

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**“CARACTERIZACIÓN Y DISEÑO DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN PARA  
MEJORA DE LA CIRCULACIÓN DEL AIRE EN EL PROYECTO MINERO  
INMACULADA 4 – CIEMSA”**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. ELMER QUISPE MAMANI**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PROMOCIÓN 2010-I**

**PUNO – PERÚ**

**2017**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**TESIS**

**“CARACTERIZACIÓN Y DISEÑO DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN PARA  
MEJORA DE LA CIRCULACIÓN DEL AIRE EN EL PROYECTO MINERO  
INMACULADA 4 – CIEMSA”**

**PRESENTADA POR:**

Bach. ELMER QUISPE MAMANI

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

INGENIERO DE MINAS

**APROBADA POR LOS JURADOS:**

**Presidente**

:

M. Sc. Ing. HENRY ARNALDO TAPIA VALENCIA

**Primer miembro**

:

Dr. Ing. FERNANDO BENIGNO SALAS URVIOLA

**Segundo miembro**

:

M. Sc. Ing. ESTEBAN MARÍN PAUCARA

**Director**

:

M. Sc. Ing. OSCAR ELOY LLANQUE MAQUERA

**Asesor de tesis**

:

Ing. ÁNGEL VALENTÍN NAIRA ARIVILCA

**Área:** Ingeniería de Minas.

**Tema:** Servicios auxiliares requeridos en operaciones mineras.

## DEDICATORIA

A Dios por guiarme y haberme permitido realizar este estudio y lograr mis objetivos.

Con mucho cariño a mi padre don Victoriano Quispe Mamani, a mi madre doña Elpídia Mamani Charca, mis hermanas Mary Luz y Rosmery quienes me apoyaron en todo momento.

En especial a Janeth y mi hijo José Armando Axel, motivo para esforzarme y ofrecerle un futuro mejor.

## AGRADECIMIENTO

A los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas, cuya labor fue fundamental para mi formación profesional.

Al Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros Sociedad Anónima CIEMSA y a sus Empresas Contratistas COEMPSA y COMISERGE, que me permitieron realizar la presente investigación y continuar con mi formación profesional.



## RESUMEN

La presente investigación titulada “Caracterización y diseño del sistema de ventilación para mejora de la circulación del aire en el proyecto minero Inmaculada 4 – CIEMSA”, surge a raíz de que el Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros CIEMSA, inició sus operaciones en este proyecto usando equipos diésel (*trackless*) que generan concentraciones altas de gases, y además la diferencia de altura entre la entrada y salida de aire no es considerable para la ventilación natural. El objetivo es caracterizar para luego diseñar un sistema de ventilación adecuado, analizando el sistema de ventilación actual, monitoreando la concentración de gases y el flujo de aire. El levantamiento de ventilación se realizó usando tubos de humo, anemómetro y termómetro digital, el monitoreo de gases usando detectores de gases. Como resultado se encontró valores de hasta 145 ppm de monóxido de carbono (CO) y un déficit de aire de 58 % a la hora de operar equipos diésel en el frente de avance de la rampa 500. Por tanto el sistema de ventilación natural actual con apoyo auxiliar es deficiente, y el nuevo diseño con dos circuitos independientes optimizará el flujo de aire con las siguientes características: circuito 1 para ventilar todo el largo de la rampa 500 y su frente de avance, que requerirá un ventilador de capacidad 1 353,00 m<sup>3</sup>/min (48 000 cfm) con una presión de 1 348,44 Pa (5,41 pulg. de agua); circuito 2 comprendido por la ventilación de tajos en explotación, que requerirá un ventilador de capacidad 808,40 m<sup>3</sup>/min (29 000 cfm) con una presión de 434,20 Pa (1,74 pulg. de agua). Este circuito 2 funcionará cuando las chimeneas necesarias estén conectadas a superficie y se inicie la explotación en el nivel 4350 e inferiores.

## INTRODUCCIÓN

La minera CIEMSA fue por muchos años productor de minerales polimetálicos, explotando filones por el método corte y relleno ascendente convencional con el uso de línea *cauwillie* ya que el encampane de la mina lo permite, no obstante por el agotamiento de las reservas se obligó a buscar nuevas reservas, encontrando la veta Inmaculada 4, pero la mineralización económica profundiza por debajo del nivel encampane, por tanto tomaron la decisión de profundizar con rampas en zigzag, usando equipos diésel (*trackless*) que generan altas concentraciones de gases, además de que la ventilación natural no es tan favorable. Al inicio del presente estudio la rampa se encontraba con un avance desde superficie de 485 metros, realizando la primera basculante, con un avance ciego de 125 metros. La caracterización de la ventilación fue hecha con la situación encontrada pero el diseño del sistema de ventilación es calculada con la proyección de labores para explotar cuatro niveles cada 50 metros, donde habrá incremento de personal y equipos en operación. Por tanto, habrá una transición en la característica de la mina, la ventilación de la mina pasará a ser mecánica, con uso de ventiladores principales.

La presente investigación titulada “Caracterización y diseño del sistema de ventilación para mejora de la circulación del aire en el proyecto minero Inmaculada 4 – CIEMSA”, pretende caracterizar la situación de la mina y diseñar el sistema de ventilación adecuado para mejorar la circulación de aire.

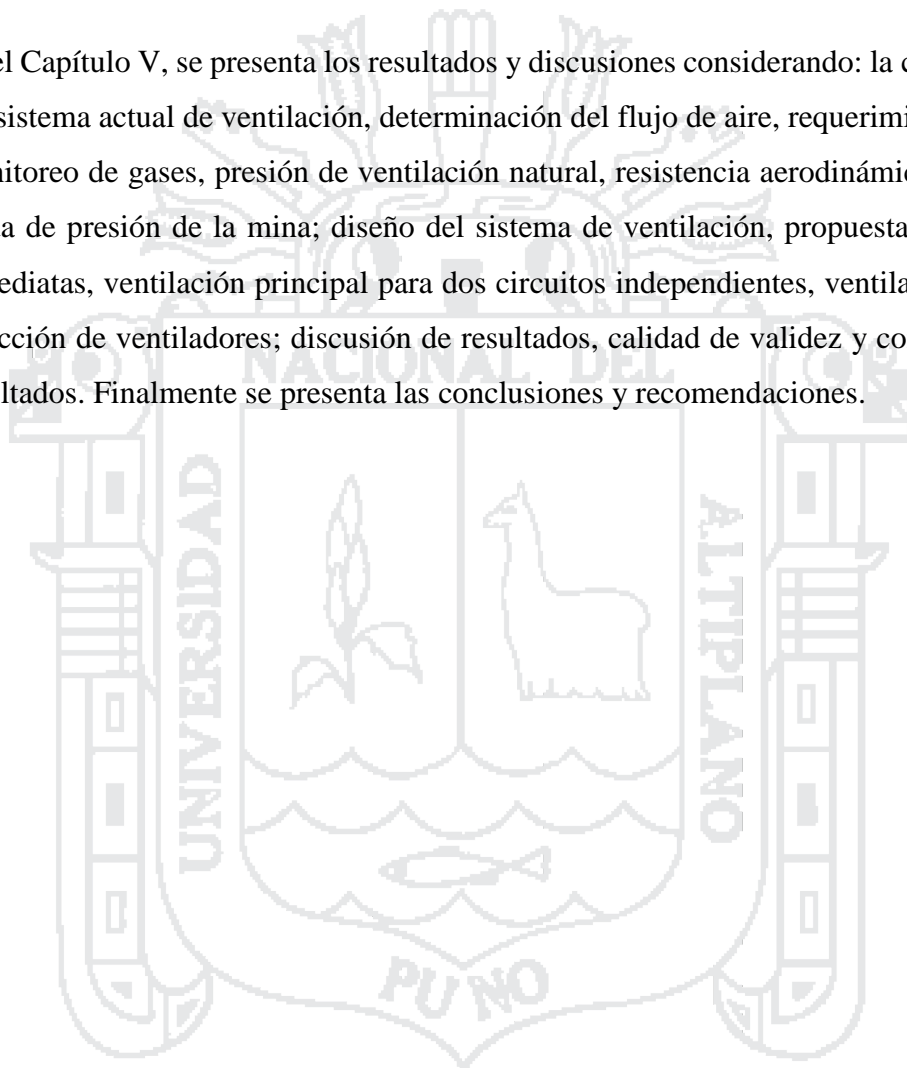
La investigación consta de cinco capítulos, el Capítulo I, explica el planteamiento del problema formado por la descripción, formulación, objetivos y justificación.

En el Capítulo II, se describe el marco teórico de la investigación con antecedentes, bases teóricas, definiciones conceptuales y la formulación de hipótesis con la probabilidad de que el flujo de aire en Inmaculada 4 sea deficiente.

En el Capítulo III, se explica la metodología de la investigación con los siguientes puntos: diseño metodológico, población y muestra, operacionalización de variables, descripción de instrumentos, técnicas de recolección de datos y técnicas para el procesamiento de la información.

En el Capítulo IV, se caracteriza el ámbito de estudio, tomando en consideración la ubicación y extensión, accesos y distancias, clima y temperatura, geología, estructura mineralizada, tipo de yacimiento, y descripción general de la operación, ciclo de operaciones unitarias, exploraciones y preparaciones y caracterización del sistema actual de ventilación.

En el Capítulo V, se presenta los resultados y discusiones considerando: la características del sistema actual de ventilación, determinación del flujo de aire, requerimientos de aire, monitoreo de gases, presión de ventilación natural, resistencia aerodinámica de labores, caída de presión de la mina; diseño del sistema de ventilación, propuesta correcciones inmediatas, ventilación principal para dos circuitos independientes, ventilación auxiliar, selección de ventiladores; discusión de resultados, calidad de validez y comparación de resultados. Finalmente se presenta las conclusiones y recomendaciones.





**ÍNDICE GENERAL**

DEDICATORIA .....	v
AGRADECIMIENTO .....	vi
RESUMEN.....	vii
INTRODUCCIÓN .....	viii

**CAPÍTULO I  
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

1.1 Descripción de la realidad problemática.....	1
1.2 Formulación del problema .....	1
1.2.1 Pregunta general .....	2
1.2.2 Preguntas específicas .....	2
1.3 Objetivos de la investigación.....	2
1.3.1 Objetivo general.....	2
1.3.2 Objetivos específicos .....	2
1.4 Justificación de la investigación .....	2

**CAPÍTULO II  
MARCO TEÓRICO**

2.1 Antecedentes de la investigación.....	4
2.2 Bases teóricas.....	6
2.2.1 Aire atmosférico .....	6
2.2.2 Aire de minas .....	7
2.2.3 Principales contaminantes de mina.....	8
2.2.4 Flujo de aire en la mina.....	11
2.2.5 Caudal de aire en minas .....	11



2.2.6	Caída de presión en minas .....	13
2.2.7	Velocidad de aire en minas .....	18
2.2.8	Ventilación de frentes de trabajo .....	18
2.2.9	Ventilación natural.....	19
2.2.10	Ventilación artificial .....	21
2.2.11	Circuitos de ventilación en minas.....	24
2.3	Definiciones conceptuales .....	26
2.3.1	Características de ventilación en proyecto minero Inmaculada 4.....	26
2.3.2	Sistema de ventilación actual en proyecto minero Inmaculada 4.....	26
2.3.3	Diseño adecuado de ventilación en proyecto minero Inmaculada 4.....	27
2.3.4	Mejora de circulación de aire en proyecto minero Inmaculada 4.....	27
2.3.5	Gases tóxicos en proyecto minero Inmaculada 4.....	27
2.4	Hipótesis .....	27
2.4.1	Hipótesis general.....	27
2.4.2	Hipótesis específicos.....	28

**CAPÍTULO III**  
**METODOLOGÍA**

3.1	Diseño metodológico .....	29
3.2	Población y muestra.....	29
3.3	Operacionalización de variables .....	30
3.4	Descripción de instrumentos.....	31
3.5	Técnicas de recolección de datos.....	32
3.6	Técnicas para el procesamiento de la información .....	33

## CAPÍTULO IV

### CARACTERIZACIÓN DEL ÁMBITO DE ESTUDIO

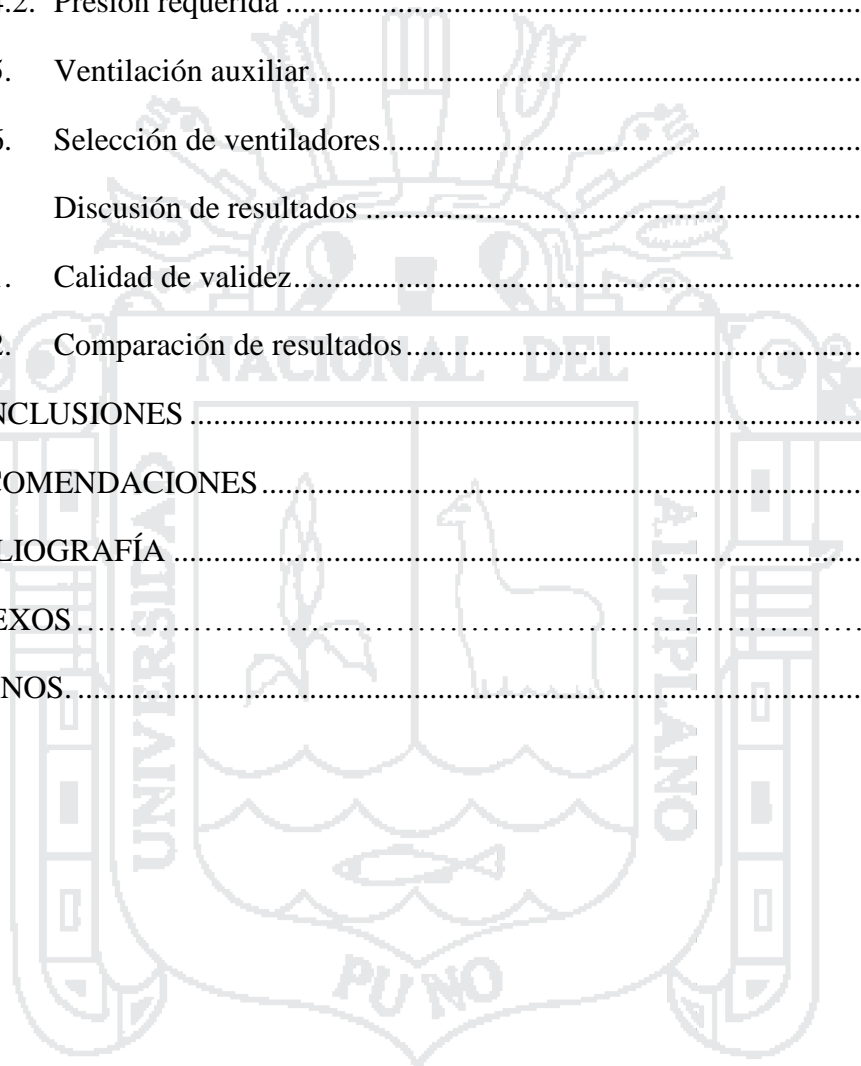
4.1.	Ubicación y extensión.....	34
4.2.	Acceso y distancias .....	35
4.3.	Clima y temperatura.....	36
4.4.	Geología.....	37
4.5.	Estructura mineralizada .....	37
4.6.	Tipo de yacimiento .....	38
4.7.	Descripción general de la operación en proyecto Inmaculada 4 .....	38
4.8.	Ciclo de operaciones unitarias .....	38
4.9.	Exploraciones y preparaciones .....	39
4.10.	Caracterización del sistema actual de ventilación .....	40

