

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN

Facultad de Ingeniería

Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Profesor Patrocinante:

Sr. Ramón Díaz Noriega.

**ANÁLISIS DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN MEDIANTE SIMULACIÓN
CON VENTSIM DE UNA MINA SUBTERRÁNEA DE CARBÓN
ARTESANAL EN LA PROVINCIA DE ARAUCO, REGIÓN DEL BIOBIO**



GERSSON ALBERTO RIVERA ABELLO

Informe de Memoria de Título

para optar al Título de

Ingeniero Civil de Minas

SEPTIEMBRE 2020



“...acepten la injusticia, que todo se equilibra al final...”

Marcelo Alberto Bielsa Caldera

AGRADECIMIENTOS

Cuando comencé a estudiar la Carrera, ni remotamente se me pasó por la cabeza que terminaría escribiendo los últimos párrafos de mi memoria de título cuando en la ciudad donde nací hace 25 años rige una estricta cuarentena total por culpa de la peor pandemia que afecta a la humanidad en más de cien años.

Independiente de las circunstancias, que no han sido fáciles (y nadie dijo que así serían), yo no estaría aquí de no ser porque a lo largo de mi vida he tenido la suerte de rodearme de gente extraordinaria.

Esa gente, en primer lugar, son mi familia, padres, abuelos, tíos, hermana.

Luego, está la familia que te haces en el camino, mis amigos, los de San Antonio, los cabros, es increíble que, aunque pasen los años seguimos más unidos que nunca.

También los colegas con los que alguna vez ¿estudié?, en fin, Joselito, Omar, Carlitos, Eric, Naxete, Karla, Pato, Marcelo, Rochita, Kamila y tantos otros, con los que pasamos algún centralazo hasta las 5 de la mañana o algún metamin, harbarazo, choriponce, ramadas, jolgorio o simplemente alguna clase aburrida en el plato hasta las 9 de la noche.

Esta memoria es fruto de la gran experiencia y conocimientos adquiridos durante mi práctica profesional en la SEREMI y oficina PAMMA Curanilahue en el verano de 2018, por eso debo agradecer a la gente que permitió compartir su lugar de trabajo y labor diaria, al SEREMI Don Lautaro Benítez, Sra. Carmen, Don José Luis, Srta. Carolina, Don Cheo, Don Fernando, Sra. Evita, Don Marcelo, Don Guillermo, Yerko, Ariel y Mario.

Al SEREMI Oscar Muñoz por acceder a la propuesta y articular una faena en la que realizar el estudio.

Finalmente, no puedo dejar de agradecer enormemente al profe Ramón, quien fue sino el principal artífice de que yo pudiera realizar esta memoria en un tema que como él sabe, me apasiona, y siempre le agradeceré por ello.

RESUMEN

La minería artesanal posee características y deficiencias que han dificultado que la penetración de nuevas tecnologías de simulación de procesos se aplique a las faenas de este rubro, puesto que sólo la gran y mediana minería o empresas de consultores poseen los recursos necesarios para costear el precio de las licencias y el conocimiento para su uso. Por lo tanto, el enfoque de este trabajo es poner a disposición de una faena de carbón de minería artesanal de la Provincia de Arauco, Región del Biobío, Chile, una de estas herramientas que permiten realizar simulaciones en 3D del sistema de ventilación de la mina.

Se recopilan antecedentes y datos del caso de estudio, mediante un trabajo en terreno, que permitan hacer una correcta implementación de la mina en el software de simulación, definir correctamente el circuito de ventilación existente, y las posibles dificultades y limitaciones que conlleva la recopilación de datos en minería artesanal. Los datos recopilados permiten implementar un modelo tridimensional del caso de estudio en VentSim™. El modelo calibrarlo obtiene una desviación del 4.4% respecto a las mediciones realizadas in situ.

En base a esto se determinó que el modelo construido fue lo suficientemente robusto para abordar la el comportamiento del circuito de ventilación ante el avance de las labores de la mina y el impacto en los flujos del sistema cuando se termine la excavación de una nueva conexión a superficie, que se encuentra en fase de construcción.

El modelo de simulación permite concluir que el sistema de ventilación cumple con los caudales totales de inyección requeridos según la legislación vigente, tanto para las condiciones actuales de la mina como para la condición futura, con un superávit del 20% sobre el caudal total requerido.

ABSTRACT

Artisanal mining has characteristics and deficiencies that have made it difficult for the penetration of new process simulation technologies to be applied to small sized mines, since only large and medium-scale mining or consulting companies have the necessary resources to pay the license fees and also have the knowledge to use them. Therefore, the focus of this work is to make available to an artisanal mining coal site in the Arauco Province, Biobío Region, Chile, one of these tools that allow 3D simulations of the mine's ventilation system.

Background data and information from the case study are collected, through field work, that allow a correct implementation of the mine in the simulation software, correctly defining the existing ventilation circuit, and the possible difficulties and limitations that the collection of data in artisanal mining. The collected data allows to implement a three-dimensional model of the case study in VentSim™. The calibrated model obtains a deviation of 4.4% relative to the measurements made in situ.

Based on this, it was determined that the built model was robust enough to address the behavior of the ventilation taking into account the progress of the mine developments and the impact on the system flows when the excavation of a new connection to surface is completed, which is currently under construction.

The simulation model allows to conclude that the ventilation system complies with the total injection flows required according to current legislation, both for the current conditions of the mine and for the future condition, with a surplus of 20% over the total required flow.

ÍNDICE DE CONTENIDO

1	INTRODUCCIÓN	1
1.1	Generalidades	1
1.2	Minería Artesanal.....	1
1.3	Plan general de trabajo.....	4
1.4	Objetivos	5
1.4.1	Objetivo general	5
1.4.2	Objetivos específicos	5
2	MARCO TEÓRICO.....	6
2.1	Minería Artesanal de Carbón.....	6
2.2	Componentes del aire de una mina de carbón.	12
2.3	Comportamiento del aire en ambientes subterráneos.	15
2.3.1	Leyes de los gases ideales.....	15
2.3.2	Principio de Bernoulli y el cambio de energía de un fluido.....	16
2.3.3	Ley fundamental de la ventilación de minas	18
2.4	Tipos de ventilación en minería subterránea	20
2.4.1	Ventilación principal natural	20
2.4.2	Ventilación forzada.....	20
2.5	Equipos de ventilación auxiliar.	23
2.5.1	Ductos.....	23
2.5.2	Ventiladores.....	24
2.6	Análisis de Circuitos de Ventilación	26
2.6.1	Métodos Analíticos.....	26
2.6.2	Método de Hardy Cross.....	28

2.7	Simulación en circuitos de ventilación	33
2.7.1	Software VentSim™ Design	33
2.8	Marco legal	34
2.8.1	Reglamento de Seguridad Minera.....	34
2.8.2	Reglamento sobre condiciones Sanitarias y Ambientales Básicas en los Lugares de Trabajo.....	38
3	CASO DE ESTUDIO.....	40
3.1	Descripción general	40
3.2	Circuito de ventilación	41
4	DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	44
4.1	Recolección de datos	44
4.1.1	Plano digital de la mina	44
4.1.2	Planificación de la recolección de datos.....	44
4.2	Determinación de caudales requeridos.....	47
4.3	Construcción del modelo	50
4.3.1	Importación de líneas desde plano digital	50
4.3.2	Configuración inicial	50
4.3.3	Definición de dimensiones.	51
4.3.4	Asignación de caudales.....	52
4.4	Calibración del modelo	53
4.4.1	Parámetros de fricción	53
4.4.2	Comprobación de la calibración.....	53
5	ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	55
5.1	Circuito de ventilación actual	55
5.2	Circuito considerando la construcción de la revuelta.	58

6	CONCLUSIONES.....	62
7	BIBLIOGRAFÍA	66
8	ANEXOS.....	68
8.1	Anexo A: detalles de funcionamiento de ventilador azul simulado	68
8.2	Anexo B: detalles de funcionamiento de ventilador rojo simulado	69
8.3	Anexo C: detalles de funcionamiento de ventilador interior simulado.....	70
8.4	Anexo D: resumen de los circuitos simulados	71
8.5	Anexo E: ficha terreno del aforo de ventilación	75
8.6	Anexo F: especificaciones de los instrumentos utilizados.	76
8.7	Anexo G: plano de la mina.	77
8.8	Anexo H: datos simulados.....	78
8.9	Anexo I: factores de fricción	80
8.10	Anexo J: configuración inicial de la simulación.....	81
8.11	Anexo K: glosario de términos.....	82
8.12	Anexo L: tabla de límites permisibles y factores de ajuste.....	83
8.13	Anexo M: descripción de las labores de la mina.	84
8.14	Anexo N: método de medición de velocidades de aire.	85
8.15	Anexo O: mediciones de gases en puntos de control.....	86

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: funciones que realizan las mujeres en las faenas. Modificado. [4].....	2
Figura 2: estudio de previsión social de productores artesanales [4].....	3
Figura 3: ejemplo de maestra (izquierda) y chiflón (derecha).	6
Figura 4: ejemplo de estocada inclinada que conecta dos maestras.....	7
Figura 5: huinche y vagón.....	8
Figura 6: tornameza.....	8
Figura 7: pila de tosca (izquierda) y carbón (derecha)	8
Figura 8: disposición de mancornas.	9
Figura 9: sostenimiento en una veta de baja potencia.	10
Figura 10: ventilador interior y exterior mina.....	10
Figura 11: campana y sus significados.....	11
Figura 12: inundación y derrumbes en 2 minas de la Provincia de Arauco	11
Figura 13: diagrama de Coward para el metano en aire. Modificado [2]	14
Figura 14: flujo de un fluido mostrando relaciones de energía. Modificado [6]	17
Figura 15: representación de curvas características a diferentes valores de R. Modificado [2].....	18
Figura 16: esquema de circuito de ventilación natural [12].....	20
Figura 17: esquema de circuito de ventilación forzada [12].	21
Figura 18: esquema de sistema de ventilación auxiliar impelente [12].....	22
Figura 19: esquema de sistema de ventilación auxiliar aspirante [12].	22
Figura 20: esquema de sistema de ventilación auxiliar mixto [12]	23
Figura 21: ductos flexibles en minería artesanal.....	24
Figura 22: esquema de un ventilador centrífugo. Modificado [15].	25
Figura 23: esquema de un ventilador axial. Modificado [15].....	25
Figura 24: representación de la curva característica y punto de operación de un ventilador [16].....	26
Figura 25: primera ley de Kirchhoff [6].....	27
Figura 26: segunda ley de Kirchhoff [6].....	27

Figura 27: curva de la resistencia del sistema en función de p y Q para una vía de aire [2].	30
Figura 28: Esquema del software Ventsim™. Modificado [18].	33
Figura 29: diagrama de la mina.	40
Figura 30: ventiladores ubicados en la boca mina.	41
Figura 31: ubicación y ducto del ventilador rojo.....	41
Figura 32: ductos en maestra principal.	42
Figura 33: ducto de ventilador interior.	42
Figura 34: boca mina de la revuelta.	43
Figura 35: diagrama resumen de utilización de los ventiladores de la mina.	43
Figura 36: puntos de control y su ubicación en la mina.	45
Figura 37: multímetro AMF035 y detector multigas MSA Altair 4X.	45
Figura 38: modelo de líneas tridimensional importado a VentSim™.	50
Figura 39: definición de conexión a superficie para chiflón principal.	51
Figura 40: sección de galerías considerando base 4 [m] v/s altura 2 [m].	51
Figura 41: ingreso de dimensiones de ductos y galerías al modelo.	52
Figura 42: ingreso parámetros de fricción de ductos y galerías.	53
Figura 43: número de personas en cada zona de la mina.	55
Figura 44: modelo con revuelta mostrando flujos de extracción de la revuelta y chiflón...	59
Figura 45: modelo con ventilador rojo instalado en la revuelta	60
Figura 46: 2500-VAX-1800 Caudal - presión curvas Caudal - curvas de potencia.....	68
Figura 47: 2400-VAX-1800 Caudal - presión curvas Caudal - curvas de potencia.....	69
Figura 48: 2800-VAX-1800 Caudal - presión curvas Caudal - curvas de potencia.....	70
Figura 49: gráfico de resistencia de la mina sin revuelta.	73
Figura 50: gráfico de costo anual de la mina sin revuelta	73
Figura 51: gráfico de resistencia de la mina con revuelta	74
Figura 52: gráfico de costo anual de la mina con revuelta.....	74
Figura 53: plano de la mina.	77
Figura 54: técnica para medición de velocidades de aire [12].	85

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: composición porcentual del aire seco a nivel del mar [7]..	12
Tabla 2: mediciones de velocidad de aire y dimensiones en puntos de control.	46
Tabla 3: guía para el cálculo de aire según temperatura [11].	48
Tabla 4: caudales calculados suministrados por cada ventilador	52
Tabla 5: variación entre valores de velocidad medidos versus simulados	54
Tabla 6: requisitos de caudal calculados para personal según zona de la mina.	56
Tabla 7: equivalencia a la dinamita 60% (ENAEX S.A) [22].	56
Tabla 8: tiempos de dilución y caudales ajustados para requerimiento por uso de explosivos.	57
Tabla 9: comparación de caudales en maestras con y sin revuelta.	60
Tabla 10: datos del ventilador azul simulado	68
Tabla 11: datos del ventilador rojo simulado	69
Tabla 12: datos del ventilador interior simulado	70
Tabla 13: resumen del circuito de ventilación sin revuelta	71
Tabla 14: resumen del circuito de ventilación con revuelta	72
Tabla 15: datos terrenos de la mina	75
Tabla 16: parámetros Multímetro Digital AMF035 [23]	76
Tabla 17: especificaciones Detector Multigas MSA Altair 4X [24]	76
Tabla 18: valores de simulación de aire en mangas o ductos.	78
Tabla 19: valores de simulación de aire en chiflón y frentes de trabajo.	79
Tabla 20: valores de simulación en chiflón, revuelta y frentes para el modelo con revuelta.	79
Tabla 21: factores de fricción típicos en minería [16]	80
Tabla 22: valores de configuración inicial sin considerar simulación de calor	81
Tabla 23: límites permisibles ponderados en p.p.m [20, 21].	83
Tabla 24: descripción general labores de la Mina	84
Tabla 25: mediciones de gases en puntos de control	86

NOMENCLATURA

ANFO ammonium nitrate-fuel oil (mezcla de nitrato de amonio más combustible).

CAD computer assisted design (Diseño asistido por computadora).

D.S. Decreto Supremo.

ENAMI Empresa Nacional de Minería.

HR humedad relativa

L.P.P. Límite Permisible Ponderado.

L.P.T. Límite permisible Temporal

L.P.A. Límite Permisible Absoluto

min minutos.

PAMMA Programa de Capacitación y Transferencia Tecnológica para la Pequeña Minería Artesanal.

ppm partículas por millón.

RPM revoluciones por minuto.

RSM Reglamento de Seguridad Minera.

SEREMI Secretaría Regional Ministerial.

SERNAGEOMIN Servicio Nacional de Geología y Minería.

TMS toneladas métricas secas.



1 INTRODUCCIÓN

1.1 Generalidades

La minería ha sido un pilar fundamental para el desarrollo de Chile a lo largo de su historia, ejemplificado en que minerales como el cobre, el salitre, y el carbón han jugado un rol protagónico en la historia social, política, económica e incluso militar que continúa siendo fundamental hasta el presente.

La extracción subterránea del carbón en la provincia de Arauco tuvo su apogeo durante la Revolución Industrial, en mundo que aún no conocía la importancia que tendría el petróleo ni las preocupaciones medioambientales que existen hoy en día, además de ser considerada una actividad altamente riesgosa para quienes se desempeñaban en ella [1].

En minería subterránea, se requiere de condiciones mínimas en sus parámetros de operación para asegurar condiciones aptas para la producción, siendo uno de los aspectos más importantes el mantenimiento de una ventilación adecuada. La ventilación debe garantizar una atmósfera compuesta por los elementos, temperatura y humedad compatibles con la seguridad y rendimiento de los trabajadores, evitando la acumulación de gases nocivos y disminuyendo la temperatura en niveles profundos [2].

En la provincia de Arauco, la minería llevada a cabo de manera artesanal se ha conservado desde fines de los años noventa [1]. Actualmente se tiene registro de aproximadamente cuarenta pequeñas a medianas faenas mineras en actividad de extracción del carbón en la cuenca de Arauco, las que producen alrededor de 750 toneladas diarias de este recurso y cuentan con una dotación total de aproximadamente 550 personas, números que fluctúan dentro del transcurso de un año, pudiéndose considerar el período de primavera-verano como la temporada alta de estas actividades, que declinan el resto del año principalmente por condiciones climáticas que dificultan el acceso a lugares más apartados. La mayoría de ellas se encuentra trabajando en forma artesanal y pocas pueden categorizarse como mediana minería [3].

1.2 Minería Artesanal

Se entenderá por Minería Artesanal, aquel sector de productores, actuales o potenciales, cuya principal característica se fundamenta en el estado informal de su actividad desde el

punto de vista de leyes laborales y control contable. No cuentan con propiedad minera constituida o en proceso de constitución, y tienen producción no superior a las 50 TMS (toneladas métricas secas) mensuales de minerales. Se trabaja principalmente de forma rudimentaria, con escaso patrimonio, y orientación técnica absolutamente empírica. Las reservas de este tipo de yacimiento son totalmente inciertas y su producción carece de continuidad en el tiempo [4].

El Programa de Capacitación y Transferencia Tecnológica para la Pequeña Minería Artesanal, en adelante PAMMA, es un programa de apoyo a la minería artesanal creado por el Ministerio de Minería, el cual presentó una caracterización de la minería artesanal el año 2008 [5]. Los principales aspectos de dicha caracterización son:

a) Dedicación exclusiva y predominio masculino.

Un promedio de poco más de cinco trabajadores son lo que acuden a cada faena de la pequeña minería artesanal en Chile. Un promedio que es regular en todo el país a excepción de la minería del carbón, donde en cada faena hay más de seis personas en promedio. Algo que distingue a todos estos trabajadores es el hecho de que, en su gran mayoría, tienen a esta actividad como único medio de subsistencia [4].

La población trabajadora está compuesta fundamentalmente de hombres, alcanzando el 97.7%. En el caso de las mujeres, se desempeñan fundamentalmente en tareas administrativas, pero no de modo exclusivo, según se observa en la Figura 1 [4].

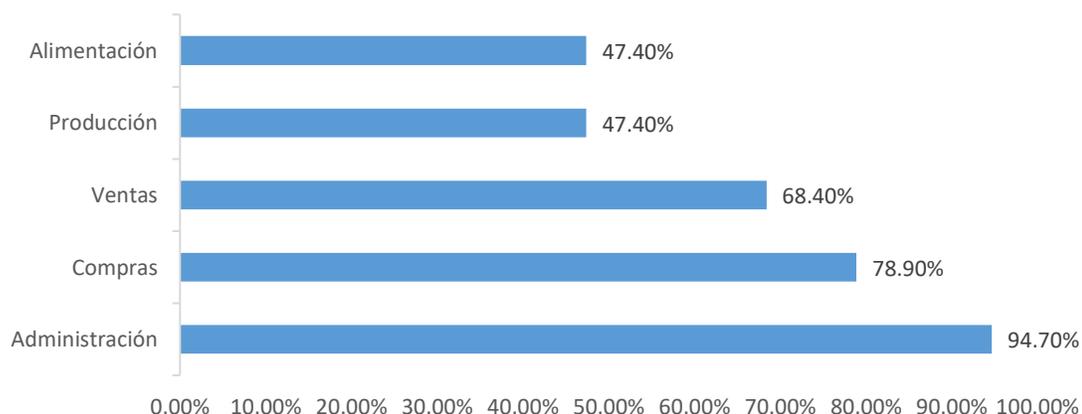


Figura 1: funciones que realizan las mujeres en las faenas. Modificado. [4]

b) Distribución en el territorio.

El desarrollo de la minería artesanal depende, naturalmente, de la disposición de recursos minerales en la tierra, del desarrollo alcanzado por los niveles en la explotación minera, y de las necesidades de cada localidad por buscar formas de ganarse la vida. En este contexto, se observa que en tres regiones de Chile es donde se concentra el desarrollo de esta actividad: en la Región de Atacama, en la Región de Coquimbo y en la Región del Biobío [5].

c) Trabajo y previsión social:

La mayor parte trabaja sin contratos regulares, lo que demuestra no solo una característica del sector, sino que también el alto nivel de informalidad que aún existe en la actividad. Por otro lado, una importante cantidad de mineros artesanales no cotiza en ningún sistema previsional, un 33% como muestra la Figura 2 [5].

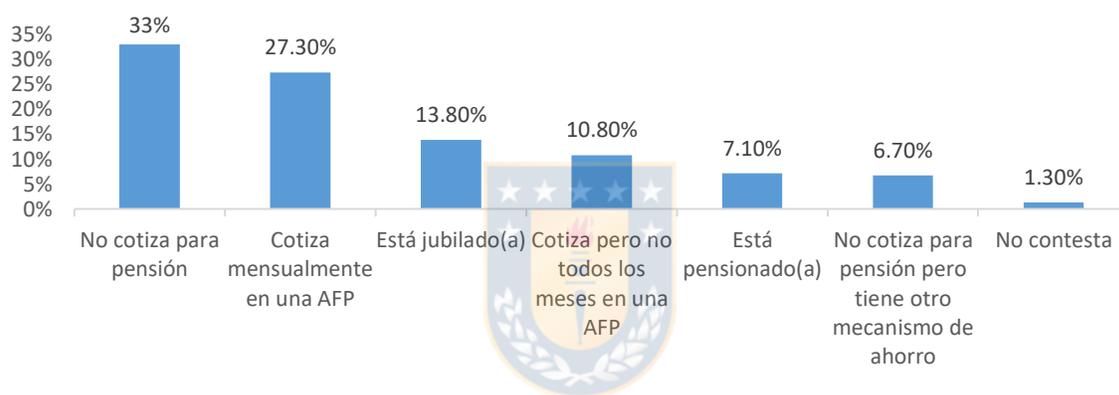


Figura 2: estudio de previsión social de productores artesanales [4].

d) Vulnerabilidad

Los mineros que han participado de los proyectos PAMMA como titulares de cada proyecto, pertenecen a los deciles más vulnerables de la sociedad chilena, es decir, son parte de aquellos sectores que presentan mayores riesgos para resolver sus necesidades básicas, razón por la cual no solo necesitan la ayuda del programa PAMMA, sino que también de la acción de otros servicios públicos [5].

e) Propiedad Minera.

La irregularidad legal es una característica de la actividad minera artesanal. La explotación de minas sin acreditar propiedad, o sin el pago de las patentes respectivas que exige el Estado, es una situación recurrente. Los mineros artesanales suelen operar en propiedad minera arrendada, modalidad que llevada a cabo de manera informal sin celebrar un

contrato y en plazos indefinidos se conoce como *“aprovechamiento”*. También trabajan en pertenencias en trámite de adjudicación que finalmente no se materializan o constituyen [4].

