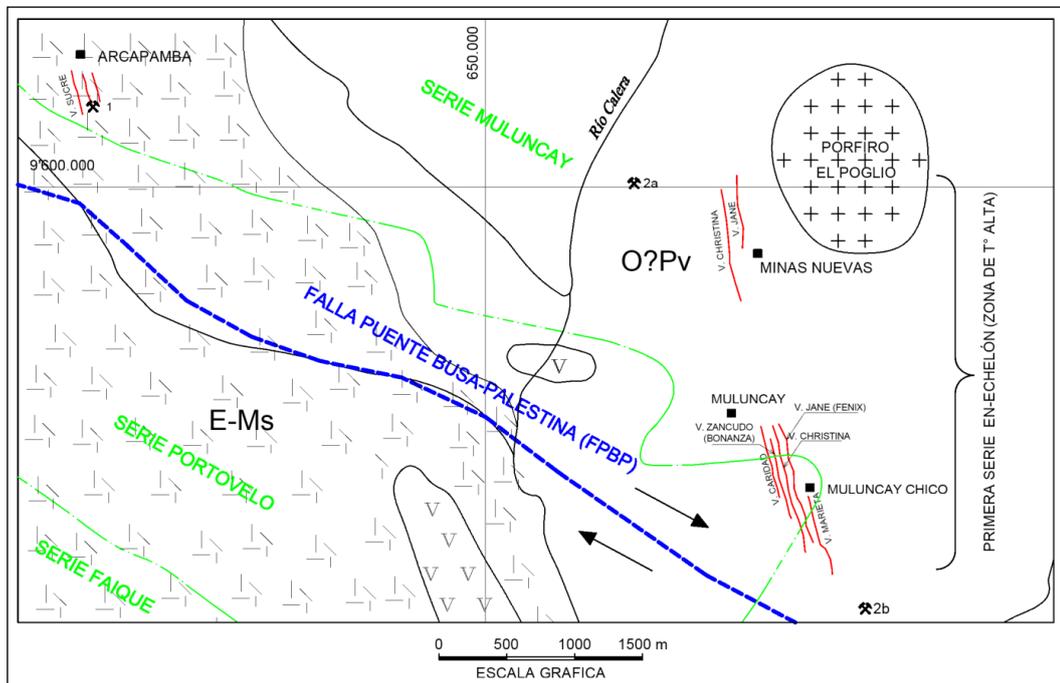


Ilustración 10. Sistema Minas Nuevas-Muluncay

Fuente: Bonilla (2009)

Elaboración: (Bonilla, 2009)

### **3.2.1. Caracterización estructural.**

El Sistema Minas Nuevas-Muluncay, en Malvas, se caracteriza por ser un sistema de filones discontinuos y estrechos de rumbo NO-SE, con buzamientos al NE de ángulos pronunciados o abruptos. El sistema se interpreta controlado por fallamiento, el cual actuó, probablemente, como canal principal para el flujo del fluido hidrotermal (Bonilla, 2009).

En Muluncay, el sistema define dúplex extensionales y en Minas Nuevas, puntos de bifurcación tipo cola de caballo extensionales de rumbo N, donde son comunes las orientaciones de filones de rumbo N y NE (Bonilla, 2009).

El dúplex que hospeda la mineralización pudo haberse formado en respuesta a la propagación del sistema de fallas que hospeda los filones alrededor del cuerpo intrusivo el Poglio soterrado y de forma irregular, localizado al E. Este cuerpo se refleja a través de una anomalía aeromagnética de señal total positiva (Bonilla, 2009).

### **3.2.2. Caracterización mineralógica y asociaciones paragenéticas.**

El Sistema Minas Nuevas-Muluncay se caracteriza por la paragénesis multigeneracional indicativa de un descenso progresivo del contenido de sulfuros desde una zona con alteración temprana chl + sph + py ± cp + chispas de oro en las márgenes de los filones (estadio intermedio crustiforme) hasta una alteración qz + chl + sph + cp ± tn-th ± mg + pintas o chispas de Au, con textura en escarpela mayormente aurífera junto con qz blanco tardío ± am en el centro de los filones. El 10 a 20% de los sulfuros, principalmente py, cp y sph, están contenidos en la paragénesis multigeneracional (multiepisódica) formadora de los filones del sistema. El sistema posee la asociación qz + chl en las venas de sulfuro junto a una intensa alteración con hm + chl, próxima a los filones principales, hasta vetillas distales con cal + qz ± ep y que a menudo no tienen coberturas de alteración visibles (Bonilla, 2009).

En Minas Nuevas se observa mayor cantidad de sulfosales (tn-th) y marcasita. La mt y hm son fases accesorias hipógenas comunes en las porciones crustiformes de los filones. Sugieren cambios en el estado de oxidación del fluido, factor entre otros, que controla la

precipitación de oro (Rhys and Lewis 2004). Este cambio de estado de oxidación puede responder a la mezcla de fluidos o reacciones de intercambio iónico (wall-rock reactions) (Bonilla, 2009).

**CAPÍTULO IV**  
**MARCO TEÓRICO**

#### **4.1. Normativa Legal Ecuatoriana sobre ventilación en minería**

El Reglamento de Seguridad y Salud en el trabajo en el ámbito minero en el Capítulo IV de La Ventilación en Minería Subterránea, ARCOM (2014) indica:

##### **CAPÍTULO IV: VENTILACIÓN**

- a.** Art. 87.- Ventilación en minería subterránea.- En toda mina subterránea se deberá disponer de circuitos de ventilación, ya sea natural o forzado con el objeto de mantener un suministro permanente de aire fresco y salida del aire viciado.
- b.** Art. 88.- Flujo del aire.- El flujo de aire será regulado tomando en consideración el número de personas expuestas, la extensión de las labores, el tipo de maquinaria de combustión interna, las emanaciones naturales de las minas y las secciones de las galerías. El flujo mínimo de aire necesario por persona, será de tres metros cúbicos por minuto ( $3 \text{ m}^3/\text{min}$ ).
- c.** Art. 89.- Ventilación Natural.- La ventilación natural se permitirá siempre y cuando existan los flujos establecidos en el Art. 88 de este reglamento.
- d.** Art. 90.- Ventilación Mecánica.- Cuando la ventilación natural no satisfaga los requerimientos señalados en el artículo anterior, deberá efectuarse ventilación mecánica instalando ventiladores principales, secundarios o auxiliares de acuerdo con las necesidades. La velocidad promedio del aire en todo lugar de trabajo no será inferior a 15 m/min.
- e.** Art. 91.- Ventiladores auxiliares.- En labores que posean sólo una vía de acceso y que tengan un avance de más de 60 m, es obligatorio el empleo de ventiladores auxiliares, y en avances menores, solo cuando las condiciones ambientales así lo exijan.
- f.** Art. 92.- Aforo de ventilación.- El titular minero deberá hacer, un aforo de ventilación semestralmente, en todos los lugares de la mina, donde acceda personal, no

tolerándose pérdidas superiores al 15%, las evaluaciones locales se harán cada vez que se produzcan nuevas comunicaciones de chimeneas, cruceros, frentes de explotación y otras labores.

- g.** Art. 93.- Monitoreo de gases y material particulado.- Debe monitorearse constantemente todos los trabajos subterráneos, espacios confinados, labores que no han sido ventiladas, que estén abandonadas; no se permitirá la ejecución de trabajos en lugares cuya concentración supere los TLVs, y los límites de explosividad, internacionalmente aceptados para concentraciones superiores e inferiores de gases y material particulado. Además se debe controlar la concentración de oxígeno (mínimo 19.5%) en el ambiente laboral.
- h.** Art. 94.- Bolsas de gases.- En aquéllas minas en las que se constate la presencia de bolsas de gases, producto de confinamiento de gases de voladura o de procesos naturales, se cumplirá con la ventilación adecuada para eliminarlos.
- i.** Art. 95.- Corrientes de aire viciado.- Toda corriente de aire viciado que pudiera perjudicar la salud o la seguridad de los trabajadores (as), será cuidadosamente desviada de las actividades mineras. No se permitirá el uso de aire viciado para ventilar frentes en explotación.
- j.** Art. 96.- Previsiones para paralización de ventiladores.- En casos de falla mecánica o eléctrica de los ventiladores, se debe contar con sistemas de respaldo que permitan su operación constante, de no contar con estos, la labor minera debe ser paralizada y clausurado su acceso, de forma que se impida el pase de las personas hasta verificar que la calidad y cantidad del aire haya vuelto a la condición segura de operación.
- k.** Art. 97.- Material particulado a cielo abierto.- Se deberá establecer un procedimiento específico para el control del material particulado en las labores mineras a cielo abierto en base a la normativa nacional vigente

## 4.2. Labores mineras

Se conoce como labor minera a cualquier acceso excavado desde la superficie para llegar a un yacimiento mineral. Puede estar dividido en secciones de forma y tamaño adaptado a la forma de explotación. Entre las principales labores mineras (Ilustración 11) están:

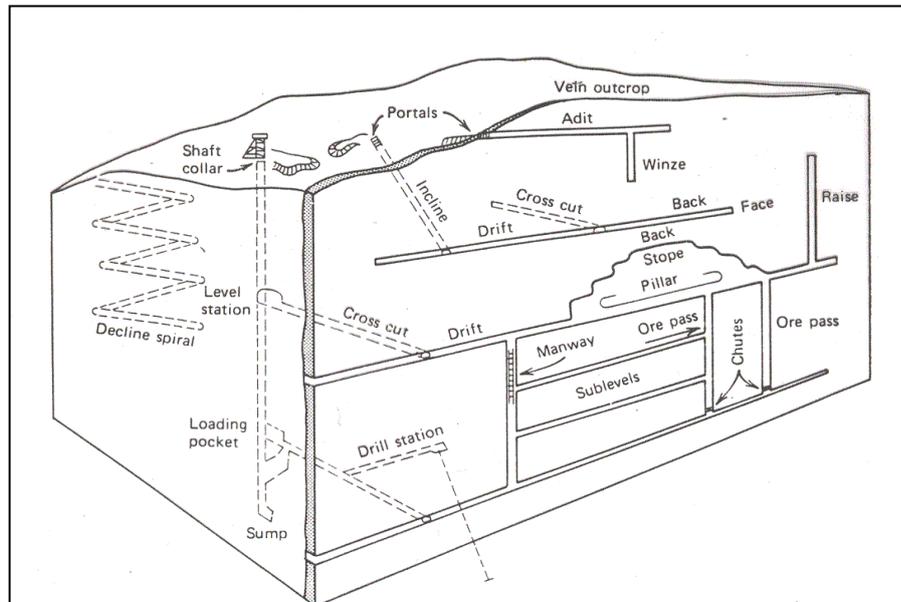


Ilustración 11. Labores en minería subterránea.

Fuente: (Jimenez, 2016)

Elaboración: (Jimenez, 2016)

- Galería (drift): excavación horizontal o poco inclinada. Entre las funciones principales están: servir de acceso para personal, herramientas, equipos, maquinaria hacia el frente de explotación y servir de paso para las diferentes conducciones para el correcto funcionamiento de la mina (energía eléctrica, ventilación y desagüe).
- Crucero (cross): labor de excavación horizontal diseñada y ejecutada en la etapa de operación, sirve para comunicar una labor con otra, se utiliza también en la etapa de exploración.
- Socavón: galería o crucero de acceso que se abre en el propio yacimiento mineral desde la superficie.
- Pique o pozo minero (Mining well): labor de acceso vertical, que parte de un nivel superior o desde la superficie para conectar hasta el yacimiento. Principalmente funciona

como entrada a las labores de preparación y explotación y como paso para conducciones necesarias.

- Chimenea principal: excavación vertical o inclinada construida desde un nivel inferior hasta uno superior, se construyen principalmente para el transporte de material.
- Chimenea camino: excavación vertical o inclinada desde un nivel inferior a uno superior para el acceso de personal, equipos, herramientas y también se utiliza en las conducciones necesarias.
- Tolva (Hopper): estructura construida en la chimenea principal con el objetivo de controlar la extracción y caída de material para su continuo transporte.
- Subnivel o sobre nivel (sublevel/onlevel): labor de preparación construida previa explotación.
- Ventanilla (hatch): labor de preparación para iniciar un nuevo corte de mineral. Se utiliza como área de seguridad o descanso personal y también para dejar equipos/maquinaria.
- Tajo: labor diseñada y utilizada en la explotación de yacimientos de espesores uniformes, generalmente desemboca en una chimenea o pique cuyo objetivo es explotar el mineral.
- Pilar de sostenimiento (pillar): bloque secundario del mineral cuya función es sostener el relleno para que este no descargue todo su peso en el puente de seguridad y colapse la galería.
- Puente de seguridad: pilar de sostenimiento que se deja cuando se empieza a armar el tajo, es el principal sostenimiento que tiene el bloque.

### **4.3. Clima de mina**

Se conoce como clima de mina a la influencia de la temperatura ambiente, la radiación térmica, la velocidad del aire, la influencia del polvo, la oscuridad, la estrechez y otros efectos sobre el bienestar y la capacidad de rendimiento del personal (Campillos, 2009).

#### **4.3.1. Gases en la minería.**

Según el Instituto de Seguridad Minera del Perú (2016) en la minería subterránea existen principalmente cuatro fuentes de gases:

- Uso de explosivos en voladuras: toda voladura genera gases tóxicos ya sea en mayor o menor grado, esto debido a las diferentes reacciones químicas causadas por la explosión.
- Maquinaria de combustión interna: liberan alta cantidad de contaminantes hasta 0.3 m<sup>3</sup>/min, estos gases son altamente tóxicos y entre ellos están: monóxido de carbono, dióxido de nitrógeno, aldehídos, humos, metano y dióxido de azufre.
- Gases propios de los estratos: estos gases son aquellos que se encuentran adheridos a las estructuras rocosas de la mina o yacimiento. Pueden producir altas concentraciones tóxicas al mezclarse con gases de la actividad minera.
- Respiración humana: entre los gases tóxicos generados por los seres humanos está el anhídrido carbónico que aumenta de acuerdo a la cantidad de actividad física.

El grado de peligrosidad de los gases en la minería depende básicamente de 3 factores claves:

- Toxicidad: depende de la composición química del gas.
- Concentración: indica la cantidad del gas presente en el área.
- Tiempo de exposición: determinado por el lapso de exposición de la persona en la zona tóxica.

### **4.3.2. Gases producidos en las minas.**

#### **4.3.2.1. Gases anóxicos.**

- Nitrógeno ( $N_2$ ): Gas sin color, olor ni sabor, químicamente inerte, no posee ningún efecto venenoso pero es la causa de la disminución del oxígeno. La presencia de nitrógeno en la mina, se debe a la gasificación en estado puro o asociado con otros gases y a humos de explosivos (Campillos, 2015).

#### **4.3.2.2. Gases asfixiantes.**

Dióxido de carbono ( $CO_2$ ): Gas sin color, de sabor ácido. Causa dificultad de respiración, calentamiento de piel, provocando tos, aceleración de la respiración y accesos de temblor. Se forma en los incendios de las minas y en las explosiones de grisú y carbón, y putrefacción de madera, entre otras (Campillos, 2015).

#### **4.3.2.3. Gases tóxicos químicos.**

- Óxido de Carbono (CO): gas sin color, sabor ni olor, tóxico, combustible y tiene un nivel de explosión cuando su contenido en el aire es de 13 a 75%. La propiedad que convierte a este gas en altamente venenoso es la rapidez con que la hemoglobina de la sangre se une con él, como consecuencia la sangre pierde la propiedad de absorber oxígeno. La presencia de las personas por un tiempo prolongado en un área de atmósfera que contiene 0.1% de monóxido de carbono, provoca una enfermedad crónica grave. El contenido de 0.4% de CO en la atmósfera se considera mortalmente peligroso, y el contenido de 1% de CO provoca la muerte en 1 a 2 minutos. El óxido de carbono se forma en las minas como resultado de la pega de los barrenos, los incendios subterráneos, explosiones de grisú y carbón, con el funcionamiento de motores de combustión interna mal regulados (Campillos, 2015).
- Monóxido de nitrógeno (NO): gas incoloro e inodoro que se combina rápidamente con el oxígeno del aire formando dióxido de nitrógeno (Campillos, 2015).
- Dióxido de nitrógeno ( $NO_2$ ): Gas de color marrón rojizo, permanentemente maloliente, actúa como agente oxidante fuerte. Se originan debido a los explosivos cuando detonan,

en la soldadura y en servicios de locomotoras a diésel. Es altamente peligroso por posibles envenenamientos sin que durante la aspiración se avise mediante sensaciones subjetivas (Campillos, 2015).

- Sulfuro de hidrogeno ( $H_2S$ ): Gas incoloro, con olor a huevos podridos. Se origina debido a la descomposición de minerales de hierro como la pirita y de sustancias con contenido de azufre. Afecta a la respiración celular de las personas, causando náuseas, dolor de cabeza, mareos, convulsiones, en elevadas concentraciones se llega hasta la muerte por paralización de la respiración (Campillos, 2015).

#### **4.3.2.4. Gases inflamables.**

- Metano ( $CH_4$ ): gas sin color ni olor, casi dos veces más liviano que el aire. Es una de las impurezas más peligrosas de la atmósfera de la mina, por su propiedad de formar mezclas explosivas con el aire. Las explosiones de metano han sido la causa de muerte en masa de centenares de mineros a la vez. Disminuye el contenido del oxígeno en el aire y es peligroso únicamente cuando el porcentaje de oxígeno no es insuficiente para la respiración. Debido a su poca reactividad química a temperatura normal, queda hasta ahora como única medida práctica para su eliminación la buena ventilación (Campillos, 2015).
- Hidrogeno ( $H_2$ ): gas incoloro, inodoro e insípido. Se presenta en los gases de los incendios de las minas, sobre todo en las combustiones incompletas. No posee ningún efecto venenoso sobre el organismo humano pero es combustible; mezclas con el aire son explosivas entre 4 y 75.6% en volumen, produciéndose con gran violencia. Se considera junto con el metano y el monóxido de carbono como tercer gas combustible para el cálculo del peligro de explosiones minera, debido a su alta capacidad para explotar (Campillos, 2015).

#### **4.4. Polvo en las minas**

Se denomina polvo al conjunto de partículas minerales finas suspendidas en el aire o asentadas sobre las paredes, el piso y el techo de las labores, que se originan como consecuencia de los trabajos de excavación (UNSJ Colombia).

##### **4.4.1. Propiedades físicas de polvos en mina.**

Las propiedades se han definido en bases a diferentes parámetros de descripción, como:

- Número de partículas por unidad de volumen.
- Tamaño y distribución de partículas.
- Masa de polvo por unidad de volumen de aire.
- Área superficial de las partículas por unidad de volumen.
- Naturaleza mineralógica.
- Masa de polvo por unidad de volumen de aire.
- Composición química.

Luego de esta descripción se puede decir que la propiedad más importante es la distribución granulométrica, suspensión en la atmósfera y la tasa de sedimentación que dependerá de la velocidad del aire de ventilación (Chacha, 2016).

##### **4.4.2. Aspecto granulométrico del polvo de mina.**

El tamaño de las partículas del polvo puede ser de aspecto muy variable, puesto que están en función de la energía que las mantiene. Las partículas más dañinas son aquellas que se encuentran en tamaño inferior a 10 mm puesto que son capaces de alcanzar las zonas más profundas del sistema respiratorio (pulmones), mientras que las de tamaño mayor suelen quedar retenidas en el tracto respiratorio (Chacha, 2016).

#### **4.4.3. Medidas para disminuir la concentración de polvo en mina.**

Según UNSJ Colombia (sf) entre las diversas fuentes de polvo que existen en una excavación, se destacan por su importancia las siguientes:

- Perforación en seco (genera del 50 al 80% del polvo presente en una labor).
- Voladuras (genera del 20 al 40% del polvo presente en una labor).
- Carguío y transporte (generan del 5 al 10% del polvo presente en una labor).

Generalmente se debe mantener a toda labor minera libre de polvo en exceso o por lo menos mantener al personal alejado de las zonas de mayor acumulación de polvo. En cuanto a las medidas que permiten disminuir su concentración en labores subterráneas se pueden indicar:

- Ventilación activa de las labores.
- Perforación con inyección de agua.
- Captación de polvo en seco.
- Mojado de las paredes del frente antes y después de las voladuras, y de la broza antes y durante la carga.
- Aspiración del polvo en lugares de fuerte formación.
- Protección personal de los trabajadores mediante el uso de máscaras antipolvo.