## CAPÍTULO V

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1.	Características del sistema actual de ventilación.....	42
5.1.1.	Determinación del flujo de aire y caudales.....	42
5.1.2.	Requerimientos de aire .....	44
5.1.3.	Monitoreo de gases .....	46
5.1.4.	Presión de ventilación natural.....	49
5.1.5.	Resistencia de labores .....	52
5.1.6.	Caída de presión de la mina .....	61
5.2.	Diseño del sistema de ventilación.....	66
5.2.1.	Propuesta correcciones inmediatas .....	66
5.2.2.	Ventilación principal.....	69
5.2.3.	Cálculo para ventilador principal de circuito 1 - rampa 500 .....	70

5.2.3.1. Caudal requerido.....	70
5.2.3.2. Presión requerida .....	71
5.2.4. Cálculo para ventilador principal de circuito 2 – tajos .....	73
5.2.4.1. Caudal requerido.....	73
5.2.4.2. Presión requerida .....	74
5.2.5. Ventilación auxiliar.....	78
5.2.6. Selección de ventiladores.....	80
5.3. Discusión de resultados .....	81
5.3.1. Calidad de validez.....	81
5.3.2. Comparación de resultados.....	82
CONCLUSIONES .....	83
RECOMENDACIONES .....	84
BIBLIOGRAFÍA .....	85
ANEXOS .....	88
PLANOS.....	91



**ÍNDICE DE CUADROS**

Cuadro 1: Consumo de oxígeno según actividad física.....	7
Cuadro 2: Velocidad mínima de acuerdo a temperatura.....	13
Cuadro 3: Operacionalización de variables .....	30
Cuadro 4: Punto representativo del proyecto Inmaculada 4 .....	34
Cuadro 5: Coordenadas de la propiedad minera Inmaculada 4 .....	35
Cuadro 6: Acceso al proyecto Inmaculada 4 – ruta 1 .....	35
Cuadro 7: Acceso al proyecto Inmaculada 4 – ruta 2 .....	36
Cuadro 8: Estación meteorológica.....	36
Cuadro 9: Flujo de aire en Inmaculada 4.....	43
Cuadro 10: Temperatura en labores de Inmaculada 4 .....	44
Cuadro 11: Requerimiento de aire para personal.....	45
Cuadro 12: Equipos en interior mina - Inmaculada 4.....	45
Cuadro 13: Requerimiento de aire para equipos.....	46
Cuadro 14: Cálculo presión de ventilación natural.....	51
Cuadro 15: Características de labores.....	54
Cuadro 16: Resistencia friccional de labores individuales .....	55
Cuadro 17: Longitud equivalente de las pérdidas por cambios de dirección .....	57
Cuadro 18: Longitud equivalente de las pérdidas por reducción de área .....	58
Cuadro 19: Longitud equivalente de las pérdidas en nudos (derivación y unión de ramales).....	59
Cuadro 20: Resistencia de labores incluyendo longitud equivalentes de las pérdidas por choque.....	60
Cuadro 21: Primera iteración de la metodología de Hardy Cross .....	62
Cuadro 22: Diecisieteava iteración de la metodología de Hardy Cross .....	63
Cuadro 23: Caudales disponibles en frentes de trabajo .....	64
Cuadro 24: Caída de presión en ramales .....	65

Cuadro 25: Resistencia de ramales' ..... 68

Cuadro 26: Caudal disponible con propuesta en zonas de operación..... 69

Cuadro 27: Caudal requerido en circuito 1 – Rampa 500..... 70

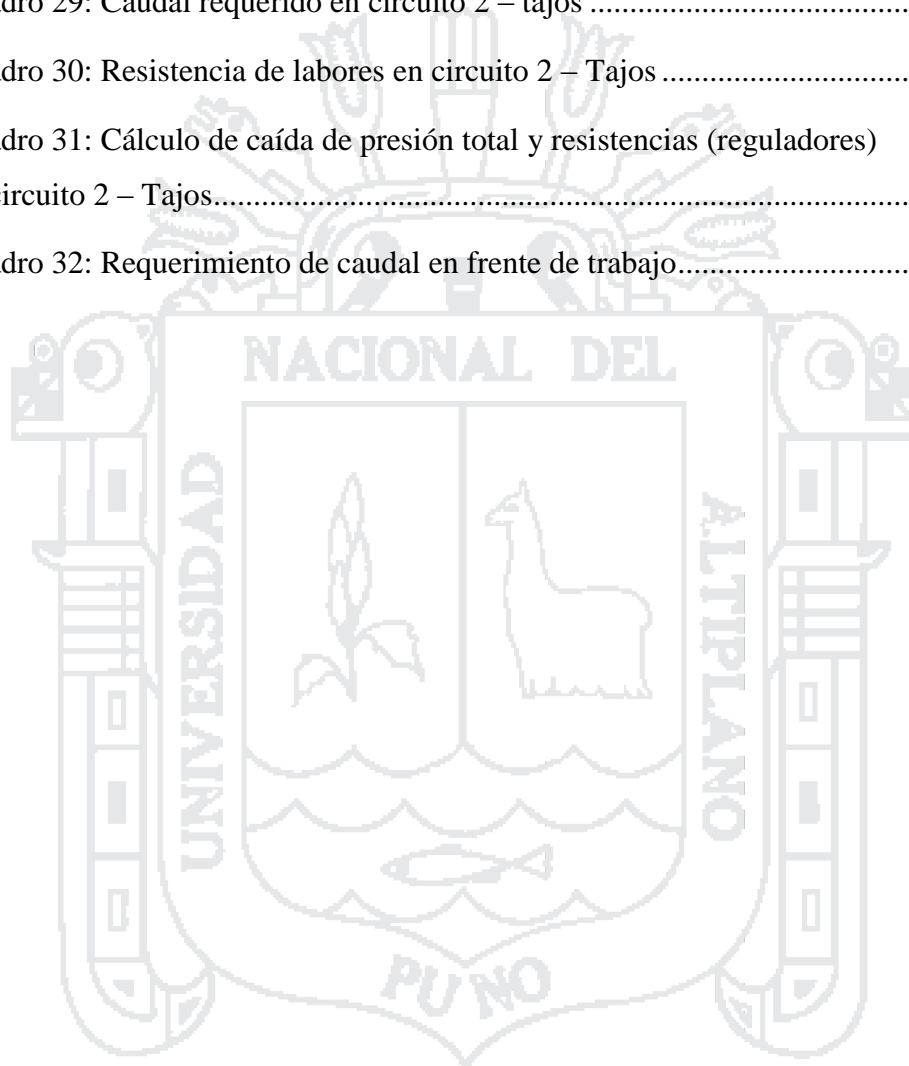
Cuadro 28: Caída de presión en circuito 1 – rampa 500..... 72

Cuadro 29: Caudal requerido en circuito 2 – tajos ..... 73

Cuadro 30: Resistencia de labores en circuito 2 – Tajos ..... 75

Cuadro 31: Cálculo de caída de presión total y resistencias (reguladores)  
en circuito 2 – Tajos..... 77

Cuadro 32: Requerimiento de caudal en frente de trabajo..... 79



## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Curva característica de una mina .....	17
Figura 2: Ventilación Natural .....	19
Figura 3: Presión de ventilación natural .....	20
Figura 4: Ventilador axial .....	22
Figura 5: Ventilador centrífugo .....	23
Figura 6: Monitoreo de CO durante operación de equipos .....	47
Figura 7: Monitoreo de CO sin presencia de equipos .....	47
Figura 8: Monitoreo de CO <sub>2</sub> .....	48
Figura 9: Monitoreo de NO <sub>2</sub> .....	49
Figura 10: Monitoreo de O <sub>2</sub> .....	49
Figura 11: Vista representativa para el cálculo de presión de ventilación natural de la mina Inmaculada 4 .....	50
Figura 12: Curva característica de ventilación natural de la mina Inmaculada 4 .....	52
Figura 13: Croquis circuito de ventilación .....	53
Figura 14: Circuito de ventilación inferida .....	61
Figura 15: Circuito de ventilación calculada .....	64
Figura 16: Circuito de ventilación natural con correcciones .....	67
Figura 17: Circuito 1 - rampa 500 .....	71
Figura 18: Circuito 2 - Tajos .....	74
Figura 19: Ventilación en tajo de explotación .....	74
Figura 20: Esquema de circuito 2 para aplicar método Hardy Cross .....	76

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1 Descripción de la realidad problemática

En el contexto actual de la minería el aire atmosférico en minería subterránea es fundamental para que los trabajadores realicen cómodamente sus actividades mineras, siendo esto un problema al observarse deficiencias de circulación del aire en las labores subterráneas, esto en particular en el proyecto minero Inmaculada 4 - CIEMSA, se observa acumulación de gases después de la voladura, conjuntamente con los gases emanados por la combustión de motores diésel (*scooptram* y *dumper*) al momento de ingresar a la labor para realizar la limpieza de carga, causando serios inconvenientes para continuar con las actividades de preparación y desarrollo, así mismo para el minado, hasta que en el momento por la falta de circulación constante de aire y acumulación de gases tóxicos la empresa se ve obligado a suspender algunas veces las operaciones de la mina, por lo que frente a esta problemática es necesario realizar un estudio sobre las características de ventilación y circulación de aire fresco para que puedan laborar cómodamente los trabajadores y de esa manera continuar produciendo minerales polimetálicos.

#### 1.2 Formulación del problema

El presente proyecto de investigación se formula mediante las siguientes interrogantes.



### 1.2.1 Pregunta general

- ¿Cuáles son las características del sistema de ventilación actual y el diseño adecuado para la mejora de circulación del aire y dilución de los gases tóxicos producidos por voladura y operación de maquinarias en los frentes del proyecto minero Inmaculada 4 – CIEMSA?

### 1.2.2 Preguntas específicas

- ¿Cuáles son las características del sistema de ventilación actual en la dilución de gases tóxicos en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA?
- ¿Cómo es el diseño adecuado del sistema de ventilación para la mejora de la circulación de aire fresco y dilución de gases tóxicos en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA?

## 1.3 Objetivos de la investigación

### 1.3.1 Objetivo general

- Determinar las características y el diseño adecuado de circulación de aire fresco para la mejora y dilución de gases tóxicos en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA.

### 1.3.2 Objetivos específicos

- Caracterizar el sistema de ventilación actual en la dilución de gases en el proyecto Inmaculada 4 - CIEMSA.
- Diseñar adecuadamente el sistema de ventilación para la mejora de la circulación de aire fresco y la dilución de gases en el proyecto Inmaculada 4 - CIEMSA.

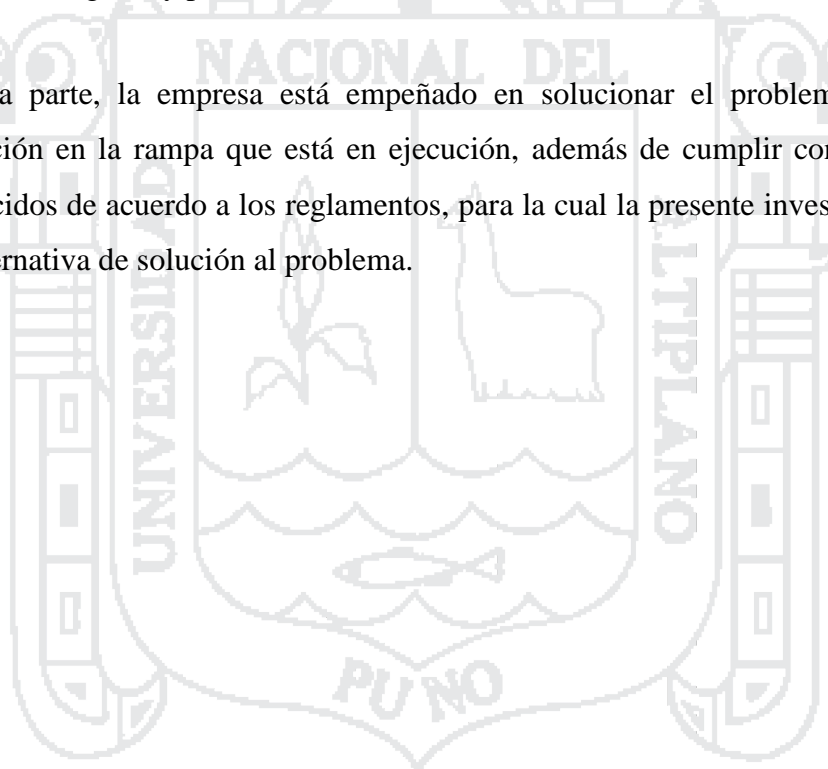
## 1.4 Justificación de la investigación

En el proyecto Inmaculada 4 - CIEMSA, se observa acumulación de gases emanados por la combustión de motores diésel (*scooptram* y *dumper*) a la hora de realizar limpieza de

carga de la labor, esto debido a que el sistema actual de ventilación es natural e insuficiente, causando serios inconvenientes para continuar con las actividades de preparación, desarrollo y en el minado, por lo que es necesario realizar un diseño de sistema de ventilación que permita realizar las actividades mineras en forma cómoda.