En base a las conclusiones de esta caracterización hecha por PAMMA, los mineros artesanales son los productores más vulnerables de la actividad minera con escasa mecanización e infraestructura (bajo nivel de equipos propios) y bajos estándares de seguridad. Un número importante de los trabajadores de este sector supera los 50 años, ejemplo de ello son los trabajadores que, pese a estar pensionados continúan trabajando en las faenas, como se observa en la Figura 2. No existe conocimiento de reservas mineras, lo que sólo les permite una planificación de muy corto plazo. Poseen una productividad media no superior a 1 tonelada al día por minero. Los ingresos mensuales de los trabajadores oscilan entre los \$150 y \$300 mil pesos y cuentan con dificultades financieras para la obtención de recursos, como el acceso a créditos [5].

1.3 Plan general de trabajo

En la Provincia de Arauco, la minería artesanal del carbón es apoyada por la oficina PAMMA Carbón, ubicada en la comuna de Curanilahue, bajo la supervisión de la SEREMI de Minería del Biobío. Siendo en estas instituciones en las cuales se llevó a cabo una práctica profesional de 2 meses el año 2018 donde se realizaron principalmente visitas a terreno a cada una de las faenas beneficiarias del PAMMA [3].

Durante esta práctica se pudo comprobar que, pese a los esfuerzos del PAMMA por capacitar y brindar apoyo técnico, económico y legal a los empresarios de la minería artesanal de la Provincia de Arauco, existen deficiencias que afectan de forma general a las minas artesanales en apartados de seguridad, estabilidad geomecánica, riesgos hidrogeológicos y ventilación de las minas subterráneas [3].

Posteriormente, durante el año 2019, se toma contacto con la SEREMI de Minería, con el objetivo de abordar la problemática vista en la ventilación de las minas artesanales, por ejemplo, con respecto a la necesidad de las faenas de construir una segunda conexión a superficie y con ello dar cumplimiento al Reglamento de Seguridad Minera, deficiencia que también disminuye los caudales disponibles para la ventilación. Es por esto que se propone

realizar un análisis del circuito de ventilación de una mina de carbón artesanal usando una herramienta de simulación de ventilación especializada.

Una vez articulado por la SEREMI el contacto con un empresario productor y dueño de una mina de carbón artesanal que posea las características y problemas en la ventilación mencionadas anteriormente, con la disposición para que su faena sea usada como un caso de estudio. Se coordina la realización de una visita a la mina y la planificación de trabajo en terreno, con el fin realizar mediciones y analizar la condición general del sistema de ventilación. Luego se traslada esta información a un modelo de simulación de ventilación con la herramienta VentSim™, que permite evaluar las condiciones actuales de la mina y verificar el cumplimiento de las necesidades básicas de ventilación del sistema. Por otra parte, se considera necesario generar un modelo de análisis que permita a la faena predecir con ciertas garantías como serán las condiciones futuras de la ventilación por el desarrollo del proyecto y poner en valor el uso de la herramienta de simulación en términos operacionales.



1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo general

El objetivo general del trabajo es analizar el sistema de ventilación de un caso de estudio real de minería artesanal de carbón la Provincia de Arauco y evaluar la posibilidad de implementar herramientas de simulación a nivel operacional.

1.4.2 Objetivos específicos

Los objetivos específicos son:

- 1- Definir las características principales y el funcionamiento del sistema de ventilación de una mina de carbón artesanal.
- 2- Calcular los caudales de ventilación requeridos en la mina.
- 3- Planificar y realizar el levantamiento de datos del circuito de ventilación in situ.
- 4- Implementar y calibrar un modelo del circuito de ventilación mediante la herramienta de simulación VentSim™.
- 5- Evaluar la utilidad del modelo de simulación propuesto para analizar el comportamiento del circuito de ventilación ante el desarrollo futuro de la mina

2 MARCO TEÓRICO

2.1 Minería Artesanal de Carbón

Las labores de trabajo extractivo del carbón de forma artesanal en Chile reciben el nombre de pirquén, y los mineros son denominados a su vez pirquineros. El pirquén es una labor subterránea compuesta por galerías, de pendiente variable en función de la disposición geológica del yacimiento, en general con ausencia de labores verticales, ya que siguen un manto de carbón, que puede estar intacto o ser bloques sin explotar correspondientes al vestigio de una faena minera anterior.

Según las pendientes, las galerías se denominan:

a) Chiflón.

Labor inclinada usada como acceso y salida principal a superficie. Debe contar con la sección suficiente para permitir el tránsito de uno o dos vagones de mineral en configuraciones de vía simple o doble respectivamente.

a) Revuelta.

De características similares al Chiflón, con la diferencia que es construida con posterioridad al acceso principal y puede ser desarrollada en ambos sentidos con la finalidad de romper a superficie más rápido. Su función, además de ser una conexión auxiliar a superficie es evacuar el aire viciado de la mina.

b) Maestra.

Labores horizontales que comunican las frentes de trabajo y el acceso principal a la mina, cuentan con una sola vía de transporte y con una longitud máxima de 400 metros. En la Figura 3 se observa la diferencia de pendientes entre una maestra y un chiflón.



Figura 3: ejemplo de maestra (izquierda) y chiflón (derecha).

c) Estocada.

Labor horizontal o inclinada usada como galería de comunicación entre dos maestras o dos frentes de trabajo. En la Figura 4 se observa un ejemplo de estocada inclinada.



Figura 4: ejemplo de estocada inclinada que conecta dos maestras.

La construcción de los cuatro tipos de galerías es llevada a cabo de forma manual con palas y picotas para terrenos que lo permitan. Cuando esto no es posible, se recurre al uso de martillo neumático para barrenar la frente y al uso de explosivos para efectuar el *desquiche* o remoción del material estéril (que recibe el nombre de *tosca*) mediante voladuras. El uso de explosivo para el avance es usado principalmente en zonas con basamento donde los mantos de carbón se encuentran bajo el nivel del mar (comuna de Lebu o sector de Huape en la comuna de Arauco). El explosivo utilizado en la minería artesanal del carbón corresponde a Samsonita C con detonadores eléctricos instantáneos número 8 con mecha (*chicote*) de 1.5m [3].

La evacuación del carbón y tosca puede efectuarse mediante carretilla de forma manual o con vagones sobre riel con capacidad de carga aproximada de media tonelada cada uno, sujeto a un huinche en el exterior de la mina para facilitar el traslado del vagón en labores inclinadas. La Figura 5 muestra un huinche y su amarre a un vagón ubicados en una bocamina.



Figura 5: huinche y vagón.

En caso de existir varios frentes de extracción con cambios de dirección que no permitan la continuidad en línea recta del riel, se usan más de un huinche al interior de la mina y se incluye una tornamesa (ver Figura 6) donde sea necesario para girar el vagón y dirigirlo hacia la salida o frente según sea el caso.

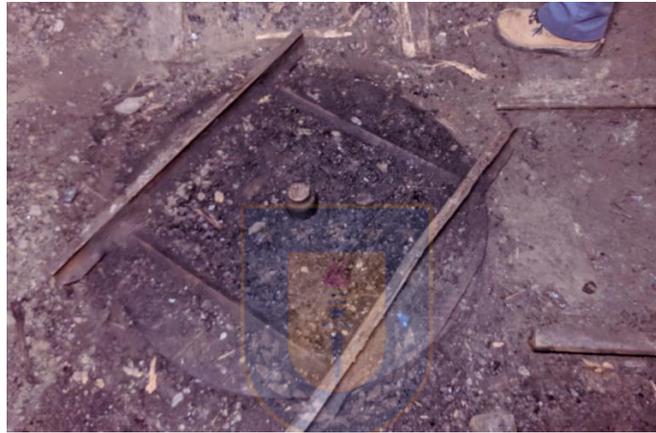


Figura 6: tornamesa

Una vez el carbón o la tosca es evacuada hacia la zona exterior de la mina, se disponen en un sitio llano preparado para recibir la tosca o pilas de carbón (como se observa en la Figura 7) donde se realiza el carguío para el transporte en camiones tolva de capacidades de hasta de 15 metros cúbicos, los cuales llevan la producción hacia plantas de lavado [3].



Figura 7: pila de tosca (izquierda) y carbón (derecha)

La fortificación considera el uso de “chocos”, maderos generalmente de eucalipto, especie abundante y fácil de obtener en las plantaciones forestales de la zona, dispuestos en forma de U invertida, con los maderos de los costados inclinados para mejorar la distribución de esfuerzos sobre el techo de la galería. Esta disposición de maderos recibe el nombre de *mancornas* (ver Figura 8), cuya distancia no excede los 0.7 metros.



Figura 8: disposición de mancornas.

La medición de longitud de los maderos y separación entre cada uno de estos hacia el avance es realizada mediante varillas de medidas definidas para cada uso que se requiera, cortadas por los mismos pirquineros para facilitar el corte uniforme de los maderos.

En el frente de explotación se recurre también a fortificación o sostenimiento con madera (Figura 9). En el caso de frentes y galerías con malas condiciones geomecánicas se recurre a medidas adicionales de fortificación, como es la utilización de una combinación de refuerzos de madera (también llamados *castillos*, ver Figura 9) y rellenos de material estéril (también llamados *paquetes*) para sostener el techo durante la extracción de un manto de baja potencia y evitar caídas de material con estructuras que puedan ceder por gravedad (fenómeno conocido como *planchoneo*). Estas estructuras actúan en forma de amortiguador sosteniendo controladamente la presión del techo. [3].



Figura 9: sostenimiento en una veta de baja potencia.

La ventilación, es llevada a cabo mediante el uso de compresores y ventiladores fabricados a partir de pequeños motores eléctricos en maestranzas locales, como los mostrados en la Figura 10, que generan la corriente necesaria para sacar el aire viciado del frente de explotación hacia el exterior de la mina mediante la disposición de mangas o ductos que siguen el curso de las galerías. Aquí es donde influye la correcta implementación de la revuelta, labor de acceso secundaria a la mina, cuya finalidad, entre otras es la de proporcionar una vía de escape del aire viciado de la mina. Cabe destacar que la presencia de más de un ventilador es una excepción en la zona, utilizado sólo en las minas más profundas y con mayor cantidad de trabajadores [3].



Figura 10: ventilador interior y exterior mina.

En el apartado de seguridad, se observa un uso generalizado de equipos de protección personal, incluyendo casco, lámpara, botas, y guantes, y ausencia de uso de mascarillas con filtro (sobre todo en casos de tronadura), antiparras, chaleco reflectante y autorrescatador. Muchos pirquenes cuentan con equipo de primeros auxilios básico y camilla de rescate.

Destaca el uso de un sistema de campana a la salida del piquén conectado con el interior de la mina (ver Figura 11), el cual adquiere distintos significados según el número de campanadas que se tocan, siendo la cuarta y quinta las señales de auxilio y accidente respectivamente [3].



Figura 11: campana y sus significados

Dentro de las dificultades de esta forma de trabajo, se incluyen la gran cantidad de faenas mineras que hubo anteriormente en la cuenca del carbón, lo que pone en peligro constantemente la estabilidad de los piquenes actuales, al no existir mayor documentación sobre la ubicación y topografía de estos. El desconocimiento de las vías de agua subterránea en la zona, ocasionando inundaciones graves (ver Figura 12) que pueden destruir el esfuerzo de meses o años en unos instantes.



Figura 12: inundación y derrumbes en 2 minas de la Provincia de Arauco

La misma ambición y necesidad de los pirquineros muchas veces les juega una mala pasada, al hacer avances y extracción muy rápido olvidando la fortificación, provocando derrumbes y accidentes que ponen en riesgo sus propias vidas [3].

2.2 Componentes del aire de una mina de carbón.

El objetivo básico de un sistema de ventilación es proveer el flujo de aire en cantidades y calidades suficientes y diluir los contaminantes a concentraciones seguras en todas las áreas donde las personas trabajen o se desplacen [6].

Se definen cuatro tipos de aire en un ambiente minero subterráneo, el aire limpio, es aquel que es completamente apto para la respiración de las personas, el aire viciado es aquel que no es apto para respirarlo totalmente, aire tóxico contiene gases o polvo que pueden producir enfermedades o la muerte y el aire explosivo contiene gases o polvo en proporciones apropiadas para producir explosiones, como el gas metano [6].

El aire limpio se define como una mezcla de gases, que constituye la atmósfera natural de la Tierra. La composición química teórica del aire seco al nivel del mar se define en la Tabla 1.

Tabla 1: composición porcentual del aire seco a nivel del mar [7].

Gas	% en volumen	% en peso
Nitrógeno	78.09	75.55
Oxígeno	20.95	23.13
Dióxido de Carbono	0.03	0.05
Argón y otros gases raros	0.93	1.27

La ingeniería de ventilación en minas no sólo debe preocuparse de la cantidad de aire que el sistema de ventilación provea, sino también de la composición de este. A medida que el aire circula a través de una mina disminuye el nivel de oxígeno y gana otros gases procedentes de los estratos, voladuras, respiración de los trabajadores y motores de combustión interna. Algunos de los principales gases presentes en un ambiente de trabajo subterráneo se describen a continuación [6]:

a) Oxígeno.

El oxígeno es absolutamente necesario para la respiración de las personas. Es un incoloro, inodoro e insípido. Altamente reactivo, que se combina químicamente con facilidad en un proceso denominado oxidación. Un incremento del ritmo y volumen de la respiración de una persona por la actividad física, aumenta el consumo de oxígeno. En concentraciones bajo el 10% en volumen provoca conmoción, pérdida de conocimiento y coma, y bajo el 5%, muerte rápida [6]. El Reglamento de Seguridad Minera establece que el porcentaje mínimo permitido en el aire del área de trabajo no puede bajar del 19.5% en peso [8].

b) Dióxido de carbono.

Es un gas incoloro, inodoro e incombustible que puede tener un gusto ácido cuando está presente en altas concentraciones. Es más pesado que el aire y en consecuencia se encuentra en lugares bajos cercanos al piso. A pesar de que es un constituyente normal del aire (0.03%), el dióxido de carbono se encuentra frecuentemente en lugares abandonados y sin ventilación de una mina.

c) Metano.

El gas más común encontrado en minas de carbón, de características incoloro, inodoro, insípido, no tóxico, pero es peligroso porque es inflamable y forma una mezcla altamente explosiva con el aire. Esto ha resultado en la muerte de miles de mineros en los últimos dos siglos [2]. Esta mezcla de metano y aire es conocida como gas grisú. Al ser más liviano que el aire, el metano se acumula en los techos y áreas altas de una mina. El metano es producido por la acción química y de bacterias en la materia orgánica. Se desarrolla durante la formación de carbón y petróleo. Durante la formación de un manto de carbón (carbonificación), el metano se forma junto al dióxido de carbono, hidrocarburos superiores y otros gases inertes. La cantidad de gas en un manto depende su temperatura, presión, grado de fracturamiento y permeabilidad del carbón y los estratos adyacentes. Puede existir como gas libre en fracturas y fisuras en los mantos o ser adsorbido en la superficie misma del carbón. El gas es liberado cuando existe una disminución de la presión causada particularmente por la actividad minera en las cercanías en la misma veta o en formaciones adyacentes.

El rango de explosividad para el metano en el aire se encuentra en el rango del 5% al 15%, estando la mezcla más explosiva en 9.8% [2]. La Figura 13 muestra el diagrama de Coward que se usa para identificar la explosividad de la mezcla de metano y aire a medida que la composición varía. En la zona A, la mezcla no es explosiva, pero tiende a serlo a medida que se añade metano. En la zona B la mezcla es explosiva y tiene un valor límite de oxígeno mínimo en 12.2%. Las zonas C y D ilustran la mezcla que existe en áreas confinadas de una mina. Una mezcla como la de la zona C puede volverse explosiva a medida que el metano se diluye con el aire fresco entrante. Sin embargo, la dilución del metano en la zona D puede conseguirse sin pasar por un rango explosivo [2].

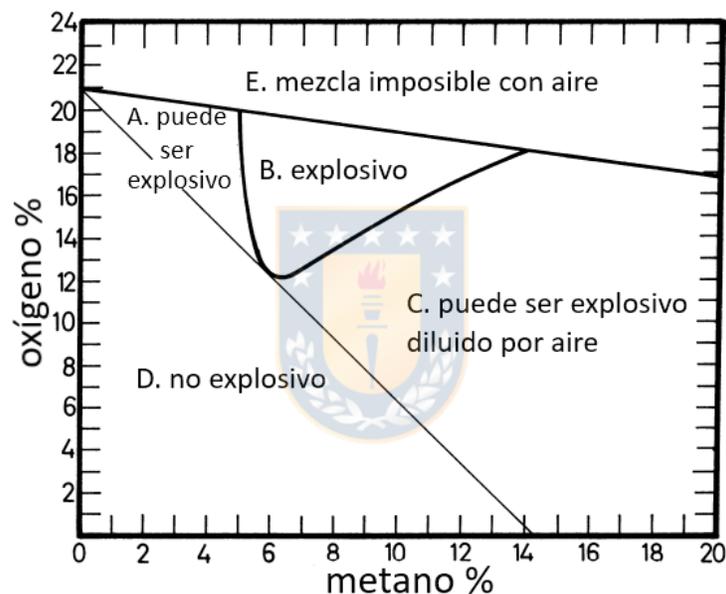


Figura 13: diagrama de Coward para el metano en aire. Modificado [2]

El Reglamento de Seguridad Minera establece que un lugar de trabajo cuyo aire contiene más de 2% de metano no será considerado apto para la presencia de personas. Tampoco si una galería de retorno de aire de la mina contiene más de 0.75% de metano[8].

d) Monóxido de Carbono.

Es un gas incoloro, inodoro, insípido, tóxico e inflamable producido por la combustión incompleta de material carbónico. El monóxido de carbono es venenoso a muy bajas concentraciones y explosivo en un amplio rango (12.5 – 74% en aire). Se forma en

ambientes subterráneos por incendios de mina y explosiones, voladuras, oxidación a baja temperatura y motores de combustión interna.

e) Dióxido de Azufre.

Es un gas incoloro, no inflamable, y tóxico formado donde los azufres o compuestos de este se quemen. Bajo tierra, puede ser formado durante la voladura de ciertos tipos de minerales sulfurosos, durante incendios que involucren compuestos de azufre como pirita ferruginosa y desde motores de combustión interna. Es significativamente más pesado que el aire y en bajas concentraciones es irritante a los ojos, nariz y garganta.

2.3 Comportamiento del aire en ambientes subterráneos.

2.3.1 Leyes de los gases ideales.

Ley de Boyle

Relaciona el volumen y la presión de una cantidad de gas a temperatura constante. La presión y el volumen son inversamente proporcionales [9]:

$$P_1 \cdot V_1 = P_2 \cdot V_2 \quad (1)$$

Donde V_1 y V_2 son los volúmenes en $[m^3]$ a las presiones P_1 y P_2 en $[Pa]$ respectivamente

Ley de Charles

Relaciona el volumen y la temperatura de una cierta cantidad de gas ideal, mantenido a una presión constante. El volumen y la temperatura son directamente proporcionales [9].

$$\frac{V_1}{T_1} = \frac{V_2}{T_2} \quad (2)$$

Donde V_1 y V_2 son los volúmenes de los gases en $[m^3]$ a las temperaturas T_1 y T_2 en $[K]$ respectivamente.

Ley de Gay Lussac

Relaciona la presión y la temperatura de una cierta cantidad de gas ideal a volumen constante. La presión de una cierta cantidad de gas, que se mantiene a volumen constante, es directamente proporcional a la temperatura [9].

$$\frac{P_1}{T_1} = \frac{P_2}{T_2} \quad (3)$$

Donde P_1 y P_2 son las presiones en [Pa] de los gases a las temperaturas T_1 y T_2 en [K] respectivamente.

Ecuación de estado

Combinando las leyes anteriores se llega a la ecuación (4):

$$\frac{P_1 \cdot V_1}{T_1} = \frac{P_2 \cdot V_2}{T_2} \quad (4)$$

Si la cantidad de materia es 1 mol en condiciones normales (1 atm y 0 K), ocupará un volumen de 22.4L. Esto significa que la expresión:

$$P \cdot \frac{V}{T} = 1 \text{ atm} \cdot \frac{22.4 \text{ L}}{273 \text{ K} \cdot \text{mol}} = 0.082 \cdot \frac{\text{atm} \cdot \text{L}}{\text{K} \cdot \text{mol}} = 8.314 \cdot \frac{\text{Pa} \cdot \text{m}^3}{\text{K} \cdot \text{mol}} = R \quad (5)$$

Por esta razón y para n moles, a una condición con temperatura T y presión P cualquiera, la expresión general de los gases ideales puede ser expresada como [9]:

$$P \cdot V = n \cdot R \cdot T \quad (6)$$

Donde:

P es presión [Pa].

V es volumen [m^3]

n es el número de moles. [adimensional]

R es la constante universal de los gases ideales 8.314 [$\text{Pa} \cdot \text{m}^3 \cdot \text{K}^{-1} \cdot \text{mol}^{-1}$]

T es temperatura en grados Kelvin [K].

2.3.2 Principio de Bernoulli y el cambio de energía de un fluido.

La ecuación de Bernoulli relaciona la presión, la energía cinética y la energía potencial con respecto a un plano de referencia, en un fluido con flujo laminar constante de densidad ρ .

Escrita como [10]:

$$P_1 + \frac{1}{2} \rho \cdot v_1^2 + \rho \cdot g \cdot Z_1 = k = P_2 + \frac{1}{2} \rho \cdot v_2^2 + \rho \cdot g \cdot Z_2 \quad (7)$$

Donde las variables P_1 , v_1 y Z_1 se refieren a la presión, la velocidad y la altura del fluido en el punto 1 y P_2 , v_2 y Z_2 definen las mismas variables para el punto 2. La constante k representa la energía total del fluido.

La Figura 14 muestra un diagrama donde un fluido va de izquierda a derecha en una tubería que cambia tanto su área como su altura. Esta analogía se puede extrapolar al sistema de

ventilación de una mina, el cual es normalmente un ejemplo de un proceso estacionario, es decir, donde ninguna de las propiedades del fluido cambia con el tiempo. Sin embargo, están involucrados transiciones y pérdidas de energía en el proceso, a la energía k expresada en la ecuación (7) se le debe “sumar” las pérdidas de energía del fluido a lo largo de su trayectoria entre los puntos 1 y 2. Tomando en cuenta esto, la ecuación (7) queda expresada como [6]:

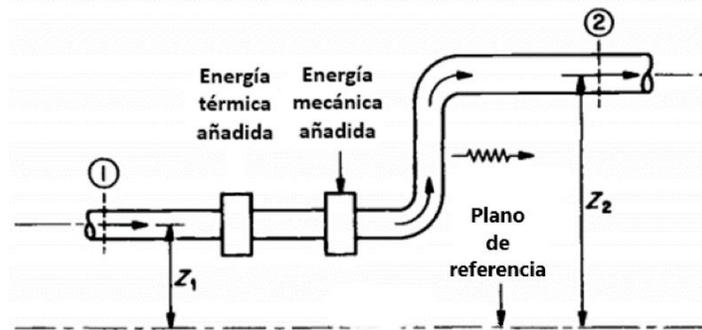


Figura 14: flujo de un fluido mostrando relaciones de energía. Modificado [6]

$$P_1 + \frac{1}{2} \rho \cdot V_1^2 + \rho \cdot g \cdot Z_1 = P_2 + \frac{1}{2} \rho \cdot V_2^2 + \rho \cdot g \cdot Z_2 + H_l \quad (8)$$

Donde:

ρ es la densidad del fluido [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$]

g es la aceleración de gravedad [$\text{m} \cdot \text{s}^{-2}$]

P es la presión [Pa]

V es la velocidad del fluido [$\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$]

Z es la altura del fluido con respecto al plano de referencia [m]

$\frac{1}{2} \rho \cdot V^2$ es energía cinética [Pa]

$\rho \cdot g \cdot Z$ es energía potencial [Pa]

H_l son las pérdidas de energía del flujo [Pa]

Esta forma de la ecuación de Bernoulli es aplicable sólo a fluidos incompresibles, el cual se asume como el aire presente en casi todos los sistemas de ventilación de minas debido a los pequeños cambios en el peso específico del aire [6].