#### **4.4.4. Clasificación de polvos en mina.**

El polvo puede ser clasificado teniendo en cuenta su origen, propiedades y efectos sobre el ser humano:

- Polvo dañino: produce enfermedades como neumoconiosis. Entre los más comunes tenemos:

- Polvo de sílice: constituido por cuarzo, tridimita o cristobalita. Causante de silicosis.
  - Polvo de silicatos: constituido por asbesto, talco, mica, silicato de aluminio, entre otros. Causante de la silicatosis.
  - Polvo de carbón: constituido principalmente de antracita. Causante de la antracosis.
  - Polvo de minerales de berilo y hierro: causan la siderosis.
  - Además existen otros tipos de polvos dañinos que producen menor impacto y se encuentran ocasionalmente, entre ellos están: polvo de grafito, polvo de óxido de zinc, polvo de estaño y polvo de bario.
- Polvos radioactivos: se generan en la explotación de los minerales atómicos como el Uranio, radio, torio o plutonio. Ocasiona daños por las radiaciones que emite.
  - Polvos combustibles o explosivos: generados por el carbón, lignito (no antracita), azufre, aluminio, hierro, zinc o piritita.
  - Polvo tóxico: constituidos principalmente por óxidos y carbonatos de arsénico, plomo, cromo, vanadio, mercurio, cadmio, antimonio, selenio, wolframio, níquel, manganeso o plata. Causan envenenamiento de tejidos y órganos.

De todos los tipos de polvo anteriormente mencionados, el más común e importante, por los efectos que causa sobre la salud del ser humano, es el de sílice. La peligrosidad que éste presenta depende fundamentalmente de la dimensión de las partículas que lo constituyen y del porcentaje de sílice libre que contiene (UNSJ Colombia).

#### **4.4.5. Límites permisibles del polvo.**

El Instituto de Minas del Perú, cita en el Art. 85 que el polvo es un agente químico y en el Art. 86 indica que los límites máximos permisibles (LMP) del polvo son: polvo inhalable 10 mg/m<sup>3</sup> y polvo respirable 3 mg/m<sup>3</sup>.

#### 4.5. Ventilación

La ventilación es un proceso a través del cual se permite circular aire necesario a través de la mina, asegurando de esta manera una atmosfera respirable y segura que garantice la seguridad de los trabajadores y el desarrollo normal de actividades (Terrerros, 2015).

Según Agüero & Alvarez (2012) la ventilación en toda labor minera deberá ser con aire limpio cumpliendo con las necesidades del personal, las maquinarias y para evacuar los gases, humos y polvo que pudiera afectar la salud del trabajador. Todo sistema de ventilación en la actividad minera, deberá mantenerse dentro de los límites máximos permisibles siguientes (Tabla 2):

Tabla 2. Límites máximos permisibles de gases.

Límites máximos permisibles de gases	
Polvo inhalable	10 mg/m <sup>3</sup>
Polvo respirable	3 mg/m <sup>3</sup>
Oxígeno (O <sub>2</sub> )	Mínimo 19.5% y máximo 22.5%
Dióxido de carbono (CO <sub>2</sub> )	Máximo 9000 mg/m <sup>3</sup> o 5000 ppm 30000 por un lapso no superior de 15 min.
Monóxido de carbono (CO)	Máximo 29 mg/m <sup>3</sup> o 25 ppm
Metano (NH <sub>4</sub> )	Máximo 5000 ppm
Hidrogeno sulfurado (H <sub>2</sub> S)	Máximo 14 mg/m <sup>3</sup> o 10 ppm
Gases nitrosos (NO <sub>2</sub> )	Máximo 7 mg/m <sup>3</sup> , de 3 ppm o 5 ppm
Gases nitrosos (NO)	25 ppm
Anhídrido sulfuroso (SO <sub>2</sub> )	2 ppm mínimo a 5 ppm máximo
Aldehídos	Máximo 5 ppm
Ozono (O <sub>3</sub> )	Máximo 0,1 ppm

Fuente: (Agüero & Álvarez, 2012)

Elaboración: Autora de tesis

##### 4.5.1. Ventilación Subterránea.

Se conoce como ventilación subterránea en una mina a la actividad que consiste en hacer circular por el interior de la misma una cantidad necesaria de aire que asegure mejores condiciones de trabajo, la ventilación se realiza mediante circuitos de circulación a través de todas las labores. Es indispensable para este proceso que la mina tenga dos labores de

acceso independientes y en las minas donde solo cuentan con un acceso se realiza el proceso de ventilación mediante tubería, esta es colocada en la entrada y en el final de la labor. Es a esta ventilación lo que se conoce como ventilación secundaria (Choque, 2016).

#### **4.5.2. Tipos de ventilación.**

Dentro de los tipos de ventilación minera, tenemos:

- Ventilación natural o principal.
- Ventilación mecánica o auxiliar.

##### **4.5.2.1. Ventilación natural o principal.**

Se conoce como ventilación natural al flujo de aire fresco que ingresa al interior de una mina sin necesidad de equipos de ventilación.

En galerías que se desarrollan en planos horizontales no se produce movimiento de aire, en minas profundas la dirección y el movimiento del flujo del aire es resultado de las siguientes causas:

- En una mina con labores horizontales hasta verticales existirá diferencia de peso entre el aire superficial y el aire del interior.
- En verano el aire en la chimenea se encuentra a menor temperatura que en la superficie lo cual lo hace más denso. En cambio en el invierno el proceso se invierte (Aguero & Alvarez, 2012).

La ventilación natural es muy cambiante, depende de la época del año, incluso, en algunos casos, de la noche y el día. Dado que la ventilación natural es un fenómeno de naturaleza inestable y fluctuante, en ninguna faena subterránea debe utilizarse como un medio único y confiable para ventilar sus operaciones (Sernageomin Chile, 2008).

##### **4.5.2.2. Ventilación mecánica o auxiliar.**

Conocida también como ventilación secundaria, son aquellos procesos en los que se hace uso de ductos y ventiladores auxiliares para suministrar el aire necesario a las áreas

restringidas de las minas. Este proceso consta de circuitos tanto para ingresar aire fresco, como también para la evacuación del aire viciado (Aguero & Alvarez, 2012).

#### 4.5.3. Sistemas de ventilación.

Dentro de los sistemas de ventilación constan: un sistema impelente y aspirante, en la impelente el ventilador impulsa el aire al interior de la mina o por la tubería y en el caso aspirante el ventilador succiona el aire del interior de la mina por la tubería y lo expulsa al exterior. También se puede combinar los dos sistemas.

Tipos de sistemas de ventilación:

- Sistema de ventilación impelente
- Sistema de ventilación aspirante
- Sistema de ventilación mixto-combinado

##### 4.5.3.1. Sistema de ventilación impelente.

El aire ingresa al fondo a través de la tubería, impulsado por ventiladores desplazando la masa de aire viciado hacia la corriente principal a través de la galería (Ilustración 12).

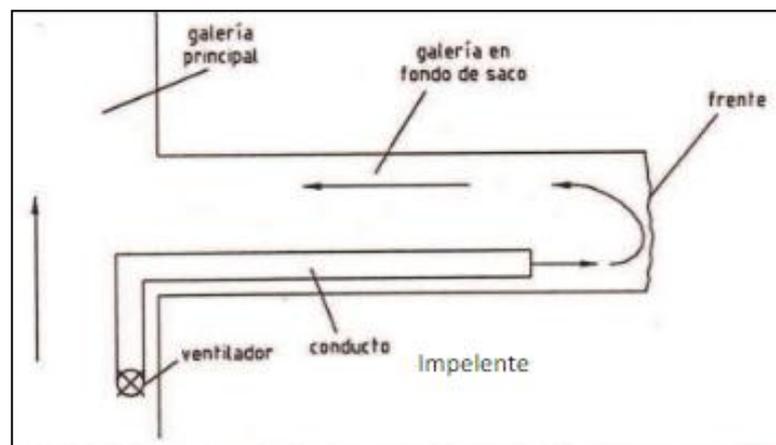


Ilustración 12. Sistema de ventilación impelente.

Fuente (Aguero & Alvarez, 2012)

Elaboración: (Aguero & Alvarez, 2012)

- Características de la ventilación impelente.

La distribución de las líneas de flujo hace que la corriente de aire fresco sea efectiva a mayor distancia, en frentes con gas, esta corriente causa una mezcla turbulenta y evita la

estratificación del gas. En el ambiente de trabajo y polvo, la velocidad de la corriente de aire incidente produce un efecto refrigerador en el frente. Esta velocidad da lugar a una suspensión y dispersión del polvo lo que en caso de ambientes muy polvorientos será necesario un ventilador refuerzo aspirante (Aguero & Alvarez, 2012).

Los conductos de ventilación del sistema permiten el uso de más conductos flexibles no reforzados para cumplir con el caudal calculado. Estos conductos son más manejables y permiten el paso del aire con mayor facilidad (Aguero & Alvarez, 2012).

#### **4.5.3.2. Sistema de ventilación aspirante.**

Este método consiste en absorber el aire contaminado del frente a través de conductos debido a la depresión creada por ventiladores situados en ambos extremos. Este aire es evacuado en la corriente de ventilación principal, procedente de la cual entra aire limpio a través de la galería o conducto (Ilustración 13).

La boca de aspiración debe situarse muy próxima al frente, pero aun así debido a la distribución de las curvas de velocidades de aire en las zonas próximas a la aspiración el sistema no efectúa un buen barrido del frente, aquí es necesario el uso de una configuración mixta (Aguero & Alvarez, 2012).

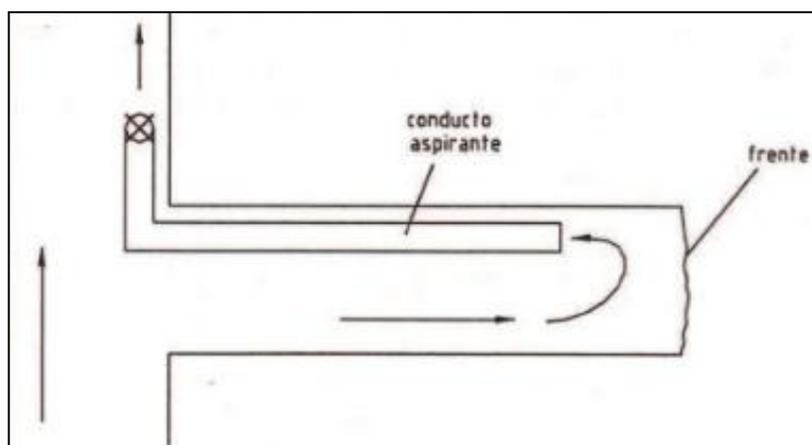


Ilustración 13. Sistema de ventilación Aspirante.

Fuente: (Aguero & Alvarez, 2012)

Elaboración: (Aguero & Alvarez, 2012)

- Características del sistema de ventilación aspirante.

Un sistema aspirante por sí solo no es capaz, de garantizar un buen barrido en un frente de gran sección o si la tubería de aspiración no está situada en el mismo frente, ya que crea potenciales zonas de aire estático en el frente (Aguero & Alvarez, 2012).

En el ambiente de trabajo la velocidad de la corriente de aire incidente es menor con lo que disminuye el efecto refrigerador en el frente. La suspensión y dispersión del polvo es también menor.

El gas generado en el frente circula por toda la tubería, mientras que por otro conducto circula aire limpio. Aunque parece que este argumento inclinaría la elección de un sistema aspirante en el caso de frentes con mucho gas. Pero debe considerarse que el gas debe circular por la tubería de ventilación y a través de los ventiladores secundarios, el sistema requiere un conducto rígido o un conducto flexible en espiral (Aguero & Alvarez, 2012).

#### ***4.5.3.3. Sistema de ventilación mixto (sistema impelente con apoyo aspirante).***

Sistema Impelente con apoyo aspirante, forma parte de los sistemas mixtos también llamados sistema solapados. Su labor se da al utilizar un ventilador auxiliar de refuerzo en el frente y con un tramo de conducto de poca longitud. Este sistema combina ventajas de cada sistema, alcanzando mejores efectos.

Son posibles dos configuraciones: una en función de que la línea principal sea aspirante y otra en la que la línea impelente sea principal (Choque, 2016).

#### **4.5.4. Aplicación de las distintas variantes de los sistemas de ventilación.**

Según UNSJ Colombia (sf) cuando se trata de ventilar labores horizontales de poca longitud y de sección reducida (menos de 400 metros y hasta 9 metros cuadrado), lo más conveniente es utilizar, dependiendo de los equipos a emplear en el desarrollo, un sistema impelente de mediana o baja capacidad.

En labores de mayor sección (superior a 12 metros cuadrados), y con una longitud de más de 400 metros, es recomendable el uso de un sistema aspirante o combinado si se desea

mantener la excavación limpia y con buena visibilidad para el tráfico de vehículos, sobre todo si estos son a diésel.

Para la ventilación de túneles desde superficie, el sistema preferido es el aspirante, aun cuando requiera de elementos auxiliares para remover completamente los gases y polvos de la zona comprendida entre el tope de la labor y el extremo del conducto de aspiración.

Cuando se excavan labores verticales o subverticales en forma ascendente, el empleo de conductos de ventilación queda limitado por el daño que las rocas desprendidas durante las voladuras puedan ocasionar sobre ellos, resultando más conveniente en estos casos utilizar aire comprimido. En cambio, al excavar labores verticales en forma descendente, la aplicación de un sistema de ventilación combinada presenta mayores ventajas, especialmente si los fragmentos de roca son extraídos por medio de winches.

Cualquiera sea el tipo de labor a ventilar, debe tenerse siempre en cuenta que los reglamentos internacionales prohíben terminantemente el uso de ventilación aspirante si se tienen indicios de posibles desprendimientos de gas grisú durante la excavación.

#### **4.6. Fundamentos de la ventilación**

##### **4.6.1. Caudal.**

Los caudales se calculan a partir de la velocidad promedio medida y el área transversal de la galería (Ecuación 1). La ecuación utilizada es la siguiente:

$$Q = (V * S) \text{ m}^3/\text{s}$$

Ecuación 1. Cálculo de caudal

Donde:

- Q= Caudal (m<sup>3</sup>/s)
- V = velocidad promedio (m/s)
- S = Área de la sección transversal (m<sup>2</sup>).

#### 4.6.2. Requerimientos de aire.

La cantidad de aire necesario en la mina, se calcula en base al número de personas interior mina, cantidad de polvo en suspensión, porcentajes de aumento de temperatura y consumo de explosivos, incluido a esto se debe conocer las características del método de explotación.

Basándose en la “Guía Metodológica de Seguridad para proyectos de Ventilación de Minas de Chile”, los Parámetros Operacionales de cálculo del requerimiento de aire interior mina son los siguientes:

##### 4.6.2.1. Caudal requerido por el número de personas.

Su forma de cálculo es (Ecuación 2):

$$Q = (f * N) \text{ m}^3/\text{min}$$

Ecuación 2. Cálculo del Caudal requerido por el número de personas

Donde:

- Q = Caudal total para el número de personas interior mina. (3m<sup>3</sup>/min).
- f = Volumen de aire necesario por persona. (m<sup>3</sup>/min).
- N = Número de personas

El Art. N° 204 del Reglamento de Seguridad de Seguridad y Salud Ocupacional del Perú indica que:

- Cuando los túneles o minas se encuentren hasta 1,500 m.s.n.m, en los lugares de trabajo, la cantidad mínima de aire necesaria por persona será de 3 m<sup>3</sup>/min.
- De 1,500 a 3,000 m.s.n.m. aumentará en 40%; será igual a 4 m<sup>3</sup>/min.
- De 3,000 a 4,000 metros aumentará en 70%; será igual a 5 m<sup>3</sup>/min.
- Sobre los 4,000 metros aumentará en 100%; será igual a 6 m<sup>3</sup>/min.

#### **4.6.2.2. Caudal requerido por el polvo en suspensión.**

Según el reglamento de Seguridad Minera del Perú, más específico en este ítem, determina que:

- La concentración promedio de polvo respirable en interior mina no será mayor de 3 mg/m<sup>3</sup> de aire.
- En ningún caso la velocidad del aire será menor de 20 m/min, ni superior a 250 m/min (4.17 m/seg) en las labores de: explotación, desarrollo, preparación y en todo lugar donde tenga presencia de personal.
- Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de 25 m/min.

Según Sernageomin Chile (2008) indica que actualmente no hay un método universal de cálculo aceptado por todos, que tome en cuenta el polvo en suspensión. Pero, velocidades entre 30 a 45 m /min son suficientes para mantener las áreas despejadas.

De acuerdo al Reglamento de Seguridad Minera Ecuatoriano en el CAPÍTULO VIII de la Ventilación en Minería Subterránea, como base se tiene que: el volumen mínimo de aire necesario por persona, será de 3 m<sup>3</sup>/min y la velocidad promedio del aire en todo el lugar de trabajo no será inferior a 15 m/min.

Existen estudios, realizados en países con tecnología minera avanzada, que describen y han llegado a determinar que la velocidad óptima de la corriente de aire en las galerías que contienen polvo (franqueadas), deberá ser igual a 0.8 m/s (Carabajo, 2015).

En un estudio realizado por (Carabajo, 2015) nos muestra una fórmula (Ecuación 3) para el cálculo del caudal necesario por contenido de polvo:

$$Q_p = V * S \text{ (m}^3\text{/min)}$$

Ecuación 3. Caudal necesario por contenido de polvo

Donde:

- $Q_p$  = Caudal necesario por contenido de polvo.
- $V$  = Velocidad de circulación óptima. (0.8 m/seg)
- $S$  = Área de la sección de galería ( $m^2$ )

#### **4.6.2.3. Caudal requerido por equipos a diésel.**

El Registro de Seguridad Minera de Chile recomienda:

- Un caudal mínimo de 2.83  $m^3/min$  por Hp al freno del equipo en máquinas que se encuentren en óptimas condiciones. Este valor es el mínimo caudal requerido por lo que no está dispuesto a factores de corrección.

El cálculo se realiza con la siguiente ecuación (Ecuación 4):

$$Q = (2.83 * P). m^3/min$$

Ecuación 4. Caudal requerido por equipos a diésel.

Donde:

- $Q$  = Caudal requerido por equipos diésel
- $P$  = Potencia del equipo en Hp.

Se calcula por cada equipo diésel, luego se sumará todos los caudales para obtener el Caudal Total por equipos a diésel.

El Ministerio de Minas Colombia (2015) en su Normativa legal, también sugiere los siguientes datos para el cálculo de caudal por equipos diésel, esto daría un ajuste más específico al cálculo:

En las labores subterráneas donde haya tránsito de maquinaria diésel (locomotoras, transcargadores, etc.), debe haber el siguiente volumen de aire por contenido de CO en los gases de mina.

- Seis metros cúbicos por minuto ( $6 \text{ m}^3/\text{min}$ ) por cada HP de la máquina, cuando el contenido de monóxido de carbono (CO) en los gases de mina no sea superior a 0.12%.
- Cuatro metros cúbicos por minuto ( $4 \text{ m}^3/\text{min}$ ) por cada HP de la máquina cuando el contenido de monóxido de carbono (CO) en los gases de mina no sea superior de 0.08%.

#### **4.6.2.4. Caudal Requerido por la Producción.**

Para minería metálica se debe tomar en cuenta el consumo de madera, ya que este fijará el porcentaje de  $\text{CO}_2$  existente en la atmósfera. Para el cálculo se basa en la siguiente suposición:

La cantidad de gas ( $\text{CH}_4$  y  $\text{CO}_2$ ) que se desprende es proporcional a la producción, en forma matemática se expresa (Ecuación 5):

$$Q = (T * u) \text{ m}^3/\text{min}.$$

Ecuación 5. Caudal requerido por producción

Donde:

Q = Caudal requerido por toneladas de producción diaria ( $\text{m}^3/\text{min}$ )

u = Norma de aire por tonelada de producción diaria ( $\text{m}^3/\text{min}$ )

T = Producción diaria en toneladas.

Para minas de carbón la norma de aire por tonelada de producción diaria “u”, generalmente se toma entre 1 a 1.7 ( $\text{m}^3/\text{min}$ ).

En minas metálicas:

- Si el consumo de madera es poco “u” varía entre 0.6 a 1 ( $\text{m}^3/\text{min}$ ).
- Si el consumo de madera es alto “u” puede llegar hasta 1.25 ( $\text{m}^3/\text{min}$ ).

En la “Guía Metodológica de Seguridad para proyectos de ventilación de minas”, analizan el criterio para obtener directamente el caudal requerido por producción así:

- SUMAR el caudal necesario calculado según el personal que trabaja en la mina, con el caudal necesario calculado según el equipo Diésel y aumentar este total en un 20% o más por cortocircuitos o pérdidas (Sernageomin Chile, 2008).