El recurso humano es lo más importante en una operación minera, y el mayor riesgo en minería subterránea después de desprendimiento de rocas, es el de gaseamiento y a la larga las enfermedades profesionales que afectan a los pulmones, En consecuencia la presente tesis es de suma importancia para mejorar y solucionar el sistema de ventilación y consecuentemente la buena circulación de aire fresco, para que la exposición del personal a los gases y polvo sea mínima.

Por otra parte, la empresa está empeñado en solucionar el problema de la escasa ventilación en la rampa que está en ejecución, además de cumplir con los estándares establecidos de acuerdo a los reglamentos, para la cual la presente investigación plantea una alternativa de solución al problema.



## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1 Antecedentes de la investigación

Enríquez Ramos Jorge Freddy (2011), En su tesis “*Evaluación del Sistema de Ventilación de la Mina San Vicente – Compañía Minera San Ignacio de Morococha, Aplicando el Software Ventsim 3.9*”, presentada a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno en su conclusión indica:

Conclusión número 5, “Durante la evaluación del sistema de ventilación, es importante reducir al mínimo cualquier cambio en el sistema de ventilación, reparar puertas o tapones durante el estudio podría arrojar resultados confusos. Se tiene que mantener la mina lo más estática posible durante el estudio, para que se pueda obtener las mejores y más exactas medidas, evitar el tránsito de equipos y el apagado de ventiladores principales”.

Naira Arivilca Ángel Valentín (1999), En su informe de trabajo profesional “*Ventilación del Desarrollo de la Galería 385-E Santa Ana – Compañía Minera Ananea – nivel 4945*”, presentada a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano– Puno en su conclusión indica:

Conclusión número 7, “Para ventilar una galería es necesario producir un corriente de aire que fluya de modo continuo, la que debe tener por lo menos una salida y una entrada de

aire, comunicados con el exterior de manera que la circulación de la corriente de ventilación tenga una trayectoria que facilite un flujo permanente”.

Centeno Quispe Gil (2011), En su tesis “*Evaluación de Ventilación Natural y Mecánica que influye en el Diseño del Sistema de Ventilación de Galería 635W nivel 1950 Mina Calpa – Arequipa 2011*”, presentada a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno en su conclusión indica:

Conclusión número 1, “Respecto con la evaluación de ventilación natural en la galería principal de extracción de acuerdo con los datos obtenidos en caudal promedio es de  $165,42 \text{ m}^3/\text{min}$  con una velocidad promedio de  $50,28 \text{ m}/\text{min}$ , se observa que está dentro del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, por tanto mejora a la velocidad forzada”.

Conclusión número 4, “Para diseñar apropiadamente el sistema de ventilación, hay que conocer bien la red de ventilación que es en serie y su dimensionamiento es  $101\,279,521 \text{ pies}^3$ , el caudal necesario será  $24\,000 \text{ cfm}$  y la caída de presión de  $0,28$  pulgadas de agua en la manga, por eso, un buen cálculo de la red de ventilación implica un diseño más adecuado de los ventiladores en su aplicación”.

Vargas Rodrigo Oscar (2014), En su tesis “*Diseño del Circuito en un Sistema de Ventilación Natural de la Zona Gisela – Mina Esperanza de Caraveli – Compañía Minera Titán del Perú S.R.L.*”, presentada a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno en su conclusión indica:

Conclusión número 1, “La planificación del sistema de ventilación natural se realizó con la distribución adecuada del caudal de flujo del aire fresco en las labores de la zona Gisela, para lo cual se instaló puertas de ventilación, barreras herméticas, tapones herméticos y se acondicionó chimeneas, los cuales han dado buenos resultados”.

Conclusión número 4, “Comparando los caudales de ingreso de aire fresco, antes y después del diseño del circuito del sistema de ventilación natural, la diferencia es de  $80,40 \text{ m}^3/\text{min}$  equivalente a un incremento de  $21,58 \%$ , entonces con el nuevo diseño del circuito de ventilación se cubre el requerimiento total del caudal de aire fresco, que permite

aprovechar mejor el flujo de aire en la zona Gisela de la mina Esperanza de Caravelí; por lo que se cumple con la hipótesis planteada”.

Ochochoque Mayta José (2014), En su tesis “*Generación de Gases y Diseño del Sistema de Ventilación en el Pique de zona Ritty Pata – mina La Rinconada*”, presentada a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno en su conclusión indica:

Conclusión número 1, “En el interior de la galería principal del pique de la zona Ritty Pata, se ha encontrado los gases de monóxido de carbono (CO), dióxido de nitrógeno (NO<sub>2</sub>) dióxido de carbono (CO<sub>2</sub>), ácido sulfhídrico (H<sub>2</sub>S), en concentraciones que sobrepasan los límites máximos permisibles que establece según el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, en los últimos meses. Con respecto a la concentración de oxígeno hay una deficiencia en los últimos meses que está por debajo del porcentaje de oxígeno necesario que es de 19,5 % como mínimo, según lo establece el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional 2010-EM”.

Conclusión número 2, “Con el diseño del sistema de ventilación que se propone en el pique de la zona Ritty Pata – Mina La Rinconada mejora la ventilación deficiente, porque el circuito de ventilación en el pique, con la galería y las chimeneas de ventilación así como la instalación de ventiladores en serie hay mayor presión de flujo de aire en los codos de entrada al pique y los subniveles”.

## 2.2 Bases teóricas

### 2.2.1 Aire atmosférico

Mescla de gases, cada uno de los cuales tiene propiedades físicas y químicas propias. La composición de aire a nivel del mar en porcentaje de volumen es:

N <sub>2</sub> .....	78,08 %
O <sub>2</sub> .....	20,95 %
CO <sub>2</sub> .....	0,03 %
Ar .....	0,93 %

Otros ..... 0,01 %  
(Campillos, 2015).

### 2.2.2 Aire de minas

Se denomina aire de mina a una mezcla de gases y vapores, generalmente con polvo en suspensión, que ocupa el espacio creado por la labores subterráneas. Se trata de aire atmosférico, que al ingresar a la mina sufre una serie de alteraciones en su composición. Si las alteraciones son tan pequeñas que el aire puede ser considerado como atmosférico, nos referimos a él como aire fresco o de ingreso, mientras el aire contaminado será descrito como aire viciado o de retorno. (Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 1989).

Durante su paso a través de la mina, el aire recoge algunos gases, calor y el polvo producido por las operaciones mineras. Simultáneamente, debido a la presencia de seres humanos y de materiales en el interior de la mina, el aire pierde parte de su oxígeno.

Durante el invierno, cuando el aire en el interior de la mina es relativamente seco, absorberá además la humedad de la atmósfera de la mina. Durante el verano, el proceso se invertirá, razón por la cual la mayoría de las minas tienden a secarse durante el invierno y volverse húmedas durante el verano.

La cantidad de oxígeno consumido por lo seres humanos depende del ritmo al que trabajan: Ver Cuadro 1.

**Cuadro 1**  
**Consumo de oxígeno según actividad física**

GRADO DE ACTIVIDAD	RESPIRACIONES/ MINUTO	AIRE INHALADO POR RESP. (L)	AIRE INHALADO POR MIN. (L)	OXÍGENO CONSUMIDO POR MIN. (L)
En reposo	16	0,5	8	0,33
Actividad moderada	30	1,6	48	1,98
Actividad intensa	40	2,5	100	3,96

Fuente: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 1989.

El aire seco inhalado contiene normalmente 20,95 % de oxígeno, mientras que el aire exhalado contiene aproximadamente 16 % de oxígeno, 4 % de CO<sub>2</sub> y vapor de agua.

Otro factor importante en la composición del aire es el caudal por unidad de tiempo que fluye a través de la mina. En condiciones normales, el caudal se especifica de tal modo que los gases contaminantes no alcancen concentraciones que puedan ser peligrosas para el ser humano. (Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 1989).

### 2.2.3 Principales contaminantes de mina

- **Polvo:** El polvo está compuesto por partículas sólidas de distintos tamaños, el cual está presente en paredes, techo y piso de las labores mineras. Se produce por el desgaste de material sólido de mayor tamaño por lo que existen polvos de distinta composición química, dependiendo de su procedencia. Dependiendo de su tamaño, el polvo se puede suspender en el aire, siendo por regla general que el polvo de menor peso es el que permanece mayor tiempo suspendido en el aire. Es importante hacer la distinción entre una partícula de polvo, y un conjunto de material particulado.

Una partícula está caracterizada por las siguientes propiedades:

- Tamaño
- Composición
- Forma

En cuanto al tamaño, el diámetro aerodinámico de partícula, el cual se define como el diámetro que tendría una esfera de densidad de 1 g/cm<sup>3</sup> para caer a la misma velocidad terminal que la partícula.

La composición define de que está hecha la partícula, pudiendo tener implicancias en las reacciones químicas que podría tener esta, también se relaciona con la densidad, característica importante, pues mientras menor densidad tenga una partícula, para un mismo volumen, mayor tiempo estará suspendida en el aire.



La forma también es un concepto relevante, en general, las partículas esféricas tenderán a caer más rápido que las partículas que tengan formas laminares, las cuales ofrecen mayor resistencia en el aire, y permanecen suspendidas más tiempo.

En cuanto a los sistemas particulados, estas propiedades son tratadas de manera estadística, el tamaño de las partículas es caracterizado por las curvas granulométricas, la cual es una curva de distribución del tamaño de partícula.

Las partículas de menor tamaño tienden a permanecer suspendidas mayor tiempo en el aire, específicamente, las partículas cuyo diámetro aerodinámico es menor a cinco micrones, tiende a permanecer mucho tiempo suspendido en el aire. Debido a que este polvo puede ser inhalado y a que su contenido de sílice al alojarse en los pulmones causa silicosis, grave enfermedad que puede provocar la muerte e invalidez física.

Es importante determinar la composición general del polvo, pues la normativa es variable dependiendo de la cantidad de sílice presente en él. Además, en el polvo normalmente se encuentra material particulado producto de la combustión incompleta del diésel, el cual puede ser controlado antes de ser emitido al ambiente, mediante la colocación de un filtro en el tubo de escape del vehículo. (Gutiérrez, 2010).

**Monóxido de carbono (CO):** Altamente tóxico, a temperatura ambiente es un gas inodoro, incoloro e insípido, en la actividad minera se produce principalmente por el uso de combustibles diésel y por la voladura, se mide por su concentración en volumen en el aire. Tóxico y combustible; combustible cuando su contenido es de 13 a 75 %. Es un gas bastante venenoso que tiene mucha más afinidad por la hemoglobina de la sangre que el oxígeno, formando la carboxihemoglobina, reduciendo en esta forma el aporte de oxígeno a los tejidos. El efecto inmediato del CO es comparable con el de un anestésico suave; el peligro del CO radica principalmente en que el individuo aun consciente puede notar en su organismo un cierto estado general de intoxicación, pero la debilidad que se presenta le impide retirarse de la zona de peligro, por sus propios medios. (Córdova y Molina, 2010).

Según el Anexo N° 15 sobre límite de exposición ocupacional para agentes químicos del Reglamento actual de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería su concentración no debe exceder de 25 ppm, para una jornada de trabajo de 8 horas.

- **Dióxido de carbono (CO<sub>2</sub>):** Sofocante, se encuentra presente en el aire que respiramos, sin embargo se encuentra también en los suelos, en el carbón y en muchas rocas. Es generado por los seres vivos, la combustión y las explosiones. Es más pesado que el aire y tiende a circular por las zonas bajas (niveles más profundos o el piso de las galerías). El cuerpo humano solo tolera cantidades pequeñas en el aire que nos rodea, por ejemplo la presencia de sólo 0,5 % de CO<sub>2</sub> afecta nuestro ritmo respiratorio, ligeramente más profundo y más rápido. Una concentración de 10 % de CO<sub>2</sub> puede ser tolerada solo por unos minutos aunque el individuo esté en reposo (hay que tener presente que una mezcla de 10 % de CO<sub>2</sub> y 90 % de aire contiene en realidad sólo 10,9 % de oxígeno). (Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 1989).
- **Óxidos de nitrógeno (NO<sub>x</sub>):** Tóxicos e irritantes, familia de gases compuestos principalmente por oxígeno y nitrógeno, los más peligrosos son el monóxido y el dióxido de nitrógeno, gases tóxicos para el ser humano en concentraciones menores que el monóxido de carbono. También son producto de la combustión del diésel y de los gases generados en la tronadura. Tienden a reaccionar rápidamente, por lo que de acuerdo a los casos estudiados de recirculación, mientras más tiempo permanece en el aire, más baja su concentración. Si bien las tecnologías que han mostrado reducciones en las emisiones de CO, también han registrado reducciones en las emisiones de óxidos de nitrógeno, también es posible que aumenten sus emisiones, por lo que en la práctica la única manera segura de controlarlos es diluyéndolos con aire. (Gutiérrez, 2010).
- **Metano (CH<sub>4</sub>):** Altamente inflamable y asfixiante, es un gas incoloro, con una densidad relativa al aire de 0,554. Debido a que su peso específico es inferior al del aire, se acumula en las partes superiores de las labores mineras. Es insoluble en agua, es tóxico y se mezcla bien con el aire. Comúnmente, se le nombra como grisú, aunque realmente el grisú está compuesto en promedio de 95 % de metano y pequeños porcentajes de dióxido de carbono (CO<sub>2</sub>), nitrógeno (N<sub>2</sub>), monóxido de carbono (CO), entre otros. La principal propiedad del grisú, es su combustibilidad y puede formar mezclas explosivas con el aire. El límite de explosividad comprende entre 5 % y 14 % de grisú, pero estos límites dependen de la temperatura, presión, presencia de otros gases, etc. En minas metalíferas se forma principalmente por la descomposición de la madera usada en sostenimiento. (Córdova y Molina, 2010).