La pérdida de energía del flujo H_l puede reescribirse para tomar en cuenta las principales componentes de las caídas de presión entre dos puntos de un sistema:

$$H_l = H_f + H_s \quad (9)$$

Donde:

H_f son las pérdidas por fricción [Pa]

H_s son las pérdidas por choque [Pa]

2.3.3 Ley fundamental de la ventilación de minas

La pérdida de presión H_l que experimenta el aire en su paso por una sección minera de resistencia R con un caudal Q se puede expresar de la siguiente forma [2]:

$$H_l = R \cdot Q^2 \quad (10)$$

Ecuación también conocida como la Ley Cuadrática, donde

H_l es la pérdida de presión experimentada por el fluido [Pa]

R es la resistencia de la sección, también llamada Resistencia de Atkinson [$\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$]

Q es caudal [$\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$]

La representación gráfica cartesiana de la Ley Cuadrática es la denominada curva característica o curva p, Q [2].

El eje de las abscisas representa los valores de caudal Q y el eje de las ordenadas representa los valores de H como muestra la Figura 15. La ecuación (10) define gráficamente parábolas que pasa por el origen y cuanto mayor sea la resistencia R mayor será la pendiente de la parábola, es decir, para un mismo caudal las pérdidas de carga serán mayores [2].

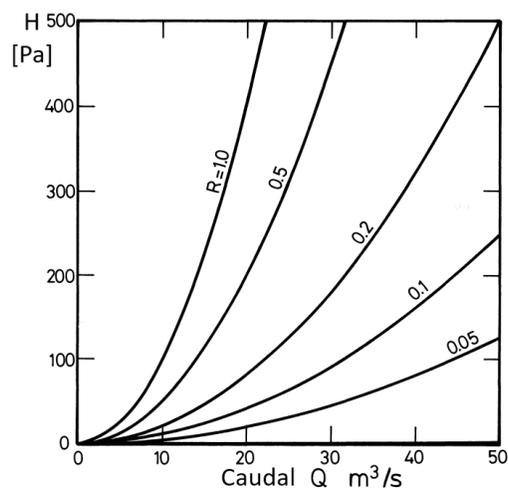


Figura 15: representación de curvas características a diferentes valores de R . Modificado [2].

El valor de la resistencia R depende de las características del conducto de ventilación, por ejemplo, si uno de los conductos de aire cuenta con un área pequeña y otra grande y todos los factores son constantes, el aire circula con mayor facilidad a través del segundo conducto de ventilación. Finalmente, si las paredes de un conducto son lisas y las de otro son ásperas y el resto de los factores son iguales, la resistencia del conducto liso será menor que la del conducto áspero, es decir, el factor de fricción depende de la naturaleza de la superficie del conducto de ventilación [2].

La fórmula de Atkinson considera estos factores y expresa:

$$P = \frac{K \cdot C \cdot L \cdot Q^2}{A^3} \cdot \frac{w}{1.2} = \frac{K \cdot C \cdot L \cdot V^2}{A} \cdot \frac{w}{1.2} \quad (11)$$

Donde:

P es pérdida de presión por fricción [Pa]

C es perímetro [m]

L es longitud [m²]

Q es caudal [m³ · s⁻¹]

V es la velocidad del aire [m · s⁻¹]

K es Factor de fricción de Atkinson [kg · m⁻³]

w es densidad del aire [kg · m⁻³]



Siempre que un flujo de aire experimenta un cambio de dirección, se debe tener en cuenta la pérdida de energía mecánica que esto produce [2]. La expresión más común para cuantificar estas pérdidas en términos de presión se define:

$$P_{\text{choque}} = X \cdot w \cdot \frac{V^2}{2} \quad (12)$$

Donde:

w es la densidad del aire [kg · m⁻³]

V es la velocidad del aire [m · s⁻¹]

X es el factor de pérdidas por choque [adimensional]

También es posible cuantificar las pérdidas por choque en términos de una fricción de Atkinson donde la pérdida queda determinada por el método del largo equivalente agregando un largo L_e introducido en la ecuación (11).

2.4 Tipos de ventilación en minería subterránea

2.4.1 Ventilación principal natural

La ventilación natural esquematizada en la Figura 16 es el caudal resultante de las diferencias de pesos específicos del aire que entra y sale de la mina, debido fundamentalmente a su variación de temperatura. Esto último generado por el calor proveniente de fenómenos como el gradiente geotérmico, la diferencia de densidad por compresión del aire en función de la profundidad y la oxidación. Por otra parte, el aire puede enfriarse por contacto con el agua que fluye en labores verticales o inclinadas, o producto de que las temperaturas de la roca son más frías que el aire exterior.

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 moderna debe utilizarse como un medio único y confiable para ventilar sus operaciones [11].



Figura 16: esquema de circuito de ventilación natural [12].

2.4.2 Ventilación forzada

El caudal que recorre el circuito es controlado mediante sistemas que hacen uso de ductos, reguladores, compuertas, cortinas y ventiladores, como se observa en la Figura 17. En

minería existen dos tipos de sistemas de ventilación forzada: la ventilación principal forzada y la ventilación secundaria o auxiliar [2].



Figura 17: esquema de circuito de ventilación forzada [12].

a) Ventilación principal forzada

La ventilación principal de la mina es la que recorre todas las labores mineras principales y de ese circuito se desprende la ventilación a los frentes de trabajo de la mina. Requiere para su funcionamiento de dos puntos de acceso independientes a la mina, uno de inyección de aire fresco y otro de extracción del aire viciado. En los sistemas de ventilación principal se recurre al uso de piques de inyección y extracción de aire construidos exclusivamente con tal finalidad, en estos casos la ubicación de los ventiladores principales más común es en la superficie [2].

b) Ventilación auxiliar

Requieren de los caudales que les proporciona el circuito de ventilación principal de la mina para la alimentación de aire fresco a las frentes y la evacuación del aire viciado. El objetivo es llevar el aire fresco a zonas restringidas mediante ductos y ventiladores auxiliares.

En la minería artesanal del carbón, el sistema de ventilación general de la mina puede explicarse usando el concepto de ventilación auxiliar [13], que se refiere a los sistemas que son usados para suplir de aire directamente a los frentes de explotación o frentes ciegos. No existen, por lo tanto, desarrollos construidos exclusivamente para el transporte de aire, siendo este llevado directamente hacia los frentes por ductos con ventiladores auxiliares ubicados en la superficie o por un ventilador de refuerzo ubicado al interior de la mina.

Los sistemas de ventilación auxiliar se clasifican en tres tipos [12]:

1. **Sistemas impelentes:** el aire fresco es impulsado por un ventilador auxiliar hasta el lugar a ventilar mediante un ducto. Tiene como ventajas ser sencillo de instalar, funciona con ductos flexibles de fácil manejo y es más económico. La desventaja es que el aire sucio debe retornar por la galería y puede ocasionar problemas de polvo o contaminantes a las personas presentes en la galería. La Figura 18 muestra un esquema de un sistema impelente.

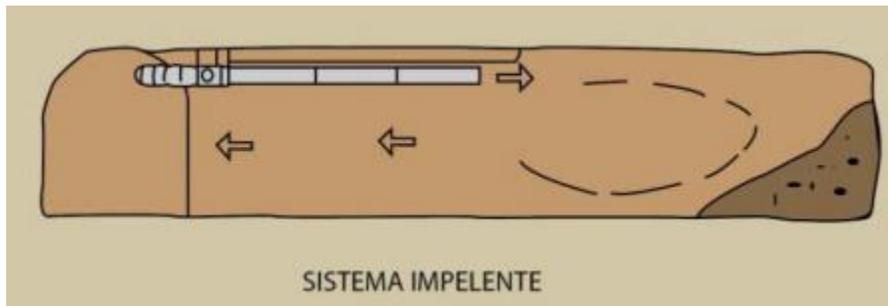


Figura 18: esquema de sistema de ventilación auxiliar impelente [12].

2. **Sistemas aspirantes:** el aire fresco ingresa por la galería y el aire viciado es extraído por el ducto mediante un ventilador auxiliar que funciona como extractor. La ventaja de esta configuración es la que proporciona un mejor control del polvo en la frente de explotación. La desventaja es que, debido a la presión de extracción generada por el ventilador, el ducto a utilizar debe ser más robusto y es más difícil de manipular y más caro. También debe mantenerse un mayor control de la distancia entre el ducto y la frente para evitar la generación de zonas sin circulación de aire como muestra la Figura 19.



Figura 19: esquema de sistema de ventilación auxiliar aspirante [12].

3. **Sistemas mixtos aspirante-impelente:** es una combinación entre ambos sistemas mencionados anteriormente, empleando dos ductos, como muestra la Figura 20, uno para impulsar el aire fresco hacia la frente y otro para extraer el aire viciado. La ventaja es que mantiene la frente y la galería con una renovación de aire fresco constante, mejorando la velocidad de extracción de gases de voladura. Su desventaja es que implica un coste de capital y operación más elevado entre los tres sistemas.



Figura 20: esquema de sistema de ventilación auxiliar mixto [12]

2.5 Equipos de ventilación auxiliar.

2.5.1 Ductos

La ventilación auxiliar requiere del transporte del aire hacia las frentes, la cual es llevada a cabo por ductos, que pueden ser de varios tipos.

a) **Ductos metálicos:** fabricados con plancha de fierro entre 1 a 4 mm de espesor y largos variables de 10 a 3 m que dependiendo de su diámetro son aptos para ser utilizados en sistemas de longitud considerable, por sus ventajas de bajo coeficiente de roce, excelente hermetismo en las uniones y bajo costo de mantención. Su principal desventaja sería su masa y rigidez que dificultan su instalación y aumenta su costo de la misma [14].

b) **Ductos plásticos flexibles lisos:** estos ductos de fabricación nacional confeccionados en PVC con tejidos sintéticos de alta resistencias, se venden en tiras de largo y diámetro a pedido para su uso en sistemas impelentes de ventilación, provisto de anillos de acero en sus extremos para ser conectados entre sí con o sin uso de collarines de unión.

Su aplicación en sistemas impelentes para desarrollos horizontales de longitud media, ha desplazado los tendidos de ductos metálicos por su menor masa y flexibilidad, lo que facilita su almacenamiento, transporte e instalación con un costo muy inferior al metálico. Sus

diámetros estándar varían de 300 a 1200mm y el largo de sus tiras de 5 a 30 o más metros. Por su simpleza, coste y disponibilidad son los preferidos en minería artesanal [14], como se observa en la Figura 21.



Figura 21: ductos flexibles en minería artesanal.

c) Ductos plásticos reforzados: estos ductos hechos en el mismo material que el caso anterior, se refuerzan con un espiral de anillos de acero espaciados entre 75 mm a 150 mm para su uso en sistemas de ventilación aspirante con diámetros que van de los 250 mm a 1200 mm y tiras de 5 a 10 m de largo. Para unirlos se requiere el uso de collarines de unión y vienen provistos con gancho de sujeción. Su principal aplicación es para la extracción de aire, pero igualmente puede usarse en sistemas impelentes, siempre que no sea posible utilizar el tipo liso, ya que esta manga es más resistiva y de mayor costo que el tipo liso [14].

2.5.2 Ventiladores

Un ventilador es una máquina que transmite energía a un fluido (aire o gases), produciendo el incremento de presión necesario (presión total) con la que mantener un flujo continuo de dicho fluido [6].

Existen dos tipos de ventiladores usados en minería subterránea, los del tipo axial y centrífugo. La diferencia principal reside en la forma en la cual el flujo ingresa y sale al ventilador, siendo perpendicular a la salida en el caso del centrífugo, y en el caso del axial, el aire ingresa en la misma dirección en la cual sale.

a) Ventiladores centrífugos: el aire entra por un oído central, es aspirado por centrifugación a un propulsor con álabes donde es impulsado a un cuerpo en forma de caracol llamado voluta, cuya sección va creciendo hasta alcanzar el orificio de salida llamado

difusor. El aire abandona el impulsor en una dirección perpendicular al eje de rotación. El esquema y sus partes se observa en la Figura 22.

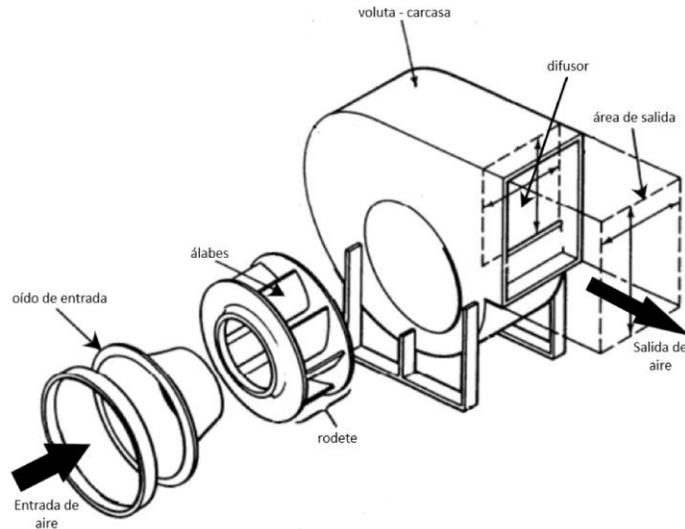


Figura 22: esquema de un ventilador centrífugo. Modificado [15].

b) Ventiladores axiales: el propulsor adopta una forma cilíndrica constituida por un cierto número de álabes o aspas fijadas sobre un rodete o haciendo un cuerpo con él. El aire entra y sale paralelamente al eje de la máquina, como muestra el esquema de la Figura 23.

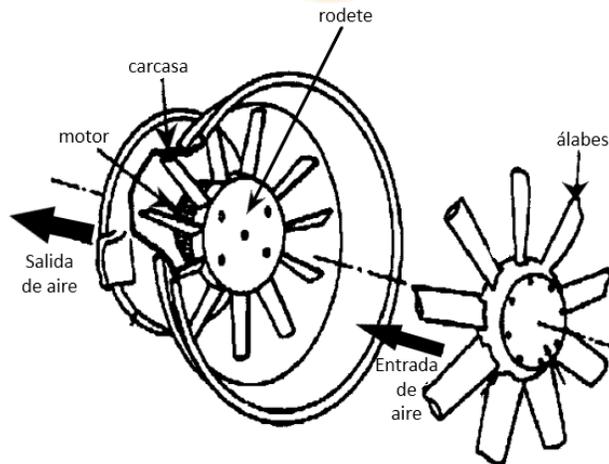


Figura 23: esquema de un ventilador axial. Modificado [15].

En ambos casos los parámetros de funcionamiento dependerán de la geometría del ventilador, la velocidad de giro de las aspas, la curvatura de las aspas, el número de aspas, la potencia del motor y las características de la entrada y descarga del ventilador.

La curva característica del ventilador (ver Figura 24) es la curva presión – caudal que representa los puntos de funcionamiento de cada ventilador.

La curva característica grafica la variable caudal en la abscisa contra otra variable como la presión estática, la presión total, la potencia y la eficiencia del ventilador, al interceptarla con la resistencia de la mina se obtiene el punto de operación [6].

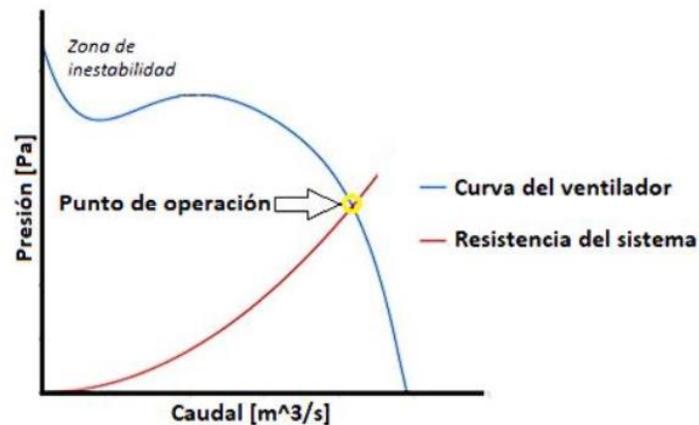


Figura 24: representación de la curva característica y punto de operación de un ventilador [16].

2.6 Análisis de Circuitos de Ventilación

El análisis de circuitos se utiliza para calcular los caudales y velocidades que fluyen en las labores de una mina. Esto incluye métodos matemáticos para analizar la resistencia de mina para llevar a cabo la planificación, administración y control de ventilación. El análisis de circuitos abarca un conjunto de técnicas que son usadas para determinar y optimizar los flujos en una red de circuitos interconectados y relacionados entre sí con algún tipo de conexión entre ellas.

2.6.1 Métodos Analíticos

Involucran formular las leyes que gobiernan el comportamiento del sistema en conjuntos de ecuaciones que pueden ser resueltas analíticamente para brindar soluciones exactas. Este es el método más elemental para analizar circuitos de ventilación. Si dos o más vías de aire se conectan en serie o paralelo, entonces la resistencia equivalente se calcula por un método analítico [2]. Este método se usa en aplicaciones limitadas en las redes de ventilación reales en minas subterráneas. Una vez que la solución es obtenida

cuantitativamente resolviendo el conjunto de ecuaciones, se lleva a cabo el análisis cuantitativo interpretando los resultados para encontrar la idoneidad de la solución encontrada en el problema real.

Las leyes de Kirchhoff aplicadas originalmente en circuitos eléctricos, también son aplicables en los circuitos de ventilación de minas, donde los caudales de aire y caídas de presión son análogos a la corriente y voltaje respectivamente.

a) Primera ley Kirchhoff (Ley de continuidad).

Para redes de ventilación de minas establece que la suma algebraica de todo flujo de aire en cualquier unión o nodo es cero. Esto se refiere a que la suma de todos los caudales Q que entran la unión debe ser igual a la suma de todos los caudales que salen del nodo (ver Figura 25) [17].

$$\sum Q = 0, \therefore Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 = 0 \quad (13)$$

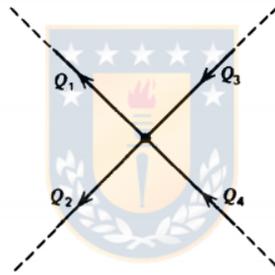


Figura 25: primera ley de Kirchhoff [6].

b) Segunda ley de Kirchhoff (Ley De Circulación).

En forma análoga establece que la suma algebraica de las caídas de presión H de todos los ramales integrantes de una malla es cero. (ver Figura 26) [17].

$$\sum H_l = 0 \therefore H_{la} + H_{lb} + H_{lc} + H_{ld} = 0 \quad (14)$$

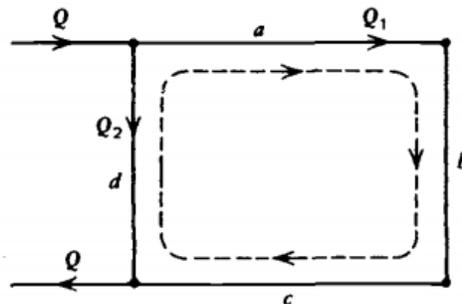


Figura 26: segunda ley de Kirchhoff [6].

2.6.2 Método de Hardy Cross

La importancia de los métodos numéricos ha surgido debido a los computadores y al uso de programación de alto nivel para resolver problemas de forma segura y rápida. Actualmente, los paquetes de simulación son usados para llevar a cabo el análisis de redes de ventilación. Un programa de simulación es un modelo matemático escrito para ajustarse a uno o más lenguajes de programación [2]. Las simulaciones pueden realizarse antes de que el sistema real esté en operación para ayudar en su diseño o para ver como el sistema responde a cambios en las condiciones de operación. La herramienta de simulación es una ayuda especialmente valiosa cuando en el circuito es demasiado complejo obtener una solución analítica [2].

La técnica de más amplia difusión en simulación de circuitos de ventilación es el método desarrollado por Hardy Cross. Esta técnica iterativa considera un flujo de aire Q que pasa a través de un conducto de resistencia R en el cual se cumple la relación [2]:

$$\Delta P = R \cdot Q^2 \quad (15)$$

El problema consiste en encontrar el valor real de Q , primero asumiendo un valor inicial de caudal llamado Q_a .

$$Q = Q_a + \Delta Q \quad (16)$$

Donde ΔQ es el error cometido al asumir un valor de Q que no es el valor verdadero. Del mismo modo, ΔP es el error cometido en el cálculo de la caída de presión real p . El problema consiste, por lo tanto, determinar el valor de la corrección ΔQ que habrá que aplicar a Q_a , para encontrar el valor real del caudal Q [2]. Escribiendo la ley cuadrática como:

$$p = R \cdot (Q_a + \Delta Q)^2 \quad (17)$$

Generalizando esta expresión:

$$p = R \cdot (Q_a + \Delta Q)^n \quad (18)$$

Desarrollando la expresión (18) con exponente 2, la ecuación queda:

$$p = R \cdot Q_a^2 + 2 \cdot R \cdot Q_a \Delta Q + R \cdot (\Delta Q)^2 \quad (19)$$

Además, la pérdida de presión por fricción correspondiente a la cantidad Q_a asumida es:

$$p_a = R \cdot Q_a^2 \quad (20)$$

Donde el "error" en p es:

$$\Delta p = p - p_a \quad (21)$$

Sustituyendo las ecuaciones (20) y (21) en (19) se tiene:

$$\Delta p = 2 \cdot R \cdot Q_a \cdot \Delta Q + R \cdot (\Delta Q)^2 \quad (22)$$

Si se asume que $(\Delta Q)^2$ es pequeño comparado con $2Q_a \cdot \Delta Q$ entonces, se reescribe la aproximación como sigue:

$$\Delta p = 2 \cdot R \cdot Q_a \cdot \Delta Q \quad (23)$$

Notar que al derivar la ecuación (15) se obtiene:

$$\frac{\Delta p}{\Delta Q} \rightarrow \frac{dp}{dQ} = 2RQ \quad (24)$$

Entonces:

$$\Delta Q = \frac{\Delta p}{2RQ_a} \quad (25)$$

La técnica de dividir una función por su primera derivada a fin de estimar un factor de corrección incremental es un método numérico estándar para encontrar las raíces de funciones. Esta técnica es usualmente conocida como el Método de Newton o de Newton-Raphson [2].

Si se aplican las leyes de los logaritmos a los términos de la ecuación (18):

$$p = 2 \cdot R \cdot Q_a^n \left[1 + \frac{\Delta Q}{Q_a} \right]^n \quad (26)$$

Expandiendo por el teorema binomial e ignorando los términos de orden 2 y superiores:

$$p = 2 \cdot R \cdot Q_a^n \left[1 + n \cdot \frac{\Delta Q}{Q_a} \right] \quad (27)$$

Entonces,

$$\Delta p = p - p_a = R \cdot Q_a^n \cdot n \cdot \frac{\Delta Q}{Q_a} \quad \text{ya que} \quad p_a = RQ_a^2 \quad (28)$$

Dando:

$$\Delta Q = \frac{\Delta p}{n \cdot R \cdot Q_a^{n-1}} \quad (29)$$

Se recuerda que Δp es el error en la caída de presión por fricción que fue generada al asumir el caudal Q_a , entonces:

$$\Delta p = R \cdot Q^n - R \cdot Q_a^n \quad (30)$$

Se reescribe por lo tanto la ecuación (29) como:

$$\Delta Q = \frac{R \cdot Q^n - R \cdot Q_a^n}{n \cdot R \cdot Q_a^{n-1}} \quad (31)$$

El denominador en esta expresión es la pendiente de la curva p , Q , en la vecindad de Q_a , lo que concuerda con la derivada de la ley cuadrática de la ecuación (24) y las pendientes de la curva p , Q , en la Figura 27.