#### **4.6.2.5. Caudal requerido por consumo de explosivos.**

Sernageomin Chile (2008) indica que el siguiente método de cálculo es el más utilizado en minas metálicas, ya que toma en cuenta los siguientes parámetros:

- Formación de productos tóxicos resultado de la detonación de explosivos.
- Tiempo que se estima para despejar las galerías de gases.
- Cantidad máxima permitida (normas de seguridad) de gases en la atmósfera minera.

Relación empírica de cálculo:

$$Q = \left( \frac{100 \cdot A \cdot a}{d \cdot t} \right) (\text{m}^3/\text{min})$$

Donde:

- Q = Caudal de aire requerido por consumo de explosivo detonado ( $\text{m}^3/\text{min}$ ).
- A = Cantidad de explosivo detonado, equivalente a dinamita 60% (kg).
- a = Volumen de gases generados por cada kg de explosivo 0.04 ( $\text{m}^3/\text{kg}$  de explosivo); valor tomado como norma general.
- d = % de dilución de los gases en la atmósfera, deben ser diluidos a no menos de 0.008% y se aproxima a 0.01%. Para mayor ajuste dependerá del explosivo que se esté usando.
- t = tiempo de dilución de los gases (min), generalmente no es mayor a 30 min en detonaciones corrientes.

Reemplazando en la relación tenemos:

$$Q = \left( \frac{100 * A * 0.04}{30 * 0.008} \right) m^3/min$$

Resultando así la ecuación del cálculo de caudal requerido por consumo de explosivos (Ecuación 6):

$$Q = (16,67 * A) m^3/min$$

Ecuación 6. Caudal requerido por consumo de explosivos

#### 4.6.3. Total de caudal requerido.

Según Sernageomin Chile (2008) al caudal de aire obtenido, según flota operativa, se le debe agregar el caudal requerido por la totalidad de personas trabajando al interior de la mina (Art. 132 y 138, D.S. N° 72).

Una vez calculados los caudales, según los distintos aspectos considerados (perforación, carguío de explosivos, acuñaduras, trabajos varios interior mina, tronadura de avance, tronadura de banque y caudal por producción), se debe efectuar un análisis para determinar cuál caudal se debe considerar de todos los calculados y cuáles de estos se suman tomando en cuenta el horario de trabajo de labores. Luego, a la cantidad determinada es aconsejable considerar un porcentaje de aumento a causa de pérdidas y filtraciones, por ejemplo, un 30 % (Ecuación 7).

$$Q \text{ filtraciones} = 30\% \text{ de } Q \text{ req}$$

Por lo tanto:

$$Q \text{ TOTAL} = [Q \text{ req} + Q \text{ filtraciones}]$$

Ecuación 7. Caudal total

#### 4.7. Resistencia aerodinámica

Se considera resistencia a cualquier obstáculo o superficie que impida que el aire pueda fluir libremente por las galerías de una mina. Esta se puede caracterizar en resistencia regulada y resistencias locales (Cordova, 2011).

##### 4.7.1. Pérdidas por resistencia regulada.

La resistencia regulada representa la oposición que las paredes, pisos y techos ejercen en el movimiento de aire a través de ellas, son producto del rozamiento del aire contra las paredes del ducto (Cordova, 2011).

Depende de variables como la sección transversal, longitud y perímetro de la galería, coeficiente de frotamiento, aceleración de la gravedad y densidad del aire (que a su vez es función de la temperatura y presión atmosférica). Se calcula ejecutando la (ecuación 8):

$$Rr = \left( \frac{10^3}{8g} \right) * \lambda * \rho * P * \left( \frac{L}{S^3} \right)$$

Ecuación 8. Resistencias reguladas

Donde:

- Rr = resistencia ( $\mu$ )
- g = aceleración de la gravedad ( $m/s^2$ )
- $\rho$  = densidad específica del aire ( $kg/m^3$ )
- $\lambda$  = coef. de resistencia aerodinámica. Ver (Tabla 3)
- L= longitud de galería. (m)
- P = perímetro de galería (m)
- S= área de la sección de la galería. ( $m^2$ )

*Coeficiente de resistencia aerodinámica.*

Según Carabajo (2015) el coeficiente de resistencia aerodinámica " $\alpha$ ", se considera muy importante en todo proyecto de ventilación, si es posible se debe determinar en terreno, caso contrario debido a las diferentes limitaciones que pueden resultar e inferir en la toma del mismo se debe recurrir a diversas tablas que entregan coeficientes de acuerdo a la experiencia e investigación, una de ellas es la tabla obtenida por el Servicio de Minas de los EE.UU en base a numerosas experiencias en minas metálicas (Ver Tabla 3).

Los valores aquí indicados toman al peso específico del aire con un valor de  $1.2 \text{ kg/m}^3$  valor que es utilizado para los cálculos de sistemas de ventilación de minas.

Tabla 3. Valores de coeficiente de resistencia aerodinámica

Valores de Coeficiente de resistencia aerodinámica. Para $\gamma = 1.2 \text{ Kg/m}^3$				
Tipo de galería	Irregularidades de la superficie	Valores básicos de $\lambda * 10^{-5}$		
		Limpios	Obstrucción	
			Pequeña	Moderada
Superficie suave (forrada)	Mínimo	19	29	48
	Promedio	29	38	57
	Máximo	38	48	67
Roca sedimentaria (carbón)	Mínimo	57	67	86
	Promedio	105	114	133
	Máximo	133	143	162
Galerías enmaderadas	Mínimo	152	162	190
	Promedio	181	190	209
	Máximo	200	209	220
Roca ígnea	Mínimo	171	181	200
	Promedio	279	285	304
	Máximo	371	380	399

Fuente: (Carabajo, 2015)  
Elaboración: Autora de tesis

#### 4.7.2. Pérdidas por resistencias locales o singulares.

Se conoce como pérdidas de origen local producidas por diferentes accidentes como lo son: cambiar el área, bifurcaciones o uniones, obstrucciones, cambios de dirección, etc.

No necesariamente estas pérdidas deben estar presentes en todas las galerías de ventilación; ellas, además de depender del tipo de accidente de que se trate cambios de dirección, entrada, contracción, etc., también dependen de la velocidad del aire y del peso específico. Las resistencias locales, se calculan mediante la siguiente expresión (Ecuación 9).

$$Rl = 62.487 * \left(\frac{\xi}{S^2}\right)$$

Ecuación 9. Resistencias locales

Donde:

- $Rl$  = resistencia local ( $\mu$ )
- $\xi$  = coeficiente de pérdida de carga singular
- $S$  = Sección de la galería ( $m^2$ )

Para encontrar “ $\xi$ ” coeficiente de resistencia local, dependiendo del caso si son codos (cambio de dirección de la corriente), se considera si éstos son bruscos (angulares) o redondeados (curvos), la forma de cálculo se muestra a continuación (Ilustración 14).

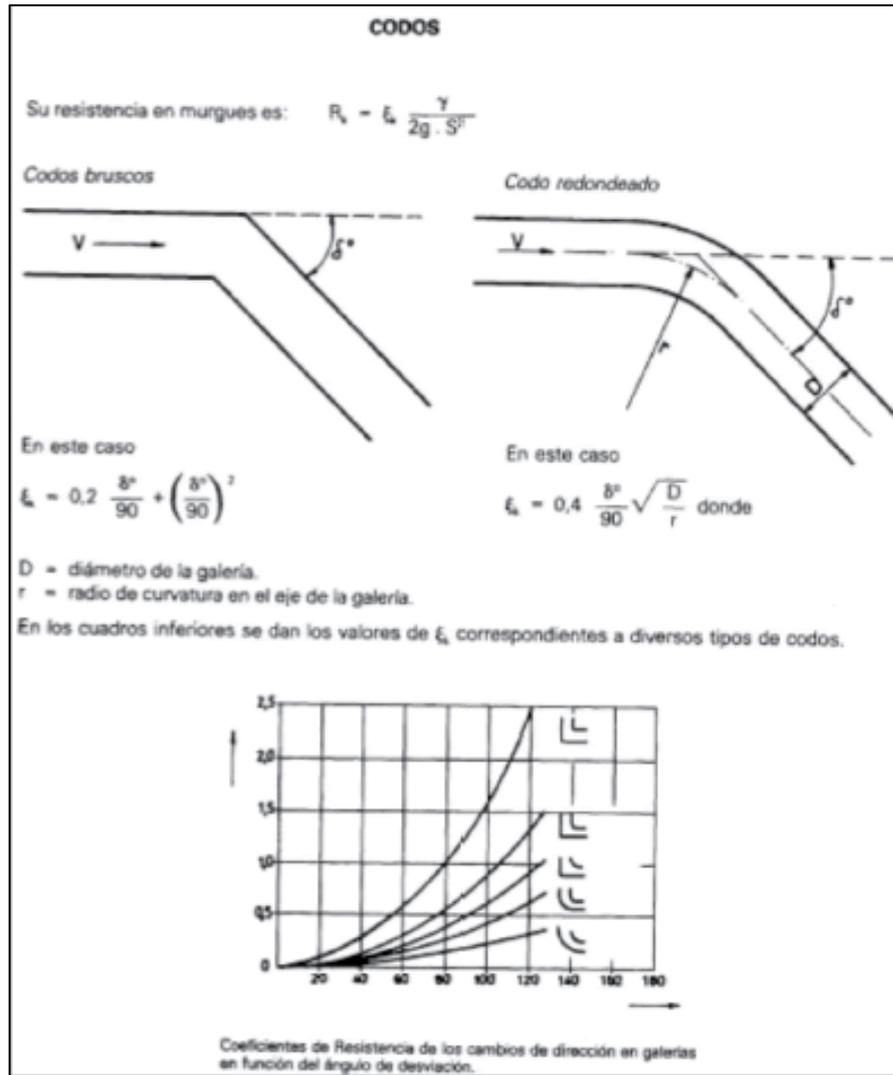


Ilustración 14. Expresiones para el cálculo del coeficiente de resistencia local  
Fuente: (Cordova, 2011)  
Elaboración: (Cordova, 2011)

#### 4.8. Curva característica de la mina

Se conoce como curva característica a la representación de la relación entre caudal y depresión de la mina. Tras obtener la resistencia equivalente de la mina, se procederá a realizar la curva característica de la mina. Se la expresa mediante la siguiente expresión (Ecuación 10).

$$H = R \cdot Q^2 \text{ (mm c.a)}$$

Ecuación 10. Curva característica

Donde:

- R = resistencia total de la mina
- Q = Caudal

#### **4.9. Equipamiento utilizado en ventilación**

Desde la revolución industrial se han diversificado las formas de inyectar aire a las minas subterráneas. Los primeros ventiladores mecanizados fueron de tipo centrífugos, de gran diámetro y de velocidad lenta. Con el nacimiento de la aviación y el avance de la aerodinámica aparece el ventilador axial, los que con el tiempo han mostrado los mejores resultados. Sin embargo los ventiladores centrífugos han sido mejorados sobre la base de los principios aerodinámicos por lo que han recuperado utilidad.

Para el montaje de un sistema de ventilación aspirante o impelente se requieren básicamente dos componentes: Ventiladores y conductos de ventilación (UNSJ Colombia).

##### **4.9.1. Ventiladores.**

Un ventilador se define como una máquina rotatoria que expulsa aire en forma continua. Las partes más importantes que lo constituyen son:

- Impulsor o hélice: parte del ventilador que al girar imparte movimiento al aire.
- Carcaza: estructura estacionaria que guía el aire hacia y desde el impulsor.

Según la energía que utilizan se pueden dividir en eléctricos o neumáticos.

Los eléctricos generalmente poseen hasta 300 HP de potencia y los neumáticos no superan los 10 HP de potencia son utilizados si se dispone de una red de aire comprimido durante la apertura de labores no electrificadas o en excavaciones con emisiones violentas de grisú (UNSJ Colombia).

##### **4.9.2. Clasificación de ventiladores.**

Según su función:

- Ventilador principal o de superficie. Instalado normalmente en la superficie para ventilar toda la mina.
- Ventilador Reforzador. Instalado en un paso principal subterráneo para ayudar al ventilador principal a ventilar un circuito de alta resistencia.
- Ventilador auxiliar. Instalado en trabajos subterráneos en conjunto con ductos para ventilar una galería de avance o terminal.

Desde el punto de vista de su funcionamiento, los ventiladores empleados en sistemas aspirantes e impelentes pueden clasificarse en tres tipos:

- Ventiladores Radiales o Centrífugos.
- Ventiladores Axiales de una etapa.
- Ventiladores Axiales de doble etapa

#### **4.9.2.1. Ventiladores radiales o centrífugos.**

Básicamente constan de una caja espiral y de un eje con rueda de alabes. Durante su funcionamiento, el aire ingresará a través de un oído en dirección paralela al eje del equipo, girando luego 90° para introducirse en la rueda de alabes. Esta rueda lo impulsará hacia la caja espiral, cuya función es amortiguar la velocidad del chorro, reduciendo así las pérdidas por choque. Finalmente, el aire saldrá al exterior a través de la chimenea de sección creciente que el ventilador presenta en su parte superior (Ilustración 15).

A pesar de ser muy eficientes y capaces de vencer altas resistencias aerodinámicas, los ventiladores centrífugos tienen una aplicación muy limitada en sistemas de ventilación auxiliar. Esto se debe a razones de orden práctico, ya que este tipo de equipo requiere para su instalación de un mayor espacio físico y de bases más firmes que los demandados por uno del tipo axial, lo que difícilmente se presente en el desarrollo de labores, a menos que se justifique con este fin el costo de excavaciones adicionales (UNSJ Colombia).

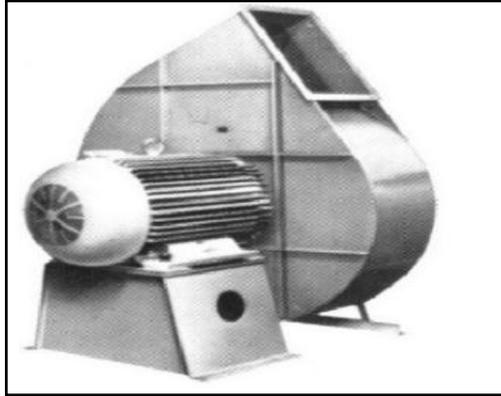


Ilustración 15. Ventilador centrifugo eléctrico.  
Fuente: (UNSJ Colombia)  
Elaboración: (UNSJ Colombia)

#### **4.9.2.2. Ventiladores axiales o de hélice.**

Constan básicamente de un rotor con paletas unido a un eje propulsor. El rotor tiene la función de impulsar el aire en una trayectoria recta con salida de flujo helicoidal, variando el caudal en función de la inclinación de las paletas. En este tipo de equipos el aire ingresa por un oído cónico paralelamente al eje propulsor. Pasa a través de un distribuidor de paletas fijas (si el ventilador es del tipo van –axial), y se introduce al rotor, donde es impulsado hacia el exterior. Antes de salir el chorro de aire atraviesa un rectificador de alabes y un difusor, cumpliendo éstos la función de uniformar el flujo y reducir las pérdidas de carga (Ilustración 16) (UNSJ Colombia).

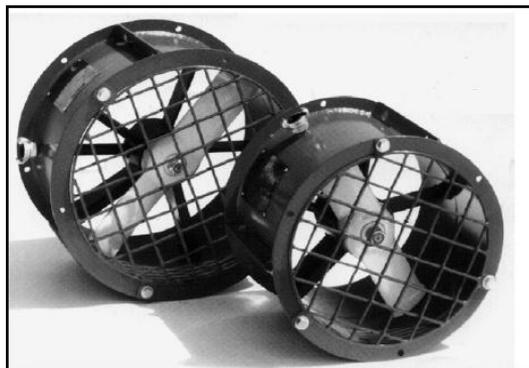


Ilustración 16. Ventilador axial neumático.  
Fuente: (UNSJ Colombia)  
Elaboración: (UNSJ Colombia)

Los ventiladores axiales se presentan en 3 tipos:

- Propulsor o mural: típico ventilador de campanadas de cocina, capaz de generar diferencias de presión del orden de 0.5 a 1.5 pulgadas de agua, con caudales variables según su diámetro.
- Tubo axial: tiene su rotor y motor dentro de una carcasa cilíndrica, lo que incrementa su capacidad y le permite producir diferencias de presión de hasta 4 pulgadas de agua, siendo por esto apropiado para conectar a conductos y trabajar en serie.
- Vane axial: similar al tubo axial pero posee además un juego de paletas fijas a la carcasa (vanes) que actúan como guía y permiten producir diferencias de presión de hasta 10 pulgadas de agua en los modelos comunes, o incluso presiones superiores en aparatos especialmente contruidos.

Debido a las grandes diferencias de presión que generan, los ventiladores tipos vane – axial son los más utilizados en sistemas de ventilación auxiliar, seguidos de los tubo – axiales. Los del tipo propulsor son empleados únicamente para ventilar pequeñas labores o dependencias subterráneas de las minas (UNSJ Colombia).

#### **4.9.2.3. Ventiladores *contra-rotatorios*.**

Son modelos tubo-axiales constituidos por varios rotores de paletas montados sobre un mismo eje principal con una particularidad que el sentido de giro de los rotores es opuesto al de sus adyacentes.

Este tipo de ventiladores se utiliza por lo general para accionar sistemas auxiliares de ventilación de gran resistencia aerodinámica, ya que generan presiones muy superiores a las que se obtendrían con un ventilador axial de una etapa de dimensiones y potencia similares (UNSJ Colombia).

#### **Ventajas que presenta un ventilador *contra – rotatorio*.**

- Se adapta fácilmente a cualquier variación de resistencia que experimente el sistema auxiliar de ventilación, ya que dependiendo de la sobrepresión o depresión exigida podrá

operar con sólo algunos de los rotores en carga, trabajando los restantes en vacío hasta que sea necesario su acoplamiento.

- Facilidad con la que se conectan en serie, sin requerir conductos intermedios.
- Eficiencia en la generación de altas presiones estáticas.
- Rápida variación de su capacidad mediante el ajuste del ángulo de sus paletas.
- Bajo consumo de energía que presentan durante su funcionamiento.

### **Desventajas**

- Si se conectan a mangas de ventilación plásticas, estas pueden resultar dañadas por las elevadas presiones que produce este ventilador.
- Mayor porcentaje de fugas de aire (UNSJ Colombia).

#### **4.9.3. Conexión simultánea de ventiladores.**

Cuando en un sistema de ventilación auxiliar no es posible obtener mediante el empleo de un solo ventilador el caudal o la presión de aire requerido, será necesario utilizar en forma simultánea más de una unidad, pudiendo conectarse éstas de alguna de las siguientes formas:

- Conexiones en serie: Método de montaje múltiple más comúnmente utilizado en sistemas de ventilación auxiliar. Esta forma de acoplamiento presenta dos variantes bien definidas: con ventiladores colocados uno a continuación de otro al comienzo de la tubería, o con ventiladores distribuidos a lo largo del tendido del conducto.
- Conexiones en paralelo: se emplea principalmente cuando los caudales de aire requeridos no pueden ser obtenidos con un solo equipo. Esta situación se presenta muy pocas veces en ventilación de labores de tope ciego, ya que generalmente es la resistencia que ofrecen los conductos, y no el caudal de aire requerido en la labor, lo que controla el diseño de una red de ventilación auxiliar (UNSJ Colombia).

#### 4.9.4. Conductos de ventilación.

Constituyen un elemento fundamental en el circuito de ventilación, pues su función es transportar el aire fresco hacia los frentes de excavación (ventilación impelente) o extraer gases, polvos y humos contaminantes hasta la boca de la labor (ventilación aspirante). Existe una amplia gama de conductos (tabla 4) que tiene su propia aplicación y características (UNSJ Colombia).

Tabla 4. Principales características de los conductos de ventilación.