#### 2.2.4 Flujo de aire en la mina

Para que el aire fluya a través de la mina es necesario que exista una diferencia de presión entre la entrada y la salida de la misma. Esta diferencia de presión puede deberse a causas naturales (gradiente térmica) o ser inducida artificialmente por medios mecánicos mediante ventiladores. (Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 1989).

#### 2.2.5 Caudal de aire en minas

En todas las labores subterráneas se mantendrá una circulación de aire limpio y fresco en cantidad y calidad suficientes de acuerdo con el número de trabajadores, con el total de HP de los equipos diésel, así como para la dilución de los gases que permitan contar en el ambiente de trabajo con un mínimo de 19,5 % de oxígeno, y para mantener una temperatura adecuada de trabajo.

- **De acuerdo al número de personal presente en la mina:** El requerimiento mínimo por persona es de 3 m<sup>3</sup>/min cuando las minas se encuentren hasta mil quinientos (1500) metros sobre el nivel del mar, en otras altitudes la cantidad de aire será de acuerdo con la siguiente escala:
  - De 0 a 1 500 msnm, será igual a 3 m<sup>3</sup>/min
  - De 1 500 a 3 000 msnm, aumentará en 40 % que será igual a 4 m<sup>3</sup>/min
  - De 3 000 a 4 000 msnm, aumentará en 70 % que será igual a 5 m<sup>3</sup>/min
  - Sobre los 4 000 msnm, aumentará en 100 % que será igual a 6 m<sup>3</sup>/min(Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Decreto Supremo N° 024-2016-EM. Perú).

El requerimiento de aire para el personal se calculará con la siguiente relación basada en el artículo 247<sup>o</sup> del reglamento actual:

$$Q_a = N * q_a \quad \text{Ecuación 2.1}$$

Dónde:

$Q_a$ : Cantidad total de aire requerido por el número de personas, en  $m^3/min$ .

$N$  : Número máximo de personas trabajando en la labor.

$q_a$  : Cantidad de aire por persona de acuerdo a la altura sobre el nivel del mar

- **De acuerdo al número de equipos diésel que operan en la mina y su potencia:** La cantidad de aire circulante en la labor no debe ser menor de  $3 m^3/min$  por cada HP de potencia con que cuente cada uno de los equipos diésel para lo cual se usará la siguiente relación basada en el artículo 254<sup>º</sup> del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (Decreto Supremo 024-2016-EM):

$$Q_b = q_e * n \quad \text{Ecuación 2.2}$$

Dónde:

$Q_b$ : Cantidad total de aire requerido por el uso de equipos diésel, en  $m^3/min$ .

$q_e$  : Cantidad mínima de aire por cada HP.

$n$  : Suma de los HP de equipos diésel.

- **Para la dilución de polvos y gases:** El Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional vigente, menciona en el artículo 248<sup>º</sup> que, en ningún caso la velocidad del aire será menor de veinte metros por minuto ( $20 m/min$ ) ni superior a doscientos cincuenta metros por minuto ( $250 m/min$ ) en las labores de explotación, incluido el desarrollo y preparación. Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de veinticinco metros por minuto ( $25 m/min$ ). Para los cálculos respectivos se usará la siguiente relación basado en el artículo 248<sup>º</sup> del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional vigente:

$$Q_c = A * V * m \quad \text{Ecuación 2.3}$$

Dónde:

$Q_c$ : Cantidad total de aire requerido para la dilución de polvos y gases, en ( $m^3/min$ ).

$A$  : Área de sección promedio de las galerías y tajos, en ( $m^2$ ).

$V$  : Velocidad del aire, en ( $m/min$ ), y.

$m$ : Número de niveles.

Este caudal es para remover polvos y gases durante toda la operación, sin embargo adicionalmente a esto, para diluir y extraer los gases de voladura que duran de 0,5 a 1 hora aproximadamente, se requiere 16,67 m<sup>3</sup>/min por kilogramo de explosivo detonado, esta cantidad es considerando, la formación de productos tóxicos producto de la voladura, el tiempo que se estima para despejar las galerías y la cantidad máxima de gases permitida según la normativa vigente. (Centeno, 2011)

- **Para lograr la temperatura efectiva:** La legislación chilena señala que la temperatura húmeda máxima en el interior de la mina no debe exceder de 30 °C, para jornadas de trabajo de ocho horas. Como norma para el cálculo del aire respecto a la temperatura se dan los siguientes valores: Ver Cuadro 2.

**Cuadro 2**  
**Velocidad mínima de acuerdo a temperatura**

HUMEDAD RELATIVA	TEMPERATURA SECA	VELOCIDAD MÍNIMA	Para una labor de 20 m <sup>2</sup> (5,0 x 4,0 m)
≤ 85 %	24 a 30 °C	30 m/min.	600 m <sup>3</sup> /min.
> 85 %	> 30 °C	120 m/min.	2 240 m <sup>3</sup> /min.

Fuente: Departamento de Seguridad Minera, Chile 2008.

### 2.2.6 Caída de presión en minas

La caída de presión es consecuencia de la resistencia de cualquier obstáculo o superficie que impida que el aire pueda fluir libremente por las galerías de una mina. Estas se dividen en caída por fricción (regulada), caída por choque (singular) y caída por presión dinámica:

- **Caída de presión por fricción:** La caída de presión por fricción, representa la oposición que las paredes, pisos y techos ejercen en el movimiento de aire a través de ellas. Esta depende de variables como la sección transversal, longitud, perímetro de la galería, coeficiente de frotamiento y densidad del aire que a su vez es función de la temperatura y presión atmosférica. *J. Atkinson* adaptó la ecuación de *Darcy – Weisbach*, la que se conoce como *Ley de Atkinson*:

$$H_f = R * Q^2 \qquad \text{Ecuación 2.4}$$

$$R = \left( \frac{K * P * L}{A^3} \right) * \frac{\rho}{1,2} \quad \text{Ecuación 2.5}$$

$$K = \left( \frac{\lambda * \rho^*}{2} \right) \quad \text{Ecuación 2.6}$$

Dónde:

$H_f$  = Pérdida de carga o caída de presión por fricción (N/m<sup>2</sup>).

$R$  = Resistencia práctica (N-s<sup>2</sup>/m<sup>8</sup>).

$Q$  = Caudal (m<sup>3</sup>/s).

$K$  = Fricción de la galería o coeficiente de resistencia aerodinámica (N-s<sup>2</sup>/m<sup>4</sup>).

$P$  = Perímetro de galería (m).

$L$  = Longitud de galería (m).

$A$  = Área de galería (m<sup>2</sup>).

$\rho$  = Densidad del aire en el lugar de trabajo (kg/m<sup>3</sup>).

$\lambda$  = Coeficiente de fricción o frotamiento (abstracto).

$\rho^*$  = Densidad del aire a nivel del mar (kg/m<sup>3</sup>).

El coeficiente  $K$  viene establecido en tablas para labores con determinadas características y considerando la densidad del aire estándar, sin embargo estas tablas también fueron calculados.

**Coeficiente de fricción o frotamiento:** El coeficiente de fricción para flujos turbulentos que por lo general es el caso de ventilación de minas, es una función de la aspereza relativa de la vía de aire. La aspereza relativa de la vía de aire se define como la altura de las asperezas de la vía de aire, divididas entre el diámetro hidráulico (ecuación de *Von Kármán*):

$$\lambda = \frac{1}{4 \left[ 2 \log_{10} \left( \frac{d}{e} \right) + 1,14 \right]^2} \quad \text{Ecuación 2.7}$$

$$d = \frac{4 * A}{P} \quad \text{Ecuación 2.8}$$



Dónde:

$d$  = Diámetro hidráulico (m).

$e$  = Altura de las asperezas de la vía de aire (m).

$P$  = Perímetro de galería (m).

$A$  = Área de galería (m<sup>2</sup>).

(Manual DuctSIM, 2003).

En esta ecuación se puede observar que en ductos con la misma altura de asperezas pero de diferente diámetro, variará el coeficiente de fricción. Por tanto, al aumentar el diámetro del ducto, mientras todas las demás condiciones permanecen sin cambio, tanto la aspereza relativa como el coeficiente de fricción disminuyen. Si se tiene suficiente razón para creer que el ducto no será recto, entonces se recomienda que se aplique un factor de corrección de instalación o aspereza. Las referencias típicas (*Wolski and Barry, 1997*) sugieren que este factor de corrección debería estar en el rango de 1,3 a 1,4 (30 a 40 % más alto).

(Manual DuctSIM, 2003).

**Densidad del aire en el lugar de trabajo:** La densidad del aire estándar considerada al nivel de mar es 1,2 kg/m<sup>3</sup>, la densidad del aire a diferentes alturas, depende de la presión barométrica en el lugar de trabajo y la temperatura. Fórmula recomendada por el Comité Internacional de Pesas y Medidas (CIPM):

$$\rho = \frac{0,348444 * B}{T} \quad \text{Ecuación 2.9}$$

$$B = P_0 * e^{\frac{-g * h}{R * T}} \quad \text{Ecuación 2.10}$$

Dónde:

$\rho$  = Densidad del aire (kg/m<sup>3</sup>).

$B$  = Presión barométrica (hPa).

$T$  = Temperatura (°K).

$P_0$  = Presión atmosférica a nivel del mar (1 013 hPa).

$g$  = Aceleración de la gravedad (9,81 m/s<sup>2</sup>).

$h$  = Altura sobre el nivel del mar (m).

$R$  = Constante universal del aire (290 J/kg - °K).



Considerando estas fórmulas la densidad del aire en Inmaculada 4, es 0,74 kg/m<sup>3</sup>.  
(Simposio de Metrología, 2010).

- Caída de presión por choque:** Las caídas de presión por choque ocurren en la ventilación de minas en adición a las caídas por fricción y son causados por cambios en la dirección del flujo de aire o la forma y tamaño del ducto. Las obstrucciones causan pérdidas por choque, porque reducen el área del ducto. Sin embargo generalmente constituyen solamente del 10 al 30 % de la suma de todas las caídas de presión en los sistemas de ventilación de minas, las caídas por choque deberían siempre ser considerados para cálculos exactos, en ductos principales, o en distancias cortas del ducto con muchas curvas o cambios en el área. Las caídas de presión por choque no prestan garantía de un cálculo preciso porque, tiene un gran rango de variabilidad en la ocurrencia y por la falta de comprensión de la naturaleza real de las singularidades. Básicamente, para una singularidad que produce caída por choque, la pérdida varía como el cuadrado de la velocidad o directamente con la velocidad. El cálculo individual de las caídas de presión por choque puede ser ejecutado de diferentes formas. (*Hartman 1997*).

$$Hch = \xi * V^2 * \rho / 2 \quad \text{Ecuación 2.11}$$

Dónde:

$Hch$  = Pérdida de carga o caída de presión por choque (N/m<sup>2</sup>).

$V$  = Velocidad del aire en el ducto (m/s).

$\xi$  = Factor de resistencia local, que se determina por tablas, gráficos, fórmulas, etc.

El método del largo equivalente, es el más útil para determinar las pérdidas por choque en ventilación de minas. Este método permite expresar las pérdidas por choque en términos de largos equivalentes de galerías rectas, es decir, nos permite transformar las pérdidas por choque a pérdidas por fricción. Igualando las pérdidas por fricción con las pérdidas por choque y asumiendo el largo  $L$ , como el valor del largo equivalente  $L_e$ :

$$H_f = Hch \quad \text{Ecuación 2.12}$$

$$\frac{\lambda * \rho}{2} * \frac{L * P * V^2}{A} = \xi * V^2 * \rho / 2 \quad \text{Ecuación 2.13}$$

$$Le = \frac{\xi * A}{\lambda * P}$$

Ecuación 2.14

Mientras más brusco sean los cambios de dirección mayor será la caída de presión, además los cambios de dirección con paredes redondeadas tienen menor resistencia que con paredes rectas. Los valores de  $\xi$  se muestran en el Anexo 2. (Novitzky, 1962).

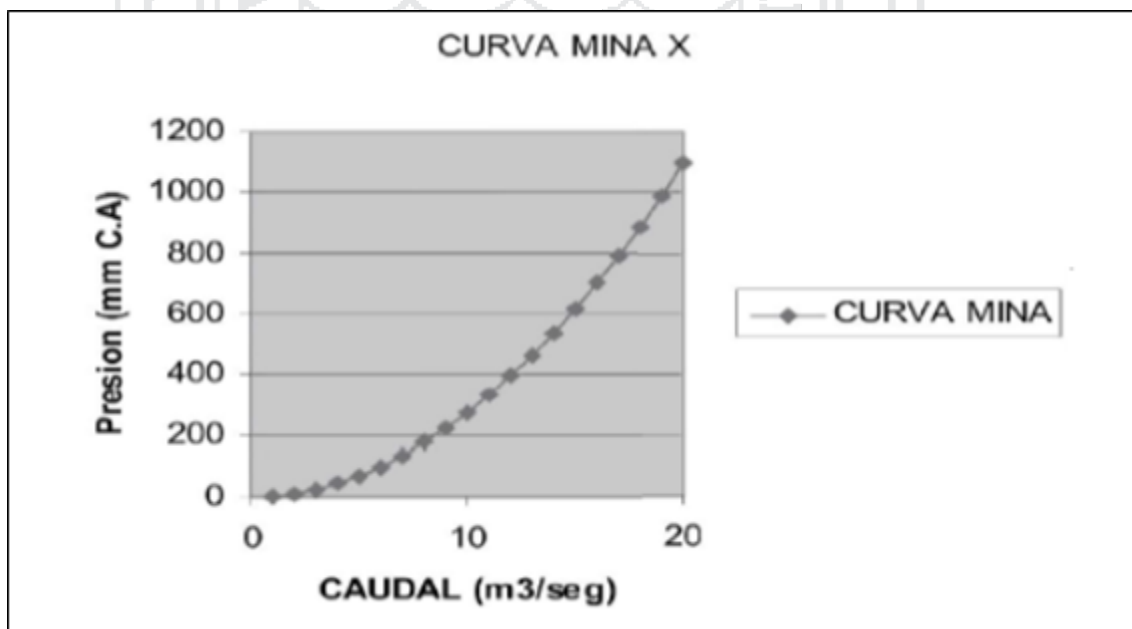
- **Caída de presión dinámica:** Al final del circuito, se ha de tener en cuenta la presión dinámica con la que el aire sale, ya que ésta es una pérdida más. Esta pérdida no tiene mayor complicación y se calcula por la fórmula general de la presión dinámica. Dónde todos los parámetros ya han sido definidos. (Quevedo 2013).

$$H_{din} = V^2 * \rho / 2$$

Ecuación 2.15

- **Curva característica de la mina:** Es la curva que grafica la ecuación  $Hf = R * Q^2$ , que representa la relación entre el caudal y la caída de presión de la mina, para graficar es necesario conocer el valor de la resistencia (R). Ver Figura 1.