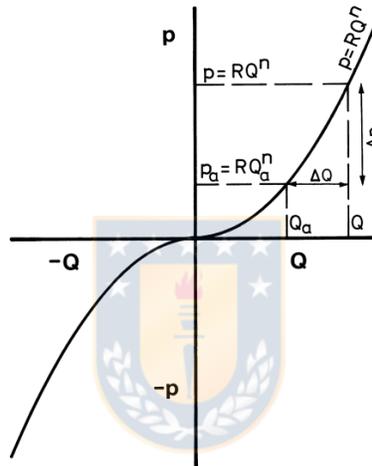


Figura 27: curva de la resistencia del sistema en función de p y Q para una vía de aire [2].

Este análisis es válido para una sola vía de aire, sin embargo, a continuación, se supone el caso en que se mueve aire de rama en rama en una dirección constante alrededor de una malla cerrada, sumando tanto Δp como las pendientes de la curva p , Q .

$$\sum \Delta p = \sum (R \cdot Q^n - R \cdot Q_a^n) \quad (32)$$

$$\sum \Delta p = \sum R \cdot Q^n - \sum R \cdot Q_a^n \quad (33)$$

Y la suma de las pendientes de las curvas p , Q .

$$\sum \Delta p = \sum n \cdot R \cdot Q_a^{n-1} \quad (34)$$

Ahora se puede escribir un valor compuesto de ΔQ para la malla completa en la forma de la ecuación (35).

$$\sum \Delta Q_m = \frac{\sum R \cdot Q^n - \sum R \cdot Q_a^n}{\sum (n \cdot R \cdot Q_a^{n-1})} \quad (35)$$

Notar que ΔQ_m ya no es la corrección realizada al asumir un caudal en alguna de las ramas, sino que, es un valor compuesto dado al dividir el Δp promedio por la media de las pendientes de las curvas p, Q . La ecuación (35) tiene la desventaja de contener los valores verdaderos del caudal Q . Sin embargo, el término $\sum RQ^n$ es la suma de los correspondientes valores reales de pérdida de presión por fricción alrededor de una malla cerrada, y la segunda ley de Kirchhoff insiste en que ese valor debe ser cero. La ecuación (35) se transforma en [2]:

$$\Delta Q_m = \frac{-\sum R \cdot Q_a^n}{\sum n \cdot R \cdot Q_a^{n-1}} \quad (36)$$

El término presión en el numerador debe siempre tener el mismo signo que el caudal, cuando la pendiente de la curva p, Q dada en el denominador nunca puede ser negativa. Por lo tanto, la ecuación (36) se puede expresar como [2]:

$$\Delta Q_m = \frac{-\sum R \cdot Q_a |Q_a^{n-1}|}{\sum n \cdot R |Q_a^{n-1}|} \quad (37)$$

La derivada de la ecuación (37) ignora la presencia de ventiladores y la presión de ventilación natural. Como las vías de aire, estos son elementos que siguen una curva p, Q definida. La ecuación (37) puede ser expandida tomando en cuenta estos efectos [2]:

$$\Delta Q_m = \frac{-\sum (R \cdot Q_a |Q_a^{n-1}| - p_f - nvp)}{\sum (n \cdot R |Q_a^{n-1}| + S_f + S_{nv})} \quad (38)$$

Donde p_f y nvp son las presiones de los ventiladores y de la ventilación natural, respectivamente, que existen en la malla, y S_f y S_{nv} son las pendientes de las curvas características p, Q para los efectos de los ventiladores y la ventilación natural respectivamente. En la práctica, S_{nv} usualmente se asume como cero, es decir, se asume que el efecto de la ventilación natural es independiente del caudal [2].

Para la mayoría de los sistemas de ventilación subterráneos, se logra una exactitud aceptable mediante la ley cuadrática simple donde $n=2$, dando [2]:

$$\Delta Q_m = \frac{-\sum(R \cdot Q_a |Q_a| - p_f - nvp)}{\sum(2 \cdot R |Q_a| + S_f + S_{nv})} \quad (39)$$

El procedimiento Hardy Cross se puede resumir como sigue [2]:

1. Establecer un esquema del circuito y elegir al menos $(b-j+1)$ mallas cerradas tal que todas las ramas estén representadas. Siendo b el número de ramas y j el número de nodos en el circuito. Una mayor convergencia hacia la solución se conseguirá asegurando que cada rama con alta resistencia está incluida sólo en una malla.
2. Hacer una estimación inicial del caudal, Q_a para cada rama, asegurando que se cumple la primera ley de Kirchhoff.
3. A través de una malla calcular el factor de corrección de malla ΔQ_m de la ecuación (38) o (39).
4. A través de la misma malla, en la misma dirección, ajustar cada uno de los caudales en la cantidad ΔQ_m .
5. Repetir los pasos 3 y 4 para cada malla de la red.
6. Repetir los pasos 3, 4 y 5 hasta que la segunda ley de Kirchhoff se satisfaga en un nivel aceptable de exactitud, por ejemplo, hasta que los valores de (40) sean cercanos a cero, donde Q_i son los valores actuales del caudal.

$$-\sum(R \cdot Q_i |Q_i|^{n-1} - p_f - nvp) \quad (40)$$

Una característica del método es que es excepcionalmente tolerante ante estimaciones iniciales pobres del caudal Q_a . Otra ventaja de la técnica de Hardy Cross es su flexibilidad. Usando la ecuación (38) para el factor de corrección de malla permite usar diferentes valores del índice logarítmico n , para usarlo en cada vía de aire que se requiera. En ventilación de minas subterráneas esto raramente es necesario, aunque programas especiales han sido escritos para admitir el uso de flujos laminares ($n=1$) o turbulentos ($n=2$) en cada rama [2].

Otra observación es que la primera y segunda ley de Kirchhoff no son interdependientes. La primera ley, ($\sum Q = 0$) podría ser cumplida en cada nodo en una red que está desbalanceada con respecto a la segunda ley. En efecto, este es usualmente el caso en la etapa de seleccionar los caudales Q_a . Además, si una o más ramas necesitan tener su caudal

fijo por reguladores o ventiladores de refuerzo, entonces esas vías pueden ser omitidas por el análisis de Hardy Cross debido a que no están sujetas al factor de ajuste ΔQ_m . Tales omisiones resultan en que la primera ley de Kirchhoff permanece violada en los nodos correspondientes a través del análisis. Esto no afecta la habilidad del sistema de alcanzar una distribución de balance de presiones que obedezca a la segunda ley [2].

2.7 Simulación en circuitos de ventilación

Los modelos de simulación en ventilación son diseñados para representar las estructuras del circuito de ventilación de una mina, así como las futuras extensiones planificadas. Si los valores de entrada al modelo de simulación son de calidad, el modelo será capaz de estimar valores de salida con un error muy bajo. Por el contrario, si los valores de entrada son malos, la confianza en los valores de salida se pierde [2]. En este trabajo se considera el uso del software Ventsim™, el cual se describe a continuación.

2.7.1 Software VentSim™ Design

La teoría en que se basa VentSim™ Design incluye a las Leyes de Kirchhoff, la Ley cuadrática, la Ecuación de Atkinson y el Método de Hardy Cross [18].

VentSim™ permite implementar un modelo tridimensional del circuito de ventilación y simular de forma estacionaria o dinámica parámetros como los caudales y velocidades de aire, presencia de contaminantes procedentes de combustión o tronaduras, simulaciones de incendios, simulaciones de calor, estimaciones de costos energéticos e implementación de elementos al modelo tales como ductos, ventiladores, reguladores y resistencias. Para ello ofrece una interfaz de usuario cuyo esquema se muestra en la Figura 28.



Figura 28: Esquema del software Ventsim™. Modificado [18].

El procedimiento para la implementación de un modelo de simulación del circuito de ventilación de una mina es el siguiente [19]:

1. Introducir o importar a VentSim™ las especificaciones, dimensiones y geometría de los desarrollos mineros que forman parte del circuito de ventilación (longitudes, secciones transversales y/o perímetro de las secciones).
2. Verificar que el modelo contenga los datos geométricos y de dimensiones e implementar en los puntos que corresponda las conexiones a superficie y los fondos de saco.
3. Fijar el o los caudales de entrada que se han medido en la mina.
4. Proceso de calibración del sistema, modificar las resistencias teóricas introducidas/calculadas hasta ajustar el caudal circulante por las galerías de manera que sea fiel a los datos obtenidos en las mediciones de la mina.
5. Introducir las curvas de los ventiladores principales o en su defecto calcularlas usando la utilidad de ajuste.
6. Comprobar que la curva de funcionamiento introducida o calculada cumpla con los requerimientos de caudal en las zonas críticas.
7. Generar escenarios diferentes o de largo plazo respecto de la condición original de la mina y evaluar la respuesta del sistema de ventilación existente a estos cambios.

2.8 Marco legal

Las obligaciones legales impuestas por el Gobierno de Chile, en términos de ventilación en las minas, así como los elementos técnicos necesarios para operar un sistema de ventilación en minas subterráneas se rigen bajo la ley Decreto Supremo 132 del Ministerio de Minería que crea el “Reglamento de Seguridad Minera” [8]. Por otra parte, está el Decreto Supremo 594, de 2000, del Ministerio de Salud, que aprobó el Reglamento sobre Condiciones Sanitarias y Ambientales Básicas en los Lugares de Trabajo [20].

2.8.1 Reglamento de Seguridad Minera

El Decreto Supremo N.º 72 de 1985, aprueba el Reglamento de Seguridad Minera, cuyo texto Refundido, Sistematizado y Coordinado fue fijado mediante el Decreto Supremo N.º 132 de 2002, ambos del Ministerio de Minería y que tienen como objetivos primordiales

“proteger la vida e integridad física de las personas que se desempeñan en dicha industria y de aquellas que bajo circunstancias específicas y definidas están ligadas a ella” y “proteger las instalaciones e infraestructura que hacen posible las operaciones minera, y por ende, la continuidad de sus procesos” [8].

Las disposiciones del Reglamento de Seguridad Minera son aplicables a todas las actividades que se desarrollan en la industria extractiva minera. No obstante, existe un capítulo especial dedicado exclusivamente a faenas que extraen menos de 5000 toneladas mensuales [8].

La fiscalización del cumplimiento y su aplicación es competencia general y exclusiva del Servicio Nacional de Geología y Minería. Sus funciones y atribuciones exclusivas también se detallan en el Reglamento.

El Reglamento de Seguridad Minera estipula los siguientes artículos referentes a la ventilación de minas, principalmente:

a) Artículo 79

“En toda mina en explotación deberán existir, a lo menos, dos labores principales de comunicación con la superficie, ya sean piques, chiflones o socavones, de manera que la interrupción en una de ellas no afecte el tránsito expedito por la otra” [8].

b) Artículo 137

“En toda mina subterránea se deberá disponer de circuitos de ventilación, ya sea natural o forzado a objeto de mantener un suministro permanente de aire fresco y retorno del aire viciado” [8].

c) Artículo 138

“En todos los lugares de la mina, donde acceda personal, el ambiente deberá ventilarse por medio de una corriente de aire fresco, de no menos de tres metros cúbicos por minuto por persona, en cualquier sitio del interior de la mina. Dicho caudal será regulado tomando en consideración el número de trabajadores, la extensión de las labores, el tipo de maquinaria de combustión interna, las emanaciones naturales de las minas y las secciones de las galerías. Las velocidades, como promedio, no podrán ser mayores de ciento cincuenta metros por minuto (150 m/min), ni inferiores a quince metros por minuto (15 m/min)” [8].

d) Artículo 144

“No se permitirá la ejecución de trabajos en el interior de las minas subterráneas cuya concentración de oxígeno en el aire, en cuanto a peso, sea inferior a diecinueve coma cinco por ciento (19,5%) y concentraciones de gases nocivos superiores a los valores máximos permisibles determinados por la legislación. Si las concentraciones ambientales fueren superiores, será obligatorio retirar al trabajador del área contaminada hasta que las condiciones ambientales retornen a la normalidad, situación que deberá certificar personal calificado y autorizado” [8].

e) Artículo 147

“Toda corriente de aire viciado que pudiera perjudicar la salud o la seguridad de los trabajadores, será cuidadosamente desviada de las faenas o de las vías destinadas al tránsito normal de las personas. No se permitirá el uso de aire viciado para ventilar frentes en explotación” [8].

f) Artículo 279

“En toda faena carbonífera subterránea, deberán efectuarse mediciones del contenido de metano (CH₄), por lo menos cada treinta (30) minutos en el flujo de ventilación y en los frentes de trabajo. Este control será efectuado por personal calificado y autorizado, consignando por escrito en libretas especiales o en otro medio adecuado, los valores obtenidos. Cada vez que ocurra una acumulación de grisú, de cualquier valor que ella sea, deben adoptarse medidas inmediatas para desalojar el gas y medidas especiales para normalizar la ventilación, todo lo cual se registrará en el libro de novedades del turno” [8]

g) Artículo 308

“Se deben desconectar todas las instalaciones eléctricas que pudieren ser alcanzadas por una corriente de ventilación cuyo contenido de grisú sea circunstancialmente superior al dos por ciento (2%)” [8].

El Título XV comprende los artículos 594 al 635, y define que las normas que se contienen en él, aplican a faenas mineras cuya extracción subterránea o a rajo abierto y/o tratamiento de minerales sea igual o inferior a 5000 toneladas por mes.

h) Artículo 589

“La empresa minera deberá velar por el cumplimiento de la normativa vigente y manejo de buenas prácticas en materia de operación y/o tránsito de equipos, vehículos y personas, incluyendo la ventilación de la mina...” [8].

i) Artículo 609

“Deberán existir, a lo menos, dos labores de comunicación con la superficie cuando la distancia entre la superficie y el frente de trabajo más alejado sea superior a cincuenta (50) metros, sin perjuicio de la facultad del Servicio de autorizar distancias mayores, previa presentación de informe emitido por un profesional especialista” [8].

En su capítulo cuarto, se enumeran las “Guías de operación” que reglamentan diferentes aspectos y buenas costumbres a seguir para el caso de las faenas establecidas en el Título XV.

j) Guía N°3 de operación para la pequeña minería. Artículo 8.

“Las siguientes medidas de seguridad deberán considerarse en minas de carbón:

Cuando las concentraciones de gases o condiciones de estabilidad de alguna labor representen riesgo para las operaciones, se debe suspender todo tipo de actividades, reiniciándose únicamente cuando se repongan los estándares normales de trabajo.

Toda persona cuya lámpara de seguridad para alumbrado sufra algún desperfecto o deterioro accidental, debe apagarla de inmediato y dar cuenta al responsable de la faena.

Antes de transportar explosivos al frente donde serán utilizados, el responsable de este deberá cerciorarse en el libro de novedades del turno, los valores de concentración del grisú.

Se consideran lugares no aptos, los frentes de trabajo, vías de acceso o de comunicación, cuando el aire contiene más de un dos por ciento (2%) de metano, en los frentes de arranque y más de un cero coma setenta y cinco por ciento (0,75%) de metano en las galerías de retorno general del aire de la mina.

Se prohíbe estrictamente, introducir a las minas de carbón, fósforos, encendedores, lámparas de llama descubierta y cualquier otro objeto u artefacto que pueda provocar un incendio o explosión.

Es obligación que, en cada mina de carbón, dos o más personas hayan sido capacitadas en el manejo e interpretación del metanómetro. Ninguna mina por pequeña que sea, podrá funcionar sin este instrumento” [13].

2.8.2 Reglamento sobre condiciones Sanitarias y Ambientales Básicas en los Lugares de Trabajo

Es un Reglamento del Ministerio de Salud, publicado en el diario oficial el 29 de abril de 2000, actualizado el año 2015 [21].

Abarca disposiciones generales, de salubridad del ambiente de trabajo, contaminación ambiental y condiciones ambientales, incluyendo el Título III con artículos referentes a la ventilación, principalmente:

a) Artículo 32

“Todo lugar de trabajo deberá mantener, por medios naturales o artificiales, una ventilación que contribuya a proporcionar condiciones ambientales confortables y que no causen molestias o perjudiquen la salud del trabajador” [20].

b) Artículo 33

“Con todo, cualquiera sea el procedimiento de ventilación empleado se deberá evitar que la concentración ambiental de tales contaminantes dentro del recinto de trabajo exceda los límites permisibles vigentes” [20].

c) Artículo 59

“Se entenderá por:

1. **Límite Permisible Ponderado:** *Valor máximo permitido para el promedio ponderado de las concentraciones ambientales de contaminantes químicos existente en los lugares de trabajo durante la jornada normal de 8 horas diarias, con un total de 45 horas semanales.*
2. **Límite Permisible Temporal:** *Valor máximo permitido para el promedio ponderado de las concentraciones ambientales de contaminantes químicos en los lugares de trabajo, medidas en un período de 15 minutos continuos dentro de la jornada de trabajo. Este límite no podrá ser excedido en ningún momento de la jornada.*

3. **Límite Permisible Absoluto:** Valor máximo permitido para las concentraciones absolutas ambientales de contaminantes químicos medida en cualquier momento de la jornada de trabajo” [20].

d) Artículo 60

“El promedio ponderado de las concentraciones ambientales de contaminantes químicos no deberá superar los límites permisibles ponderados (LPP) establecidos en el artículo 66 del presente Reglamento. Se podrán exceder momentáneamente estos límites, pero en ningún caso superar cinco veces su valor. Con todo, respecto de aquellas sustancias para las cuales se establece además un límite permisible temporal (LPT), tales excesos no podrán superar estos límites. Tanto los excesos de los límites permisibles ponderados, como la exposición a límites permisibles temporales, no podrán repetirse más de cuatro veces en la jornada diaria, ni más de una vez en una hora” [20].

En el Anexo L se resumen los límites permisibles más importantes en minería subterránea, así como los factores de ajuste y las ecuaciones que define la normativa para la corrección por altura y por jornada de trabajo.



3 CASO DE ESTUDIO

El caso de estudio es una faena de carbón de la Provincia de Arauco, por motivos de confidencialidad se omite el nombre de la faena y su localización exacta.

3.1 Descripción general

La mina cuenta con todas las características para ser encasillada en la categoría de minería artesanal que define PAMMA. Sin embargo, esta faena por el tonelaje extraído y la cantidad de personas que emplea se enmarca dentro las 5 más grandes de la Provincia según un catastro realizado en el mismo organismo durante el verano de 2018 [3].

La mina extrae aproximadamente 60 toneladas diarias de carbón tipo sub bituminoso, el cual es trasladado en camiones diésel desde la mina hacia las plantas de lavado en la comuna de Curanilahue. Cuenta con aproximadamente 1 kilómetro de desarrollo de galerías, todas comunicadas por un chiflón a superficie con un huinche de carga en la bocamina, como se observa en la Figura 29. La diferencia de entre la cota más alta (en el acceso al chiflón principal) y la cota más baja (en la maestra 10) es de 106 metros.

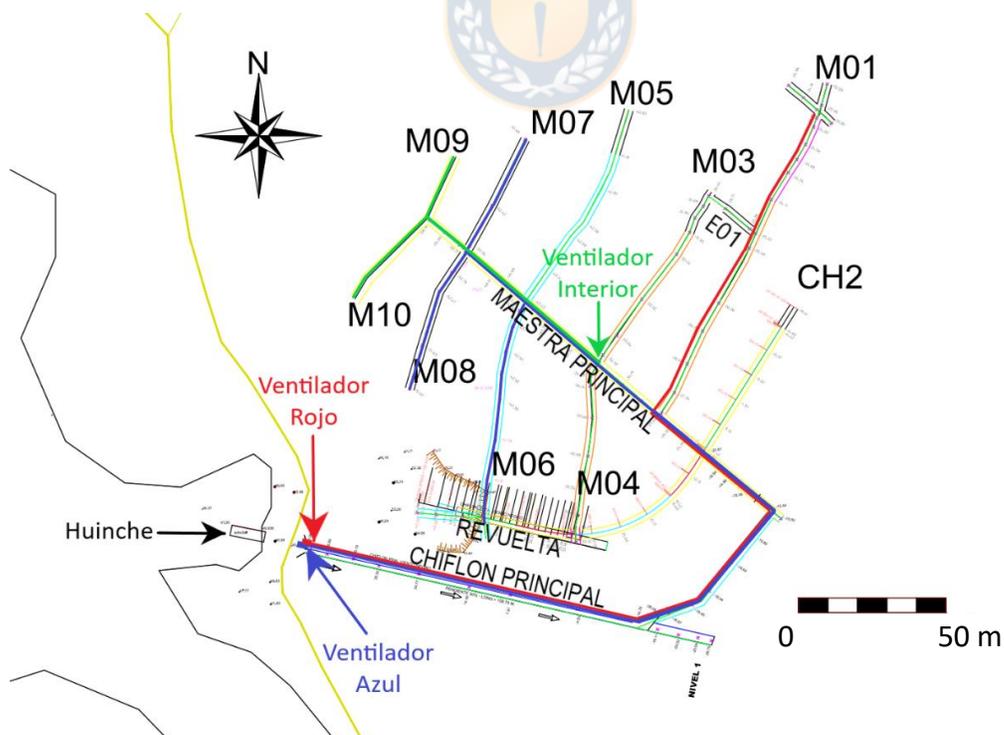


Figura 29: diagrama de la mina.

3.2 Circuito de ventilación

La ventilación de la mina es forzada por tres ventiladores fabricados de forma artesanal a partir de motores eléctricos, dos de ellos ubicados en la boca mina, a la entrada del chiflón principal.

El ventilador azul (en la Figura 30) es un ventilador centrífugo, con su difusor conectado a un ducto flexible liso que lleva el aire en configuración impelente hacia las frentes ubicadas en las maestras 6, 7 y 8 (M06, M07 y M08 en la Figura 29).

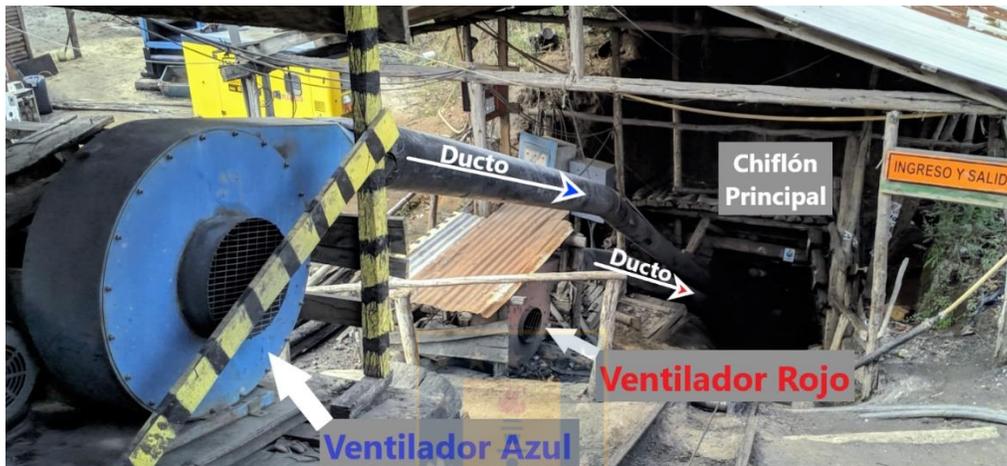


Figura 30: ventiladores ubicados en la boca mina.