PRINCIPALES CARACTERÍSTICAS DE LOS CONDUCTOS DE VENTILACIÓN			
MATERIAL	METÁLICO	PLÁSTICO FLEXIBLE	PLÁSTICO REFORZADO
<b>Aplicación</b>	<i>Sistemas aspirantes o impelentes</i>	<i>Sistemas impelentes</i>	<i>Sistemas aspirantes o impelentes</i>
<b>Transporte</b>	Difícil, costo elevado, elementos voluminosos	Fácil, bajo costo, elementos plegados	Regular, costo medio, elementos empaquetados
<b>Almacenamiento</b>	Difícil, requiere mucho espacio	Fácil, requiere muy poco espacio	Fácil, requiere muy poco espacio
<b>Instalación</b>	Difícil, lenta, riesgosa	Fácil y rápida	Regular, rápida
<b>Mantenimiento</b>	Reducido	Requiere buen mantenimiento en forma permanente	Requiere buen mantenimiento en forma permanente
<b>Tipo de unión</b>	Manguitos metálicos con forros de caucho	Unión a presión, collarines metálicos opcionales	Unión mediante collarines metálicos
<b>Accesorios para fijación</b>	Cancamos y alambre	Cancamos, cable guía y ganchos de suspensión	Cancamos, cable guía y ganchos de suspensión
<b>Fugas de aire</b>	Bajísimos si se emplea manguitos metálicos con forros de caucho o fieltro	Regulares si solo se emplean uniones a presión. Fugas importantes por rotura del conducto	Regulares en uniones sin mantenimiento. Fugas importantes por rotura del conducto
<b>Resistencia Factor <math>\alpha</math></b>	Bajas (0.0002 – 0.0005)	Bajas (0.0002 - 0.0003)	Altas >0.0003

PRINCIPALES CARACTERÍSTICAS DE LOS CONDUCTOS DE VENTILACIÓN			
MATERIAL	METÁLICO	PLÁSTICO FLEXIBLE	PLÁSTICO REFORZADO
<b>Aplicación</b>	<i>Sistemas aspirantes o impelentes</i>	<i>Sistemas impelentes</i>	<i>Sistemas aspirantes o impelentes</i>
<b>Máxima presión recomendada (<math>\Phi=800</math> mm)</b>	48" de columna de agua	29" de columna de agua	10" de columna de agua (succión)
<b>Resistencia a la corrosión</b>	Baja	Alta	Mediana
<b>Vida útil promedio</b>	3 años	1 año	1 año
<b>Longitud de los tramos</b>	Tramos de 3 a 10 metros	Tramos de 5 a 100 metros	Tramos de 5 o 30 metros.

Fuente: (UNSJ Colombia)

Elaboración: Autora de tesis

Los principales tipos de conductos para labores subterráneas son:

- **Conductos de madera:** fueron los primeros utilizados en minería, presentaban secciones rectangulares o circulares. Al inicio las paredes interiores se mantenían desnudas por lo que ofrecían grandes resistencias aerodinámicas. Después comenzaron a ser forradas internamente con enchapado metálico, que redujo un poco las pérdidas por rozamiento y dando origen a los conductos metálicos. Hoy en día estos conductos de madera han desaparecido (UNSJ Colombia).
- **Conductos metálicos:** en ventilación auxiliar son construidos con chapa de acero de 1 a 4 milímetros de espesor, siendo fabricados en tramos de 3 a 10 metros de largo y 200 a 800 mm de diámetro. Son conductos muy eficientes en sistemas de ventilación aspirante cuando las labores son de gran longitud por su bajo coeficiente de rozamiento aerodinámico, excelente estanqueidad en las uniones y bajo costo de mantenimiento. Como desventajas se puede puntualizar su peso y rigidez (UNSJ Colombia).
- **Conductos plásticos flexibles:** inicialmente se fabricaron utilizando tejidos de algodón, yute o lana de vidrio. En la actualidad estos materiales han sido reemplazados por

tejidos plásticos recubiertos de PVC, ya que resultan mucho más resistentes e impermeables (UNSJ Colombia).

Las mangas de ventilación flexibles han desplazado en los sistemas de ventilación impelente a los conductos metálicos, debido a su menor peso y mayor flexibilidad, propiedades que facilitan su almacenamiento, transporte e instalación a un costo muy reducido. Otras ventajas que presentan estos tipos de conductos son su baja resistencia aerodinámica (valores de coeficientes comprendidos entre 0.0002 y 0.0003) y las 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 (UNSJ Colombia).

- Conductos plásticos reforzados: se fabrica empleando el mismo tipo de material que el utilizado en la confección de mangas de ventilación flexibles, diferenciándose de éstas por presentar internamente una espiral de anillos de acero que actúa como refuerzo. Se emplean principalmente en sistemas de ventilación aspirante aunque también se suele utilizar en ventilación impelente pero sólo cuando no se cuenta con mangas plásticas flexibles, ya que los conductos reforzados presentan coeficientes de resistencia aerodinámica muy elevados (valores de resistencia superiores a 0.0003), y costos unitario importantes (UNSJ Colombia).

#### **4.10. Selección de ventiladores**

Andrade (2008) asevera que para ventilar una mina se necesitan ciertas cantidades de flujo de aire, con una caída de presión determinada, a cierta densidad del aire. Conocidas la caída y el caudal de la mina (Punto de operación del sistema), existen casi un número infinito de ventiladores en el mundo que satisfacen el punto operacional adecuado.

Se deberá especificar el punto de operación (Q vs. H Sist) del ventilador requerido, a fin de que los proveedores coticen la unidad ventiladora con la potencia de motor eléctrico correspondiente, que satisfaga dicho punto. La especificación debe incluir además, la altura geográfica en donde se instalará dicho equipo.

#### **4.10.1. Punto de operación del sistema.**

Todas las características esenciales para la selección del ventilador pueden ser obtenidas de los fabricantes, entre las características están: característica caída-caudal, velocidad, paletas o diámetro. Las curvas de funcionamiento vienen trazadas en función de las variables operacionales principales: Caídas de Presión (H), Caudal (Q), Potencia (P) y Eficiencia ( $\eta$ ) a densidad de aire normal, que a nivel del mar es de  $[1.2 \text{ kg/m}^3]$  (Andrade, 2008).

#### **4.10.2. Potencia del motor.**

Según Andrade (2008) la potencia que se debe instalar, con un factor de servicio de al menos 1.15 mayor que la potencia a consumir.

Las consideraciones que deben hacerse para calcular la potencia del motor son:

- Q = Caudal de aire en  $\text{m}^3/\text{seg}$ .
- H = Depresión del circuito en Pa (presión estática en Pascales)
- P = Potencia del motor en Kw.
- $\eta$  = Eficiencia del ventilador, la cual varía entre 70 a 85% (dependiendo de la fabricación, tamaño y punto de trabajo).
- AHP = Potencia necesaria para mover el caudal Q de aire en un circuito cuya depresión es H, en Kw.
- BHP = Potencia al freno del ventilador, en Kw.

- DE = Eficiencia de la transmisión, la cual varía entre 90% para transmisión por poleas y correas, y 100% para transmisión directa.
- ME = Eficiencia del motor, la cual varía entre 85% a 95%.

Como la Potencia del motor es directamente proporcional a la cantidad de aire y a la pérdida de presión del circuito se tendrá que (Ecuación 11):

<ul style="list-style-type: none"> <li>- <math>AHP = Q \times H / 1000</math></li> <li>- <math>BHP = Q \times H / 1000 \times \eta</math></li> <li>- <b><math>P = (Q \times H) / 1000 \times \eta \times DE \times ME</math></b></li> </ul>
---

Ecuación 11. Potencia del motor

#### 4.10.3. Leyes del ventilador.

Andrade (2008) considera N = la velocidad de rotación del ventilador. La forma en que afecta al volumen de aire movido, a la presión capaz de producir y a la energía absorbida por el ventilador, constituyen las leyes de rendimiento básico de cualquier ventilador. Estas relaciones son (Tabla 5):

Tabla 5. Leyes del ventilador.

<b>Leyes del ventilador</b>
$Q \approx N$
$H \approx N^2$
$P \approx N^3$

Fuente: (Andrade, 2008)  
Elaboración: Autora de tesis

Donde:

- Q = caudal de aire movido por el ventilador;
- N = velocidad de rotación del ventilador;
- H = presión capaz de entregar el ventilador;
- P = potencia necesaria para mover el ventilador.

Estas leyes se aplican prescindiendo del sistema de unidades usadas, siempre que sean consistentes. Su importancia radica en que si la resistencia del sistema contra el cual está operando el ventilador no cambia, aunque aumentamos la velocidad del ventilador

## **CAPÍTULO V**

### **SITUACIÓN ACTUAL DE LA EMPRESA MINERA REINA DE FÁTIMA S.A**

### 5.1. Dimensiones del Frente 4 EMIREIFA S.A.

De acuerdo a las características se define como una labor ciega que tiene una entrada y la misma es utilizada para la salida tanto del personal, equipos y también de los agentes físico-químicos de la galería (aire viciado).

Las medidas promedio sacadas de la labor son las siguientes (Ilustración 17):

Dimensiones de labor de Frente 4:

- Ancho de labor = 1.50 m
- Altura de labor = 2.10 m

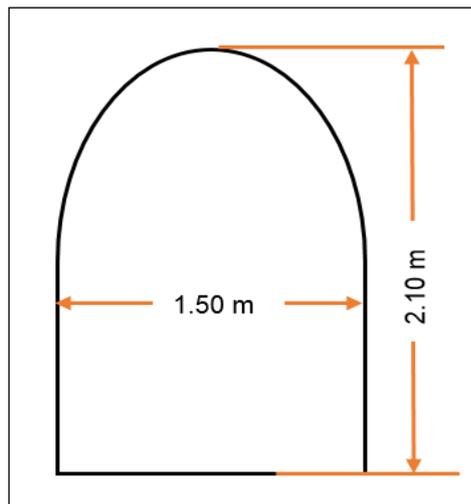


Ilustración 17. Dimensiones de la labor Frente 4 EMIREIFA S.A.  
Fuente: Autora de tesis  
Elaboración: Autora de tesis

Realizando las operaciones matemáticas se obtiene:

- Área

$$A = b * h \rightarrow A = (1.50 \text{ m} * 2.10 \text{ m})$$

$$A = 3.15 \text{ m}^2$$

## 5.2. Características geológico-mineras del yacimiento

Las actividades de extracción de mineral en la Empresa Minera Reina de Fátima han venido siendo ejecutadas desde los años 90, pero su producción al día de hoy sigue siendo rentable esto debido a las características de los yacimientos vetiformes que son propios de este tren de mineralización Zaruma-Portovelo.

Es así que aún existen bloques y zonas donde no se han realizado hasta el momento trabajos de exploración, pero que debido a la correlación que se analiza con los yacimientos contiguos se puede decir que aún hay la presencia de zonas de alta rentabilidad.

Las vetas de mineralización en el yacimiento tienen una dirección preferencial N-S, presentan un buzamiento (inclinación) de 55° a 70° con espesores en la mayoría de los casos que van desde los 0.50 m a 1.10 m, mientras que también existe la presencia de espesores hasta milimétricos esto debido a la actividad tectónica (fallas) a la que se encuentra expuesta esta zona.

## 5.3. Flujo de los procesos de mina

El flujo resumido de actividades que se ejecutan en la empresa interior mina para el aprovechamiento del mineral es (Ilustración 18).

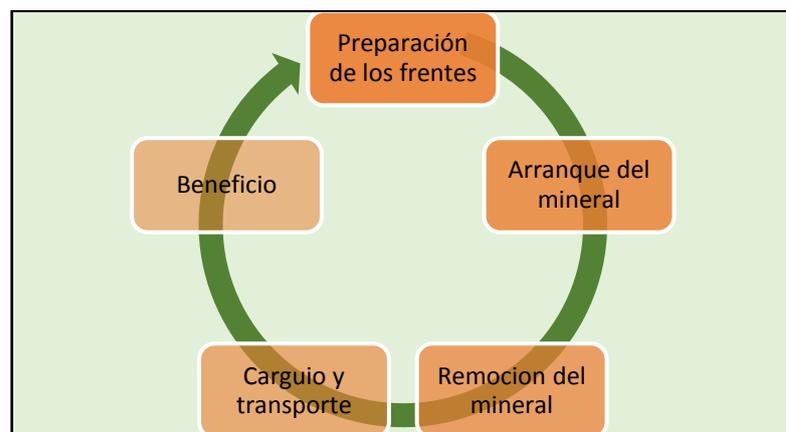


Ilustración 18. Proceso de extracción del mineral

Fuente: Autora de tesis

Elaboración: Autora de tesis

Como Anexo 2 se adjunta el Flujo de procesos detallados de la Empresa Minera Reina de Fátima S.A tanto de mina como de planta.

### **5.3.1. Preparación de los frentes.**

El ciclo de preparación de los frentes consiste en actividades de preparación de la zona, secciones, niveles y frentes de trabajo en los distintos puntos de mineralización, con el fin que el proceso de explotación sea eficiente.

El proceso de desarrollo de la explotación incluye actividades como adecuación de accesos, galerías, niveles, subniveles, cruceros, chimeneas, pozos y otras labores que faciliten las operaciones (Carabajo, 2015).

En la Empresa Minera Reina de Fátima el proceso de preparación de frentes se realiza de la siguiente manera:

- Desde el socavón principal N-S se desprenden galerías laterales E-O con el fin de cortar perpendicularmente las vetas que están en dirección N-S.
- Se vuelve a franquear la galería tomando el rumbo de la misma hasta delimitar bloques de mineralización rentable.
- Luego en las zonas de franjas de alto valor mineralizado se realiza el franqueamiento de chimeneas siguiendo el buzamiento de la estructura.

De esta manera se delimita la estructura por niveles lo que facilita las operaciones básicas de transporte, traslado de equipos tanto de perforación y voladura en la chimenea.

### **5.3.2. Arranque del mineral.**

El arranque es la primera de las operaciones para el movimiento de los materiales y consiste en fragmentar estos a un tamaño adecuado para uso posterior y manipulación por los equipos de fases subsiguientes que permiten la extracción del mineral rentable (Estudios Mineros del Peru S.A.C).

En la mina la fragmentación de la roca se efectúa por medio de la energía liberada por los explosivos colocados en el interior de los macizos rocosos dentro de barrenos.

### 5.3.2.1. Perforación y voladura.

Esta actividad se realiza a través de una perforadora neumática de fabricación China modelo YT27, el diámetro de los barrenos generalmente es de 32 y 36 mm con una longitud de 1.20 m. El movimiento de la perforadora se realiza mediante la inyección de aire comprimido.

La perforación se realiza siguiendo un diseño de malla de voladura preestablecido para cada frente, en el Frente 4 la malla de perforación consta de 31 barrenos divididos entre desfogue, cuele, contracuele, destroza, hastiales, techo y zapateras (Tabla 6), la malla de perforación del Frente 4 se muestra en la siguiente (Ilustración 19).

Tabla 6. Distribución de barrenos frente 4

Tipo barrenos	Total de barrenos	Simbología
desfogue	1	●
cuele	4	●
contracuele	4	●
destroza	6	●
hastiales	6	●
techo	5	●
zapateras	5	●
<b>Total barrenos</b>	<b>31</b>	

Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

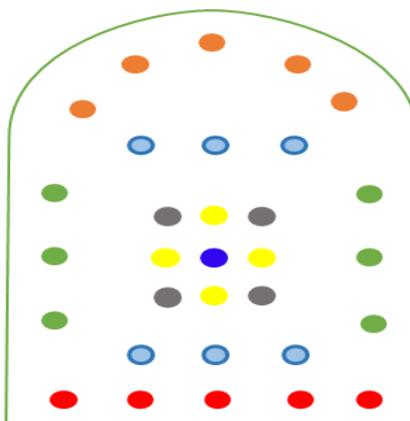


Ilustración 19. Esquema de la malla de perforación Frente 4

Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

Una vez limpios los barrenos, se procede al cargado de cada uno de ellos, el cual debe ser realizado con el mayor cuidado posible para evitar cualquier tipo de accidente.

Los explosivos utilizados están distribuidos de la siguiente manera:

- Carga de fondo: Explogel tipo II.
- Carga de columna: Nitrato de amonio.

Para la carga de fondo se utiliza dos cartuchos en cuele y dos en contracuele, mientras que destroza, hastiales, techo y zapateras van con un solo cartucho. Para la carga de columna se utiliza tres cartuchos de Nitrato de amonio por cada barreno.

Una vez cargados todos los barrenos existentes en el frente, se procede al encendido de las cargas, para lo cual se efectúa con mecha lenta con una longitud aproximada de 1.50 m y el encendido se realiza con lámpara de carburo. La voladura en la mina se realiza al final de la jornada diaria de trabajo, esto a las 13H00.

### **5.3.3. Remoción del mineral.**

Luego de terminado el proceso de voladura se procede a encender el sistema de ventilación por compresión con el fin de extraer o diluir gases y polvos en suspensión. Así mismo al día siguiente 07H00 con ayuda de una manguera inyectada con aire comprimido se procede a soplear (limpiar) los taladros con el fin de evacuar los detritos, y en caso de existir trozos de roca más grandes serán removidos con cucharillas.

También se realiza la actividad que se conoce como desguinche que consiste retirar material producto de las voladuras que se encuentra suelto o inestable en contorno de la galería.

### **5.3.4. Carguío y transporte del mineral hasta la planta de beneficio.**

El transporte de mineral se lo realiza mediante carretillas y una locomotora que arrastra 9 vagones.

Si el material a transportar es de frentes de rebajes inclinados este se trasladó mediante carretillas hasta los rebajes que luego por acción de la gravedad es depositado en los buzones de acumulación que conectan con la galería principal y desde aquí ya se cuenta con el servicio de la locomotora que se desliza sobre rieles metálicos y transporta el material hasta el patio de almacenamiento para que quede listo para la etapa de la planta de beneficio.

### 5.3.5. Tiempos empleados en las diferentes operaciones de obtención de mineral.

Para el análisis y recopilación de los tiempos que se emplean en las diferentes operaciones/actividades que se realizan para la obtención del mineral, se realizó un monitoreo mediante cronómetro por cinco días. Los resultados se presentan a continuación en la Tabla 7:

Tabla 7. Tiempos empleados en las diferentes operaciones de obtención del mineral

<b>Tiempos ocupados en operaciones</b>					
	Operaciones				
Día	Perforación (min)	Voladura (min)	Desguinche (min)	Carguío (min)	Transporte (min)
<b>1</b>	168	15	19	135	19
<b>2</b>	185	14	23	128	20
<b>3</b>	159	16	10	143	19
<b>4</b>	179	13	15	131	22
<b>5</b>	182	15	16	145	18
<b>Promedio</b>	174.6	14.6	16.6	136.4	19.6
<b>Total</b>					<b>361.8</b>

Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

### 5.4. Método de explotación

El método de explotación es la forma de extracción del mineral y el tratamiento de las galerías creadas. La elección del método de explotación por lo que se deben considerar parámetros como: forma y el tamaño del yacimiento, rentabilidad del mineral contenido,

composición, estabilidad y fuerza del estrato rocoso, así como la demanda de producción y las condiciones de seguridad del trabajo.

En la empresa Minera Reina de Fátima se ha venido utilizando el método de corte y relleno, las principales razones por las cuales se aplica este método son las siguientes:

- Los filones de mineralización presentan grandes inclinaciones generalmente entre 35° y 70°.
- Los espesores más importantes de las vetas están entre 0.50 m y 1.10 m.
- La estabilidad tanto de estrato rocoso como del mineral va de media a buena.

La aplicación de este método se realiza de la siguiente manera:

Los filones mineralizados se extraen en planchas horizontales empezando con un corte en la base y avanzando hacia arriba, dejando que los límites del tajo se marquen ajustadamente a la explotación. De esta manera la extracción se realiza de forma selectiva entre las secciones ricas y las secciones estériles.

Luego se va realizando el proceso de desescombro del tajo, una vez que está el espacio limpio se vuelve a rellenar para formar una plataforma de trabajo que permita extraer la siguiente plancha mejorando de esta manera también la estabilidad de los muros del tajo.

**CAPÍTULO VI**  
**ANÁLISIS Y RESULTADOS**

## **6.1. Descripción actual del sistema de ventilación.**

La Empresa Minera Reina de Fátima actualmente cuenta con un sistema de ventilación combinado entre Sistema de ventilación principal (natural) y un sistema de ventilación auxiliar (mecánico, por compresión).

### **6.1.1. Ventilación principal.**

La ventilación principal de la mina en el Frente 4 es con aire natural y se realiza a través de la entrada principal o bocamina. A 1000 m de la bocamina la labor del Frente 4 se comunica con una chimenea de las siguientes dimensiones: ancho 1.20 m y alto 1.70 m que también conduce aire fresco hasta el interior de las labores.

### **6.1.2. Ventilación auxiliar.**

La ventilación mecánica que se utiliza para la evacuación del aire viciado o contaminado, entra en funcionamiento después de realizarse las voladuras (13H00) y permanece en ejecución hasta las 7H00 del siguiente día.

Esta se realiza mediante la generación de aire comprimido desde la casa de máquinas y se distribuye por medio de un sistema de redes de tuberías de diferentes diámetros hasta tanques pulmones que se encuentran ubicados estratégicamente con sus respectivas válvulas de control y accesorios. El aire comprimido también se utiliza para el movimiento de la perforadora utilizada el Frente 4.