**Figura 1**  
**Curva característica de una mina**



Fuente: Córdova y Molina, Colombia 2011.

### 2.2.7 Velocidad de aire en minas

En ningún caso la velocidad del aire será menor de veinte metros por minuto (20 m/min) ni superior a doscientos cincuenta metros por minuto (250 m/min) en las labores de explotación, incluido el desarrollo y preparación. Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de veinticinco metros por minuto (25 m/min).

Cuando la ventilación natural no sea capaz de cumplir con los artículos precedentes, deberá emplearse ventilación mecánica, instalando ventiladores principales, secundarios o auxiliares, según las necesidades. (Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Decreto Supremo N° 024-2016-EM. Perú).

### 2.2.8 Ventilación de frentes de trabajo

La ventilación de labores preparatorias y topes ciegos no recorridos por la corriente principal consiste en conducir por la labor una cantidad relativamente pequeña de aire a distancias de pocos metros, y a veces a algunos centenares y hasta miles de metros. En la práctica minera, se utilizan los siguientes métodos de ventilación de avances:

- Por difusión.
- Con utilización de la depresión producida por el ventilador principal, o ventilación natural: mediante labor paralela o por medio de un tabique longitudinal.
- Mediante ventiladores auxiliares: sistema impelente, sistema aspirante o mixto.
- Mediante la combinación de los métodos arriba citados.

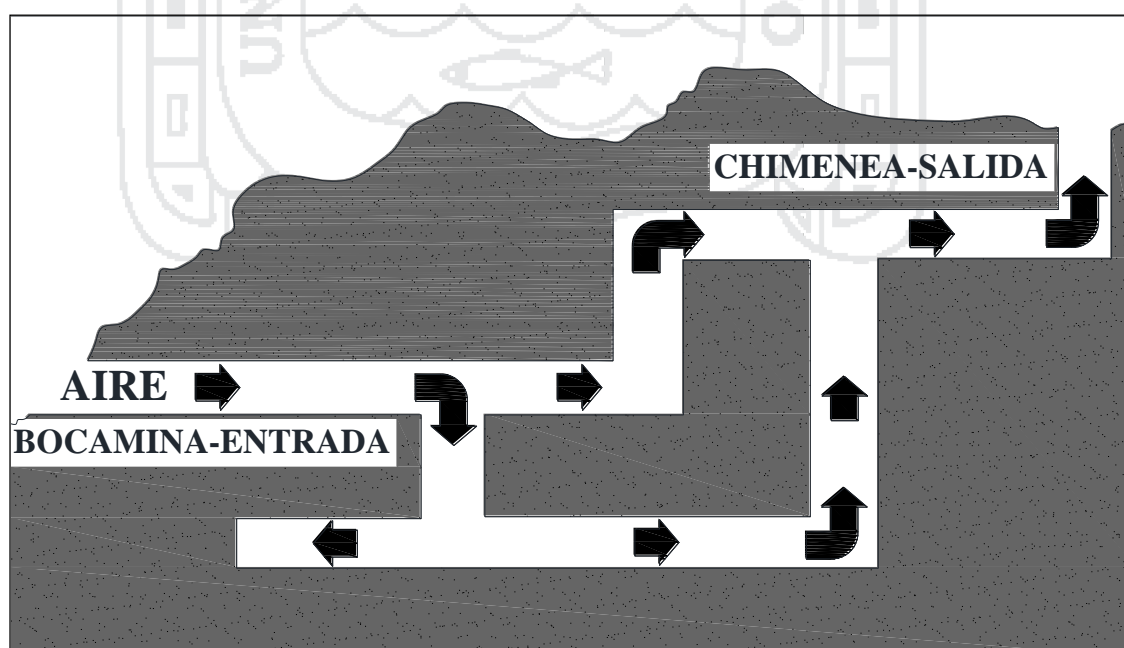
La ventilación de las labores de cierta distancia por difusión es imposible, la difusión es un proceso lento y, como método de ventilación, poco seguro. Las reglas de seguridad lo prohíben en minas grisutasas y en hulleras, y en minas de esquistos autorizan la ventilación por difusión hasta una distancia no mayor de 10 metros. Los métodos corrientes de ventilación de las labores preparatorias son por ventiladores o por cuenta de la depresión total de la mina. (Novitzky, 1962).

No está permitido que los frentes de desarrollo, de chimeneas y labores de explotación sean ventiladas con aire usado. En labores que posean sólo una vía de acceso y que tengan un avance de más de 60 metros, es obligatorio el empleo de ventiladores auxiliares. En longitudes de avance menores a 60 metros se empleará también ventiladores auxiliares sólo cuando las condiciones ambientales así lo exijan. En las labores de desarrollo y preparación se instalará mangas de ventilación a no más de 15 metros del frente de disparo. (Decreto Supremo 024-2016-EM).

### 2.2.9 Ventilación natural

La energía más barata y abundante en la naturaleza es el aire natural, que se utiliza en la ventilación para minas subterráneas. Este aire se introduce por la bocamina principal de ingreso, recorriendo el flujo del aire por la totalidad del circuito de ventilación, hasta la salida del aire por la otra bocamina (Ver Figura 2). Para que funcione la ventilación natural tiene que existir una diferencia de alturas entre las bocaminas de entrada y salida. En realidad, más importante que la profundidad de la mina es el intercambio termodinámico que se produce entre la superficie y el interior.

**Figura 2**  
**Ventilación Natural**

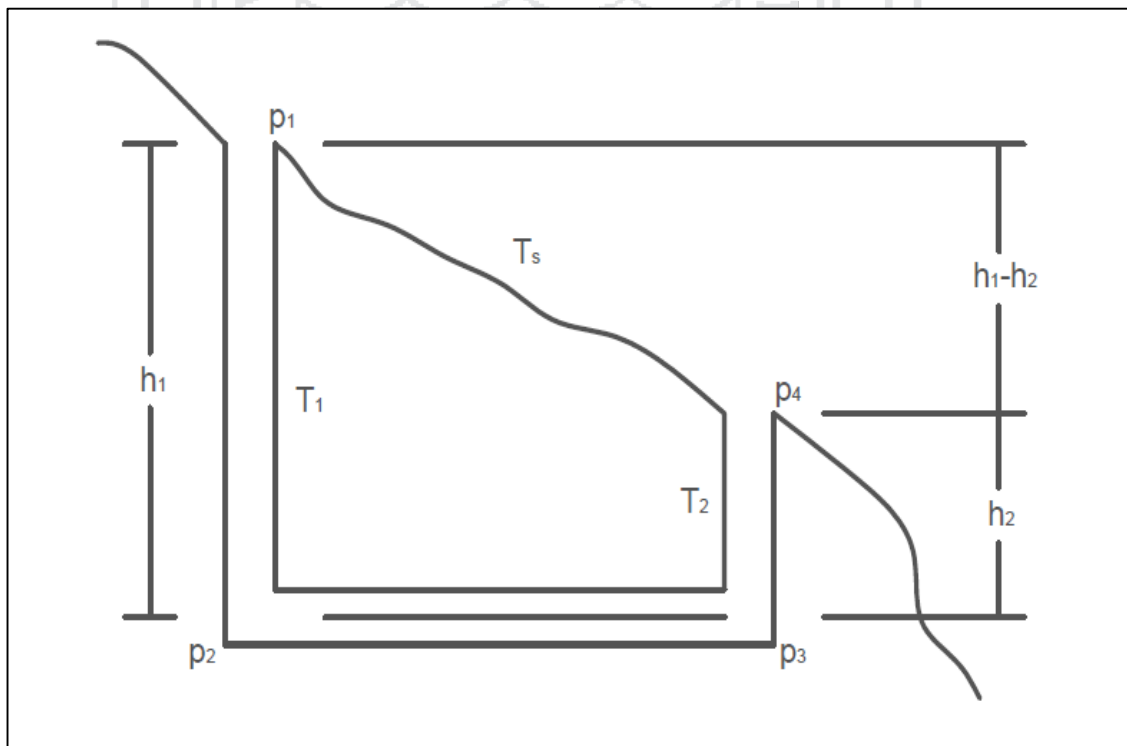


Fuente: S. Andrade, 2008.

La energía térmica agregada al sistema se transforma a energía de presión, susceptible de producir un flujo de aire (el aire frío desplaza al aire caliente produciendo circulación). 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. (Andrade, 2008).

- Presión de ventilación natural:** La presión de ventilación natural es causada por la diferencia de temperaturas entre el aire dentro de mina y el aire del exterior, y la diferencia de elevación entre la bocamina de entrada, chimenea de salida y los frentes de trabajo. Para calcular solo requerimos las mediciones de temperatura en interior mina y en superficie. Luego consideramos el proceso de circulación de aire como isobárico, ya que es a presión constante, lo que indica que si aumenta la temperatura en un lugar dado, lo que hace es expandirse y reducir su peso específico volviéndose más liviano que el aire en la superficie o viceversa, generando ascenso de la columna caliente de aire por desplazamiento del aire frío que es más pesado. Ver Figura 3.

**Figura 3**  
**Presión de ventilación natural**



Fuente: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 1989.

De acuerdo con la figura anterior la fórmula es la siguiente:

$$H_N = P_1 * \left[ e^{\frac{g}{R} * \left( \frac{h_1 - h_2}{T_s} + \frac{h_2}{T_2} \right)} - e^{\frac{g * h_1}{R * T_1}} \right] \quad \text{Ecuación 2.16}$$

Dónde:

$H_N$  = Presión de ventilación natural (Pa).

$P_1$  = Presión barométrica en el nivel de la salida más alto de la mina (Pa).

$g$  = Aceleración de la gravedad (9,81 m/s<sup>2</sup>).

$R$  = Constante universal del aire (290 J/kg - °K).

$h$  = Diferencia de niveles (m).

$T$  = Temperatura (°K).

(Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 1989.)

### 2.2.10 Ventilación artificial

Es la ventilación forzada mediante el uso de ventiladores que son máquinas rotatorias capaces de mover un determinado caudal de aire, a la que comunican una cierta presión, suficiente para que pueda vencer las pérdidas de carga que se producirán en la circulación por los conductos. Un ventilador puede elevar la presión hasta aproximadamente 1,5 psi, los ventiladores se dividen en dos grandes grupos: los ventiladores axiales y los ventiladores centrífugos.

- **Ventiladores axiales:** En los ventiladores axiales, el movimiento del flujo a través del rotor, con álabes o palas de distintas formas, se realiza conservando la dirección del eje de éste. La principal acción de un ventilador axial para producir presión, es el impacto de la aceleración tangencial al aire que pasa a través de la hélice del ventilador. Cualquier fuerza centrífuga generada es pequeña e insignificante cuando el ventilador funciona en condiciones normales. La energía rotativa es convertida en energía de flujo lineal y la presión estática en movimiento de aire. (*Hartman, 1997*).

Se usan para mover grandes cantidades de aire en espacios abiertos; como la resistencia al flujo es muy baja, se requiere generar una presión estática pequeña, del orden de los 5 a 100 milímetros de columna de agua (0,007 - 0,15 psi). Debido a esto, la principal



aplicación de los ventiladores axiales se encuentra en el campo de la ventilación general y se los conoce con el nombre de extractores o inyectores de aire (ver Figura 4). Sin embargo, este tipo de ventiladores, cuando se los construye con álabes en forma de perfil ala y de paso variable, llegan a generar alturas de presión estáticas del orden de los 250 milímetros de columna de agua (0,35 psi). (Sanga, 2012).

**Figura 4**  
**Ventilador axial**



Fuente: A. Campillos, 2015.

- **Ventiladores centrífugos:** En estos ventiladores el aire ingresa en dirección paralela al eje del rotor, por la boca de aspiración, y la descarga se realiza tangencialmente al rotor, es decir, que el aire cambia de dirección noventa grados (90°). Ver Figura 5.

Este tipo de ventiladores desarrolla presiones mucho mayores que los ventiladores axiales, alcanzando presiones de hasta 1 000 milímetros de columna de agua (1,43 psi) y son empleados, mayormente en los sistemas de ventilación localizada. Su principio de funcionamiento es el mismo de las bombas centrífugas. Están constituidos por un rotor que posee una serie de paletas o álabes, de diversas formas y curvaturas, que giran aproximadamente entre 200 y 3 600 rpm dentro de una caja o envoltura. (Sanga, 2012).



**Figura 5**  
**Ventilador centrífugo**



Fuente: J. Sanga, 2012.