El ventilador rojo (en la Figura 31) también es de tipo centrífugo y está conectado en su difusor a un ducto flexible liso, que lleva aire fresco en configuración impelente hacia la frente en la maestra 1 (M01 en la Figura 29).



Figura 31: ubicación y ducto del ventilador rojo.

Los ductos de los dos ventiladores bajan juntos por el chiflón, y pasan a la maestra principal, donde el ventilador rojo se desvía hacia la maestra 1 (M01 en Figura 29), como se observa en la Figura 32



Figura 32: ductos en maestra principal.

Al interior de la mina se ubica un tercer ventilador de tipo axial, ubicado en el cruce entre las maestras 3 y 4 (M03 y M04 en la Figura 29), con configuración impelente, conectado a un ducto que se bifurca para transportar aire a las maestras 9 y 10 (M09 y M10 en la Figura 29) como se observa en la Figura 33.

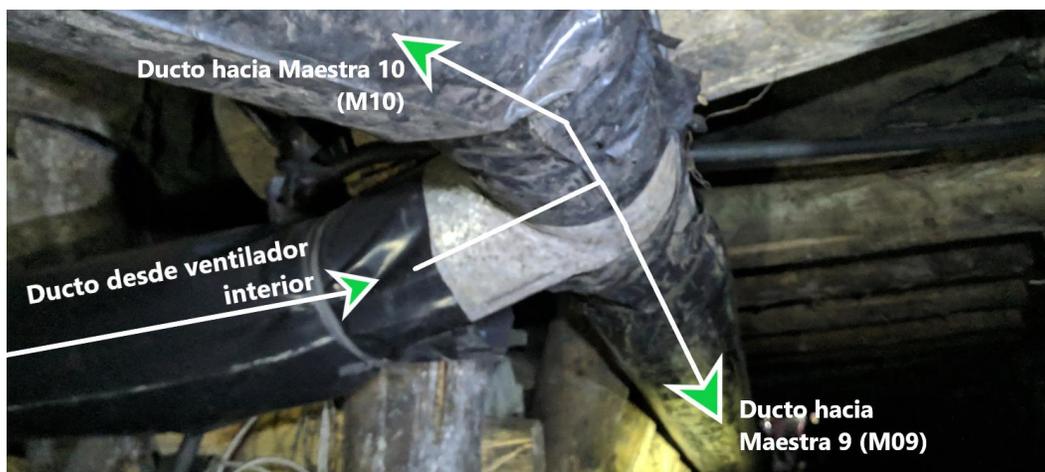


Figura 33: ducto de ventilador interior.

La planificación de la mina contempla la construcción de la revuelta, una labor que constituirá una segunda conexión con superficie (ver Figura 34) desde el extremo de la maestra 1



Figura 34: boca mina de la revuelta.

La Figura 35 muestra un diagrama resumen del sistema de ventilación de la mina, adicionalmente, en el Anexo M se expone una mayor descripción de las labores de la mina.

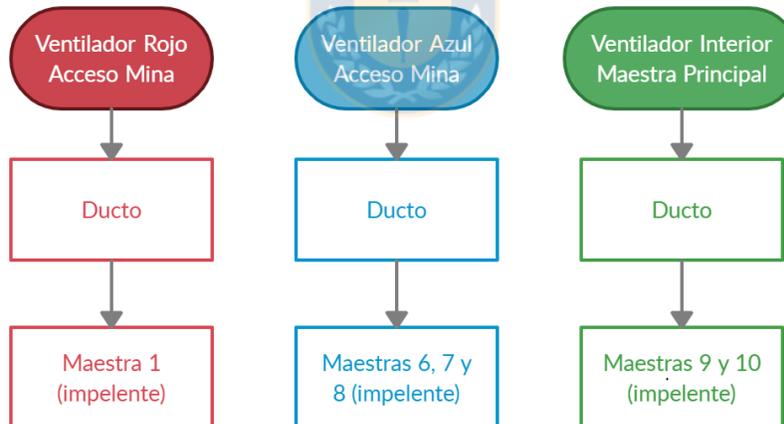


Figura 35: diagrama resumen de utilización de los ventiladores de la mina.

4 DESARROLLO EXPERIMENTAL

Para llevar a cabo la implementación del caso de estudio en el software de simulación, es necesario realizar campañas de recolección de datos en terreno y trabajo de gabinete. Para el análisis e implementación del modelo se propone la utilización de la simulación como una herramienta versátil que permita utilizar los datos recolectados para verificar el cumplimiento de la legislación vigente, a pesar de las deficiencias y falta general de información técnica confiable que caracteriza a la minería artesanal.

4.1 Recolección de datos

En primer lugar, se debió establecer contacto con un empresario y propietario de una mina artesanal de carbón de la Provincia de Arauco. Dicho contacto se establece gracias a gestiones realizadas presencialmente en marzo de 2019 en la SEREMI de Minería de la Región del Biobío ubicada en Concepción, quienes posteriormente derivaron la solicitud hacia la oficina PAMMA Carbón ubicada en la comuna de Curanilahue, ya que es este organismo el que cuenta con un registro actualizado y datos de contacto de la mayoría de los empresarios del rubro en la zona [3].

Una vez tomado contacto con el empresario, se le entrega una explicación de los motivos, antecedentes y objetivos preliminares del trabajo y se da el visto bueno para la realización del análisis de su faena autorizándose, en primera instancia, la realización de una visita de reconocimiento a la faena, en coordinación y compañía de un socio de la mina.

4.1.1 Plano digital de la mina

El plano de la mina mostrado en el Anexo G es proporcionado por un socio de la mina en formato digital CAD, fue realizado mediante un levantamiento topográfico, lo que permite la importación de las líneas centrales y sus coordenadas espaciales tridimensionales hacia el software VentSim™.

4.1.2 Planificación de la recolección de datos.

Se realizó una visita de reconocimiento llevada a cabo a fines de marzo de 2019, en conjunto con el plano de la mina, permite planificar la campaña de recolección de datos, donde se estimó que la toma de datos útiles para la implementación del modelo de simulación conllevaría una duración de aproximadamente una jornada de trabajo (8 horas), incluyendo

los tiempos de traslado desde Concepción hasta la mina. Se definieron previamente 9 puntos de toma de datos en los sectores del chiflón principal y las maestras que se encuentren en explotación. Sin embargo, la toma de datos en las maestras 7 y 8 no fue posible por razones de seguridad que se detallan más adelante. Los 7 puntos donde finalmente se tomaron las medidas de velocidad de aire, secciones de las galerías y concentraciones de gases se muestran la Figura 36.

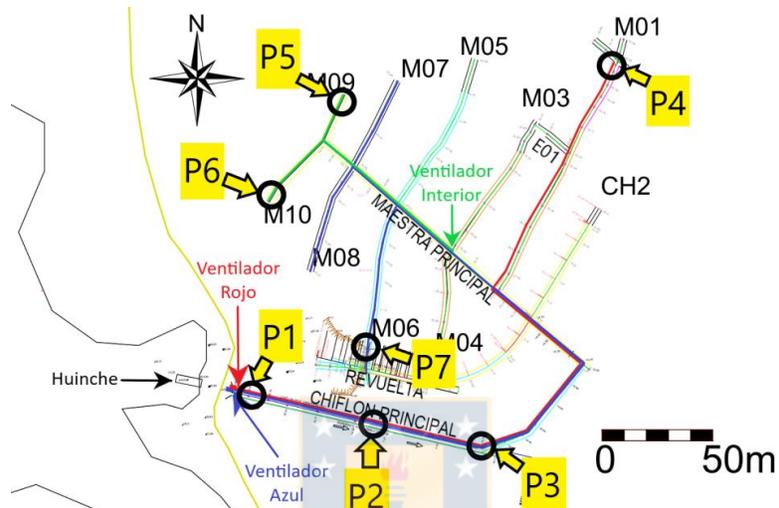


Figura 36: puntos de control y su ubicación en la mina.

La recolección de datos en terreno fue llevada a cabo con un multímetro digital modelo AMF035, instrumento utilizado para determinar los valores de velocidad del aire en las galerías, sus valores de operación y características se resumen en la Tabla 17 en Anexo F. Las mediciones de nivel de oxígeno y concentraciones de metano se realizaron con el Detector Multigas Altair 4X marca MSA (ambos en la Figura 37), sus especificaciones se encuentran en la Tabla 16 del Anexo F.



Figura 37: multímetro AMF035 y detector multigas MSA Altair 4X.

Para que el modelo de simulación sea capaz de calcular los caudales se deben medir las dimensiones geométricas de las galerías o ductos y las velocidades del aire que pasa por tales secciones, para ello se establecen puntos de control mostrados en la Figura 36, lugares de la mina donde se midieron tanto las velocidades como dimensiones, que servirán para posteriormente hacer la calibración del modelo de simulación.

Los datos medidos de velocidad del aire y dimensiones en los 7 puntos de control, se resumen en la Tabla 2, donde los datos de alto y ancho en base son aplicables a las galerías, en tanto el diámetro es sólo aplicable a las mediciones de los ductos. Para las velocidades de aire en las frentes, el multímetro no detectó velocidades mayores al del rango de medición de su ficha técnica, por lo que se asume que la velocidad del aire en dichas mediciones está entre 0 y 0.5 [m s⁻¹]. La metodología de medición de velocidad de aire en las galerías se detalla en el Anexo N.

Tabla 2: mediciones de velocidad de aire y dimensiones en puntos de control.

Punto de control	Descripción del punto de control	Velocidad del aire [m s ⁻¹]	Alto [m]	Ancho en base [m]	Diámetro [m]
P1	Ducto Ventilador Rojo	5.2	-	-	0.5
	Ducto Ventilador Azul	15	-	-	0.5
	Chiflón Principal Primer Tramo	0.76	2.0	4.0	-
P2	Chiflón Principal Segundo Tramo	0.75	2.0	4.0	-
P3	Chiflón Principal Tercer Tramo	0.74	2.0	4.0	-
P4	Ducto Maestra 1	5.5	-	-	0.4
	Frente Maestra 1	0-0.5	2.0	3.9	
P5	Ducto Maestra 9	5.5	-	-	0.4
	Frente Maestra 9	0-0.5	2.0	3.9	
P6	Ducto Maestra 10	5.0	-	-	0.4
	Frente Maestra 10	0-0.5	1.8	3.9	
P7	Ducto Maestra 6	7	-	-	0.4
	Frente Maestra 6	0-0.5	2.0	3.9	

El resto de los datos recolectados, cómo el número de trabajadores en la mina se obtuvieron directamente del jefe de turno de la mina y se exponen en la Tabla 15 ubicada en el Anexo

E. Los datos de niveles de gases medidos en los puntos de control se encuentran en el Anexo O.

Como se expone en la Tabla 24 del Anexo M las maestras del número 3 a la 5 (M03, M04, M05) se encontraron cerradas por el personal de la mina, presentando riesgo de derrumbes en su interior por lo que se tendrán en cuenta como vías de aire bloqueadas en el modelo de simulación, considerando además que se encontraban debidamente encastilladas y clausuradas impidiendo en lo posible que el aire circulara hacia dentro de estas.

No fue posible realizar ninguna medición en las maestras 7 y 8 (M07, M08), debido a que previamente existió un fallo eléctrico en el generador que proveía de energía al ventilador que alimentaba estas frentes (Ventilador Azul), por lo que al momento de la recolección de datos estas maestras posiblemente presentaban una concentración de metano superior a la que establece la Normativa de Seguridad Minera, siendo altamente peligroso ingresar hacia alguna de ellas, por lo tanto, se confiará en los datos obtenidos por simulación y las mediciones en el ventilador que impulsa el aire fresco hacia dichas frentes, ya que además se conoce que todos los ductos que están en las frentes tienen un diámetro de 0.4 [m].

Por último, cabe resaltar que ninguno de los ventiladores corresponde a un modelo específico disponible en el mercado mediante proveedores certificados, estos consisten en un motor eléctrico trifásico conectado en su rotor con aspas, un armazón metálico que lo proteja y permita unirlo en su difusor a un ducto flexible. Por este motivo no se realizarán análisis que dependan de ciertos parámetros de funcionamiento de los ventiladores, como son análisis de la potencia eléctrica consumida, eficiencia de los motores y curvas características de los ventiladores.

4.2 Determinación de caudales requeridos

De la guía para proyectos de ventilación en minas del año 2008 [11], se definirán los siguientes requerimientos de aire en la mina:

Caudal requerido por número de personas

El Art. N° 138 del D.S. N° 72, exige una corriente de aire fresco de no menos de tres metros cúbicos por minuto ($3 \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}\text{]})$ por persona, en cualquier sitio del interior de la mina.

$$Q = F \cdot N \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}\text{]} \quad (41)$$

Donde:

Q es caudal total para “n” personas que trabajen en interior mina [m³ min⁻¹]

F es el Caudal mínimo por persona (3 [m³ min⁻¹])

N es el número de personas en el lugar.

Caudal requerido por desprendimiento de gases

$$Q = 0.23 \cdot q \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}\text{]} \quad (42)$$

Donde:

Q es caudal de aire requerido por desprendimiento de gases durante 24 horas

q es el volumen de gas que se desprende en la mina durante las 24 horas

Caudal requerido por temperatura

La legislación chilena señala que *la temperatura húmeda máxima en el interior de la mina no podrá exceder de 30 °C* [11] (Ver Tabla 3), para jornadas de trabajo de 8 horas. Como norma para el cálculo del aire respecto a la temperatura, se dan los valores de la Tabla 3.

Tabla 3: guía para el cálculo de aire según temperatura [11].

HUMEDAD RELATIVA	TEMPERATURA SECA	VELOCIDAD MINIMA
≤ 85%	24 a 30 °C	30 [m min ⁻¹]
> 85%	> 30 °C	120 [m min ⁻¹]

Caudal requerido por el polvo en suspensión

El criterio más aceptado es hacer pasar una velocidad de aire determinado por las áreas contaminadas y arrastrar el polvo, a zonas donde no cause problemas. Según el Art. N° 138 D.S. N° 72 la velocidad promedio en los lugares de trabajo no debe ser inferior a los quince metros por minuto (15 [m min⁻¹]). Para lugares con alta generación de polvo, este valor puede ser considerado hasta un 100% mayor. Hasta ahora, no hay método de cálculo aceptado por todos, que tome en cuenta el polvo en suspensión. En Chile, la velocidad máxima permitida en galerías con circulación de personal es de 150 [m min⁻¹] según Reglamento de Seguridad Minera (RSM).

Caudal requerido por la producción

Este método es usado generalmente en minas de carbón. Para minas metálicas, se debe tomar en cuenta el consumo de madera, ya que ésta fijará el porcentaje de CO₂ existente en la atmósfera.

El cálculo se basa sobre la suposición de que la cantidad de gas (CH₄ y CO₂) que se desprende es proporcional a la producción, expresado en forma matemática:

$$Q = T \cdot u \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}\text{]} \quad (43)$$

Donde:

Q es caudal requerido por toneladas de producción diaria [m³ min⁻¹]

u es la norma de aire por tonelada de producción diaria expresada en [m³ min⁻¹]

T es la producción diaria en toneladas.

Para minas de carbón, "u" varía generalmente entre 1 a 1.7 [m³ min⁻¹]

Caudal requerido por consumo de explosivo

Se basa en la formación de gases tóxicos por cada 1 kilogramo de explosivo detonado, en el tiempo que se estima necesario para despejar las galerías de los gases formados y la cantidad máxima permitida según las normas de seguridad.

Para el cálculo de este caudal, se emplea la siguiente relación empírica:

$$Q = \frac{100 \cdot A \cdot a}{d \cdot t} \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}\text{]} \quad (44)$$

Donde:

Q es caudal de aire requerido por consumo de explosivo detonado [m³ min⁻¹]

A es Cantidad de explosivo detonado, corregido por factor de equivalencia a la dinamita 60% [kg]

a es el volumen de gases generados por cada [kg] de explosivo.

a = 0.818 [m³ kg⁻¹] para Samsonita C [22].

d es el porcentaje de dilución de los gases en la atmósfera, deben ser diluidos a lo menos al 0.008 %.

t es el tiempo de dilución de los gases en minutos; generalmente, este tiempo no es mayor de 30 minutos, cuando se trata de detonaciones corrientes.

Reemplazando en la ecuación (44) se tiene:

$$Q = \frac{100 \cdot A \cdot 0.818}{30 \cdot 0.008} \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}] \quad (45)$$

Entonces, se tiene, a falta de determinar la cantidad de explosivo "A" [kg]:

$$Q = 340.83 \cdot A \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}] \quad (46)$$

4.3 Construcción del modelo

4.3.1 Importación de líneas desde plano digital

A partir del plano digital de la mina, se realizó la importación directa de las líneas centrales de las galerías al software VentSim™ Design 5.1. Este archivo CAD sólo puede usarse como base para definir el largo y posición tridimensional de las vías de aire principales mediante las líneas centrales, puesto que no contiene información sobre secciones y otras dimensiones. En la Figura 38 se visualiza el modelo importado cuya leyenda muestra la elevación en metros, respecto al nivel del mar.



Figura 38: modelo de líneas tridimensional importado a VentSim™.

4.3.2 Configuración inicial

Una vez importadas las líneas centrales se procede a realizar la configuración inicial del modelo, la cual debe ser realizada verificando que los valores para la simulación de aire sean aplicables a las condiciones del modelo, los parámetros ajustados se muestran en la Tabla 22 del Anexo J y no contemplan el apartado de simulación de calor ya que no está en

el objetivo de este trabajo el análisis de las temperaturas y ambas simulaciones -de calor y de aire- en el software trabajan de manera independiente con sus propios parámetros. Por último, se deben definir, donde corresponda, las frentes ciegas y las conexiones a superficie, esta configuración se ingresa a VentSim™ como muestra la Figura 39.

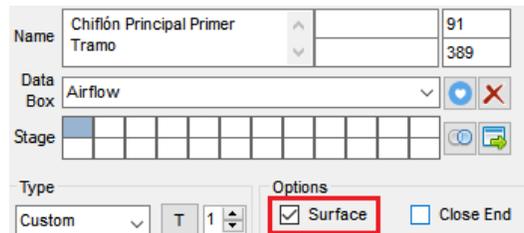


Figura 39: definición de conexión a superficie para chiflón principal.

4.3.3 Definición de dimensiones.

Para definir la dimensión de las galerías, se tomaron las medidas en terreno mostradas en la Tabla 2, las cuales se implementaron como muestra la Figura 40 usando el software GeoGebra™, obteniéndose el perímetro de la galería.

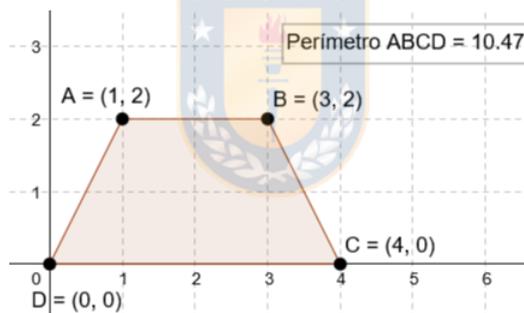


Figura 40: sección de galerías considerando base 4 [m] v/s altura 2 [m].

A posteriori se definirá las galerías en VentSim™ como una vía de aire con forma irregular, esto debido a que ninguna de las otras formas predeterminadas del software se asimila a la forma de las galerías mostrada en la Figura 40 y los métodos de soportes usados en minas de carbón artesanales, ingresando los parámetros obtenidos de perímetro y área respectivos en los parámetros del modelo a VentSim™ como muestra la Figura 41.

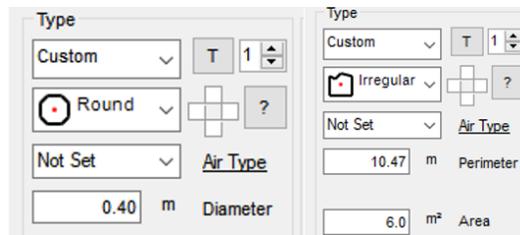


Figura 41: ingreso de dimensiones de ductos y galerías al modelo.

Para el resto de las vías de aire del modelo (mangas o ductos), se aplicaron las medidas obtenidas en terreno, que fueron mostradas en la Tabla 2.

4.3.4 Asignación de caudales

El objetivo de la este apartado es introducir en el modelo de VentSim™ los valores de velocidad de aire recolectados en terreno con los instrumentos previamente mostrados.

Es necesario introducir en el modelo los flujos de inyección de aire forzado por los ventiladores con el objetivo de que la simulación comience y se cuente con un estado de operación del circuito del modelo de simulación lo más parecida a las condiciones en que se tomaron los valores en terreno. Para definir los caudales proporcionados por los 3 ventiladores de la mina y representarlos en el modelo como un flujo fijo, se multiplica la velocidad del aire medida en la salida del ventilador por el área en la salida del ventilador la cual es equivalente al área del ducto de sección circular a la que se conecta, usando la ecuación (47).

$$Q [\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}] = v [\text{m} \cdot \text{s}^{-1}] \cdot A [\text{m}^2] \quad (47)$$

El resumen de los caudales obtenidos se expone en la Tabla 4.

Tabla 4: caudales calculados suministrados por cada ventilador

Ventilador	Velocidad Aire medida [m s^{-1}]	Área de sección del ducto [m^2]	Caudal Calculado a introducir [$\text{m}^3 \text{s}^{-1}$]	Caudal Calculado a introducir [$\text{m}^3 \text{min}^{-1}$]
Azul	15.0	0.196	2.95	177.0
Rojo	5.2	0.196	1.02	61.2
Interior	10.5	0.196	2.06	123.6

4.4 Calibración del modelo

4.4.1 Parámetros de fricción

En el caso del factor de fricción de Atkinson para las galerías principales, es decir, chiflón, maestras y estocadas, se usaron los valores de factor de fricción para conductos soportados con madera, presente en la Tabla 21 del Anexo I, al no contar con datos sobre características del material ni fabricante de los ductos, el factor de fricción se obtuvo desde los valores predeterminados del software usando el de “Ducto Flexible”. Ambos parámetros se ingresaron a VentSim™ como se observa en la Figura 42.

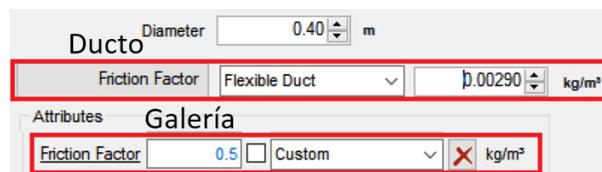


Figura 42: ingreso parámetros de fricción de ductos y galerías.

4.4.2 Comprobación de la calibración

Para calcular la desviación de los datos de la simulación versus los datos tomados en terreno se usa la ecuación (48) que representa en Error Medio Absoluto (EMA) de los datos.

$$EMA = \sum \frac{|\text{Valor medido} - \text{Valor Simulado}|}{\text{Valor medido}} \quad (48)$$

Mediante este valor será posible determinar si el modelo posee una calibración aceptable, la cual se definirá como umbral límite de $\pm 10\%$, al tener valores de EMA menores o cercanos a esta cifra, se considerará que el modelo está calibrado [2].