Entre los equipos que forman parte del circuito de aire comprimido de la Empresa Minera Reina de Fátima están: un compresor TS 20-200, dos pulmones de aire (horizontal y vertical), el aire es transportado desde el motor hacia los tanques y hacia el frente mediante una combinación de tuberías de PVC RIGIDO y tuberías de HIERRO.

A continuación, se describirá cada equipo:

- **Compresor estacionario doble etapa TS 20-200.**

Según Sullar Argentina (s.f.) el modelo TS20-200 es un compresor de aire estacionario de doble etapa series 20 y 16 de tipo rotativo a tornillo asimétrico, preparado para servicio continuo, lubricado y refrigerado por aceite a presión. Sin correas. Con microprocesador. Sistemas de regulación on-off y modulante (ambos incorporados). Incluye válvula espiral para cargas parciales. Se ahorra hasta el 25% de la energía de un mono etapa. Contenido máximo de aceite de 1 ppm. Este compresor de aire eléctrico posee rodamientos con vida útil extendida, diseñado para resistir B10 100.000 horas (Ilustración 20).

Tabla 8. Ficha técnica compresor estacionario doble etapa TS 20-200.

Ficha Técnica Compresor estacionario doble etapa TS 20-200			
<b>Modelo</b>	TS 20-200	Largo	3050 mm
<b>Caudal</b>	28 m <sup>3</sup> /min	Ancho	1830 mm
<b>Motor</b>	200 HP	Alto	1730 mm
<b>Presión</b>	7 kg/cm <sup>2</sup>	Peso	3900 kg

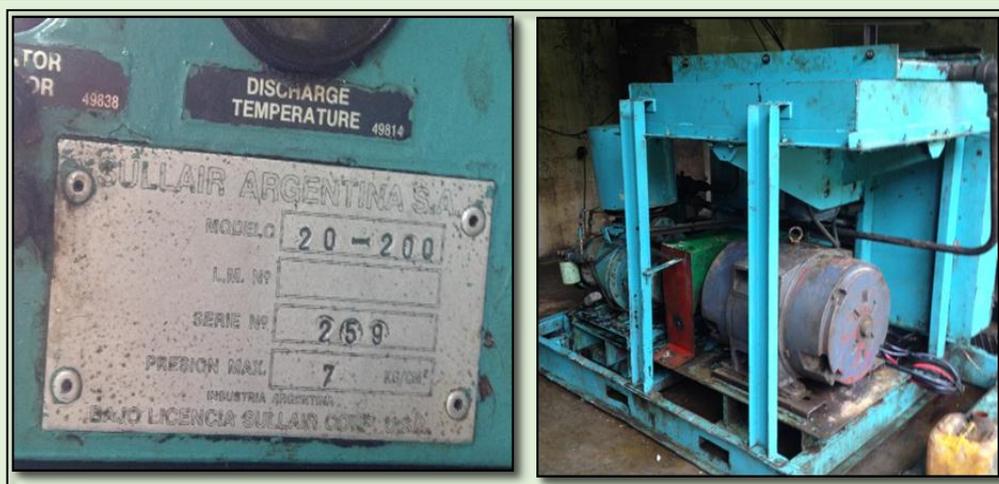


Ilustración 20. Compresor estacionario EMIREIFA S.A  
Fuente: Autora de tesis  
Elaboración: Autora de tesis

Fuente: (Sullar Argentina)  
Elaboración: Autora de tesis

- **Tanque horizontal estacionario**

Tabla 9. Ficha técnica tanque horizontal estacionario EMIREIFA S.A

Ficha técnica tanque horizontal estacionario	
<b>Servicio:</b>	Aire comprimido
<b>Tipo de tanque:</b>	Horizontal estacionario
<b>Propietario:</b>	TECHINT
<b>Diseñado por:</b>	B&T CIA. LTDA Quito-Ecuador
<b>Temperatura de diseño:</b>	60 °C
<b>Presión de diseño:</b>	0.69 MPa
<b>Presión de prueba:</b>	1.2 MPa
<b>Peso vacío:</b>	900 Kg
<b>Corrosión:</b>	3 mm
<b>Capacidad:</b>	27 m <sup>3</sup>
<b>Diámetro:</b>	1.15 m
<b>Longitud:</b>	2.73 m
<b>Espesor Cabeza:</b>	9.5 mm
<b>Espesor Cuerpo:</b>	8mm



Ilustración 21. Tanque estacionario horizontal  
Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

Fuente: B&T CIA. LTDA  
Elaboracion: Autora de tesis

- **Tanque vertical estacionario**

Tabla 10. Características del tanque vertical estacionario

Ficha técnica tanque vertical estacionario		
<b>Servicio:</b>	Aire comprimido	
<b>Tipo de tanque:</b>	Vertical estacionario	
<b>Año: 2002</b>	<b>Certificado por: INEN</b>	
<b>Diseñado por: B&amp;T CIA. LTDA Quito-Ecuador</b>		
<b>Material Cabeza: SA516-70</b>	 <p>Ilustración 22. Tanque estacionario vertical Fuente: Autora de tesis Elaboracion: Autora de tesis</p>	
<b>Material Cuerpo: SA516-70</b>		
<b>Espesor Cabeza: 9.5 mm</b>		
<b>Espesor Cuerpo: 8 mm</b>		
<b>Temperatura de diseño:</b>		60 °C
<b>Presión de diseño:</b>		0.69 MPa
<b>Presión de prueba:</b>		1.2 MPa
<b>Peso vacío:</b>		900 kg
<b>Corrosión:</b>		3 mm
<b>Capacidad:</b>		27 m <sup>3</sup>
<b>Diámetro:</b>		1.00 m
<b>Longitud:</b>		2.00 m

Fuente: B&T CIA. LTDA  
Elaboracion: Autora de tesis

- **Tuberías**

Para transportar el aire desde el motor y los pulmones (tanques estacionarios) hacia el Frente 4 se utiliza tuberías de PVC ROSCABLE (Ilustración 23) de 2 pulgadas \* 200 PSI con longitudes entre 6 y 3 m combinadas con tuberías de HIERRO (Ilustración 24) de 6 pulgadas con longitudes de 6, 3 y 2 m.



Ilustración 23. Tuberías PVC del actual sistema de ventilación  
Fuente: Autora de tesis  
Elaboración: Autora de tesis



Ilustración 24. Tuberías hierro del sistema actual de ventilación.  
Fuente: Autora de tesis  
Elaboración: Autora de tesis

- **Accesorios**

Como accesorios que se utilizan en el sistema actual de aire interior mina tenemos conexiones, reducciones, codos, acoples, bridas, empaques, apliques mural dobles, abrazaderas de fijación, entre otros. La mayoría son de aluminio galvanizado.

En la siguiente (Ilustración 25) se muestra algunos de los accesorios, que se han podido observar:



Ilustración 25. Accesorios en el circuito de aire comprimido Frente 4. Uniones en tuberías de hierro (a y f); llave cortadora en tubería de hierro (b); codos de hierro (i y c); uniones de aumento de diámetro (d y e); uniones universales en tuberías de PVC (g y h).

Fuente: Autora de tesis

Elaboración: Autora de tesis

## **6.2. Caracterización del aire interior mina**

Como actividades de caracterización del aire se realizó dos monitores:

- Primer monitoreo: que consistió en medir características del aire interior mina como velocidad, temperatura y porcentaje de humedad. Se realizó tres medidas por jornada diaria por un periodo de tres días.
- Segundo monitoreo: se realizó para observar el porcentaje de concentración de gases principalmente O<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S, CO y porcentaje de combustibles-explosividad. Se realizó tres medidas por jornada diaria, por un periodo de dos días.

Es importante indicar que en el monitoreo de porcentaje de gases no se pudo realizar el control completo de algunos puntos de aforo, específicamente los últimos ya que se encontraban junto a los procesos de perforación y continuo carguío de barrenos, por lo que se nos indicó que debíamos suspender estas medidas.

### **6.2.1. Primer monitoreo: características del aire (velocidad, temperatura y humedad).**

Esta actividad se realizó de acuerdo a un cronograma que fue establecido previamente tomando en cuenta los turnos de trabajo que se desarrollan en el frente siendo estos de 07H00, 13H00 por un periodo de tres días. Las tomas de datos se realizaron tres veces por turno, distribuidas de la siguiente manera:

- Primera toma de datos: Se realizó antes de que las labores iniciaran esto a las 07H00, esto con el fin de diagnosticar como se encuentra el aire antes de tener interacción tanto con el personal como con la maquinaria utilizada en las labores.
- Segunda toma de datos: Se realizó en la mitad del turno a las 10H00 para ver cómo van evolucionando las características del aire.
- Tercera toma de datos: Se realizó antes de finalizar el turno de labores respectivas, a las 12H30.

De esta caracterización del aire en las labores los resultados obtenidos son los siguientes:

- En cuanto a la velocidad de corriente del aire se obtuvo un valor mínimo de 11.4 m/min, un valor máximo de 51.36 y como promedio de todo el control un valor de 33.63 m/min. Es importante indicar que los valores más bajos corresponden a la mayor profundidad del frente esto a los casi 2000 metros en recta, mientras que los más altos a las zonas cercanas a la bocamina. Estos valores el 11.4 m/min esta fuera del límite permisible que en el Actual reglamento de seguridad minera del Ecuador este valor no debe ser menos de 15 m/min considerando que este es el valor más bajo de los reglamentos que hemos analizado, ya que en trabajos similares realizados y algunas otras normas y guías internacionales el valor de velocidad del aire suficiente para mantener óptimas condiciones debe estar entre 30 y 45 m/min.
- Los valores de temperatura están con un valor mínimo de 23 °C, un valor máximo de 28.1 °C y un valor promedio de todo el control igual a 26.3 °C. Aquí los valores máximos pertenecen a la zona más alejada de la bocamina (cerca de 2000 m) específicamente en la zona de perforación (frente). Estos valores de acuerdo al Reglamento de legislación Chilena se encuentra en un nivel óptimo, ya que nos indica que la temperatura máxima en el interior mina no debe exceder los 30 °C para un periodo de exposición de 8 horas.
- El porcentaje de humedad arrojó un valor mínimo de 64.2, un valor máximo de 91.2 y un porcentaje promedio igual a 77.59. Los valores máximos pertenecen a la zona más profunda del frente. Este valor se considera crítico ya que las normas indican que: si el valor es inferior a 70% es considerado grado satisfactorio, pero si es superior a 70% es un grado de incomodidad.

En el Anexo 3 se muestra el plano de distribución de los puntos de control y a continuación se muestran las tablas (11, 12 y 13) del monitoreo realizado, donde se indican el control diario, en los 10 puntos de aforo:

Tabla 11. Datos de monitoreo de velocidad, temperatura y porcentaje de humedad del aire, perteneciente al día 1. EMIREIFA S.A.

<b>CARACTERÍSTICAS DEL AIRE INTERIOR MINA. EMIREIFA S.A</b>									
<b>DÍA 1</b>									
<b>Punto de aforo</b>	<b>Hora: 07H00</b>			<b>Hora: 10H00</b>			<b>Hora: 12H30</b>		
	<b>Velocidad (m/min)</b>	<b>Temperatura (°C)</b>	<b>Humedad RH (%)</b>	<b>Velocidad (m/min)</b>	<b>Temperatura (°C)</b>	<b>Humedad RH (%)</b>	<b>Velocidad (m/min)</b>	<b>Temperatura (°C)</b>	<b>Humedad RH (%)</b>
<b>1</b>	42.0	24.4	73.0	48.0	26.05	68.07	48	26	65.05
<b>2</b>	48.0	25.0	73.05	42.0	26	77.04	48	26	78.05
<b>3</b>	48.0	25.05	73.0	24.0	26.03	77.09	48	26.05	77.06
<b>4</b>	48.0	25.05	72.4	18.0	27.02	79.03	42	27	79
<b>5</b>	48.0	26.06	71.08	36.0	27.08	78.09	36	27.05	78.05
<b>6</b>	36.0	27.01	75.3	36.0	27.04	79.04	36	28	80
<b>7</b>	30.0	27.08	79.1	24.0	27.01	83.03	30	27.05	83.05
<b>8</b>	30.0	27.04	83.1	18.0	26.06	85.02	18	26	84
<b>9</b>	19.2	27.0	87.02	30.0	26.05	88.03	24	26	89
<b>10</b>	19.2	27.05	91.2	18.0	27.05	80	18	26.08	88.05
<b>PROMEDIO</b>	<b>36.84</b>	<b>25.97</b>	<b>77.83</b>	<b>29.40</b>	<b>26.54</b>	<b>79.44</b>	<b>34.80</b>	<b>26.52</b>	<b>80.13</b>
<b>Prom diario Velocidad</b>	<b>33.68 m/min</b>								
<b>Prom diario Temperatura</b>	<b>26.34 °C</b>								
<b>Prom diario RH</b>	<b>79.13 %</b>								

Fuente: Autora de tesis  
 Elaboracion: Autora de tesis

Tabla 12. Datos de monitoreo de velocidad, temperatura y porcentaje de humedad del aire perteneciente al día 2. EMIREIFA S.A

CARACTERÍSTICAS DEL AIRE INTERIOR MINA. EMIREIFA S.A									
DÍA 2									
Punto de aforo	Hora: 7.00 am			Hora: 10H00 am			Hora: 12H30		
	Velocidad (m/min)	Temperatura (°C)	Humedad RH (%)	Velocidad (m/min)	Temperatura (°C)	Humedad RH (%)	Velocidad (m/min)	Temperatura (°C)	Humedad RH (%)
1	48	24	70	42	25	75.1	48	26.2	67
2	42	24.3	72	36	25.8	75.5	45	26	73.5
3	48	25.5	72.5	43.8	27	76.2	43.8	26.7	77
4	45	25	73.4	30	26.3	76	42	27	78
5	36	24.4	77	31.2	26.7	76.2	42.6	27.1	78.01
6	42	26	77.7	18	27	77	36	27	79.05
7	24	26.5	79.1	24	26.1	78.2	35.4	27.5	79
8	30	26	83	27	26.7	78	33	28	80
9	18	26.5	85	24	27.2	79.2	24.6	27	82.5
10	18	27	86	18	28.1	81	24	28	83
<b>PROMEDIO</b>	<b>35.10</b>	<b>25.52</b>	<b>77.57</b>	<b>29.40</b>	<b>26.59</b>	<b>77.24</b>	<b>37.44</b>	<b>27.05</b>	<b>77.17</b>
<b>Prom diario Velocidad</b>	<b>33.98 m/min</b>								
<b>Prom diario Temperatura</b>	<b>26.39 °C</b>								
<b>Prom diario RH</b>	<b>77.33 %</b>								

Fuente: Autora de tesis  
 Elaboracion: Autora de tesis

Tabla 13. Datos de monitoreo de velocidad, temperatura y porcentaje de humedad del aire perteneciente al día 3 EMIREIFA S.A.

<b>CARACTERÍSTICAS DEL AIRE INTERIOR MINA. EMIREIFA S.A</b>									
<b>DÍA 3</b>									
<b>Punto de aforo</b>	<b>Hora: 7.00 am</b>			<b>Hora: 10H00 am</b>			<b>Hora: 12H30</b>		
	<b>Velocidad (m/min)</b>	<b>Temperatura (°C)</b>	<b>Humedad RH (%)</b>	<b>Velocidad (m/min)</b>	<b>Temperatura (°C)</b>	<b>Humedad RH (%)</b>	<b>Velocidad (m/min)</b>	<b>Temperatura (°C)</b>	<b>Humedad RH (%)</b>
<b>1</b>	48	23	72	42	26.1	67.1	38.52	25.1	64.2
<b>2</b>	45	23.2	74.5	45	26.9	69.04	51.36	24.2	68.1
<b>3</b>	42	24.7	73	18	27.02	75.9	44.94	25.9	75.6
<b>4</b>	39	25	72.8	36	26.05	78.3	44.94	26	78.9
<b>5</b>	39	25	76	30	27.09	76.09	44.30	27.5	70.08
<b>6</b>	33	25.9	75.5	39	27.8	80.1	35.31	26.05	75.06
<b>7</b>	31.2	26.5	78	27	26.04	83.02	38.52	28.02	80.05
<b>8</b>	27.6	27	84.1	30	27.8	88.1	19.26	26.01	89
<b>9</b>	24	27.09	86.5	12	28.1	86.03	25.68	25.2	88.1
<b>10</b>	19.2	28	89.2	11.4	27.8	82.04	15.41	28.1	83.05
<b>PROMEDIO</b>	<b>34.80</b>	<b>25.54</b>	<b>78.16</b>	<b>29.04</b>	<b>27.07</b>	<b>78.57</b>	<b>35.82</b>	<b>26.21</b>	<b>72.21</b>
<b>Prom diario Velocidad</b>	<b>33.22 m/min</b>								
<b>Prom diario Temperatura</b>	<b>26.27 °C</b>								
<b>Prom diario RH</b>	<b>76.31 %</b>								

Fuente: Autora de tesis  
 Elaboracion: Autora de tesis

### **6.2.2. Segundo monitoreo: porcentaje de concentración de gases O<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S, CO y porcentaje de combustibles-explosividad.**

Esta actividad se la realizó de acuerdo a un cronograma que fue establecido previamente tomando en cuenta los turnos de trabajo que se desarrollan en el frente siendo estos a las 07H00 a las 13H00 por un periodo de dos días. La toma de datos se ejecutó tres veces por turno, distribuidas de la siguiente manera:

- Primer control de datos: Se realizó al inicio de las labores para controlar el porcentaje de gases al empezar de la jornada.
- Segundo control de datos: Se realizó en la mitad del turno para ver cómo van evolucionando los porcentajes de gases.
- Tercer control de datos: Se realizó antes de finalizar el turno de labores respectivas.

Analizando los valores obtenidos en este monitoreo, se puede determinar lo siguiente:

- Los porcentajes de concentración del O<sub>2</sub> están entre los siguientes valores: porcentaje mínimo 19.5% y máximo 20.8%. Los valores mínimos pertenecen a zonas de pozo y rebajes, que por sus condiciones se consideran zonas ciegas. Según la norma de límites máximos permisibles de gases (TLV's) estos valores se encuentran en el rango aceptado (mínimo 19.5% y máximo 22.5%).
- El valor máximo de concentración del CO es 44 ppm, perteneciente a zonas profundas de pozos y rebajes, denominadas zonas ciegas de difícil eliminación de aire viciado creando bolsas de gases, producto del confinamiento de gases de voladura o de procesos naturales, donde evidentemente la acumulación será mayor. Este valor se encuentra en un estado crítico ya que los TLV's indican que el valor máximo de CO debe ser 25 ppm.
- La concentración de H<sub>2</sub>S se mantuvo en un valor de 0 ppm durante todo el control. No presenta problemas ya que su valor máximo según los TLV's es 10 ppm.

- Mientras que el porcentaje de explosividad marca valores bajo cero por lo que la atmósfera se encuentra libre de peligros de explosividad.

En el Anexo 4 se muestra el plano de distribución de los puntos de control del Sector 4 y a continuación se muestran las tablas de valores (14 y 15) respectivas del control de concentración de gases:

Tabla 14. Monitoreo de porcentaje de gases, día 1.

CARACTERIZACIÓN DEL PORCENTAJE DE GASES, FRENTE 4 - EMIREIFA S,A													
MUESTREO 1 - RECTA													
Puntos de aforo	Hora : 07H40				Hora : 10H05				Hora : 11H30				OBSERVACIONES
	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	
1	20.5	0	0	-5	20.5	0	0	-4	20.8	0	0	-5	
2	20.8	0	0	-5	20.8	0	0	-4	20	13	0	-5	
3	20.5	12	0	-5	20.8	17	0	-4	20.4	0	0	-5	
4	20.4	17	0	-5	20.8	20	0	-4	20.4	22	0	-5	
5	20.5	0	0	-4	20.4	0	0	-4	20.3	0	0	-5	
6	20.3	31	0	-4	20.1	31	0	-4	20.2	32	0	-4	
7	19.8	29	0	-4	20	20	0	-4	20	22	0	-4	
8	19.8	30	0	0	19.8	20	0	-4	19.8	19	0	-4	
MUESTREO 1 - REBAJE													
Puntos de aforo	Hora : 07H40				Hora : 10H05				Hora : 11H30				OBSERVACIONES
	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	
1	19.8	28	0	0	...	...	...	....	...	...	...	....	No se pudo completar el control debido al proceso de perforación y continuo carguío de explosivos
2	19.8	29	0	-4	20.2	18	0	-4	20.1	15	0	-4	
3	19.7	40	0	-4	20.2	16	0	-4	20	17	0	0	
MUESTREO 1 - POZO													
Puntos de aforo	Hora : 07H40				Hora : 10H05				Hora : 11H30				OBSERVACIONES
	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	
1	20	44	0	-5	...	...	...	...	...	...	...	...	No se pudo completar el control debido a que se encontraba en el proceso de perforación y continuo carguío de explosivos.
2	20.4	22	0	-5	19.7	32	0	-5	...	...	...	...	No se pudo completar el control debido a que se encontraban en el proceso de perforación y continuo carguío de explosivos.