- Potencia de ventiladores:** El aire que el ventilador debe mover a través del circuito consume energía debido a las caídas de presión, esta energía debe ser vencida por el ventilador al estar en movimiento, pero éste, por ser una máquina, pierde energía por roce en sus descansos, vibraciones, etc.; a su vez el ventilador es movido por un motor, por intermedio de una transmisión, la cual también absorbe energía y, por último, también consume parte de su energía por cambios de temperatura, pérdidas en descansos, etc.; éstas son, entonces, las consideraciones que se deben tomar para calcular la potencia del motor:

$$HP_V = \frac{Q \cdot H}{735,75 \cdot \eta \cdot DE \cdot ME} \quad \text{Ecuación 2.17}$$

Dónde:

$HP_V$  = Potencia del motor (HP).

$Q$  = Caudal del aire ( $m^3/s$ ).

$H$  = Caída de presión del circuito ( $N/m^2$ ).

$\eta$  = Eficiencia del ventilador, según sea el tamaño, fabricación y el punto de trabajo del ventilador (varía entre 70 a 80 %).

$DE$  = Eficiencia de la transmisión (varía entre 90 % para transmisión por poleas, y 100 % para transmisión directa).

$ME$  = Eficiencia del motor (varía entre 85 a 95 %).

La potencia del motor del ventilador es directamente proporcional a la cantidad de aire y a la caída de presión del circuito. (Novitzky, 1962).

### 2.2.11 Circuitos de ventilación en minas

Un circuito es la trayectoria que recorre el aire al interior de la mina, puede ser en serie, en paralelo con ramificaciones, o circuitos complejos.

- **Circuito en serie:** Se caracteriza porque la corriente de aire se mueve sin ramificación, por lo que el caudal permanece constante, todas las galerías se conectan extremo a extremo. Tiene las siguientes propiedades basadas en las leyes de *Kirchhoff*:

- el caudal que pasa por cada labor es el mismo.

$$Q_t = Q_1 = Q_2 = \dots = Q_n \quad \text{Ecuación 2.18}$$

- La caída de presión total es igual a la suma de las caídas de presiones parciales.

$$H_t = H_1 + H_2 + \dots + H_n \quad \text{Ecuación 2.19}$$

- La resistencia total de la mina es igual a la suma de las resistencias parciales.

$$R_t = R_1 + R_2 + \dots + R_n \quad \text{Ecuación 2.20}$$

- **Circuito en paralelo:** En la unión en paralelo, las labores se ramifican en un punto, en dos o varios circuitos que se unen en otro punto. En ventilación de minas, esta práctica se denomina *splitting*, hay dos formas de *splitting*, natural ocurre cuando la cantidad de aire es dividido entre los ramales de forma natural sin regulación, controlado ocurre cuando la cantidad de aire que fluye por estos ramales paralelos es causado por medio de reguladores. (Hartman, 1997).

Basado en la primera ley de *Kirchhoff* se puede escribir la siguiente expresión general, que indica el caudal total del sistema de galerías en paralelo, es igual a la suma de los caudales parciales.

$$Q_t = Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n \quad \text{Ecuación 2.21}$$

- Basado en la segunda ley de *Kirchhoff*, las caídas de presión de los ramales que la componen son iguales, independientemente del, largo, resistencia y cantidad de aire.

$$H_t = H_1 = H_2 = \dots = H_n \quad \text{Ecuación 2.22}$$

- Despejando de la ecuación general de *Atkinson*, la raíz cuadrada del valor recíproco de la resistencia aerodinámica del circuito, es igual a la suma de las raíces cuadradas de los valores recíprocos de las resistencias aerodinámicas parciales.

$$\frac{1}{\sqrt{R_T}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_n}} \quad \text{Ecuación 2.23}$$

- **Circuitos complejos:** Son circuitos que no pueden reducirse a una combinación de conexiones en serie o en paralelo, en este tipo de circuitos la distribución de aire se caracteriza por:
  - Debe cumplir con la relación entre la caída de presión, el caudal, y la resistencia aerodinámica del circuito.

$$H = R * Q^2 \quad \text{Ecuación 2.24}$$

- La suma de los caudales que convergen hacia un nudo de la red y de los que divergen de este, debe ser igual a cero (condición de continuidad).

$$\sum Q = 0 \quad \text{Ecuación 2.25}$$

- La suma algebraica de las caídas de presión y de las fuerzas aeromotrices (depresiones de ventiladores), medidas a lo largo de un circuito cerrado, es igual a cero (condición de circulación).

$$\sum H = 0 \quad \text{Ecuación 2.26}$$

**Método de Hardy Cross:** La solución del sistema de ecuaciones antes mencionadas, evidentemente no es posible, por tanto *Cross* desarrolló en 1935 un proceso iterativo, que partiendo de caudales supuestos en los ramales, se iría corrigiendo con un caudal corrector ( $\Delta Q$ ), hasta llegar al caudal verdadero.

La expresión generalizada de la fórmula de *Cross* es:

$$\Delta Q = - \frac{\sum(R_i * Q_i^2)}{2 * \sum |R_i * Q_i|} \quad \text{Ecuación 2.27}$$

El numerador representa la suma algebraica de las pérdidas de carga, si fuera nulo,  $\Delta Q$  también lo sería, lo que indicaría que los caudales establecidos eran correctos. Por tanto, es necesario indicar un signo positivo o negativo en función del sentido asignado al caudal, como se ha referido anteriormente. El denominador indica una suma de valores absolutos, evidentemente el signo asignado no interviene. (Tellechea, 2015).

## 2.3 Definiciones conceptuales

### 2.3.1 Características de ventilación en proyecto minero Inmaculada 4

Son el conjunto de elementos característicos y particularidades de la ventilación en Inmaculada 4, como son el caudal de ingreso de aire fresco, balance de aire de mina (de acuerdo a la cantidad de personal que labora en el proyecto, la cantidad de equipos y para la dilución de gases y polvos en la mina), chimeneas de evacuación de aire viciado, y la velocidad de flujo de aire que no debe ser menor a 20 m/min en las diferentes labores y accesos del proyecto.

### 2.3.2 Sistema de ventilación actual en proyecto minero Inmaculada 4

Es el diagrama de circulación de la ventilación por todo el ámbito de la mina, esto incluye labores por donde ingresa aire fresco y labores que evacuan aire viciado, ventiladores instalados, dirección, caudal, entre otros. El sistema actual de ventilación en proyecto minero Inmaculada 4 es natural con apoyo mecánico (auxiliar) para frentes de avance, ya que el aire fresco debe circular por todas las labores.

### 2.3.3 Diseño adecuado de ventilación en proyecto minero Inmaculada 4

Es el diagrama de circulación de la ventilación que cumpla con las exigencias mínimas de seguridad y confort para los trabajadores en mina, teniendo en cuenta que cada trabajador requiere  $6 \text{ m}^3/\text{min}$  de aire fresco de acuerdo a la altura a la cual se encuentra el proyecto Inmaculada 4, de igual modo se requiere  $3 \text{ m}^3/\text{min}$  por HP que desarrollan los equipos, además cumplir con la velocidad mínima de circulación de aire fresco para evacuar gases y polvos de las diferentes labores del proyecto.

### 2.3.4 Mejora de circulación de aire en proyecto minero Inmaculada 4

La situación actual de la circulación de aire en el proyecto es deficiente debido a que se encuentra en proceso de preparación con una rampa de profundización, la cual aún no cuenta con estudios de ventilación ni proyectos para implementar sistemas mecánicos de ventilación, realizando la caracterización y diseño adecuado del circuito de ventilación se mejorará el flujo y la dilución de gases para realizar las actividades de manera segura y sin retrasos.

### 2.3.5 Gases tóxicos en proyecto minero Inmaculada 4

Son el conjunto de productos tóxicos, generados por la detonación de explosivos y la combustión de motores diésel, productos que se generan inevitablemente de las operaciones unitarias del proyecto minero Inmaculada 4, como son monóxido de carbono, dióxido de carbono, óxidos de nitrógeno entre los principales.

## 2.4 Hipótesis

### 2.4.1 Hipótesis general

- Las características del sistema de ventilación actual tendrán un flujo de aire deficiente y con el diseño adecuado de circulación de aire fresco se diluirán los gases producto de la voladura y la operación de maquinarias en los frentes del proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA.

### 2.4.2 Hipótesis específicos

- Con las características del sistema de ventilación actual la dilución de gases será deficiente en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA.
- Con el diseño adecuado del sistema de ventilación la circulación de aire mejorará y diluirá los gases en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA.



## CAPÍTULO III

### METODOLOGÍA

#### 3.1 Diseño metodológico

- La presente investigación es de tipo descriptivo en razón a que la variable independiente es caracterización del sistema de ventilación de aire fresco y la variable dependiente sistema adecuado de ventilación. Ya que se describirán las propiedades del sistema actual de ventilación, para en base a lo encontrado diseñar el sistema adecuado de ventilación.
- El diseño de investigación es cuasi experimental, en razón a que la población ya estuvo establecido antes de iniciar la investigación.

#### 3.2 Población y muestra

- **Población:** está constituida por el sistema de ventilación de todas las labores del proyecto minero Inmaculada 4 – CIEMSA.
  - Rampa 500
  - Chimenea 425
  - Chimenea 402
  - Chimenea 300
  - Chimenea 200
  - *By pass* 380 N y S

- **Muestra:** En vista de que son pocos niveles y labores se trabajará con toda la población.

**3.3 Operacionalización de variables.** (Ver Cuadro 3).

**3.3.1 Variable independiente:** Caracterización del sistema de ventilación actual en dilución de gases en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA.

**3.3.2 Variable dependiente:** Diseño adecuado del sistema de ventilación, para la circulación de aire y dilución de gases en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA.

**Cuadro 3**

**Operacionalización de variables**

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
Variable Independiente: Caracterización del sistema de ventilación actual en dilución de gases en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA.	O <sub>2</sub> N <sub>2</sub> CO CO <sub>2</sub> NO <sub>x</sub>	% % ppm ppm ppm
Variable Dependiente: Diseño adecuado del sistema de ventilación, para la circulación de aire y dilución de gases en el proyecto Inmaculada 4 – CIEMSA.	Circuitos: Serie: Caudal Presión Resistencia Paralelo: Caudal Presión Resistencia Velocidad	m <sup>3</sup> /s Pa Ns <sup>2</sup> /m <sup>8</sup> m <sup>3</sup> /s Pa Ns <sup>2</sup> /m <sup>8</sup> m/s



### 3.4 Descripción de instrumentos

- **Tubo de humo:** El juego de tubos generadores de humo se usa cuando es necesario generar humo visible en forma controlada para determinar la velocidad de corrientes de aire lentas, y establecer su dirección y patrón de flujo en lugares tales como pozos, túneles y minas. El juego de tubos generadores de humo consiste de una bomba aspiradora de caucho que se sostiene manualmente, dos tapones de caucho y tubos generadores de humo. Dentro de cada tubo de 12 centímetros contiene químicos. Cuando se rompen las ampollitas de vidrio, el vapor de los químicos forma un humo aerosol al pasar el aire a través del tubo usando la bomba aspiradora de plástico. Para preparar el examen se inserta el accesorio de escape de la bomba aspiradora dentro de uno de los tubos de vidrio generadores de humo. Se rompe los dos extremos de la ampollita de vidrio. Luego apretar la bomba aspiradora para generar el humo. Observar la dirección y velocidad del humo. Para examinar la velocidad del aire, medir el tiempo de recorrido del humo en una distancia predeterminada. Para detener la generación de humo, simplemente se para de apretar la bomba aspiradora. (MSA, Pensilvania)
- **Anemómetro:** Un anemómetro es un instrumento para medir la velocidad o rapidez de los gases ya sea en un flujo contenido, como el flujo de aire en un conducto, o en flujos no confinados, como un viento atmosférico. Se clasifican como de hilo caliente o álabe. El anemómetro de hilo caliente es mejor para medir con exactitud el flujo de aire a velocidades muy bajas (por ejemplo, menos de 2 000 pies/min). El anemómetro de álabes se basa en un impulsor rotatorio para sentir la velocidad del aire. Los anemómetros de álabe son la mejor opción para medir la velocidad del viento. Muchos tienen unidades de medición que se pueden seleccionar: pies/min, m/s, mph, km/h y nudos para adaptarse a una amplia variedad de aplicaciones. Algunos descargarán lecturas de velocidad del aire registradas a su computadora para que se puedan ver, trazar y analizar con más detalle. El anemómetro que se usó fue de la marca Prova AVM-07.
- **Detector de gases:** es un aparato que detecta la presencia de gases en el aire y que, a una determinada concentración, emite una señal óptica - acústica de aviso, Se usó el detector de gases Altair 5X de la marca MSA.

### 3.5 Técnicas de recolección de datos

Para la recolección de datos primeramente se revisó los planos y se ubicó los puntos de monitoreo de ventilación. Luego en estos puntos se tomó medidas de la sección de labores, considerando además el factor de corrección geométrica por forma de baúl de 0,97, aplicando la geometría básica la relación es la siguiente:

$$\text{Área} = \text{Base} * \text{Altura} * 0,97 \quad \text{Ecuación 3.1}$$

La velocidad del aire se determinó usando el tubo de humo, se midió la distancia entre la persona que bombea el humo y la que toma el tiempo que demora el humo en hacer el recorrido, se comprime la bomba para evacuar el humo del tubo, se tomó el tiempo que demoró en recorrer la distancia medida, se hizo varias pruebas para dar un promedio de tiempos, luego se divide la distancia entre el tiempo para hallar la velocidad:

$$\text{Velocidad} = \text{Espacio}/\text{Tiempo} \quad \text{Ecuación 3.2}$$

Usando anemómetro, se aplicó la técnica de medición de punto fijo, se tomó varias mediciones de acuerdo a la sección de labor obteniendo un promedio. Teniendo el área de la sección transversal y la velocidad, el caudal es igual al producto de ambos.

$$\text{Caudal} = \text{Área} * \text{Velocidad} \quad \text{Ecuación 3.3}$$

El monitoreo de gases se realizó a diferentes horas del día, durante diferentes trabajos que se realiza en las labores, y principalmente durante la presencia y ausencia de equipos diésel en operación, se monitoreó durante un periodo de cinco meses. Los gases que se monitoreó fueron: oxígeno (O<sub>2</sub>), monóxido de carbono (CO), dióxido de carbono (CO<sub>2</sub>) y gases nitrosos (NO<sub>2</sub>).