Finalmente, para realizar la calibración del modelo y verificar el cumplimiento de las mediciones en el software, se comparó la velocidad del aire medida a la salida de las mangas en las maestras 1, 6, 9 y 10, que son aquellas mangas a las que se tuvieron acceso en terreno, con las velocidades calculadas por el software resumidas para las mangas en la Tabla 18 del Anexo H.

Para las velocidades de aire en las frentes, la velocidad medida estaba bajo el rango de medición del instrumento mostrada en la Tabla 16 del Anexo F, es por esto que no fue posible calcular el Error Medio Absoluto de estas mediciones, sin embargo, los resultados

de la simulación concuerdan igualmente con la medición, es decir, efectivamente son valores bajo 0.5 m s^{-1} cómo se muestran en la Tabla 5.

El resultado es un error medio absoluto promedio de 4.4%, mediana 5.7% y desviación estándar de 3.3%

Tabla 5: variación entre valores de velocidad medidos versus simulados

	Ubicación Punto de control	Valor Medido [m s^{-1}]	Valor Simulado Promedio [m s^{-1}]	Variación absoluta [m s^{-1}]	EMA %
P1	Ducto Ventilador Rojo	5.2	5.2	0	0%
	Ducto Ventilador Azul	15	14.85	0.15	1.0%
	Chiflón Principal Primer Tramo	0.76	0.7	0.06	8.6%
P2	Chiflón Principal Segundo Tramo	0.75	0.7	0.05	7.1%
P3	Chiflón Principal Tercer Tramo	0.74	0.7	0.04	5.7%
P4	Ducto Maestra 1	5.5	5.53	0.03	0.5%
	Frente Maestra 1	0-0.5	0.1	-	-
P5	Ducto Maestra 9	5.5	5.1	0.4	7.8%
	Frente Maestra 9	0-0.5	0.1	-	-
P6	Ducto Maestra 10	5.0	5.15	0.15	3.0%
	Frente Maestra 10	0-0.5	0.1	-	-
P7	Ducto Maestra 6	7	7.4	0.4	5.7%
	Frente Maestra 6	0-0.5	0.1	-	-

En base a estos resultados y los antecedentes expuestos el modelo se acepta como calibrado. Los mayores errores porcentuales se detectaron en la zona del chiflón principal, donde el Multímetro utilizado es incapaz de ofrecer una resolución en la medición hasta la centésima, lo que permitiría aproximar de mejor forma el promedio de las velocidades de aire medido en según la metodología mostrada en el Anexo N.

5 ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS

5.1 Circuito de ventilación actual

Se tiene el número de trabajadores en la mina de la Tabla 15 del Anexo E. Reemplazando en la ecuación (41) se obtiene el caudal total requerido por número de trabajadores:

$$Q = 3 \cdot 19 [\text{m}^3 \text{s}^{-1}] = 0.95 [\text{m}^3 \text{s}^{-1}] = 57 [\text{m}^3 \text{min}^{-1}] \quad (49)$$

El valor calculado corresponde al caudal total que debe ingresar al sistema para satisfacer las necesidades del personal, sin embargo, en la mina las personas se encuentran agrupadas en zonas distantes entre sí y con suministros diferentes de caudal, como se muestra en la Figura 43, con los números en rojo mostrando el caudal requerido por las personas allí presentes.

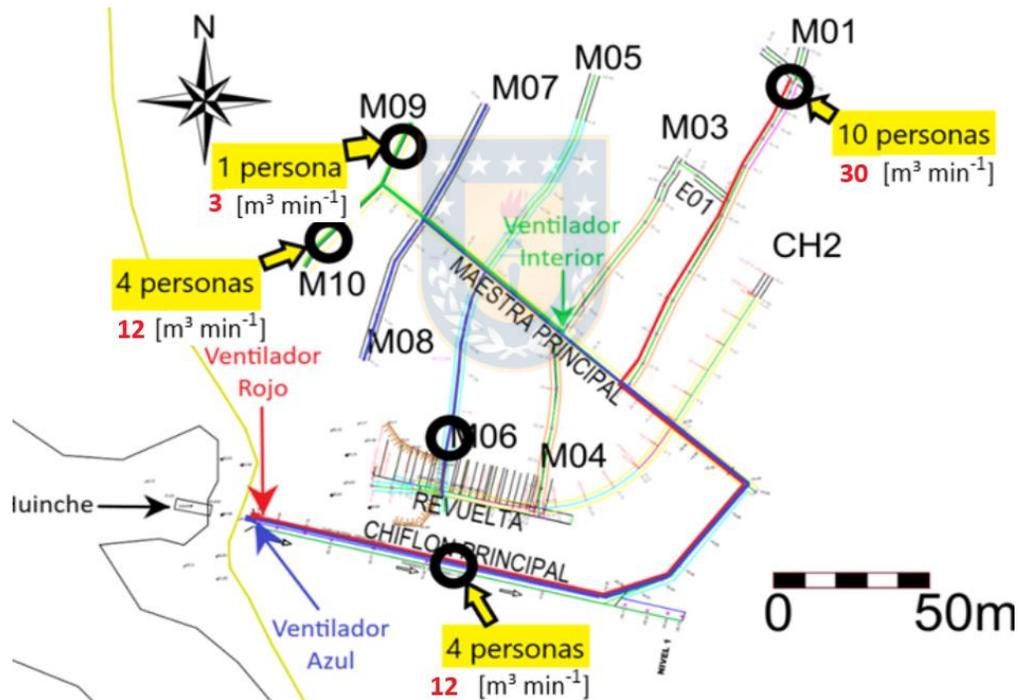


Figura 43: número de personas en cada zona de la mina.

Se realiza un cálculo con mayor detalle de las partes más críticas (donde más bajos son los caudales) de la mina y tomando en cuenta el número de trabajadores presentes al momento de realizar las mediciones, como se muestra en la Tabla 6, cabe destacar que en la maestra 6 no se encontraban trabajadores presentes, siendo además una maestra cuya producción se encuentra próxima a finalizar.

Tabla 6: requisitos de caudal calculados para personal según zona de la mina.

Zona	Número de Trabajadores	Caudal Requerido [m ³ min ⁻¹]	Caudal Simulado [m ³ min ⁻¹]
Chiflón Principal	4	12	240
Maestra 1	10	30	45
Maestra 9	1	3	38
Maestra 10	4	12	46

Según estos valores simulados, no hay déficits detectados en el caudal suministrado en cada maestra analizada por separado.

En segundo lugar, se calcula el caudal requerido por uso de explosivos según la ecuación (46).

El valor de A se obtiene al dividir los kilogramos de Samsonita C utilizados en cada tiro (2.5 cartuchos de 123 gramos) (Ver Anexo E), por el factor dado por el fabricante de equivalencia a dinamita expresados en el manual del fabricante de la Tabla 7.

Tabla 7: equivalencia a la dinamita 60% (ENAEX S.A) [22].

Equivalencia Directa (los kilos netos se dividen por el factor)	
Pentolitas	Factor
Iniciador Cilíndrico / Cónico (APD)	1.108
Dinamitas	
Tronex Plus	1.264
Softron	1.385
<u>Samsonita C</u>	<u>1.873</u>

$$A = \frac{2,5 \cdot 0.123}{1.873} [\text{kg}] = 0,16 [\text{kg}] \quad (50)$$

Por lo cual, reemplazando el valor de A en la ecuación (46) el caudal necesario por explosivo consumido es:

$$Q = 54.5 \text{ [m}^3 \cdot \text{min}^{-1}] = 0.9 \text{ [m}^3 \cdot \text{s}^{-1}] \quad (51)$$

Este caudal requerido es inferior al caudal total simulado de 241 [m³ min⁻¹], sin embargo, en las frentes en explotación donde se realizan las voladuras, existen déficits de hasta 30%, en el caso de la maestra 9, en el caudal suministrado para asegurar la dilución de los gases (usando los valores de caudales de la Tabla 6). Para disminuir el caudal requerido se puede aumentar el tiempo de dilución de los gases en la ecuación (46), por ejemplo, con t=45 minutos, se obtiene un caudal requerido bajo el simulado para la maestra 9:

$$Q = \frac{100 \cdot 0.16 \cdot 0.818}{45 \cdot 0.008} \text{ [m}^3 \cdot \text{min}^{-1}] = 36.4 \text{ [m}^3 \cdot \text{min}^{-1}] \quad (52)$$

Por lo tanto, ajustando a los requerimientos de cada frente en explotación, se sugieren los tiempos de dilución de los gases de la Tabla 8 para las voladuras en cada una de las maestras

Tabla 8: tiempos de dilución y caudales ajustados para requerimiento por uso de explosivos.

Zona	Tiempo de dilución sugerido [min]	Caudal Simulado [m ³ min ⁻¹]	Caudal Requerido uso explosivos [m ³ min ⁻¹]
Maestra 1	40	45	40.9
Maestra 6	30	55	54.5
Maestra 7	30	55	54.5
Maestra 8	35	50	46.7
Maestra 9	45	38	36.4
Maestra 10	40	46	40.9

Mediante la utilización de estos tiempos de dilución sugeridos de la Tabla 8 se observa que es posible cumplir en cada maestra el requerimiento del caudal requerido por tronadura, calculados usando los datos del fabricante de la Samsonita C.

Por último, se calcula el caudal necesario por producción, el cual, en las condiciones más adversas, usando el valor de “u” más alto en la ecuación (43) es:

$$Q = 60 \cdot 1.7 \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}] = 102 \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}] \quad (53)$$

Finalmente, los dos caudales más altos requeridos corresponden al caudal necesario por producción y por cantidad de trabajadores. La guía para proyectos de ventilación de SERNAGEOMIN sugiere sumar el caudal requerido por personal al requerido por maquinaria diésel [11], en minería artesanal de carbón este último requerimiento no existe, por lo tanto, al requerimiento por número de trabajadores se le sumará caudal requerido por producción, considerando un aumento del 20% en pérdidas o cortocircuitos recomendado:

$$Q=(57 + 102) \cdot 1.20 = 190.8 \text{ [m}^3 \text{ min}^{-1}\text{]} \quad (54)$$

El modelo de simulación permite afirmar que el caudal total que se inyecta al sistema cumple con los requerimientos legales mínimos establecidos, siendo este de 241 [m³ min⁻¹] (ver Tabla 13 en Anexo D) teniendo por lo tanto el caudal del sistema un superávit del 20%, siendo este superávit de aire disponible superior también a todas las desviaciones detectadas en la calibración del modelo. Para el caso particular de los déficits detectados en el caudal requerido para diluir gases de voladura en las maestras se requiere usar tiempos de dilución más altos, que en los casos más desfavorables requieren pasar de 30 a 45 minutos de espera antes de volver a ingresar a la maestra.

5.2 Circuito considerando la construcción de la revuelta.

La planificación futura de la mina considera la construcción de una revuelta (o acceso secundario) mediante la construcción de una labor paralela al chiflón principal que conecte directamente con la maestra 1 ofreciendo una conexión alternativa requerida por el Reglamento de Seguridad Minera que sirva como salida de emergencia, evacuación de mineral a superficie o ventilación.

Según se observa en la Figura 44 del modelo, al construir la revuelta considerando ventilación forzada a través de esta, utilizando el ventilador rojo, el modelo predice que la revuelta funcionaría como la principal vía de salida de aire, lo cual es esperable ya que en las condiciones actuales el chiflón principal actúa como tal evacuando los 241 [m³ min⁻¹] de aire que ingresan mediante los ductos.

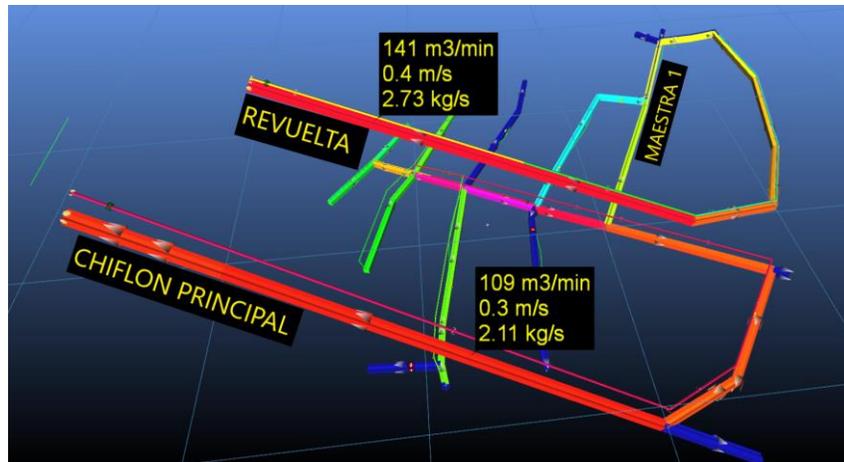


Figura 44: modelo con revuelta mostrando flujos de extracción de la revuelta y chiflón.

El mayor impacto por lo tanto recae en la cantidad de aire evacuada por el chiflón principal el cual disminuye desde 241 hasta 109 [$\text{m}^3 \text{min}^{-1}$] representando una disminución del 55% en el caudal total que circula actualmente por esta vía. Sin embargo, esto no representaría un peligro en el chiflón principal debido a que no se realizan labores de extracción en este y el mayor tránsito de personas hacia las frentes podría trasladarse a la revuelta, la cual contaría con un flujo de 144 [$\text{m}^3 \text{min}^{-1}$].

El resto de los caudales en las maestras no presentan grandes variaciones, ni tampoco se producen problemas en los caudales suministrados por los ventiladores mediante los ductos, lo que habla de una buena respuesta general del sistema frente a la introducción de la revuelta. Las maestras 6, 7, 8, 9 y 10 no cambian sus caudales, puesto que tanto el ventilador azul y el interior, que ventilan estas frentes, permanecen sin cambios en este escenario analizado del modelo. Como muestra la Tabla 9 la única frente que cambia sus condiciones originales de operación es la maestra 1, por razones obvias ya que es donde se proyecta que se hará la comunicación de la revuelta con el resto de la mina, y el modelo se construye tomando en cuenta esta situación. Además, se añade como comparación en la Tabla 9 el caudal más alto requerido en cada maestra, el cual corresponde al requerido para diluir gases de voladura calculado anteriormente, usando los valores ajustados de los tiempos de dilución mostrados en la Tabla 8 .

Tabla 9: comparación de caudales en maestras con y sin revuelta.

Zona	Caudal Simulado sin revuelta [m ³ min ⁻¹]	Caudal Simulado con revuelta [m ³ min ⁻¹]	Caudal requerido uso explosivos [m ³ min ⁻¹]	Porcentaje De Variación
Maestra 1	45	71	40.9	+36.6%
Maestra 6	55	55	54.5	0%
Maestra 7	55	55	54.5	0%
Maestra 8	50	50	46.7	0%
Maestra 9	38	38	36.4	0%
Maestra 10	46	46	40.9	0%

Por otra parte, la revuelta abre la posibilidad de quitar todo el peso de la ventilación principal al chiflón existente, usándose en este escenario el ventilador rojo inyectando aire la maestra 1, igual que en la condición de operación actual, pero a través de la revuelta, lo que implica trasladar de posición el ducto y el ventilador hacia la revuelta para tener caudales de inyección en ambas galerías en caso de que el caudal en alguna de las 2 se vea interrumpido, como se muestra en la Figura 45.

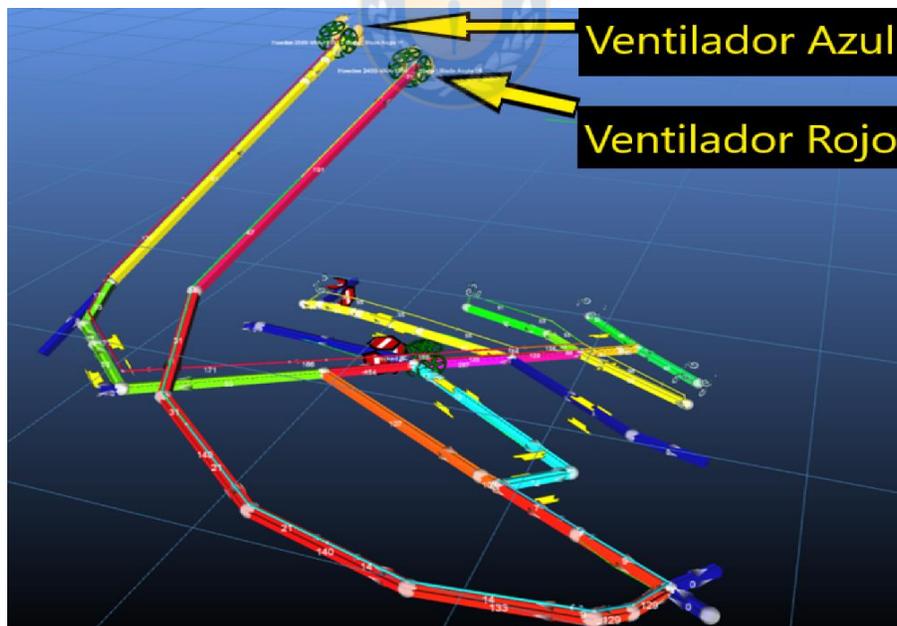


Figura 45: modelo con ventilador rojo instalado en la revuelta

En esta situación la mejora más notoria es que aumentaría la cantidad total de aire disponible, debido a que el caudal total de inyección aumentaría a 251 [m³ min⁻¹] (ver Tabla

14 en Anexo D), representando un aumento del 5% en el caudal sólo cambiando de posición el ventilador rojo original que alimentaba la maestra 1. Esta suposición es sólo válida sin variar las condiciones actuales de trabajo de los demás frentes de explotación, sin embargo, si la mina se continúa profundizando en la misma dirección y se continúan cerrando debidamente las maestras actuales que quedarían en desuso, este aumento del caudal permitiría seguir operando sin problemas con el ritmo de producción actual.

Por último, se evidencia una disminución de un 13.4% en la resistencia de la mina considerando ductos en el escenario con la revuelta, esto es posiblemente, debido a que se elimina el inconveniente de tener un solo frente en el cual conviven tanto un flujo ascendente con aire viciado como el descendente mediante el ducto con aire fresco, pero que filtra hacia el resto de la sección por las fugas de la manga. Sin embargo, se observa una disminución marginal en la eficiencia del sistema de ventilación simulado de -0.7% lo cual se podría explicar principalmente a que en este escenario se cuenta con los mismos ventiladores trabajando para ventilar una mina que también cuenta con un 13% más de metros desarrollados.

Los cálculos realizados para hacer estas afirmaciones se basan en los valores simulados en las frentes de trabajo del modelo con revuelta y el resumen de los modelos de simulación, cuyos datos se encuentran en la Tabla 20 y Tabla 14 del Anexo H Y D respectivamente.

6 CONCLUSIONES

Desde un punto de vista investigativo, se pudo definir las principales características y variables que intervienen en la ventilación de minas de carbón subterráneas, específicamente en un segmento de la industria olvidado y en retirada como la minería artesanal [1], definiendo claramente las principales características que poseen tanto la faena en sí misma como el minero artesanal. Además, se pudieron establecer procedimientos fáciles de seguir y la teoría necesaria que sustenta el uso de herramientas de simulación en faenas mineras de pequeña escala, usando un caso de estudio como muestra empírica de estas afirmaciones.

En relación al objetivo 1: *definir las características principales y el funcionamiento del sistema de ventilación de una mina de carbón artesanal.*

- 1- Tanto en el marco teórico como en el desarrollo experimental del análisis realizado fue necesario exponer las particularidades de la minería artesanal del carbón, sin estas definiciones previas se hace imposible entender, en contexto, el funcionamiento del circuito de ventilación del caso de estudio, lo que verifica el cumplimiento del objetivo. Sin embargo, se hace hincapié en que la documentación técnica y teórica respecto de la minería artesanal del carbón continúa siendo escasa, y se debe considerar que gran parte de los conocimientos aquí mostrados provienen de una recopilación de información que no hubiese sido posible sin los recursos, datos y experiencia que posee la oficina PAMMA Carbón en el ámbito.

En relación al objetivo 2: *Calcular los caudales de ventilación requeridos en la mina.*

- 1- Fue posible comprobar con mediciones en terreno y cálculos establecidos por el SERNAGEOMIN que los caudales requeridos establecidos en el Reglamento de Seguridad Minera se cumplen, y que también se tiene un superávit de seguridad en los caudales totales suministrados, tampoco se detectaron niveles de gases sobre la norma en los puntos de control, como se expone en el Anexo O.
- 2- Pese a que los caudales totales de inyección no presentan problemas para cumplir los caudales requeridos, este caudal no es el mismo que se suministra finalmente a todas las frentes, por lo tanto, se debe realizar un ajuste en los tiempos de dilución

de gases de voladura que se emplean en la mina. Según lo expuesto en la Tabla 9 se recomendaron ajustar los tiempos de dilución dependiendo de la maestra en que se realiza la voladura.

- 3- Dada la confiabilidad obtenida en el modelo simulado fue posible extrapolar algunas de estas conclusiones hacia el escenario hipotético analizado donde se agrega una vía de conexión a superficie adicional, donde se seguían cumpliendo los requerimientos de caudales de aire fresco.

En relación al objetivo 3: *Planificar y realizar el levantamiento de datos del circuito de ventilación in situ.*

- 1- Se consigue el objetivo puesto que se consiguieron recolectar los datos necesarios para implementar el modelo de simulación. Se hace énfasis en que para conseguir el objetivo se contó con el apoyo de las oficinas gubernamentales PAMMA Carbón y SEREMI de Minería del Biobío, en lo referente a identificar y ofrecer un nexo con un empresario del rubro dispuesto a colaborar en el desarrollo de trabajo in situ.

En relación al objetivo 4: *implementar y calibrar correctamente el modelo del circuito de ventilación del caso de estudio usando la herramienta de simulación VentSim™.*

- 1- El objetivo se cumple puesto a pesar de las dificultades propias del trabajo de campo en una mina donde la tónica es la escasa mecanización del trabajo, el escaso nivel de conocimiento técnico y especialización en las operaciones unitarias mineras desarrolladas y la falta de documentación técnica que poseen los equipos utilizados en la minería artesanal. Pese a estas dificultades el análisis del circuito pudo ser llevado a cabo utilizando el software VentSim™ donde se implementaron las simulaciones y análisis de escenarios, obteniendo una confiabilidad dentro de los rangos aceptables.
- 2- Sin embargo, debido a la falta de documentación de los equipos, particularmente, de los ventiladores, es que no se pudo ahondar en profundidad en tópicos respecto a ahorres energéticos posibles en el circuito, análisis de eficiencia u otros parámetros que tengan que ver con los ventiladores utilizados, de todas formas, esto es un problema que aqueja a todo el segmento artesanal, donde por motivos

de coste y disponibilidad no es posible hasta el momento acceder a proveedores que otorguen un soporte adecuado a los pirquineros brindando equipamiento certificado y técnicamente detallado. Es por esto que datos como los incluidos en los Anexos A, B y C sobre los ventiladores simulados deben tomarse con extremo cuidado y no sirven como documentación sobre el funcionamiento real de los ventiladores de la mina.