Fuente: Autora de tesis  
 Elaboracion: Autora de tesis

Tabla 15. Monitoreo del porcentaje de gases, día 2.

CARACTERIZACIÓN DEL PORCENTAJE DE GASES. FRENTE 4 - EMIREIFA S.A													
MUESTREO 1 - RECTA													
Puntos de aforo	Hora : 07H30				Hora : 09H30				Hora : 11H00				OBSERVACIONES
	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	
1	20.5	0	0	-7	20.5	0	0	-7	20.4	0	0	-7	
2	20.5	0	0	-7	20.5	0	0	-7	20.5	0	0	-7	
3	20.4	12	0	-7	20.5	19	0	-7	20.3	0	0	-7	
4	20.3	0	0	-6	20.4	33	0	-7	20.4	24	0	-7	
5	20.5	0	0	-6	20.5	0	0	-7	20.5	0	0	-7	
6	20.2	19	0	-6	20.0	15	0	-7	20.0	17	0	-7	
7	19.9	36	0	-6	19.9	31	0	-7	19.9	30	0	-7	
8	19.8	40	0	-5	19.8	35	0	-6	19.5	44	0	-6	
MUESTREO 1 - REBAJE													
Puntos de aforo	Hora : 07H30				Hora : 09H30				Hora : 11H00				OBSERVACIONES
	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	
1	19.5	26	0	0	...	...	...	....	...	...	...	....	No se pudo completar el control debido al proceso de perforación y continuo carguío de explosivos
2	19.7	27	0	-4	20.0	20	0	-4	19.8	20	0	-4	
3	20.00	44	0	-4	20.2	21	0	-4	20.0	19	0	0	
MUESTREO 1 - POZO													
Puntos de aforo	Hora : 07H30				Hora : 09H30				Hora : 11H00				OBSERVACIONES
	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	O <sub>2</sub> (%)	CO ppm	H <sub>2</sub> S ppm	COMB/EX (%)	
1	19.8	40	0	-5	...	...	...	....	...	...	...	...	No se pudo completar el control debido a que se encontraba en el proceso de perforación y continuo carguío de explosivos.
2	20.1	19	0	-5	19.5	21	0	-5	...	...	...	...	No se pudo completar el control debido a que se encontraban en el proceso de carguío de explosivos.

Fuente: Autora de tesis  
 Elaboracion: Autora de tesis

### **6.3. Cálculo de parámetros necesarios para plantear propuesta de mejoras en el sistema de ventilación del frente 4 en la empresa Minera Reina de Fátima (EMIREIFA S.A)**

Como puntos base para el diseño de la propuesta del Sistema de Ventilación se ha considerado principalmente la demanda de aire necesario interior mina. La depresión del circuito y la resistencia tanto al rozamiento como resistencias locales de la red del sistema de ventilación.

#### **6.3.1. Requerimiento de aire.**

Los cálculos para la demanda de aire producto de las diversas actividades interior mina del FRENTE 4 de la empresa Minera Reina de Fátima se basó en los parámetros que rigen en el actual Reglamento Ecuatoriano de Seguridad y Salud en el trabajo en el ámbito Minero con Registro Oficial 247 de 16 de mayo del 2014 específicamente del Capítulo IV referente a Ventilación.

Los requerimientos de aire están dados por lo siguiente:

- El flujo de aire será regulado tomando en consideración el número de personas expuestas. la extensión de las labores, el tipo de maquinaria de combustión interna. las emanaciones naturales de las minas y las secciones de las galerías. El flujo mínimo de aire necesario por persona. será de tres metros cúbicos por minuto ( $3 \text{ m}^3/\text{min}$ ).
- La velocidad promedio del aire en todo lugar de trabajo no será inferior a 15 m/min.

Según Sernageomin Chile (2008) las necesidades de aire al interior de la mina, deben ser determinadas en base al personal y el número de equipos que trabajan al interior de las labores en los niveles que componen la mina, además de conocer el método de explotación.

##### **6.3.1.1. Requerimiento de aire para personal.**

En la tabla 16 se muestra el personal que opera en el FRENTE 4 por turno de 8H00 a 13H00.

Tabla 16. Personal de labores en frente 4 EMIREIFA S.A

<b>Personal de labores en FRENTE 4 EMIREIFA S.A</b>	
Perforista	1
Ayudante	1
Obreros	3
Cargadores	3
<b>Total</b>	<b>8 personas</b>

Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

- Cálculo de caudal

$$Qp = (f * N) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Qp = (3 * 8) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\underline{Qp = 24 \text{ m}^3/\text{min}}$$

#### **6.3.1.2. Caudal requerido por el polvo en suspensión.**

Tomando en cuenta la forma de cálculo de Carabajo (2015), se tiene:

Datos:

- V = Velocidad de circulación óptima 0.8 m/seg
- S = Area de la sección = 3.15 m<sup>2</sup>

Reemplazando en la fórmula tenemos:

$$Qp = V * S \text{ (m}^3/\text{min)}$$

$$Qp = (48 * 3.15) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\mathbf{Qp= 151.2 \text{ m}^3/\text{min}}$$

#### **6.3.1.3. Caudal requerido por equipos a diésel.**

Para este caudal la ecuación que se presenta nos dice exclusivamente para equipos que trabajan a diésel ya que estos son los que emanan la cantidad más importante de aire contaminado.

En nuestro caso y luego de recolectar la información y características de los equipos que se utilizan en el Frente 4 donde se está realizando el estudio, se conoce que: no existen en la labor equipos a diésel, solamente se cuenta con una perforadora que funciona a través de aire comprimido y una locomotora eléctrica: Por lo tanto:

$$\underline{Q_{\text{equipos}} = 0 \text{ m}^3/\text{min}}$$

#### **6.3.1.4. Caudal requerido por la producción.**

$$Q_{\text{pr}} = (T * u) \text{ m}^3/\text{min}.$$

Datos:

- T = Producción diaria en toneladas → 8.14 ton/día
- “u” = debido a que es mina metálica donde el consumo de madera es alto, el valor de “u” lo tomamos como 1.25 m<sup>3</sup>/min. Según la Normativa General Chilena.

Reemplazando valores tenemos:

$$Q_{\text{pr}} = (T * 1.25) \text{ m}^3/\text{min}.$$

$$Q_{\text{pr}} = (8.14 * 1.25) \text{ m}^3/\text{min}.$$

$$Q_{\text{pr}} = 10.175 \text{ m}^3/\text{min}.$$

En base al criterio de la “Guía Metodológica de Seguridad para proyectos de ventilación de minas”, donde analizan una forma más acertada de cálculo de caudal requerido por la producción, que propone lo siguiente:

- Sumar el caudal necesario calculado según el personal que trabaja en la mina, con el caudal necesario calculado según el equipo Diésel y aumentar este total en un 20% o más por cortocircuitos o pérdidas.

Realizando los cálculos, se obtiene:

Datos:

-  $Q_{\text{personal}} = 24 \text{ m}^3/\text{min}$

-  $Q_{\text{equipos}} = 0 \text{ m}^3/\text{min}$

$$Q_{\text{personal}} + Q_{\text{equipos}} = 24 \text{ m}^3/\text{min}$$

- 20% aumento del total de  $Q_{\text{personal}} + Q_{\text{equipos}} = 4.8$

$$Q_{\text{pr2}} = Q_{\text{personal}} + Q_{\text{equipos}} + q_{20\%}$$

$$Q_{\text{pr2}} = (24+0+4.8) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{\text{pr2}} = 28.8 \text{ m}^3/\text{min}$$

Según Sernageomin Chile (2008) la primera forma de cálculo del caudal por producción es más considerado para minas de carbón y la segunda forma de cálculo para minas metálicas ya que es importante tomar en cuenta el consumo de madera.

Por lo tanto para los cálculos respectivos se tomara en cuenta el caudal obtenido por el segundo método (minas metálicas) quedando un resultado de:

$$\underline{\text{Caudal necesario por producción} = 28.8 \text{ m}^3/\text{min}}$$

#### **6.3.1.5. Caudal requerido por consumo de explosivos.**

**Datos del consumo de explosivos:**

- La distribución de barrenos es la siguiente: 1 de desfogue, 4 en cuele, 4 en contracuele, 6 en destroza, 6 en hastiales, 5 en techo y 5 en zapatera. Siendo en total 31 barrenos de los cuales solo 30 van con explosivo.
- Los explosivos que se utilizan son: Dinamita gelatinosa al 60% denominada Explogel III como carga de fondo y Nitrato de amonio como carga de columna.

## Cálculo del peso total de explosivos transformados a Kg de dinamita al 60%

### - Carga de fondo

- Explosivo Dinamita gelatinosa al 60% denominada Explogel III
- Se utiliza 2 cartuchos en los barrenos de cuele y contracuele, mientras que en los demás va un solo cartucho.
- El peso de cada cartucho es de 50.35 gr.

En la tabla 17 se indican los cálculos:

Tabla 17. Peso total de explosivos en carga de fondo

Tipo de barreno	"A" # barrenos	"B" # cartuchos	"C" Peso cartucho (gr)	(A*B*C) Peso de cartucho por barreno (gr)
Desfogue	1	vacío		
Cuele	4	2	50.35	402.8
Contracuele	4	2	50.35	402.8
Destroza	6	1	50.35	302.10
Hastiales	6	1	50.35	302.10
Techo	5	1	50.35	251.75
Zapateras	5	1	50.35	251.75
Peso total de explosivo utilizado en carga de fondo (gr)				1913.30

Fuente: Autora de tesis

Elaboracion: Autora de tesis

Peso total de explosivo utilizado en carga de fondo en kg es **1.973 kg**

### - Carga de columna

- Explosivo Nitrato de amonio
- Se utiliza 3 cartuchos en todos los barrenos.
- El peso de cada cartucho es 137.67 gr

En la Tabla 18 se indican los cálculos:

Tabla 18. Peso total de explosivos en carga de columna

Tipo de barreno	“A” # barrenos	“B” # cartuchos	“C” Peso cartucho (gr)	(A*B*C) Peso de cartucho por barreno (gr)
Desfogue	1	Vacío		
Cuele	4	3	137.67	1652.04
Contracuele	4	3	137.67	1652.04
Destroza	6	3	137.67	2478,06
Hastiales	6	3	137.67	2478,06
Techo	5	3	137.67	2065.05
Zapateras	5	3	137.67	2065.05
<b>Peso total de explosivo utilizado en carga de fondo (gr)</b>				<b>12390.3</b>

Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

Peso total de explosivo utilizado en carga de columna en kg es **12.39 kg**

Para transformar a Dinamita al 60% se utiliza la relación:

*1 kg de dinamita al 60% = 50 kg de Nitrato de amonio (Enaex Sevicios S.A, 2014).*

Entonces:

50 kg de Nitrato de amonio → 1 kg de dinamita al 60%

12.39 kg de Nitrato de amonio → X kg de dinamita al 60%

$$X = \frac{(12.39*1)}{(50)} \text{ kg}$$

**X = 0.248 kg** de dinamita al 60% → Total explosivo utilizado en carga de columna

#### **Cálculo del caudal requerido por el consumo de explosivos**

- Peso de explosivo en carga de fondo en kg de dinamita al 60% = 1.973 kg
- Peso de explosivo en carga de columna en kg de dinamita al 60% = 0.248 kg
- Cantidad total de explosivo detonado en kg de dinamita al 60% = 2.22 kg. (Suma del peso de explosivos de carga de fondo y columna)

## Datos

- **A** = Cantidad total de explosivo detonado en kg de dinamita al 60% = **2.22 kg**

Reemplazando en la ecuación, obtenemos:

$$Q_e = (16,67 * A) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_e = (16,67 * 2.22) \text{ m}^3/\text{min}$$

Caudal requerido por consumo de explosivos:  $Q_e = 37.00 \text{ m}^3/\text{min}$

### 6.3.2. Total de caudal requerido.

Según Sernageomin Chile (2008) una vez calculados los caudales, según los distintos aspectos considerados, se debe efectuar un análisis para determinar cuál caudal se debe considerar y cuál suma de ellos. Luego, a la cantidad determinada es aconsejable considerar un porcentaje de aumento a causa de pérdidas y filtraciones, por ejemplo, un 30%.

Por lo tanto y considerando que en la mina de estudio se trabaja en una sola jornada diaria que contempla desde las 7H00 hasta las 13H00, se agrupó los caudales de la siguiente manera:

- $Q_1 \rightarrow$  Caudal 1: sumatoria de caudal requerido por personal, equipos, polvos en suspensión y producción = **204.00 m<sup>3</sup>/min.**
- $Q_2 \rightarrow$  Caudal 2: sumatoria de caudal requerido por polvos en suspensión y por consumo de explosivos = **188.2 m<sup>3</sup>/min.**

La agrupación de caudales se la realizó tomando en cuenta que la dilución de gases producto de voladuras se realizan en horario diferente (a partir de las 13H00) al que se encuentran en el interior de la mina personal y maquinaria, por lo tanto la producción cesaría hasta el siguiente día 07H00.

Por lo tanto:

Si comparamos el caudal 1 (Q1) y el caudal 2 (Q2), observamos que la demanda de aire del caudal 2 es superior a la del caudal 1 (Ilustración 26).

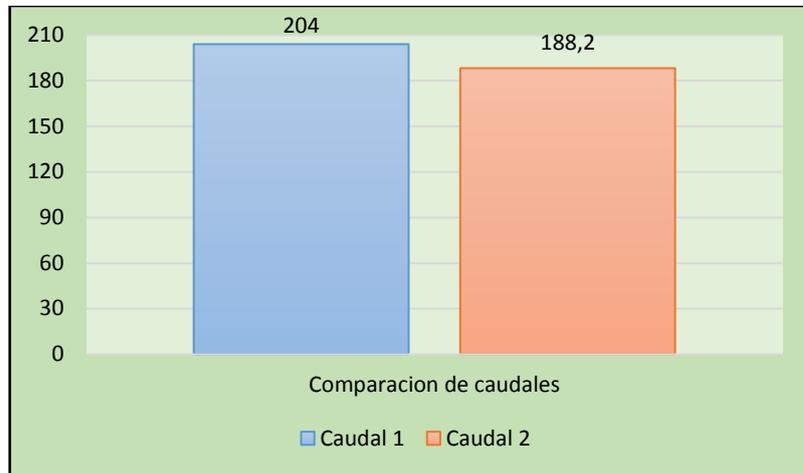


Ilustración 26. Comparación de caudales

Fuente: Autora de tesis

Elaboracion: Autora de tesis

Del resultado podemos justificar que para el análisis del requerimiento de aire para el Frente 4 de la empresa minera Reina de Fátima S.A se considere el requerimiento por personas, polvos en suspensión, equipos y producción, puesto que el requerimiento es mayor por lo que brindará una mayor seguridad y este representa los datos más importantes.

Tomando en cuenta la recomendación que se da en “La Guía metodológica de Ventilación de minas de Chile” donde indica que al caudal determinado es aconsejable considerar un porcentaje de aumento a causa de pérdidas y filtraciones, por ejemplo, un 30%. Así:

- $Q \text{ filtraciones} = 30\% \text{ de } Q \text{ req}$

Entonces:

- $Q \text{ filtraciones} = 30\% \text{ de } 204,00 \text{ m}^3/\text{min}$
- $Q \text{ filtraciones} = 61,2 \text{ m}^3/\text{min}$

Por lo tanto:

$$Q_t \text{ req} = (Q \text{ req} + Q \text{ filtraciones})$$

$$Q_t \text{ req} = (204.00 + 61.2) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\underline{Q_t \text{ req} = 265.2 \text{ m}^3/\text{min} \rightarrow 9365.46 \text{ CFM}}$$

### 6.3.3. Balance de aire en el Frente 4.

- Caudal actual: El ingreso principal de aire al Frente 4 se realiza por la galería principal y por una chimenea ubicada estratégicamente en esta área.

Con una velocidad promedio de aire en el frente igual a 33.6 m/min y una área de 3.15 m<sup>2</sup>, se obtiene una oferta de caudal de aire presente en el frente igual a 105.4 m<sup>3</sup>/min → 3722.169 cfm.

- Requerimiento de aire: Una vez realizados todos los cálculos respecto a las necesidades de aire interior mina se obtuvo como resultado un caudal necesario de 265.2 m<sup>3</sup>/min → 9365.46 CFM.

### 6.3.4. Caudal total de aire.

Analizando el caudal actual presente interior mina con el requerimiento calculado, se puede observar claramente que:

- (Q1) Caudal actual: 105.4 m<sup>3</sup>/min → 3722.169 cfm.
- (Q2) Caudal necesario: 265.2 m<sup>3</sup>/min → 9365.46 CFM.

Luego restando los dos caudales, se obtiene el valor del caudal total requerido teóricamente para ventilar el frente 4:

$$Q_{\text{TOTAL}} = Q_2 - Q_1$$

$$Q_{\text{TOTAL}} = (265.2 - 105.4) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{\text{TOTAL}} = 159.8 \text{ m}^3/\text{min} \rightarrow 5643.28 \text{ cfm.}$$

Del resultado vemos que para completar una ventilación eficaz del Frente se necesita 159.8 m<sup>3</sup>/min o 5643.28 cfm.

Pero para nuestro estudio tomaremos el CAUDAL TOTAL REQUERIDO por los diferentes parámetros que es igual a 265.2 m<sup>3</sup>/min → 9365.46 cfm, ya que el aire que actualmente circula es parte en sí de la ventilación natural que ingresa tanto por la bocamina, por la

chimenea y también en algunos casos con ayuda de aire comprimido cuando la situación actual de la ventilación se dificulta en el frente. Este caudal natural no es constante y al encontrarse actualmente el frente en continuos trabajos de avance se dificultaría la ventilación natural, ya que las labores se van alejando aún más tanto de la bocamina como de la chimenea.

La razón por la que se desprecia la ventilación natural es: Según Sernageomin Chile (2008) la ventilación natural es muy cambiante, depende de la época del año, incluso, en algunos casos, de la noche y el día. Dado que la ventilación natural es un fenómeno de naturaleza inestable y fluctuante, en ninguna faena subterránea debe utilizarse como un medio único y confiable para ventilar sus operaciones.

Por lo tanto tomaremos en cuenta el caudal requerido por el cálculo de los parámetros.

$$\underline{\text{Caudal Total requerido} = 265.2 \text{ m}^3/\text{min} \rightarrow 9365.46 \text{ CFM}}$$

#### **6.4. Cálculo de Resistencias**

La entrada de aire fresco a las labores del frente 4 está constituida por dos accesos. El primero que es la entrada principal a la mina ubicada a una cota de 990 msnm y una segunda entrada es mediante una chimenea ubicada a 1100 msnm.

Cabe mencionar que el aire que ingresa por la entrada principal se reparte entre los cuatro frentes existentes en la mina, en cambio el aire que ingresa por la chimenea se dirige en su totalidad al Frente 4.

Según los datos tanto de sección (superficie), velocidad de la corriente, temperatura del aire, recolectados en los 10 puntos de aforo, se procedió a calcular la sección de entrada y el caudal, para luego calcular el valor de la resistencia para cada tramo del sistema.

##### **6.4.1. Resistencias al rozamiento o paso del aire.**

La resistencia al rozamiento conocida como resistencia aerodinámica, se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$Rr = \left( \frac{10^3}{8g} \right) * \lambda * \rho * P * \left( \frac{L}{S^3} \right)$$

Donde:

- R = resistencia al rozamiento. ( $\mu$ )
- $\lambda$  = coef. de resistencia aerodinámica.
- $\rho$  = densidad  $\text{kg/m}^3$
- L= longitud de galería. (m)
- P = perímetro de galería (m)
- S= área de la sección de la galería. ( $\text{m}^2$ )

El valor del coeficiente de resistencia aerodinámica para nuestro caso se tomó de acuerdo a las siguientes características:

- tipo de galería: roca ígnea,
- irregularidades de la superficie: promedio con pequeñas obstrucciones.

Realizando el análisis en la (Tabla 3) nos da un valor de  $285 \times 10^{-5}$  que es igual a 0.0029.

Luego se procede a realizar los cálculos en todos los puntos de aforo y se presentan en la tabla 19.