Para determinar la resistencia de las labores, se tomó medidas de la altura de las asperezas de labor, que es fundamental para el cálculo de la caída de presión por fricción, para tal se usó cordeles tensados en los hastiales de labor para medir las hendiduras.

### 3.6 Técnicas para el procesamiento de la información

En el estudio se utilizó estadística descriptiva. Que puede definirse como aquellos métodos que incluyen la recolección, presentación y caracterización de un conjunto de datos con el fin de describir apropiadamente las diversas características de ese conjunto.

$$\text{Promedio} = \frac{\sum_1^n X_i}{n} \quad \text{Ecuación 3.4}$$

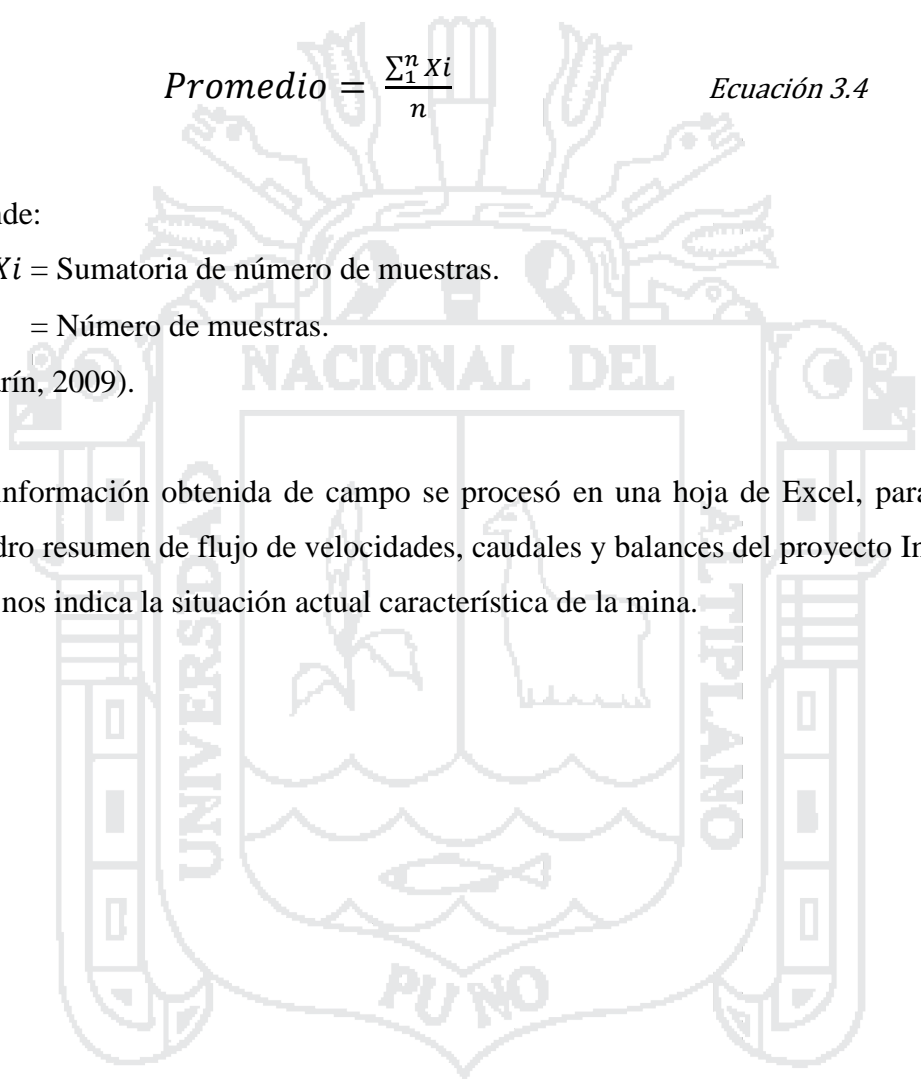
Dónde:

$\sum_1^n X_i$  = Sumatoria de número de muestras.

$n$  = Número de muestras.

(Marín, 2009).

La información obtenida de campo se procesó en una hoja de Excel, para obtener un cuadro resumen de flujo de velocidades, caudales y balances del proyecto Inmaculada 4, que nos indica la situación actual característica de la mina.



## CAPÍTULO IV

### CARACTERIZACIÓN DEL ÁMBITO DE ESTUDIO

#### 4.1. Ubicación y extensión

El proyecto minero Inmaculada 4, operado por el Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros Sociedad Anónima (CIEMSA), se ubica al sureste del centro poblado de Paratía en el distrito de Paratía, provincia de Lampa, departamento de Puno a 4 415 m.s.n.m., el proyecto se encuentra aproximadamente a 106 km de la ciudad de Juliaca (ver Anexo 1). Geográficamente se localiza en el flanco oriental de la cordillera occidental volcánica de los Andes del Perú. En la quebrada Yanacacca conformado por un valle angosto desde la parte alta del cerro Chipcojaca. La topografía de la cuenca de influencia es semi accidentada, producto de la erosión fluvial y presenta desniveles desde los 4 380 hasta los 4 700 m.s.n.m. Ver Cuadro 4.

**Cuadro 4**

**Punto representativo del proyecto Inmaculada 4**

NOMBRE DE CONCESIÓN	COORDENADAS UTM		ALTITUD (m.s.n.m.)
	NORTE	ESTE	
Inmaculada 4	8 289 948	329 605	4 452

Fuente: Plan de minado Inmaculada 4 - CIEMSA 2015.

El proyecto Inmaculada 4, involucra una concesión minera llamada Inmaculada 4, cuyas coordenadas UTM de los vértices se presentan en el siguiente Cuadro 5.

**Cuadro 5**  
**Coordenadas de la propiedad minera Inmaculada 4**

NÚMERO DE REGISTRO SUNARP	NOMBRE DE LA CONCESIÓN	N° DE VÉRTICE	COORDENADAS UTM	
			NORTE	ESTE
01 - 00388 - 04	Inmaculada 4	V1	8 288 632	328 804
		V2	8 288 632	329 804
		V3	8 290 632	329 804
		V4	8 290 632	328 804

Fuente: Plan de minado Inmaculada 4 - CIEMSA 2015.

**4.2. Acceso y distancias**

El acceso a la mina es mediante vía aérea, Lima - Juliaca 1,5 horas aproximadamente, luego por vía terrestre por dos rutas: Ver Cuadro 6 y 7.

**Cuadro 6**  
**Acceso al proyecto Inmaculada 4 – ruta 1**

TRAMO		DISTANCIA	TIEMPO (horas)	TIPO VÍA	ESTADO
Juliaca	Santa Lucía	64 km	0,8	Asfaltada	Buena
Santa Lucía	Paratía	42 km	1,2	Afirmada	Regular
Paratía	Inmaculada 4	1 km	0,1	Trocha	Regular
TOTAL		107 km	2,1		

Fuente: Plan de minado Inmaculada 4 - CIEMSA 2015.

**Cuadro 7**

**Acceso al proyecto Inmaculada 4 – ruta 2**

TRAMO		DISTANCIA	TIEMPO (horas)	TIPO VÍA	CONSERVACIÓN
Juliaca	Lampa	32 km	0,5	Asfaltada	Buena
Lampa	Paratía	40 km	1	Afirmado	Regular
Paratía	Inmaculada 4	1 km	0,1	Trocha	Regular
TOTAL		73 km	1,6		

Fuente: Plan de minado Inmaculada 4 - CIEMSA 2015.

**4.3. Clima y temperatura**

El clima del área de estudio está caracterizado por la alternancia de una estación seca (abril a noviembre) y otra lluviosa (diciembre a marzo); se encuentra ubicada en la región natural Puna conformado por mesetas, colinas y montañas por lo que le corresponde un clima frío transicional a frígido donde las precipitaciones varían entre 700 mm y 1 000 mm anuales. Sin embargo para la precipitación total anual en los puntos de interés de la micro cuenca en estudio, para altitudes de 4 420 - 4 850 m.s.n.m., se tiene 839,28 - 982,79 mm/año respectivamente. Ver Cuadro 8.

**Cuadro 8**

**Estación meteorológica**

ESTACIÓN	COORDENADAS		DISTANCIA LÍNEA RECTA (km)	ALTITUD	DISTRITO	PROVINCIA	DPTO.
	N	E					
Pampahuta	8 286 619	320 052,5	10,08	4 320	Paratía	Lampa	Puno

Fuente: Servicio Nacional de Meteorología e Hidrología - SENAMHI.

Según los registros de la estación Pampahuta, se estima una temperatura promedio anual máxima de 13 a 21 °C, el promedio anual media de 5 a 9 °C y el promedio anual mínimo de -14 a 1,7 °C.

#### 4.4. Geología

En la cordillera occidental el paleógeno y neógeno (terciario), fue marcado por tres fases de vulcanismo calco - alcalino: siendo los depósitos volcánicos del grupo Tacaza (oligoceno superior - mioceno inferior), constituido por lavas andesíticas; grupo Palca (mioceno inferior), constituido por tobas brechas y tobas soldadas y el grupo Sillapaca (mioceno medio) constituido principalmente por derrames de lavas ignimbríticas, los que constituyen las principales rocas encajonantes de las estructuras mineralizadas; siendo el grupo Sillapaca un evento volcánico post mineralización. Estos depósitos volcánicos de derrames y piroclastos volcánicos fueron intruidos por cuerpos sub volcánicos dacíticos y dioríticos post mioceno, es importante resaltar que gran parte de la zona se encuentra cubierto por depósitos recientes no consolidados (cuaternarios). La secuencia litológica más importante lo constituyen las tobas brechas del grupo Palca, los que constituyen la principal roca encajonante para las estructuras mineralizadas, con un plegamiento sub-horizontal.

#### 4.5. Estructura mineralizada

La veta Inmaculada 4 tiene potencias que van de 1 a 8 metros, y una longitud reconocida de 400 metros lineales, así como también se ha reconocido con sondajes diamantinos por la parte norte, sin embargo se tiene un potencial de estructura en una longitud de 1 500 metros hacia el extremo sur, esta se ubica a 1 200 metros al este de la veta el Cofre.

Estructura	Rumbo	Buzamiento
Veta Inmaculada 4	N 15° - 20° E	75° - 82° W.

La falla Inmaculada 4 es una falla normal dextral pre mineral. Los rasgos estructurales están representados por fallas y fracturas, los cuales han tenido un rol preponderante en la forma, dimensión y orientación de las estructuras. Las apertura pre mineral de las fallas, producto de esfuerzos transcurrentes provocado por tensiones tangenciales, los que han sido rellenados por lo fluidos mineralizantes hidrotermales junto a la falla o muy cerca de ella, en las zonas de cambio de rumbo de tendencia N-S y disminución en el buzamiento indican además de estrangulamiento, una disminución del contenido metálico. Esta falla pre-mineral ha sido el conducto por donde han fluido las soluciones hidrotermales,



procesos que se encuentran expresados por los diversos pulsos de mineralización que conforman diferentes eventos mineralizantes, intercalados con periodos de brechamiento o de reapertura de espacios.

#### 4.6. Tipo de yacimiento

La veta Inmaculada 4, corresponde al tipo de yacimiento epigenético cordillerano con filones de relleno de fisuras con formas adicionales tipo *stockwork* y brechas hidrotermales, en el cual se ha reconocido hasta dos eventos mineralizantes. En el yacimiento, la mineralización económica, es epitermal de baja a intermedia sulfuración (cuarzo-sericita-adularía), con una alteración silíceo y argílica intermedia a avanzada, los minerales que lo conforman nos indican la existencia de metales argentíferos con valores de plomo, zinc, oro, además de cobre en sectores aislados y en cantidad reducida. Se formó en un ambiente subvolcánico (cerca de la superficie), hidrotermal (plomo, zinc, plata), ya que genéticamente representan asociaciones metálicas formadores de menas polimetálicas.

#### 4.7. Descripción general de la operación en proyecto Inmaculada 4

El proyecto Inmaculada 4, es de tipo subterránea y semimecanizada (*trackless*), Los métodos de explotación que se utilizarán son, corte y relleno ascendente semimecanizado y convencional. Para la preparación por este método, se definió la altura de 50 metros entre niveles principales y con una longitud aproximada de 100 metros por tajo, Se construirá un *by pass* paralelo a la veta distanciada a 10 metros desde donde se construirán los *draw points* (ventanas) espaciados cada 25 metros por donde se extraerá el mineral. Posteriormente se construirá 4 chimeneas: 2 chimeneas comunicadas a superficie, a cada extremo del block, sobre caja techo, sirviendo para relleno y ventilación; 2 chimeneas caminos, sobre estructura, sirviendo de ventilación y acceso al tajo a medida que se continúe ascendiendo.

#### 4.8. Ciclo de operaciones unitarias

- **Desatado:** Proceso por el cual se realiza la evaluación de la estabilidad de la labor, en forma constante y manual mediante el uso de barretillas de 6, 8 y 10 pies de longitud.