En relación al objetivo 5: *Evaluar la utilidad del modelo de simulación propuesto para analizar el comportamiento del circuito de ventilación ante el desarrollo futuro de la mina.*

- 1- La simulación de este escenario, permite evaluar que, además de cumplir con la normativa vigente, una nueva salida a superficie ofrece oportunidades de mejora en los caudales de aire fresco, como, por ejemplo, el aumento del caudal total de inyección simulado (un 5%). Además, si se tiene en cuenta que existen maestras cuya explotación está próxima a terminar, como es el caso de la maestra 6, este flujo podrá ser redestinado a ventilar otra frente, en la configuración actual, aumentando los caudales hacia la maestra 7 y 8.

Como recomendaciones generales sería positivo generar consciencia sobre el impacto que puede tener un buen cuidado y cumplimiento de las medidas de seguridad en un sistema de ventilación, sobre todo en el aspecto concerniente al tiempo de dilución de los gases, entregando la capacitación necesaria para que los jefes de turno de la mina sean capaces de medir correctamente el tiempo necesario para despejar la frente de los gases de voladura en base al caudal que disponen y el explosivo que se utiliza.

Pese a la falta de herramientas computacionales complejas y conocimiento técnico avanzado en sistemas de ventilación por parte de los pirquineros, es posible cumplir con la legislación vigente respecto a las condiciones ambientales y requerimientos de caudales que establece SERNAGEOMIN en una faena completamente artesanal, situación que debe servir como ejemplo para faenas similares, entregando una nueva herramienta como es la simulación, desconocida en el segmento artesanal, que puede ayudar a verificar el cumplimiento de los caudales, apartado fundamental que nunca debe ser descuidado en perjuicio de la seguridad general de la mina o la integridad de los trabajadores.

Se recomienda poner atención en lo referente a seguir a cabalidad la normativa expresada en el Artículo 73 del Reglamento de Seguridad Minera, que en el Título XV, Artículo 609 que aplica a faenas de minería artesanal (bajo 5000 toneladas mensuales) *“deberán existir, a lo menos, dos labores de comunicación con la superficie cuando la distancia entre la superficie y el frente de trabajo más alejado sea superior a cincuenta (50) metros, sin perjuicio de la facultad del Servicio de autorizar distancias mayores, previa presentación de informe emitido por un profesional especialista”* [19]. Como se expuso, la faena usada como caso de estudio contaba ya con más de 1000 metros de desarrollos, por lo que el límite establecido en el Artículo pudo ser sobrepasado al menos 20 veces. Se recomienda usar un límite claro que determine hasta cuanto se puede desarrollar sin construir una vía auxiliar de comunicación con superficie. De todas formas, el desarrollo de la revuelta en muchos casos se desarrolla de forma tardía perjudicando no solamente la seguridad del lugar de trabajo, sino que en desmedro de la productividad de la mina debido a las constantes interrupciones en los flujos de mineral y personal que causa la existencia de una salida única.

La optimización de procesos, desde un punto de vista de ahorro de recursos económicos y energéticos son aplicables tanto a pequeña como a gran escala, siendo recomendable continuar con el estudio en condiciones futuras de explotación tales que se puedan medir y simular adecuadamente ahorros significativos en términos de coste energético del sistema manteniendo los niveles reglamentados de caudales.

Otras recomendaciones derivadas de este estudio tienen relación con generar la llegada y disponibilidad de acceso a equipamiento debidamente certificado y con información técnica comprobable, situación que, como se expuso anteriormente, aqueja a todo el segmento minero artesanal de la Región del Biobío. Una propuesta al respecto puede ser el rol que actualmente tiene ENAMI, empresa estatal la cual cuenta con una oficina en la zona, quien debiese tomar contacto con los mineros de la zona y proveedores mineros certificados y comprobados en otras zonas del país, y así lograr una mejora que beneficiaría tanto a los proveedores como a las condiciones de trabajo de las faenas artesanales, además de beneficiar futuros estudios técnicos en las minas de la Provincia de Arauco.

7 BIBLIOGRAFÍA

- [1] DANÚS, H., & VERA, S. *Carbón. Protagonista del presente, pasado y futuro*. Santiago de Chile: RIL EDITORES, 2010. pp. 87-135.
- [2] MCPHERSON, M. J. *Subsurface ventilation and environmental engineering*. 2009.
- [3] RIVERA, Gersson. *Informe de práctica profesional. "Programa de capacitación y transferencia tecnológica para la pequeña minería artesanal"*. 2018. pp. 8-17.
- [4] MINISTERIO DE MINERÍA. *Estudio de Caracterización Regional de la Pequeña Minería, Programa de Capacitación y Transferencia Tecnológica para la Pequeña Minería Artesanal (PAMMA), Informe Final*. 2017
- [5] DÍAZ TOBAR, J. C. *Diseño de una Estrategia de Intervención basada en el Desarrollo de Capital Humano para la Minería Artesanal. Tesis de Postgrado*. B.m., 2013. Universidad de Chile. pp. 17-25.
- [6] HARTMAN, H. L., MUTMANSKY, J. M., RAMANI, R. V., & WANG, Y. J. *Mine Ventilation and Air Conditioning*. 3rd Editio. 2012.
- [7] BOLZ, Raymond a CRC. *CRC handbook of tables for applied engineering science*. 1973.
- [8] SERNAGEOMIN. *Normativa de Seguridad Minera*. 2019.
- [9] CHANG, Raymond. *Química*. 7ma Ed. 2002. pp. 158-166.
- [10] SERWAY, Raymond a. a Larry D. KIRKPATRICK. *Física para ciencias e ingeniería*. 2008. pp. 402.
- [11] SERNAGEOMIN. *Guía Metodológica De Seguridad Para Proyectos De Ventilación De Minas*. 2008. pp.13-25.
- [12] SERNAGEOMIN ZONA SUR. *Ventilación de Minas Subterráneas. Curanilahue, Chile*. 2015.
- [13] SERNAGEOMIN. *Guía N°2 de operación para la pequeña minería. Manejo De Explosivos*. 2013. pp 13-16
- [14] CORVALAN, Mirko a Diego LÓPEZ. *Metodología de ventilación auxiliar para desarrollos ciegos*. B.m., 2016. Universidad Técnica Federico Santa María.
- [15] LÓPEZ, Gabriela. *Elaboracion del algoritmo matematico para el diseño de una familia de ventiladores centrífugos, para construcción y comprobación de los parámetros de*

- diseño*. B.m., 2016. Universidad de las Fuerzas Armadas de Ecuador. pp. 38-40.
- [16] FUENTES, Claudio a Nicolás RAMIREZ. *Modelamiento del sistema de ventilación y control de metano con el simulador VentSim™ en la mina subterránea de carbón Fezmine, Polonia*. B.m., 2019. Universidad de Concepción. pp. 123.
- [17] BEDREGAL, Alvarez. *Evaluación del Sistema de Ventilación de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha -Mina San Vicente, aplicando el Software Ventsim 3.9*. B.m., 2012. Universidad Nacional de Arequipa.
- [18] HOWDEN. *VentSim™ : User Guide*. 2018.
- [19] LÓPEZ, Cipirano a Mónica GALDO. Estudio del sistema de ventilación a implementar en la ampliación de una mina metálica mediante el software Ventsim™. *Máster Universitario en energía Eléctrica. Universidad de Oviedo*. 2013. pp. 4-5.
- [20] MINISTERIO DE SALUD DE CHILE. *Reglamento sobre condiciones Sanitarias y Ambientales Básicas en los Lugares de Trabajo. Decreto N° 594, de 1999*. 2003.
- [21] MINISTERIO DE SALUD DE CHILE. *Modifica Decreto N° 594, DE 1999, Reglamento sobre condiciones sanitarias y ambientales básicas en los lugares de trabajo*. 2014
- [22] ENAEX S.A. *Guía del explosivista*. 2016
- [23] *Manual de usuario Multímetro Digital AMF035*
- [24] MSA. *Manual de funcionamiento Altair 4X Detector multigas*. 2014 pp. 56-64

8 ANEXOS

8.1 Anexo A: detalles de funcionamiento de ventilador azul simulado

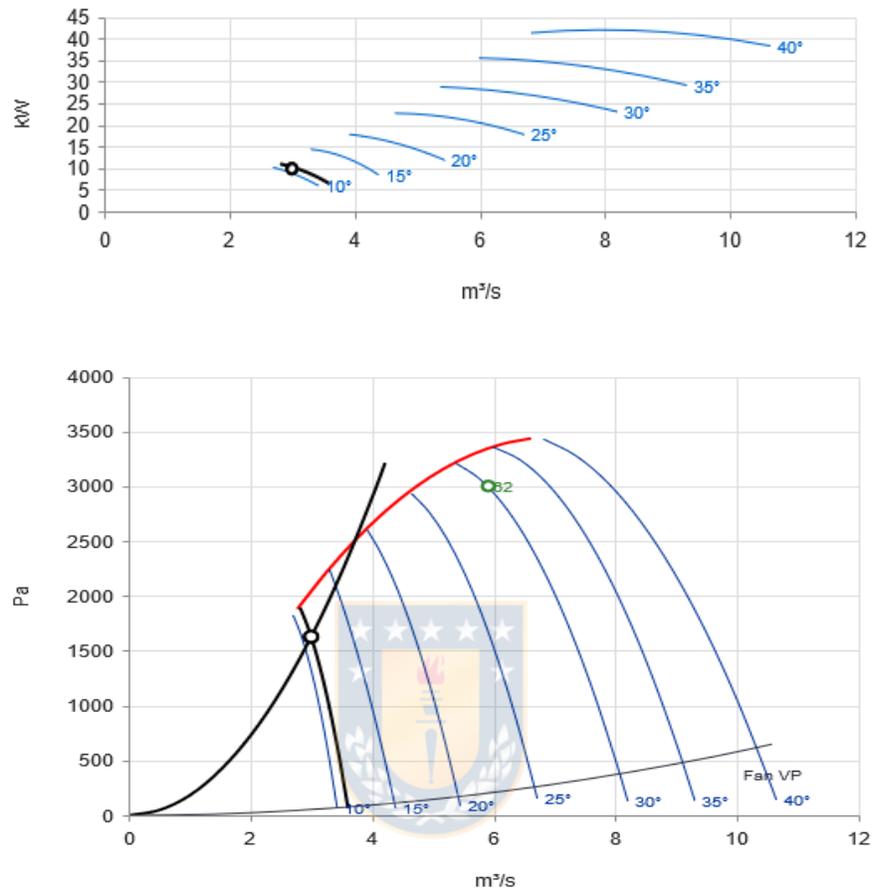


Figura 46: 2500-VAX-1800 Caudal - presión curvas Caudal - curvas de potencia

Tabla 10: datos del ventilador azul simulado

Fecha:	ago. 8 2019	Velocidad:	2.950 RPM
Ventilador:	2500-VAX-1800	Tipo de hoja:	Half
Etiqueta:		Etapas:	2
Flujo:	3.00 m ³ /s	Densidad:	1.160 kg/m ³
Presión:	1.626 Pa	Ángulo de la hoja:	10.9 °
Potencia:	9.8 kW	Diámetro de punta:	0.635 m

8.2 Anexo B: detalles de funcionamiento de ventilador rojo simulado

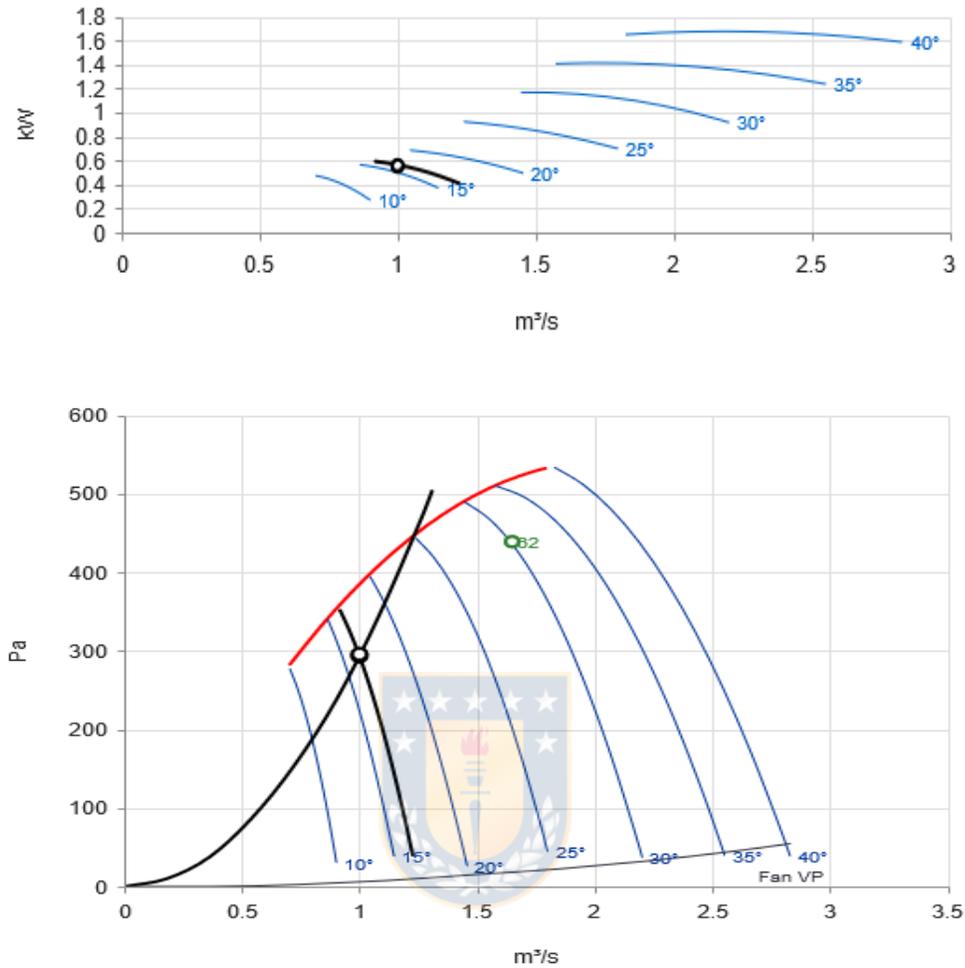


Figura 47: 2400-VAX-1800 Caudal - presión curvas Caudal - curvas de potencia

Tabla 11: datos del ventilador rojo simulado

Fecha:	ago. 8 2019	Velocidad:	980 RPM
Ventilador:	2400-VAX-1800	Tipo de hoja:	Full
Etiqueta:		Etapas:	2
Flujo:	1.00 m ³ /s	Densidad:	1.160 kg/m ³
Presión:	293 Pa	Ángulo de la hoja:	16.3 °
Potencia:	0.6 kW	Diámetro de punta:	0.610 m

8.3 Anexo C: detalles de funcionamiento de ventilador interior simulado

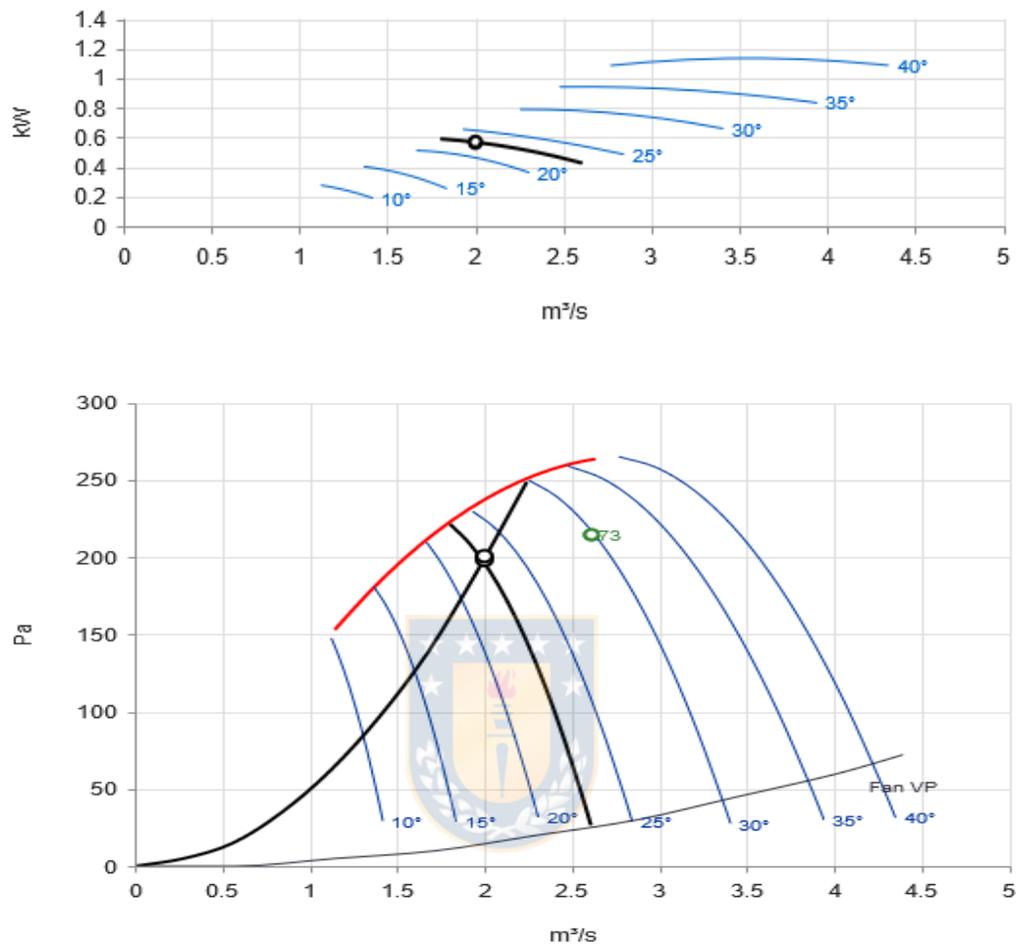


Figura 48: 2800-VAX-1800 Caudal - presión curvas Caudal - curvas de potencia

Tabla 12: datos del ventilador interior simulado

Fecha:	ago. 8 2019	Velocidad:	735 RPM
Ventilador:	2800-VAX-1800	Tipo de hoja:	Half
Etiqueta:		Etapas:	2
Flujo:	2.00 m ³ /s	Densidad:	1.160 kg/m ³
Presión:	198 Pa	Ángulo de la hoja:	22,7 °
Potencia:	0.6 kW	Diámetro de punta:	0.711 m

8.4 Anexo D: resumen de los circuitos simulados

Tabla 13: resumen del circuito de ventilación sin revuelta

NETWORK SYSTEM SUMMARY	
Compressible Airflows	Yes
Natural Ventilation Pressure	Yes
Fan Pressure Simulation Type	Total Pressure Method
Stage	0: Stage 1
Airways	92
Total length	2.024.4 m
Total airflow intake	241 m3/min
Total airflow exhaust	241 m3/min
Total massflow	4.65 kg/s
Mine resistance (excluding duct)	2.92092 Ns ² /m8
Mine resistance (Including duct)	81.82790 Ns ² /m8
POWER SUMMARY	
AIR (friction loss) Power	5.3 kW Total
	0.0 kW Shaft
	0.2 kW Drive
	5.1 kW Vent Duct
Refrigeration Power Input	0.0 kW
INPUT Power Electrical	12.0 kW
Network Annual Power Cost	\$ 10,511
Network Efficiency	44.3 %
Consisting of	
3 Fans	12.0 kW

Tabla 14: resumen del circuito de ventilación con revuelta

NETWORK SYSTEM SUMMARY	
Compressible Airflows	Yes
Natural Ventilation Pressure	Yes
Fan Pressure Simulation Type	Total Pressure Method
Stage	0: Stage 1
Airways	107
Total length	2,289.9 m
Total airflow intake	251 m3/min
Total airflow exhaust	251 m3/min
Total massflow	4.84 kg/s
Mine resistance (excluding duct)	3.20190 Ns ² /m8
Mine resistance (Including duct)	70.87515 Ns ² /m8
POWER SUMMARY	
AIR (friction loss) Power	5.2 kW Total
	0.0 kW Shaft
	0.2 kW Drive
	5.0 kW Vent Duct
Refrigeration Power Input	0.0 kW
INPUT Power Electrical	11.9 kW
Network Annual Power Cost	\$ 10,428
Network Efficiency	43.6 %
Consisting of	
3 Fans	11.9 kW

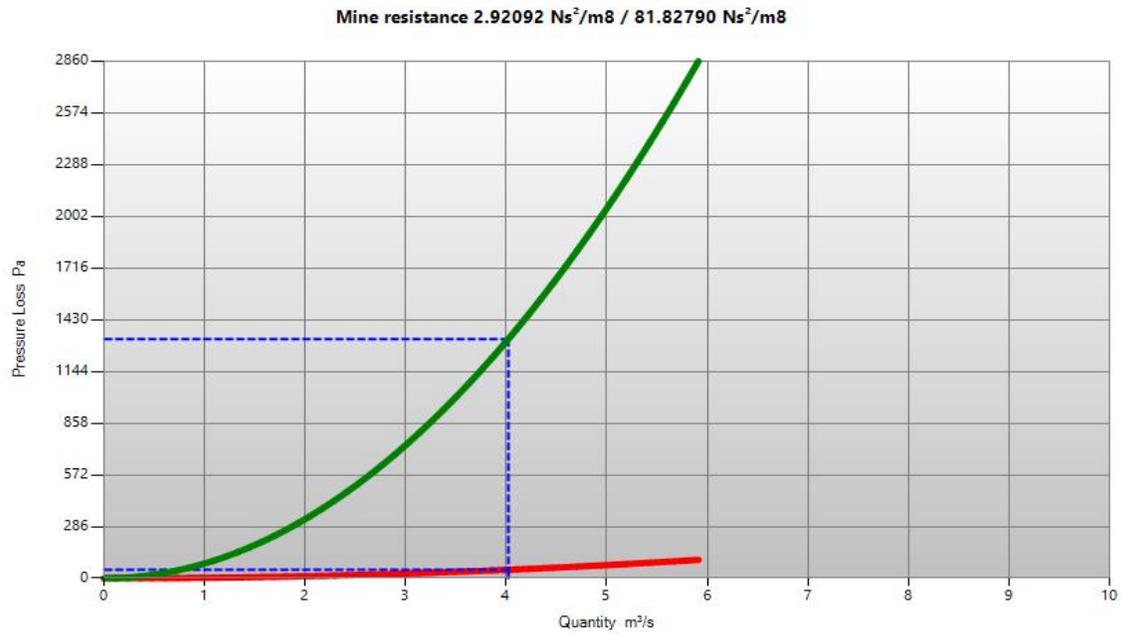


Figura 49: gráfico de resistencia de la mina sin revuelta.

La línea verde representa la resistencia considerando los ductos y galerías del modelo y la línea roja sólo considera las galerías.