Tabla 19. Cálculo de pérdidas por rozamiento

<b>CÁLCULO DE RESISTENCIAS POR ROZAMIENTO</b>						
Proyecto: Frente 4 (EMIREIFA S.A)						
# Punto de aforo	Sección S ( $\text{m}^2$ )	Perímetro P (m)	Coef. de rozamiento ( $\alpha$ )	Densidad ( $\rho$ ) $\text{Kg/m}^3$	Longitud L (m)	Resistencia
1	3.15	6.9	0.0029	1.16	100	0.93
2	3.15	6.9	0.0029	1.16	50	0.46
3	3.15	6.9	0.0029	1.16	100	0.93
4	3.15	6.9	0.0029	1.16	150	1.39
5	3.15	6.9	0.0029	1.16	50	0.46
6	3.15	6.9	0.0029	1.16	100	0.93
7	3.15	6.9	0.0029	1.16	100	0.93
8	3.15	6.9	0.0029	1.16	150	1.39

<b>CÁLCULO DE RESISTENCIAS POR ROZAMIENTO</b>						
Proyecto: Frente 4 (EMIREIFA S.A)						
# Punto de aforo	Sección S (m <sup>2</sup> )	Perímetro P (m)	Coef. de rozamiento (α)	Densidad (ρ) Kg/m <sup>3</sup>	Longitud L (m)	Resistencia
9	3.15	6.9	0.0029	1.16	100	0.93
10	3.15	6.9	0.0029	1.16	166	1.54
<b>Resistencia Total por Rozamiento</b>						<b>9.91</b>

Fuente: Autora de tesis  
 Elaboracion: Autora de tesis

#### 6.4.2. Resistencias locales.

Las resistencias locales, se calculan mediante la siguiente formula:

$$RI = 62.487 * \left(\frac{\xi}{S^2}\right)$$

Donde:

- RI = resistencia local (μ)
- ξ = coeficiente de perdida de carga singular, ver (ilustración 14).
- S = Sección de la galería (m<sup>2</sup>)

Las pérdidas locales se calcularon en base a los cambios de dirección más pronunciados a lo largo de la galería, donde la red de ventilación tendría desvíos y se los considero como codos bruscos para el cálculo.

La trayectoria que sigue el frente 4 en su mayoría es horizontal, solo en 3 puntos de aforo (5, 8, 10) se pudo localizar un cambio de dirección, en los cuales se calculó las pérdidas locales; los cálculos se muestran a continuación en la tabla 20:

Tabla 20. Cálculo de pérdidas locales

<b>CÁLCULO DE RESISTENCIAS LOCALES</b>					
Proyecto: Frente 4 (EMIREIFA S.A)					
# Punto de aforo	Sección (m <sup>2</sup> )	Angulo de inclinación $\delta(^{\circ})$	Angulo de inclinación $\delta(\text{rad})$	Coef. Perdida de carga singular ( $\epsilon$ )	Resistencia local (Ku)
5	3.15	20	0.349	0.00089	0.0056
8	3.15	45	0.785	0.0018	0.011
10	3.15	90	1.57	0.0038	0.024
<b>Pérdida total por resistencia Local</b>					<b>0.0406</b>

Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

### 6.5. Resistencia total

Las pérdidas por resistencia total son el resultado de la sumatoria de las pérdidas por rozamiento y las pérdidas locales, como resultado total se tiene el siguiente valor:

Datos:

- (Rr) Resistencia por rozamiento = 9.91  $\mu$
- (Rl) Resistencia local = 0.0406  $\mu$

$$\text{Resistencia total} = R_r + R_l$$

$$R_t = (9.91 + 0.0406) \rightarrow P_t = 9.95 \mu$$

### 6.6. Cálculo de la resistencia total del frente (mina).

La depresión total es la caída o pérdida de presión originada por las resistencias a las que se enfrenta el flujo de aire.

Conocer el valor de esta depresión es muy importante ya que el flujo de aire se origina debido a la existencia de una diferencia de presión entre dos puntos del sistema o circuito y para que se produzca esta diferencia se necesita agregar una cierta cantidad de energía al

sistema, y esta se consume superando las resistencias que las labores mineras presenta al momento de generarse el flujo o circulación de aire (Sernageomin Chile, 2005).

Las unidades de medida de la depresión son milímetros de columna de agua (mm c.a) o su equivalente  $\text{kg/m}^2$  y se calcula mediante la siguiente expresión:

$$h = R * Q^2$$

Donde:

$h$  = depresión (mm c.a)

$R$  = resistencia total de la mina (Ku)

$Q$  = caudal total necesario ( $\text{m}^3/\text{seg}$ )

Aplicando la ecuación tenemos:

Datos:

$$R = 9.95 \mu$$

$$Q = 265.2 \text{ m}^3/\text{min} \rightarrow 4.42 \text{ m}^3/\text{seg}$$

$$h = R * Q^2$$

$$h = (9.95 * (4.42)^2) \text{ mm c.a}$$

$$\underline{\text{Resistencia total del frente} = 194.39 \text{ mm c.a} \rightarrow 1905.022 \text{ Pa}}$$

La facilidad o dificultad de ventilación de una labor depende del valor de la resistencia "R".

La resistencia puede reducirse disminuyendo el valor de " $\alpha$ ", disminuyendo el largo de la galería o el aumento del área. Tanto la disminución de " $\alpha$ ", como el aumento del área están supeditadas a limitaciones económicas y el largo de la galería, a la configuración del sistema (Sernageomin Chile, 2005).

### **6.7. Cálculo de la curva característica de la mina, representación gráfica.**

La Fórmula fundamental de la ventilación de minas tiene su representación en un sistema cartesiano, donde en el eje de las "Y" tenemos la Caída de Presión H y en "X" el caudal Q (Sernageomin Chile, 2005).

Como sabemos, cualquier galería o un sistema de ella formando un circuito de ventilación están representado por la siguiente expresión:

$$H = (R * Q^2) \text{ mm c.a}$$

Donde:

H = Caída de presión

R = pérdida por resistencia total de la mina

Q = Caudal

Esta ecuación, en el sistema definido nos representa a una parábola que pasa por el origen.

En general, cuanto mayor es la resistencia R, más parada será la parábola.

Conociendo la resistencia total, asignamos valores a Q para determinar los valores de H, a través de la siguiente expresión derivada de la ecuación de depresión, los valores calculados y luego utilizados para la gráfica, se muestran en la Tabla 21:

$$H = 9.95 * Q^2$$

Tabla 21. Datos para curva característica.  
presión vs caudal

X (Q)	Y (H)
1	9.95
2	39.8
3	89.55
4	159.2
5	248.75
6	358.2
7	487.55
8	636.8
9	805.95
10	995

Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

El resultado de la gráfica Caída de presión Vs Caudal, se muestra a continuación (Ilustración 27):

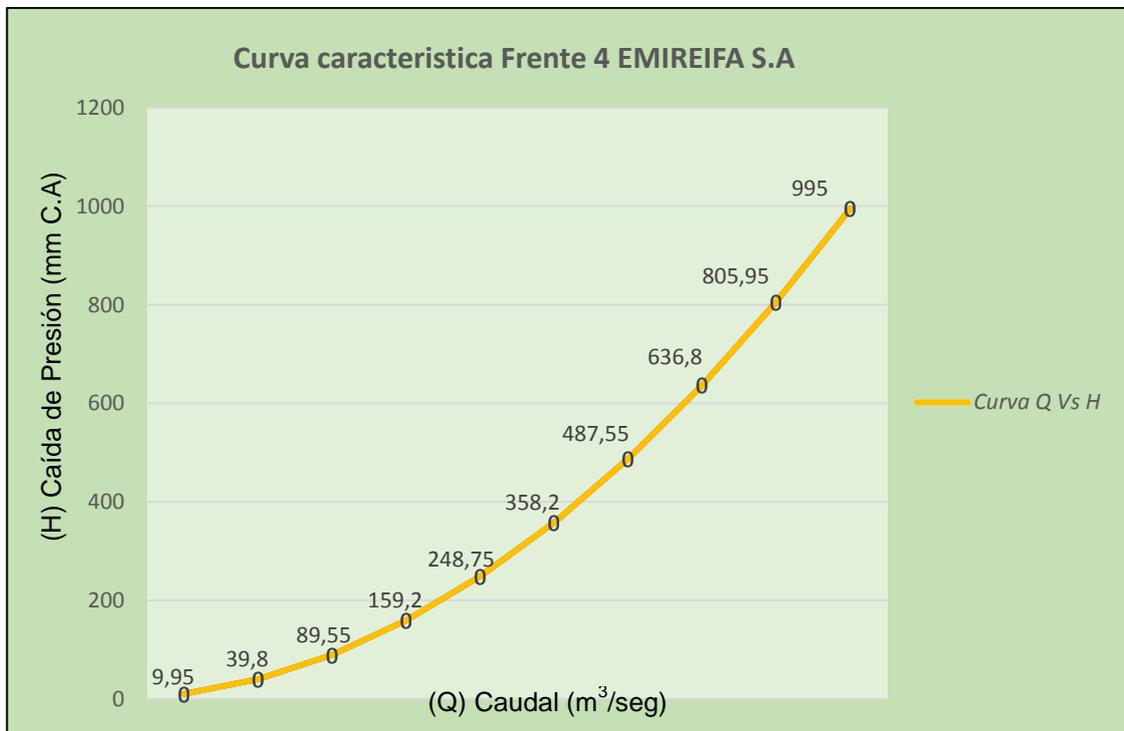


Ilustración 27. Curva característica Frente 4 EMIREIFA S.A  
Fuente: Autora de tesis  
Elaboración: Autora de tesis

### 6.8. Circuito de ventilación.

Las formas como se encuentran interconectadas las galerías dentro de un circuito de ventilación deciden la manera como se distribuye el caudal del aire dentro de ellas y cuál será la depresión del circuito (Sernageomin Chile, 2005).

En nuestro caso al tratarse de ventilar un solo frente el sistema no tendrá ramificaciones por lo que se elige una UNION EN SERIE que cumple con esta principal característica que es el transportar aire hacia un punto sin ramificaciones, por lo tanto no habrá pérdidas significantes del sistema y el caudal del aire permanecerá constante.

En cuanto a la resistencia aerodinámica total del sistema es igual a la suma de las resistencias parciales y la depresión total es igual a la suma de las parciales.

Un diagrama equivalente representativo de la instalación sería el siguiente, en el cual se puede representar los círculos como tapados, que también pueden ser puertas herméticas para guiar en buena forma al aire que recorre el circuito y que cumplan con las características de las uniones en serie

Un circuito de unión en serie se caracteriza por que la corriente de aire se mueve sin ramificaciones, vale decir, si no existen pérdidas, el caudal de aire permanece constante.

Las características del circuito serán:

$$\text{Caudal (Q)} = Q_1 = Q_2 = Q_3 = Q_4$$

$$\text{Resistencia aerodinámica total (R)} = R_1 + R_2 + R_3 + R_4$$

$$\text{Depresión Total (H)} = H_1 + H_2 + H_3 + H_4$$

## **6.9. Equipos a utilizarse**

Al momento de determinar los equipos que van a utilizarse para el circuito de ventilación se debe tomar en cuenta factores indispensables con el fin de que el resultado ofrezca con total seguridad un rendimiento óptimo.

Los parámetros principales a considerarse son:

- Caudal necesario
- Caída de presión total de la mina
- Potencia el ventilador

### **6.9.1. Cálculo del diámetro de la tubería a utilizarse.**

El siguiente paso es un cálculo estimado del diámetro a utilizarse, puesto que según varios estudios aconsejan que de acuerdo a la longitud del recorrido del flujo de aire, se debe optar por un mayor diámetro (Carabajo, 2015).

Antes de la elección de un diámetro mayor de la manga se debe analizar la altura de la galería junto a la máxima altura ocupada diariamente ya sea por equipos o personas, y si la

altura que queda libre soporta un diámetro mayor se puede ocupar, siempre y cuando quede una distancia considerable entre la manga de ventilación y la altura de los equipos o personas, porque de esto dependerá el tiempo de vida de la manga de la exposición a roces (Quevedo, 2013).

Según Carabajo (2015) para encontrar el diámetro del conducto de ventilación se aplica la siguiente expresión:

$$D_{tu} = 0.22 * \sqrt{S} \text{ (m)}$$

Donde:

- $S = \text{Área de la galería} = 3.15 \text{ m}^2$

Reemplazando obtenemos lo siguiente:

$$D_{tu} = 0.22 * \sqrt{3.15} \text{ (m)}$$

$$D_{tu} = 0.39 \text{ m} \rightarrow 15.35 \text{ pul}$$

Según el resultado nuestro diámetro de manga a utilizar es de 0.39 m que aproximando sería 0.40 m.

Realizando el análisis de la altura de la galería con la altura máxima ocupada en la misma, se define lo siguiente:

- (H. galería) Altura de la galería: 2.10 m
- (H.ocupada) Altura máxima utilizada: 1.60 m
- Altura libre = (H.galería – H.ocupada) = 0.50 m

El diámetro está dentro del rango de altura libre, incluso se puede aumentar con el fin de que las pérdidas sean menores, pero siempre por seguridad se dejara libre 0.5 metros a favor de la altura utilizada.

Pero en caso de ser necesaria una distancia mayor para aumentar la seguridad y el tiempo de vida útil de la manga se puede realizar una disminución considerable del diámetro de la tubería teniendo siempre en cuenta que si baja el diámetro la potencia del motor debe ser mayor.

Para el frente 4 EMIREIFA S.A luego de realizados los calculo el diámetro de la manga a utilizar será tomara un valor de 0.45 m → 17.72 pulg.

Según la disponibilidad en el mercado se tomara un diámetro aproximado de 17 o 18 pulgadas o un más cercano. Tomando en cuenta que si este diámetro se reduce las perdidas aumentan.

Diámetro de manga de ventilación a utilizar = 0.45 m → 18 pulg

### **6.9.2. Depresión del ventilador**

Las pérdidas de aire ocasionadas por la manga de ventilación se denominan depresión a la que está expuesto el ventilador a utilizar. Este parámetro se calcula de la siguiente manera:

$$Dv = R \cdot Q^2$$

Donde:

- Dv: depresión del ventilador
- R: resistencia aerodinámica del ventilador
- Q = caudal requerido

*Resistencia aerodinámica teórica del ventilador ocasionado por el conducto de ventilación*

Se calcula con la siguiente expresión:

$$R = 6,5 * \alpha * \left(\frac{L}{(dt)^5}\right)$$

Donde:

- $\alpha$  = coeficiente de resistencia de las paredes de la manga de ventilación. El valor es 0.0002 por ser el conducto de material plástico flexible.
- $dt$  = diámetro del conducto de ventilación
- $L$  = longitud de la sección a ventilar

El coeficiente de resistencia está expuesto en la (Tabla 4) donde constan las características de los conductos de ventilación:

$$R = 6.5 * 0.0002 * \left(\frac{420}{(0.45)^5}\right) \text{ Ku}$$

$$R = 29.59 \text{ Ku}$$

- **Cálculo depresión del ventilador**

Datos:

- $R = 29.59 \text{ Ku}$
- $Q = 265.2 \text{ m}^3/\text{min} \rightarrow 4.42 \text{ m}^3/\text{seg}$

Reemplazando en la expresión tenemos:

$$Dv = (R * Q^2) \text{ mm ca}$$

$$Dv = (1 \times 10^{-8}) * (265.2)^2$$

$$\underline{Dv = 578.06 \text{ mm ca} \rightarrow 5664.988 \text{ Pa}}$$

### 6.10. Selección del ventilador

Para la elección del ventilador se requiere de dos datos claves: Caudal total necesario y Pérdidas de presión o depresión total del sistema.

Datos:

- Caudal necesario =  $265.2 \text{ m}^3/\text{min} \rightarrow 4.42 \text{ m}^3/\text{seg} \rightarrow 9365.46 \text{ CFM}$
- Depresión total =  $578.06 \text{ mm ca} \rightarrow 5664.988 \text{ Pa}$

De acuerdo a estas dos características se realiza la elección, que puede ser de 1 o más ventiladores.

### 6.10.1. Potencia del motor del ventilador.

Las consideraciones que deben hacerse para calcular la potencia del motor son:

- Q = Caudal de aire en m<sup>3</sup>/seg.
- H = Depresión del circuito en Pa
- P = Potencia del motor en Kw.
- $\eta$  = Eficiencia del ventilador, la cual varía entre 70 a 85%
- AHP = Potencia necesaria para mover el caudal Q de aire en un circuito cuya depresión es H, en Kw.
- BHP = Potencia al freno del ventilador, en Kw.
- DE = Eficiencia de la transmisión, la cual varía entre 90% para transmisión por poleas y correas, y 100% para transmisión directa.
- ME = Eficiencia del motor, la cual varía entre 85% a 95%.

#### Datos:

- Q = 4.42 m<sup>3</sup>/seg
- H = 5664.988 Pa
- $\eta$  = 80%
- DE = 95%
- ME = 90%
- AHP = ?
- BHA = ?
- P = ?

#### Cálculos:

- Potencia necesaria para mover el caudal (**AHP**)

$$AHP = \frac{(Q*H)}{1000} \text{ Kw}$$

$$AHP = \frac{(4.42 * 5664.988)}{1000} Kw$$

$$AHP = 25.04 Kw \rightarrow 33.58 HP$$

- Potencia al freno del ventilador (**BHP**)

$$BHP = \frac{(Q*H)}{1000 * \eta} Kw$$

$$BHP = \frac{(4.42*5664.988)}{1000 * 0.8} Kw$$

$$BHP = 31.30 Kw \rightarrow 41.97 HP$$

- Potencia del motor (**P**)

$$P = \frac{(Q * H)}{(1000 * \eta * DE * ME)} Kw$$

$$P = \frac{(4.42 * 5664.988)}{(1000 * 0.8 * 0.95 * 0.90)} Kw$$

$$P = 36.60 Kw \rightarrow 49.08 HP$$

### 6.11. Propuesta para mejorar la ventilación en el Frente 4 de la empresa minera Reina de Fátima S.A.

De acuerdo a los datos obtenidos mediante los cálculos de los diferentes parámetros siguiendo las normativas y considerando las características de las labores en las cuales se aplica el estudio, se realizó el respectivo análisis para ejecución de diagnóstico que sea más favorable y que tome en cuenta todos los detalles necesarios para un excelente resultado.

Entonces mediante este diagnóstico podemos obtener el gasto de aire necesario en el interior de las labores que asegure una óptima ventilación.

Los parámetros base considerados en nuestro estudio fueron:

- Caudal necesario por el número de personal que labora interior mina en jornada completa de acuerdo a los horarios de jornada establecidos en la empresa (07H00 a 13H00).
- Caudal necesario por equipos diésel que se utilizan en las labores. En este punto es necesario señalar que para nuestro estudio el presente caudal se muestra con un valor de cero (0) por lo que no contamos con el servicio de maquinaria a combustión diésel.
- Caudal necesario por polvos en suspensión.
- Caudal necesario por producción, y.
- Caudal necesario por consumo de explosivos

Luego de los respectivos cálculos se obtuvo los siguientes resultados, mediante los cuales se realizó la elección de los equipos necesarios:

Tabla 22. Valores obtenidos de los diferentes parámetros.

<b>Valores obtenidos de los diferentes parámetros</b>	
Caudal necesario (Q)	265.2 m <sup>3</sup> /min → 4.42 m <sup>3</sup> /seg 9365.46 CFM
Depresion del ventilador (Dv)	578.06 mm c.a. → 22.76 pul c.a. → 5664.988 Pa
Potencia necesario para mover el caudal (AHP)	25,04 Kw → 33.58 HP
Potencia al freno de mano (BHP)	31.30 Kw → 41.47 HP
Potencia del motor	36.60 Kw → 49.08 HP
Diámetro de la tubería	0.45 m → 18 pulg

Fuente: Autora de tesis  
Elaboracion: Autora de tesis

## 6.12. Selección de equipos

Para la elección del ventilador se requiere de datos claves, como: potencia, caudal total necesario y caída de presión o depresión total del sistema.

El punto de operación es = (Q, Dv).