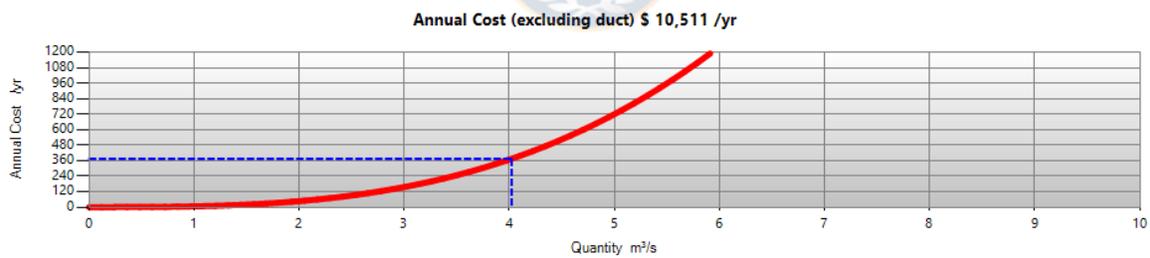


Figura 50: gráfico de costo anual de la mina sin revuelta

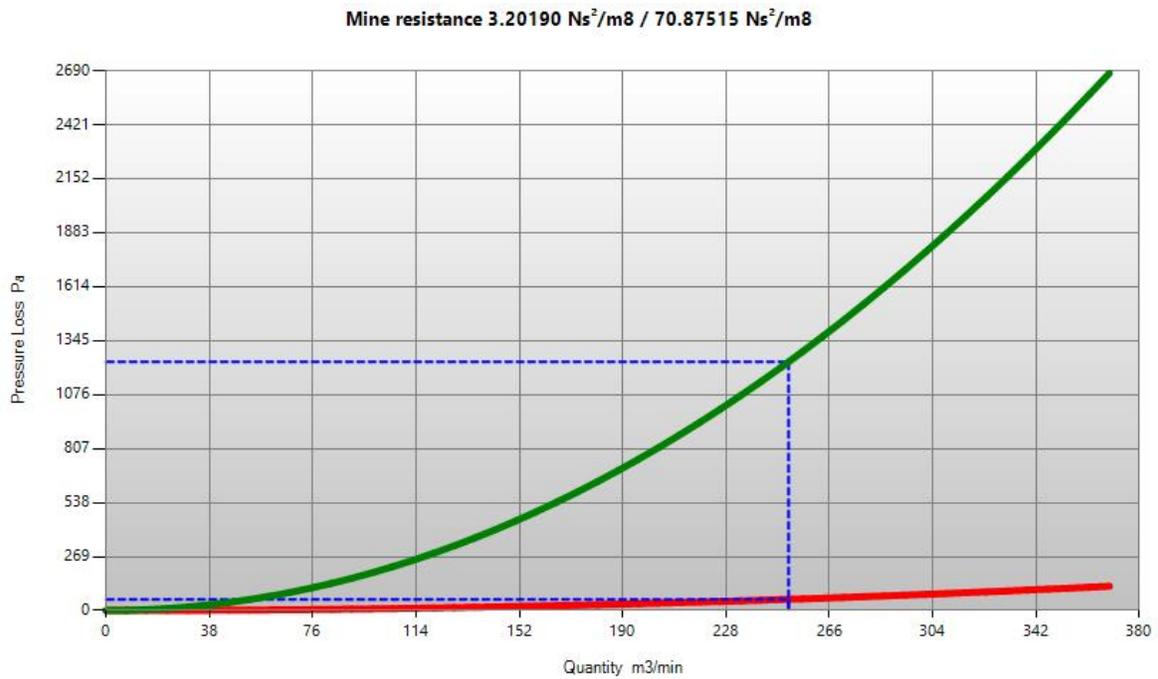


Figura 51: gráfico de resistencia de la mina con revuelta

La línea verde representa la resistencia considerando los ductos y galerías del modelo y la línea roja sólo considera las galerías.



Figura 52: gráfico de costo anual de la mina con revuelta

8.5 Anexo E: ficha terreno del aforo de ventilación

Tabla 15: datos terrenos de la mina

Hora llegada	10:35	Hora salida	14:00
Persona a cargo	Alejandro	N° personas en la faena	22
Motivo de la visita	Realizar Aforo de Ventilación		
Datos Preliminares		Llegada	Salida
Condición Climática		Nublado	Nublado
Temperatura Exterior Seca (sombra)		16.6 °C	21.6 °C
Temperatura Exterior Seca (Sol)		16.6 °C	21.6 °C
% Humedad Relativa Exterior		68%	55.9%
Ruido Exterior		81dB	83dB
Velocidad Viento Exterior		<0.5m/s	<0.5m/s
%GASES EXTERIOR		0% Metano / 0 ppm CO / 20.8% O ₂	
Datos Generales			
TURNOS x DIA		3	
HORAS x TURNO		8	
PERSONAS x TURNO		22	
PERSONAS EN LA MINA		19	
TON/DIA		60	
% TOSCA/CARBON		40% (aprox. 24 carros tosca por 60 carbón)	
TIPO CARBON		Metalúrgico. Sub Bituminoso	
Datos Generales Ventilación			
N° TOTAL VENTILADORES		3	
N° VENTILADORES ACTIVOS		3	
N° TRABAJADORES INTERIOR MINA		18	
SISTEMA CARGUIO MINERAL		Carro + Huinche	
SISTEMA ARRANQUE MINERAL		Explosivo/Manual	
SISTEMA FORTIFICACION		Madera	
N° TRONADURAS/DIA		2-4	
KG EXPLOSIVO/TRONADURA		2.5 cartuchos 1'x 8' (123g x 2.5)	
FABRICANTE EXPLOSIVO		ENAEX	
EXPLOSIVO UTILIZADO		Samsonita C	
SISTEMA DETONACION		Eléctrico	
TIEMPO DILUCION POST TRONADURA		30 minutos	
FRECUENCIA SALIDA MINERAL A SUPERFICIE		1 carro ~ 5 min	

8.6 Anexo F: especificaciones de los instrumentos utilizados.

Tabla 16: parámetros Multímetro Digital AMF035 [23]

Especificaciones	Rango	Resolución	Precisión
Temperatura	-10°C~60°C	0.1°C	±1.5°C
	14~140°F	0.1°F	±2.7°F
Humedad Relativa	20%~80%HR	0.1% HR	±3.0% HR
	<20% o >80% HR	0.1% HR	±5.0% HR
Nivel de sonido	30 dB~130dB (A)	0.1 dB	±1.5% dB
	35~130dB (C)	0.1 dB	±1.5% dB
Iluminación	0~2000LUX	1 LUX	±(5.0%+10)
	x10 (20000)	10 LUX	±(5.0%+10)
	x100 (50000)	100 LUX	±(5.0%+10)
Velocidad aire	0.5~20m/s	0.1m/s	±(3.0%+10)
	1.8~72km/h	0.1km/h	±(3.0%+10)
	96~3942ft/min	1ft/min	±(3.0%+10)
	0.9~38.9nudos	0.1 nudos	±(3.0%+10)
Caudal aire (CFM)	0~999900CFM	0.1CFM (<1000CFM)	±(3.0%+10)
		1CFM (>1000CFM)	±(3.0%+10)

Tabla 17: especificaciones Detector Multigas MSA Altair 4X [24]

Especificaciones técnicas		
Gas	Rango	Resolución
Oxígeno	0% vol. – 30% vol.	0.1% vol.
Monóxido de Carbono	0 ppm – 1999 ppm	1 ppm
Metano	0%– 5.00%	0.05%
Ácido sulfídrico	0 ppm – 200 ppm	1 ppm vol.

8.7 Anexo G: plano de la mina.

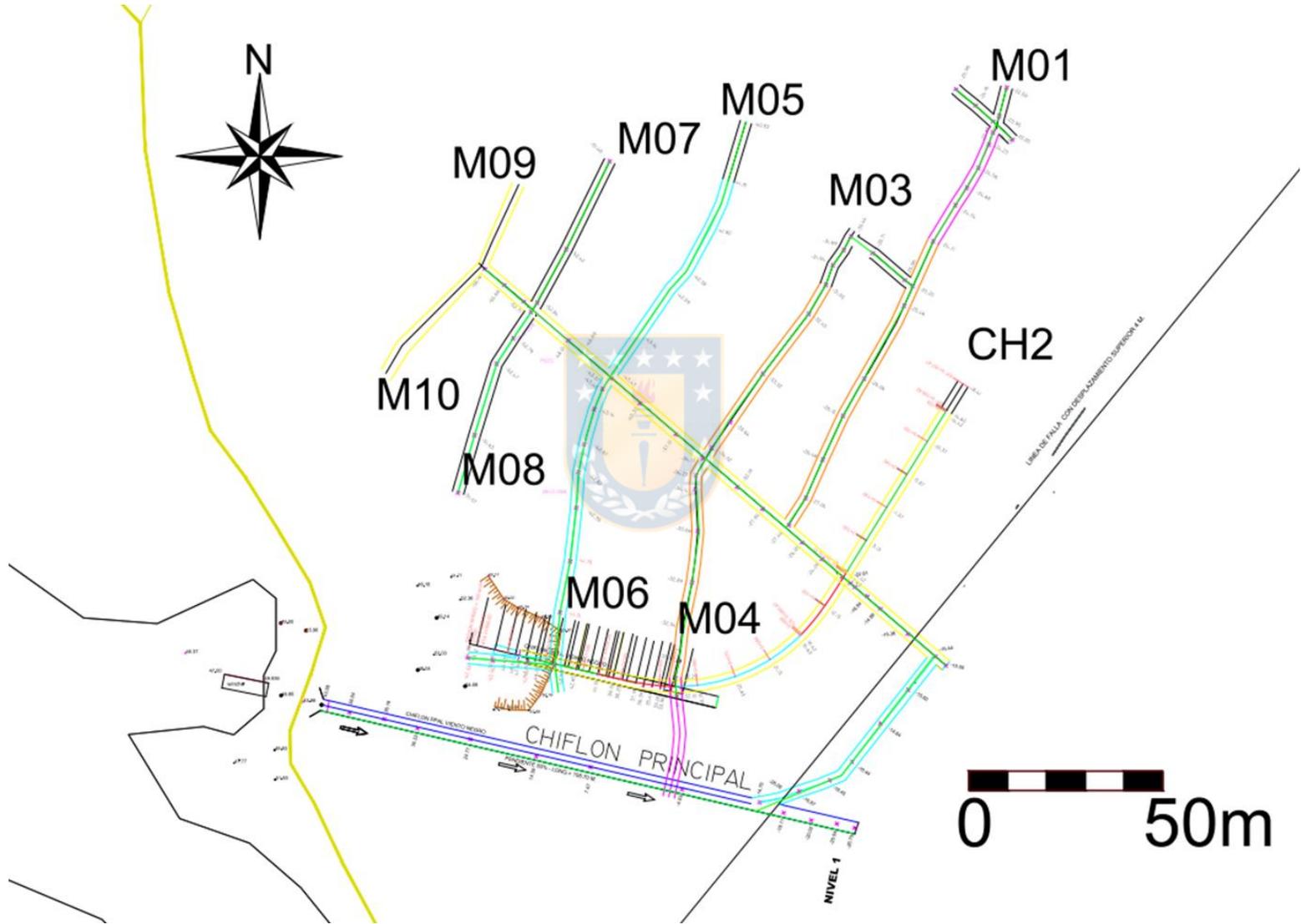


Figura 53: plano de la mina.

8.8 Anexo H: datos simulados

Tabla 18: valores de simulación de aire en mangas o ductos.

Number	Airway Name	Quantity Average m3/min	Air Density Average kg/m ³	Velocity Average m/s	Velocity Entry m/s	Velocity Exit m/s	Friction Factor	Mass flow (dry air) kg/s
380	MANGA MAESTRA 10	46	1.18	6.1	6.1	6.1	0.0029	0.9
381	MANGA MAESTRA 10	32	1.18	4.2	4.2	4.2	0.0029	0.62
371	MANGA MAESTRA 09	38	1.18	5.1	5.1	5.1	0.0029	0.75
283	MANGA MAESTRA 08	50	1.18	6.6	6.6	6.6	0.0029	0.97
282	MANGA MAESTRA 08	51	1.18	6.8	6.8	6.8	0.0029	1
263	MANGA MAESTRA 08	51	1.18	6.8	6.8	6.8	0.0029	1
262	MANGA MAESTRA 07	54	1.18	7.2	7.2	7.2	0.0029	1.06
260	MANGA MAESTRA 06	55	1.18	7.4	7.3	7.3	0.0029	1.07
261	MANGA MAESTRA 06	55	1.18	7.4	7.3	7.3	0.0029	1.07
267	MANGA MAESTRA 06	55	1.18	7.4	7.3	7.3	0.0029	1.07
268	MANGA MAESTRA 06	55	1.18	7.4	7.3	7.3	0.0029	1.07
237	MANGA MAESTRA 01	41	1.18	5.4	5.4	5.4	0.0029	0.79
255	MANGA MAESTRA 01	41	1.18	5.4	5.4	5.4	0.0029	0.79
248	MANGA MAESTRA 01	41	1.18	5.4	5.4	5.4	0.0029	0.79
249	MANGA MAESTRA 01	44	1.18	5.8	5.8	5.8	0.0029	0.86
244	MANGA CHIFLON VENTILADOR ROJO	49	1.18	4.2	4.2	4.2	0.0029	0.95
245	MANGA CHIFLON VENTILADOR ROJO	56	1.17	4.8	4.8	4.8	0.0029	1.09
277	MANGA CHIFLON VENTILADOR AZUL	176	1.19	15.3	15.2	14.9	0.0029	3.44
276	MANGA CHIFLON VENTILADOR AZUL	168	1.19	14.4	14.2	14.2	0.0029	3.28

Tabla 19: valores de simulación de aire en chiflón y frentes de trabajo.

Number Unique	Airway Name	Quantity Average m3/min	Air Density Average kg/m ³	Velocity Average m/s	Velocity Entry m/s	Velocity Exit m/s	Friction Factor kg/m ³	Mass flow (dry air) kg/s
388	Chiflón Principal	240	1.17	0.7	0.7	0.7	0.5	4.65
121	MAESTRA 09	38	1.18	0.1	0.1	0.1	0.5	0.75
87	MAESTRA 10	46	1.18	0.1	0.1	0.1	0.5	0.9
69	MAESTRA 08	50	1.18	0.1	0.1	0.1	0.5	0.98
67	MAESTRA 07	55	1.18	0.2	0.2	0.2	0.5	1.07
49	MAESTRA 06	55	1.18	0.2	0.2	0.2	0.5	1.08
78	MAESTRA 01	45	1.18	0.1	0.1	0.1	0.5	0.87

Tabla 20: valores de simulación en chiflón, revuelta y frentes para el modelo con revuelta.

Number Unique	Airway Name	Quantity Average m3/min	Air Density Average kg/m ³	Velocity Average m/s	Velocity Entry m/s	Velocity Exit m/s	Friction Factor kg/m ³	Mass flow (dry air) kg/s
458	MAESTRA 1	71	1.18	0.2	0.2	0.2	0.5	1.37
402	REVUELTA	141	1.17	0.4	0.4	0.4	0.5	2.73
124	MAESTRA 6	55	1.18	0.3	0.3	0.3	0.5	1.08
121	MAESTRA 9	38	1.18	0.1	0.1	0.1	0.5	0.75
87	MAESTRA 10	46	1.18	0.1	0.1	0.1	0.5	0.9
69	MAESTRA 8	50	1.18	0.1	0.1	0.1	0.5	0.98
67	MAESTRA 7	55	1.18	0.2	0.2	0.2	0.5	1.07
62	MAESTRA 3	10	1.18	0.2	0.2	0.2	0.5	0.19
414	CHIFLON PRINCIPAL	109	1.17	0.3	0.3	0.3	0.5	2.11

8.9 Anexo I: factores de fricción

Tabla 21: factores de fricción típicos en minería [16]

Tipos de conductos	Factor de fricción de Atkinson (k) [kg m^{-3}]
Conducto suave (poca rugosidad)	0.0028
Conducto de acero (rígido)	0.0030 a 0.0035
Conducto flexible	0.0030 a 0.0055
Conducto de concreto	0.0035 a 0.0040
Conducto perforado y tronado	0.0090 a 0.0120
Conducto desarrollado por minería continua	0.0060 a 0.0090
Conducto en mina de carbón (sin correa)	0.0060 a 0.0080
Conducto en mina de carbón (con correa)	0.0100 a 0.0200
Frente de explotación en longwall	0.0450
Conducto desarrollado por "raise boring"	0.0035 a 0.0050
Conducto con elementos de acero	0.0150
Conductos soportados c/madera	0.0400 a 0.600
Pique reforzado c/madera	0.0400 a 0.900
Pique reforzado c/concreto	0.0100 a 0.600

8.10 Anexo J: configuración inicial de la simulación.

Tabla 22: valores de configuración inicial sin considerar simulación de calor.

Aire Compresible	Si
Presión de ventilación natural	Si
Densidad del aire	1.16 kg/m ³
Año actual	2019.6
Temperatura de la roca	20.0 °C
Gradiente geotérmico	2.5 C/100m
Factor de humedad de la roca	0.15
Altura de la grilla de superficie	100.0 m
Presión barométrica en superficie	101.6 kPa



8.11 Anexo K: glosario de términos

Accesos: labores de importancia que se usan generalmente para el transporte/movimiento de personal, equipos. Los accesos generalmente están constituidos por labores, como rampas, chiflones y chimeneas (inclinadas o verticales).

Aprovechamiento: concesión de una mina por una cantidad determinada de días.

Barretero: trabajador de las minas que con un barreno y un combo abre orificios que se llenan con explosivos, que al estallar sueltan los minerales de la roca.

Castillo: Sostenimiento del techo consistente de madera usado en vetas de baja potencia

Chicote: mecha.

Chimenea: excavación en roca cercana a la vertical con una geometría que sirve de apoyo para diferentes usos (ventilación, accesos, traspasos, etc.).

Choco: trozo de madera de eucalipto o pino que sirve para fortificar.

Desmonte: acopio de minerales de baja ley o roca, en superficie.

Estocada: galería de pequeña extensión que une dos maestras.

Encastillar: usar madera para generar sostenimiento al techo de una galería.

Frente: lugar donde trabaja el barretero explotando una veta.

Galería: túnel horizontal al interior de una mina subterránea.

Grisú: gas incoloro, inodoro, inflamable y venenoso, más ligero que el aire, que está compuesto principalmente de metano y mezclado con el oxígeno del aire es explosivo.

Huinche: sistema mecánico provisto de engranajes usado para remolcar vagones desde o hacia la mina.

Labor: nombre general para todos los trabajos mineros, tales como socavón, túnel, pique, chimenea, banco, subnivel, estocada.

Manto: veta de mineral delgada y horizontal.

Maestra: galería con frente en explotación activa o finalizada de carbón.

Pirquén: punto o lugar de trabajo de los pirquineros.

Paquete: sostenimiento consistente de madera y material estéril apilado entre suelo y techo.

Pirquinero: industrial minero o minero que trabaja en forma independiente y a baja escala en la explotación de minas, fuertemente asociado a minería artesanal.

Torno: sistema de levante manual de poca carga y alto esfuerzo físico.

Tosca: roca que acompaña a una veta de carbón, carente de valor económico.

Veta: faja de minerales en la mina.

Yacimiento: lugar donde en forma natural se ha concentrado una gran cantidad de mineral.

8.12 Anexo L: tabla de límites permisibles y factores de ajuste

Tabla 23: límites permisibles ponderados en p.p.m [20, 21].

Gas	L.P.P.	L.P.T.	L.P.A.
Monóxido de carbono	44		
Dióxido de carbono	4375	30000	
Dióxido de nitrógeno	2.6	5	
Dióxido de azufre	1.7	5	
Ácido sulfhídrico	8.8	15	
Formaldehido			0.3

a) Artículo 62: Factor de ajuste por jornada de trabajo superior a las 8 horas diarias [20]:

$$F_j = \frac{8}{h} \cdot \frac{24-h}{16} \quad (55)$$

Donde h es el número de horas trabajadas semanalmente.

Para jornadas superiores a 45 y hasta 48 horas semanales, $F_j=0.9$ [21].

b) Artículo 63: Factor de ajuste para lugares de trabajo sobre 1000 metros sobre el nivel del mar [20]:

$$F_a = \frac{p}{760} \quad (56)$$

Donde p es la presión atmosférica local medida en milímetros de mercurio.

8.13 Anexo M: descripción de las labores de la mina.

Tabla 24: descripción general labores de la Mina

Labor	Uso	Ventilación	Longitud	Comentario
Chiflón Principal	Acceso y salida de personal, evacuación de carros de mineral y tosca, inyección de aire con 2 ductos	2 ventiladores en acceso conectados a ductos	158.3 m	Única conexión a superficie
Maestra Principal	Evacuación de carros de mineral, inyección de aire con un ventilador.	1 ventilador impelente con ducto hacia maestras 9 y 10	229.4 m	Conecta maestras secundarias con el chiflón principal
Maestras 1, 6, 9 y 10.	Frentes de explotación.	Ductos hacia las frentes	265.5 m	Maestra 6 finalizando producción.
Maestras 3, 4, y 5	Frentes de explotación inactivos.	Sin ventilación forzada.	206.2	Con derrumbes o encastilladas.
Maestras 7 y 8	Frentes de explotación activos.	Ductos hacia las frentes	94.7 m	Inaccesibles por acumulación de grisú.
Estocadas	Comunicación entre maestras	Sin ventilación forzada	-	Derrumbadas y/o inaccesibles por inundación.

8.14 Anexo N: método de medición de velocidades de aire.

Se midieron las velocidades de aire según metodología SERNAGEOMIN para minas de carbón artesanales [12], promediando 5 medidas de velocidad de aire en la sección o punto de control donde se toma el dato según muestra la Figura 54.

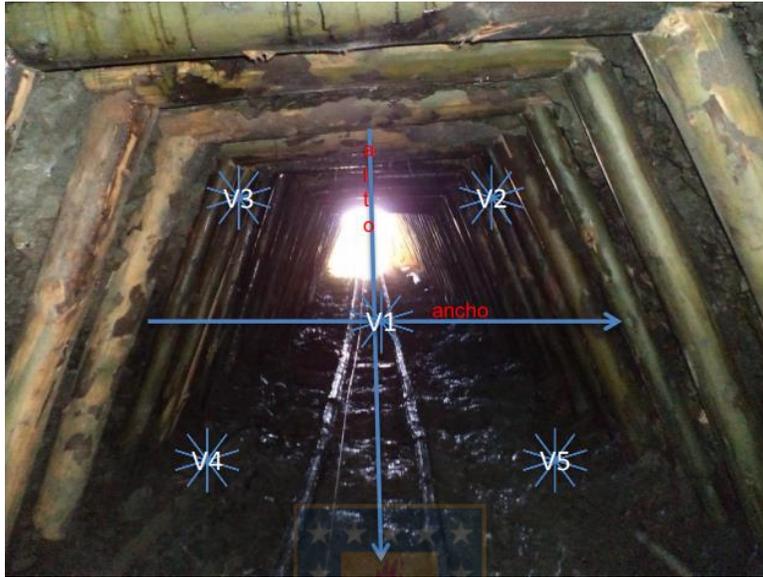


Figura 54: técnica para medición de velocidades de aire [12].

Para el Chiflón Principal, primer tramo:

$$V = \frac{V1+V2+V3+V4+V5}{5} = \frac{0.8+0.7+0.8+0.8+0.7}{5} = 0.76 \text{ [ms}^{-1}\text{]} \quad (57)$$

8.15 Anexo O: mediciones de gases en puntos de control

Tabla 25: mediciones de gases en puntos de control

Punto de control	Oxígeno % vol.	Monóxido de carbono [ppm]	Metano % vol.
P1	20.8	0	0
P2	20.8	0	0
P3	20.8	0	0
P4	20.8	0	0
P5	20.8	0	0.60
P6	20.8	0	0.40
P7	20.3	0	0.52