Tabla 23. Punto de operación para la selección de equipos

<b>Punto de operación para la selección de equipos</b>	
Potencia (P)	36.60 Kw → 49.08 HP
Caudal necesario (Q)	265.2 m <sup>3</sup> /min → 4.42 m <sup>3</sup> /seg → 9365.46 CFM
Depresión total (Dv)	578.06 mm c.a → 22.76 pulg c.a → 5664.988 Pa
<b>Punto de operación = (9365.46 CFM, 22.76 “c.a)</b>	

Fuente: Autora de tesis  
 Elaboracion: Autora de tesis

### 6.13. Equipos propuestos

#### 1. Manga de ventilación.

La elección principalmente se debe a su bajo peso y flexibilidad, lo que facilita su almacenamiento, transporte e instalación con un costo no elevado. Este se proporciona en tiras de largo y diámetro a pedido, provisto de anillos de acero en sus extremos para ser conectados entre sí con o sin uso de collarines de unión. Sus diámetros standard varían de 300 a 1.200 mm el largo de sus tiras de 5 a 30 o más metros. Su uso es principalmente en sistemas impelentes de ventilación y sus pérdidas máximas recomendadas es de 650 mm ca, por lo que este tipo seria el adecuado considerando que tenemos en nuestro sistema pérdidas de 578.06 mm c.a o 22.76 pul c.a.

Tabla 24. Características del conducto de ventilación propuesto

<b>Características del conducto de ventilación</b>	
Tipo	Manga de plástico flexible liso
Material	PVC con tejidos sintéticos de alta resistencia
Longitud	400 metros
Diámetro	18 pulgadas

Fuente: Autora de tesis  
 Elaboracion: Autora de tesis

## 2. Ventilador

De acuerdo a los datos base, obtenidos mediante los cálculos y luego de averiguar que equipo cumple de manera más cercana a los valores calculados, se encontró un equipo en PROVEEDORES CALDERON E.I.R.L de Lima-Perú, cuyas características son las siguientes:

Tabla 25. Características del ventilador propuesto

<b>Ventilador Minero Axial de aletas aerodinámicas y paso variable de 10000 CFM</b>	
Año de fabricación	2017
Modelo	VAV - 21 <sup>3</sup> / <sub>4</sub> - 14 - 3450 - II
Tipo	JOY
Presión de aire	9.5 a 4,200 msnm
Nivel de ruido	110 Db (A)
Caudal del aire	10000 CFM
Motor Trifásico	30 HP
RPM	3450 / 440v
Transmisión	Estrella triangulo
Tablero arranque estrella triangulo minero para ventilador de 10000 CFM con motor de 30 HP reforzado con llave termomagnetica	

Fuente: PROVEEDORES CALDERON E.I.R.L  
Elaboración: Autora de tesis

El equipo incluye:

3. Cono de succión desmontable aerodinámico para mejor eficiencia y reducir nivel de ruido.
4. Rueda directriz alineadora de flujo.
5. Pies de montaje con refuerzo desmontable para anclaje en plataformas.
6. Caja de conexiones exterior (no obstructivo al flujo).
7. Sellado de caja bomera del motor para protección de polvo y otros contaminantes.
8. Balanceo dinámico electrónico.

9. Malla protectora desmontable con brida parte posterior

- Reducción a manga de 18 pulg o salida a 21 pulg.

#### 6.14. Inversión de equipos

Los costos básicos de inversión que se consideran son los siguientes:

Tabla 26. Inversión de equipos

<b>Análisis económico</b>			
<b>Cantidad</b>	<b>Equipos</b>	<b>Costo unitario</b>	<b>Costo total</b>
1	Ventilador	4,800 \$	4800.00 \$
1	Tablero arranque estrella para ventilador de 10000 CFM y motor de 30HP	950.00 \$	950.00 \$
420	Manga de ventilación 18"	17.00 \$	7140.00 \$
400	Cable mensajero de manga de ventilación	2.65 \$	1060.00 \$
<b>Sub total</b>			13950.00 \$
<b>IGV (Impuesto general a la venta) (18%)</b>			2511.00 \$
<b>Total costo equipos básicos</b>			<b>16461.00 \$</b>

Fuente: PROVEEDORES CALDERON E.I.R.L

Elaboración: Autora de tesis

Observación: Como se muestra en la Tabla 26 los costos considerados no incluyen: técnicos, mano de obra, materiales, accesorios y más gastos generales.

La proforma de los equipos (ventilador, tablero) se encuentran como Anexo 5

## CONCLUSIONES

1. La ventilación de las labores en el Frente 4 EMIREIFA S.A se realiza mediante ventilación natural a través de la bocamina y una chimenea ubicada específicamente para servicio del Frente 4, también se cuenta con un sistema de aire comprimido que se utiliza concretamente para el movimiento del martillo de perforación, pero en situaciones cuando las condiciones de aire son críticas en las labores se utiliza también para emanar aire fresco al Frente.
2. Con la caracterización del aire interior mina se determinó que: la velocidad promedio de aire que circula por las labores es de 33.63 m<sup>3</sup>/min, siendo la velocidad mínima 11.41 m/min perteneciente a puntos de mayor profundidad (>2000 m) en recta, este valor es crítico puesto que el valor mínimo de velocidad según el reglamento ecuatoriano es de 15 m/min, mientras que la guía de ventilación chilena indica que el valor de velocidad debe ser mínimo 35 m/min. El valor promedio de la temperatura es 26.3 °C y su máximo valor perteneciente a zonas de mayor profundidad es 28.31, estos valores de acuerdo al Reglamento de legislación chilena se encuentran en un nivel óptimo, ya que nos indica que la temperatura máxima en el interior mina no debe exceder los 30 °C para un periodo de exposición de 8 horas. El porcentaje de humedad promedio es igual a 77.59% y su máximo valor es 91.2 % perteneciente a la zona más profunda del frente, este valor se considera crítico ya que las normas indican que: si el valor es inferior a 70% es considerado grado satisfactorio, pero si es superior a 70% es un grado de incomodidad.
3. Del monitoreo de concentración de gases se concluye que el porcentaje de O<sub>2</sub> está en el rango de los TLV's con valor mínimo de 19.5% perteneciente a zonas ciegas de pozos y rebajes y un valor máximo de 20.8%. El porcentaje de CO marcó un valor máximo de 44 ppm perteneciente a zonas profundas de pozos y rebajes, denominadas zonas ciegas de difícil eliminación y creando bolsas de aire viciado, producto del confinamiento de gases de voladura o de procesos naturales, donde evidentemente la acumulación será mayor.,

este valor se encuentra en un estado crítico ya que los TLV's indican que el valor máximo de CO debe ser 25 ppm. La concentración de H<sub>2</sub>S se mantuvo en un valor de 0 ppm durante todo el control. No presenta problemas ya que su valor máximo según los TLV's es 10 ppm.

4. Según el diagnóstico realizado al sistema actual de ventilación del Frente 4, analizando las diferentes normativas y tomando en cuenta que la ventilación principal se realiza a través de un sistema natural, es necesario emprender una instalación de un sistema mecánico de ventilación para que las condiciones de quienes laboran y la producción se vean beneficiadas, ya que la ventilación natural no es lo mejor recomendable para trabajos mineros por su constante cambio.
5. Con el cálculo de los parámetros de diseño que indica la guía metodológica chilena para sistemas de ventilación, se obtuvo un valor de caudal necesario para ventilar el Frente igual a 9365.46 CFM, incluyendo el valor del 30% por filtraciones. Este valor representa el consumo por personal, polvos en suspensión y producción. No se toma en cuenta el caudal por consumo de explosivos ya que este se realiza en horario diferente al normal de las labores.
6. El punto de operación para la elección de los equipos del sistema es (Caudal Vs Depresión del ventilador) obtenido mediante cálculos es igual a 9365.46 CFM, 22.76 "c.a. La elección de los equipos se los realizó mediante cotización directa con los proveedores.
7. De los resultados obtenidos y tomando en cuenta que los trabajos en el Frente 4 se realizan en jornada única (07H00 A 13H00) se eligió un sistema de ventilación impelente con unión en serie, al tratarse de ventilar un solo frente el sistema no tendrá ramificaciones y se elige una UNION EN SERIE que cumple con esta principal característica que es el transportar aire hacia un punto sin ramificaciones, por lo tanto no habrá pérdidas significantes del sistema y el caudal del aire permanecerá constante.

8. Con esta propuesta se plantea diluir gases asfixiantes, tóxicos y polvos que pongan en peligro la vida de quienes laboran en el Frente, reducir accidentes y también que la producción continúe en auge.

## RECOMENDACIONES

1. Para que el sistema cumpla con los objetivos propuestos se debe dar continuo mantenimiento y cuidado a todos los equipos que conforman el sistema de ventilación.
2. Se debe mantener un monitoreo constante de las diferentes características del aire, velocidad, temperatura, humedad y porcentaje de concentración de gases con el fin de constatar lo más pronto algún fallo o déficit en términos de seguridad y estos puedan ser remediados lo más pronto, caso contrario se deberá restringir actividades hasta normalizar las condiciones y así evitar cualquier accidente.
3. Antes de implementar el sistema se debe ampliar el área de la galería en ciertas partes y montar plataformas en los sitios de instalación, ya que esta es irregular y ocasionaría daños y hasta el mal funcionamiento de circuito de ventilación.
4. A medida que se avance en los trabajos de frente se debe tomar las debidas consideraciones para que el sistema de ventilación siga prestando sus óptimos servicios.
5. Proveer de un servicio auxiliar de operación y mantenimiento encargado de técnicos capacitados en el tema tanto para monitoreo y adecuación del sistema conforme las labores avancen.

## BIBLIOGRAFÍA

- Aguero, H., & Alvarez, H. (2012). *Influencia de la ventilacion natural y mecanica en el diseño del sistema de ventilacion de las galerias del nivel 1950 Mina Calpa-Arequipa*. Obtenido de [http://www.academia.edu/8752984/Tesis\\_huancavelica](http://www.academia.edu/8752984/Tesis_huancavelica)
- Andrade, S. (2008). *Guia metodologica de seguridad para ventilacion de minas*. Providencia, Santiago de Chile- Chile: Dep de Informatica. SERVICIO NACIONAL DE GEOLOGIA Y MINERIA.
- ARCOM. (16 de mayo de 2014). *Reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ambiente minero*. Obtenido de <http://www.controlminero.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2016/08/Reglamento-de-Salud-y-Seguridad-en-el-Trabajo-del-Ambito-Minero.pdf>
- Babilon, D. A. (Noviembre de 2015). *Horizonte Minero. Revista de Energia y Minería*. Obtenido de <http://www.horizonteminero.com/2015/11/11/ventilacion-minera/>
- Bonilla, W. R. (2009). *Metalogenia del Distrito Minero Zaruma-Portovelo. Republica del Ecuador*. Buenos Aires. Argentina.
- Campillos, A. (Febrero de 2015). *Optimizacion y modelizacion del circuito de ventilacion de una mina subterranea*. Obtenido de <http://oa.upm.es/36496/>
- Carabajo, C. S. (Mayo de 2015). *Diseño del circuito de ventilacion de la zona Norte de la mina Cabo de Hornos, ubicada en el distrito aurifero-polimetálico Portovelo-Zaruma*. Obtenido de <http://www.dspace.uce.edu.ec/bitstream/25000/7700/1/T-UCE-0012-375.pdf>
- Chacha, D. (2016). *Sistema de ventilacion para labores subterraneas de la Empresa PRODUMIN S.A. Tesis de grado. Macas-Ecuador*. Obtenido de

<http://dspace.esPOCH.edu.ec/bitstream/123456789/5125/1/TRABAJO%20DE%20TITULACION%20DIEGO%20CHACHA.pdf>

Chambergo, O. G. (2013). *Propuesta de un sistema de ventilacion aplicando tecnologias de informacion y manejo de escenarios tecnico-economicos en la unidad productiva San Cristobal, de Minera Bateas SAC.* Obtenido de [http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1203/1/chambergo\\_og.pdf](http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1203/1/chambergo_og.pdf)

Choque, O. (2016). *Optimizacion del diseño de ventilacion para el proyecto CORTADA 3800-QUENAMARI, U.M. SAN RAFEL-MINSUR.* Obtenido de [http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/2303/Choque\\_Velarde\\_Omar.pdf?sequence=1&isAllowed=y](http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/2303/Choque_Velarde_Omar.pdf?sequence=1&isAllowed=y)

Cordova, C. (26 de julio de 2011). *Caracterizacion de sistemas de Ventilacion en mineria subterranea.* Obtenido de <http://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/article/view/29252/39426>

Enaex Sevicios S.A. (Noviembre de 2014). *Guia del explosivista.* Obtenido de [http://www.diexa.cl/img/GUIA\\_DEL\\_EXPLOSIVISTA.pdf](http://www.diexa.cl/img/GUIA_DEL_EXPLOSIVISTA.pdf)

Estudios Mineros del Peru S.A.C. (s.f.). *Manual de mineria.* Obtenido de [http://www.estudiosmineros.com/ManualMineria/Manual\\_Mineria.pdf](http://www.estudiosmineros.com/ManualMineria/Manual_Mineria.pdf)

Garcia, H. (octubre de 2011). *Calculo de perdidas de carga en tuberias.* Obtenido de [https://es.slideshare.net/hjgg\\_jacob/clculo-de-prdidias-de-carga-en-tuberias](https://es.slideshare.net/hjgg_jacob/clculo-de-prdidias-de-carga-en-tuberias)

Instituto de Seguridad Minera del Peru. (Marzo de 2016). Obtenido de Tipos de gases en la mineria subterranea.: <http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/7-gases-presentes-minas-subterraneas/>

Integrar Coninco Cia.Ltda. (2015). *"Actualizacion del plan de Ordenamiento Territorial de la Parroquia Muluncay del Canton Zaruma, El Oro. Zaruma - El Oro - Ecuador.*

Jimenez, P. A. (2016). *Trabajo en minas. Ventilacion en minas subterraneas y tuneles*.  
Obtenido de <http://ingeniero-minas.blogspot.com/2012/10/ventilacion-de-minas-subterraneas-y.html>

Ministerio de Minas Colombia. (21 de Septiembre de 2015). *Reglamento de seguridad en labores mineras subterraneas*. Obtenido de [https://www.minminas.gov.co/documents/10180/698204/DOCUMENTO\\_ReglamentoSeguridadMineriaSubterranea.pdf/774e58ab-d35d-4d92-8e7e-fd63ec127216](https://www.minminas.gov.co/documents/10180/698204/DOCUMENTO_ReglamentoSeguridadMineriaSubterranea.pdf/774e58ab-d35d-4d92-8e7e-fd63ec127216)

Quevedo, C. (2013). *Sistema de ventilacion de diez kilometros del tunel de conduccion de la Central Hidroelectrica Huanza*. Obtenido de [http://ateneo.unmsm.edu.pe/ateneo/bitstream/123456789/2784/1/Quevedo\\_Chaname\\_Carlos\\_Manuel\\_2013.pdf](http://ateneo.unmsm.edu.pe/ateneo/bitstream/123456789/2784/1/Quevedo_Chaname_Carlos_Manuel_2013.pdf)

Sernageomin Chile. (2005). *Manual de Ventilacion*. Chile.

Sernageomin Chile. (2008). *Guia Metodologica de Seguridad para proyectos de ventilacion de Minas*. Obtenido de <http://www.sernageomin.cl/pdf/mineria/seguridad/200812GuiaVentilacionMinas.pdf>

Sullar Argentina. (s.f.). *Compresor estacionario doble etapa TS 20-200*. Obtenido de <http://www.sullairargentina.com/productos/nuevos/compresores-de-aire/estacionarios-doble-etapa/ts-20-200/>

Sutty, J. A. (2016). *Influencia de la ventilacion mecanica, en el diseño del sistema de ventilacion del Nivel 4955 Mina Urano SAC-PUNO" Universidad Nacional del Itiplano*. Puno-Peru.

Terreros, L. (2015). *Diseño de una estrategia de gestion en seguridad y salud ocupacional para que los operadores de la Consecion minera Papa Grande cumplan la Normativa vigente*. Obtenido de <http://repositorio.ug.edu.ec/bitstream/redug/7938/1/TESIS%20DEFINITIVA.pdf>

UNSJ Colombia. (s.f.). *Sistema de ventilacion auxiliar*. Obtenido de [http://www.academia.edu/9489128/SISTEMAS\\_DE\\_VENTILACION\\_AUXILIAR](http://www.academia.edu/9489128/SISTEMAS_DE_VENTILACION_AUXILIAR)

## **ANEXOS**

## **ANEXO 1**

### **Marco Institucional de la empresa minera Reina de Fátima**

#### **Misión**

Ejecutar las distintas etapas de la minería: Prospección, explotación, producción, exportación y comercialización, de minerales, existentes en el cantón Zaruma, cumpliendo a cabalidad con las leyes, reglamentos y demás normas aplicadas al Sector Minero y de esta manera establecer estándares de calidad, procurando el bienestar y la Seguridad de las personas y el Medio Ambiente, con tecnología e innovación que reduzcan el impacto que supone esta actividad.

#### **Visión**

La empresa Reina del Fátima S.A. para el año 2018, pretende ser la empresa líder dentro de las etapas de la minería, considerando como eje fundamental para la ejecución de sus procesos la responsabilidad social y ambiental, aportando al desarrollo y utilización de tecnologías que ayuden al desarrollo local, regional y nacional, mostrándose competitiva en el sector en el que se desarrolla.

#### **Historia**

La empresa Reina del Fátima S.A, tiene sus inicios en 1995, siendo inicialmente una Sociedad de hecho, y para finalmente el 9 de diciembre del año 2008 constituirse en una Sociedad, cuya denominación es empresa minera "Reina de Fátima" y abreviadamente es "EMIREIFA". Esta domiciliada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro.

#### **Objetivo General.**

Extracción y comercialización de los recursos mineros existentes en el suelo y subsuelo.

#### **Objetivos específicos.**

- Obtener los derechos mineros con el fin de la ejecución de actividades mineras.
- Ejecutar las siguientes etapas de la minería: prospección. exploración. explotación. producción y comercialización de recursos mineros existentes en el suelo y subsuelo. sujetándose a las leyes pertinentes.

- Obtener concesiones mineras con el fin de explotar y comercializar minerales.
- Realizar actividades de comercialización o exportación con el fin de obtener recursos financieros.
- Instalar y operar plantas de beneficio. fundición y refinación.

Para realizar la importación, exportación, compra, venta, distribución, fabricación, consignación, representación, alquiler y comercialización utilizará y se proveerá de:

- Maquinaria. laboratorios. equipos. vehículos de trabajo. repuestos. suministros. y toda clase de materiales necesarios para las actividades mineras en todas sus fases.

Ésta empresa la conforman 22 socios-accionistas, las acciones son nominativas y ordinarias, de diez dólares americanos cada una, y están representadas por títulos, que son firmados por el Presidente y Gerente de la compañía. "EMIREIFA" S.A.

### **Situación Actual**

Hoy en día la empresa "Reina del Fátima S.A.", está sujeta al control de:

- Superintendencia de Compañías.
- Código de Comercio.
- Servicio de Rentas Internas (SRI).
- Subsecretaría de Minas.
- Ministerio del Medio Ambiente.
- Agencia de Regulación y Control Minero ARCOM

### **Responsabilidad Social**

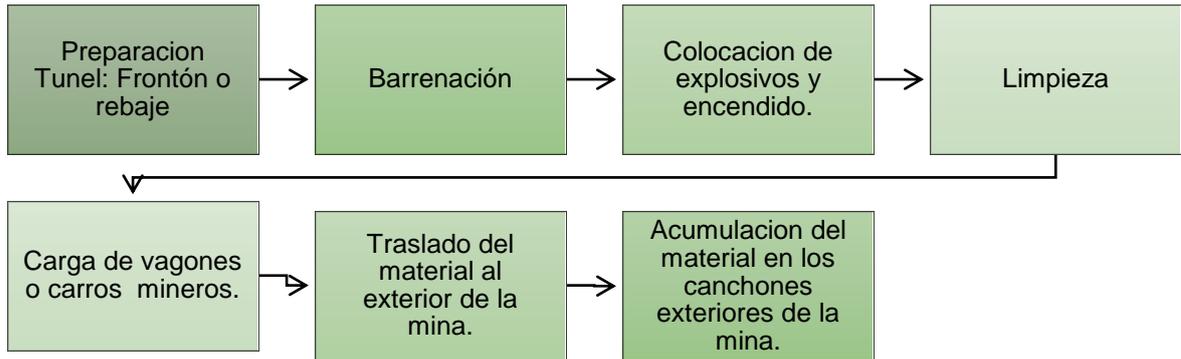
La empresa Reina del Fátima S.A, mantiene una política de responsabilidad social asociada a realizar inversiones en ayuda a la comunidad, como son:

- Servicio de internet gratuito a tres escuelas aledañas a la empresa.
- Dotación de mobiliario a las escuelas.

## ANEXO 2

### Flujo de procesos de mina y planta en la empresa minera Reina de Fátima

#### 6. Flujo de procesos en Mina



#### 7. Flujo de procesos en Planta