- **Perforación:** En tajos se emplea una máquina perforadora *jackleg* y/o *stoper* con barreno de 6 pies y broca de 40 milímetros se perfora en realce y retirada, el ancho de minado es mayor a 1,8 metros, la acumulación de taladros perforados se realiza manteniendo una inclinación con respecto a la caja techo de 80° que es nuestra guía, con un espaciamiento y *burden* de 0,70 x 0,70 metros en algunos casos se utilizan las perforaciones en *breasting*, con las mismas longitudes, considerando el tipo de terreno.
- **Voladura:** El carguío es manual y se utiliza emulsiones (emulnor 5000, 1 x 8 pulgadas y emulnor 3000, 1 x 8 pulgadas) para la columna, para la iniciación de la voladura se utiliza los conectores *carmex* 2,10 metros (7 pies), el amarre con mecha rápida.
- **Sostenimiento:** La roca encajonante se presenta entre fracturado regular (F/R - Tipo C) y muy fracturado regular (MF/R - Tipo C), la estructura mineralizada se presenta entre muy fracturado malo (MF/M - Tipo D) y muy fracturado muy malo (MF/MM - Tipo E), el tipo de refuerzo que se instalará en los tajos son cuadros de madera y pernos de fricción *split set* de 5 pies con espaciamiento de 0,90 x 0,90 metros, más la instalación de malla electro soldada. El colocado de estos últimos se realiza con perforadoras del tipo *jackleg* y/o *stoper*.
- **Limpieza, acarreo y transporte:** Esta actividad se realiza con *scooptram* de 1,5 yd<sup>3</sup>, que acarrea el mineral hacia un echadero, de donde se extrae a superficie mediante camiones de bajo perfil (*dumper*), para luego ser transportado por camiones de 20 toneladas a planta de beneficio.
- **Relleno:** El relleno es de tipo detrítico, por material de avances de exploración, desarrollo y canteras preparadas; se abastece a los tajos desde superficie por medio de chimeneas y en otros casos mediante chimeneas comunicadas al nivel superior del tajo.

#### 4.9. Exploraciones y preparaciones

- **Rampa 500 negativa:** Rampa negativa, en zigzag con la finalidad de explorar mayor longitud de la veta, sección (3,50 x 3,50 metros), esta labor diseñada paralela al rumbo y al techo de la estructura mineralizada, con una gradiente negativa de 12 % para llegar a

niveles inferiores y poder explorar y explotar la veta Inmaculada 4. Está planificado llegar hasta el nivel 4 250 con una longitud total desde superficie de 1 639 metros.

- **By pass 380S, nivel 4400:** Sección (2,50 x 2,50 metros), esta galería que se lleva en forma paralela al piso de la veta y separada a más o menos 15 metros, con la finalidad de dar acceso a los cruceros de exploración a la veta, con la finalidad de comprobar en profundidad la persistencia de la mineralización interceptada por pozos de perforación diamantina.
- **Cruceros en by pass 380S, nivel 4400:** Sección (2,50 x 2,50 metros) en el by pass 380, se realiza 17 cruceros de 15 metros cada uno y separados entre sí cada 20 metros, con la finalidad de ver el comportamiento mineralógico y estructural de la veta que ha sido explorada con perforación diamantina.
- **Galería 200N, nivel 4350:** Sección (2,50 x 2,50 metros), avance sobre estructura. Calidad de roca tipo IIID (RQD 25), sostenimiento con *split set* y malla con espaciamiento 0,90 x 0,90 metros y cuadro de madera a 1 metro de espaciamiento.
- **Otras labores:** Otras labores que se realizan sobre estructura para preparación y/o exploración son sub niveles (2,50 x 2,50 metros y 2,10 x 2,10 metros) y chimeneas (1,50 x 1,50 metros y 1,50 x 3,00 metros), las cuales utilizan perforadoras del tipo *jackleg* y/o *stopper*. El sostenimiento dependiendo de la calidad del terreno, se utiliza los cuadros de madera (puntal de madera eucalipto 8 pulgadas), encribado de madera para las chimeneas (1,50 x 1,50 metros), *split set* puntual y/o sistemático y *split set* con malla electro soldada.

#### 4.10. Caracterización del sistema actual de ventilación

El sistema actual de ventilación en Inmaculada 4 es natural como apoyo mecánico en frentes de avance, durante la revisión de los planos del proyecto minero Inmaculada 4, se reconoce las labores conectadas con superficie siendo una bocamina de entrada (rampa 500), y cuatro chimeneas (ver plano 1). Así mismo los frentes de laboreo son tres, uno es la rampa 500 y dos labores en el *by pass* 380 N y S.

La rampa de profundización con 12 % de gradiente se encontró realizándose la primera basculante representando labor ciega por ser de avance; *by pass* 380S en el nivel 4400, y en el *by pass* 380N se encontró labores de tajeo.

Se encontró un ventilador auxiliar de 10 000 cfm, instalado con mangas de ventilación, para ventilar el frente de avance de la rampa 500, el sistema actual de ventilación tiene ingreso de aire fresco solamente por la bocamina principal, recorriendo la rampa 500, luego se deriva al *by pass* 380 N y S, para ser evacuado por las chimeneas ya existentes en el proyecto minero Inmaculada 4, dicho circuito de ventilación actual se puede observar en el plano 2. Además se cuenta con equipos diésel (*scooptram* y *dumper*) para la limpieza y acarreo de carga que generan gases.

Se observa la incomodidad del personal durante el trabajo de los equipos, se observa concentración de humos, además de la poca velocidad del flujo del aire, y en el frente ciego de la rampa 500 el ventilador se enciende solo después de la voladura y durante la operación de equipos, generando acumulación de gases para el final de guardia producto de las actividades del personal en el frente de trabajo.

## CAPÍTULO V

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 5.1. Características del sistema actual de ventilación

##### 5.1.1. Determinación del flujo de aire y caudales

Es sencillo determinar el movimiento del aire cuando el flujo tiene buena velocidad sin embargo cuando la velocidad del aire es baja es necesario el uso de herramientas como el tubo de humo para saber la dirección del flujo. Para determinar la velocidad con el tubo de humo se necesita saber el tiempo que demora el humo en recorrer una distancia dada, haciendo la misma prueba varias veces para luego dar un promedio de tiempos, para las chimeneas se usó un anemómetro, para calcular volúmenes de aire también fue necesario medir las áreas reales de las labores. La temperatura y la humedad relativa de galerías y chimeneas se tomaron con el uso de un termómetro digital. Los resultados de las mediciones se presentan en el Cuadro 9.

En el Cuadro 9 se observa que el sistema de ventilación solo tiene un ingreso de aire fresco (rampa 500), y cuatro salidas de aire viciado conformado por chimeneas, y el caudal total circulante de la mina es 584,18 m<sup>3</sup>/min, que es causado como ya se indicó de forma natural, pero que es muy variable durante el transcurso del día y no es confiable su utilización de manera segura.

**Cuadro 9**  
**Flujo de aire en Inmaculada 4**

ÍTEM		LABORES				
		BOCAMINA	CH.425	CH.402	CH.300	CH.200
<b>Ingreso / salida</b>		Ingreso	Salida	Salida	Salida	Salida
<b>Humedad relativa</b>		38 %	27 %	37 %	24 %	34 %
<b>Temperatura °C</b>		7,90	10,10	9,80	14,10	12,40
<b>Velocidad</b>	<b>m/s</b>	0,82	1,20	1,27	1,37	2,04
	<b>m/min</b>	49,09	72,29	76,27	82,26	122,45
<b>Área</b>	<b>Base (m)</b>	3,50	1,10	1,20	1,40	1,40
	<b>Altura (m)</b>	3,40	1,28	1,20	1,30	1,30
	<b>Área (m<sup>2</sup>)</b>	11,90	1,41	1,44	1,82	1,82
<b>Caudal</b>	<b>m<sup>3</sup>/s</b>	9,7364	1,6964	1,8305	2,4952	3,7143
	<b>m<sup>3</sup>/min</b>	584,18	101,78	109,83	149,71	222,86
	<b>Cfm</b>	20 630,21	3 594,44	3 878,63	5 287,04	7 870,13

La medición de temperaturas que se muestra en el siguiente cuadro indica que, a mayor profundidad mayor temperatura, esta diferencia de temperaturas entre el exterior y el interior de la mina hace posible el flujo de aire, al que llamamos ventilación natural. Ver Cuadro 10.

**Cuadro 10**  
**Temperatura en labores de Inmaculada 4**

LABOR	NIVEL	HUMEDAD RELATIVA	TEMPERATURA °C
CH.200	4 375	59 %	21,90
CH.300	4 387	51 %	21,70
RP.500S	4 400	48 %	19,10
CH.402	4 400	36%	18,30
CX.406SE	4 400	40 %	19,10
GAL.380N	4 400	40 %	19,50
GAL.380S	4 400	39 %	19,50
CH.300	4 400	45 %	21,90
CH.200	4 400	45 %	21,90
BOCAMINA	Superficie (4 415)	38 %	7,90
CH.425	Superficie	27 %	10,10
CH.402	Superficie	37 %	9,80
CH.300	Superficie	24 %	14,10
CH.200	Superficie	34 %	12,40

### 5.1.2. Requerimientos de aire

- **De acuerdo al número de personal presente en la mina:** El proyecto Inmaculada 4 se encuentra a 4 415 m.s.n.m., por lo que de acuerdo con el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. 024-2016-EM, el caudal será 6 m<sup>3</sup>/min por persona. En interior mina se encontró trabajando 19 personas en total. Ver Cuadro 11.

**Cuadro 11**

**Requerimiento de aire para personal**

PERSONAL	PERSONAL POR GUARDIA	REQUERIMIENTO DE AIRE		
		m <sup>3</sup> /s	m <sup>3</sup> /min	cfm
Personal operativo	12	1,20	72,0	2 543
Supervisión	7	0,70	42,0	1 483
Otros	0	0,0	0,0	0
<b>TOTAL</b>	<b>19</b>	<b>1,9</b>	<b>114,0</b>	<b>4 026</b>

- De acuerdo al número de equipos diésel que operan en la mina. (Ver Cuadro 12).

**Cuadro 12**

**Equipos en interior mina - Inmaculada 4**

CANTIDAD	EQUIPO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD	POT. MOTOR
1	Scooptram diésel	Wagner	ST-2D	2,2 yd <sup>3</sup>	180 HP
1	Dumper		EJC 416D	10 m <sup>3</sup>	200 HP

Aplicando la ecuación 2.2, para el *scooptram* diésel y considerando 40 % de utilización:

$$Q_b = q_e * n$$

$$Q_b = 3 * 180 = 540 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_b = 540 \text{ m}^3/\text{min} * 40\% = 216 \text{ m}^3/\text{min}$$

La cantidad de aire requerido para la operación del *scooptram* diésel es 540 m<sup>3</sup>/min, sin embargo la utilización durante el día representa el 40 %, por tanto la necesidad es de 216 m<sup>3</sup>/min. El cálculo es de manera similar para el *dumper*, que se observa en el siguiente Cuadro 13.



**Cuadro 13**

**Requerimiento de aire para equipos**

EQUIPOS	HP	REQUERIMIENTO DE AIRE (m <sup>3</sup> /min)	FACTOR DE UTILIZACIÓN (%)	REQUERIMIENTO DE AIRE		
				m <sup>3</sup> /s	m <sup>3</sup> /min	cfm
Dumper	200	600,0	40 %	4,0	240,0	8 476
Scooptram	180	540,0	40 %	3,6	216,0	7 628
<b>TOTAL</b>	<b>380</b>	<b>1 140,0</b>		<b>7,6</b>	<b>456,0</b>	<b>16 104</b>

- **Para la dilución de polvos y gases:** Considerando el área más grande de las labores que es 11,88 m<sup>2</sup>, y 2 niveles de trabajo, se aplicó la ecuación 2.3:

$$Q_c = A * V * m$$

$$Q_c = 11,88 * 20 * 2 = 475,2 \text{ m}^3/\text{min}$$

- **Para lograr la temperatura efectiva:** De acuerdo al Cuadro 2, este caudal se considera cuando la temperatura está por encima de 24 °C, en las mediciones hechas en el Cuadro 10 la temperatura máxima es 21,9 °C, por lo que no se consideró por este concepto. El caudal total requerido será, la suma del requerido por el personal y por uso de equipos diésel, no se considera el requerido para dilución de polvos y gases, ya que la velocidad supera los 20 m/min, y durante la voladura la ventilación es exclusiva para este fin, entonces el caudal total requerido es:

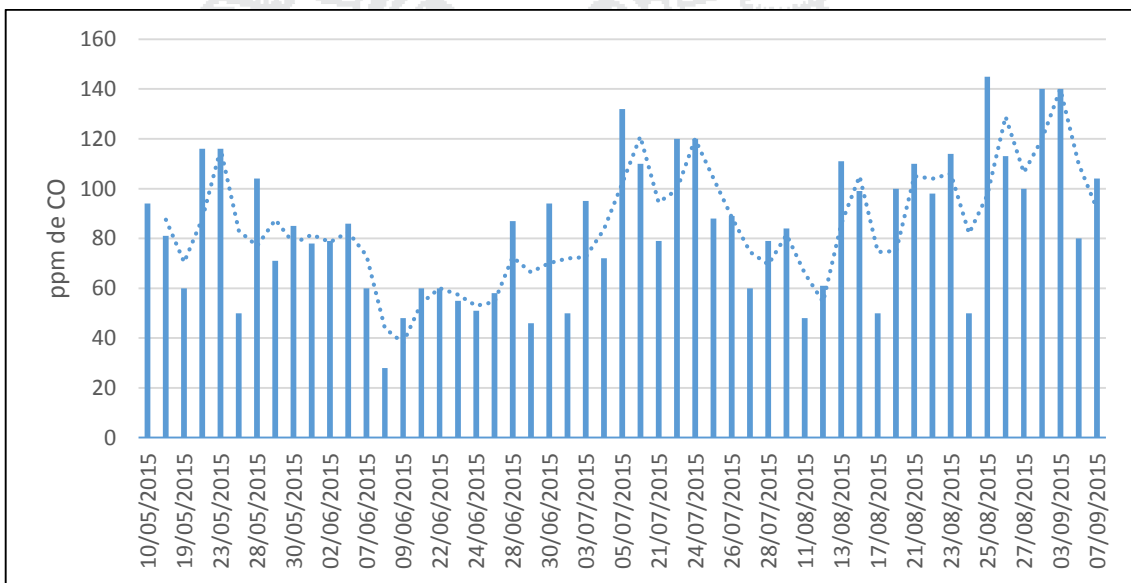
$$Q_T = Q_a + Q_b = 114 + 456 = 570 \text{ m}^3/\text{min}$$

**5.1.3. Monitoreo de gases**

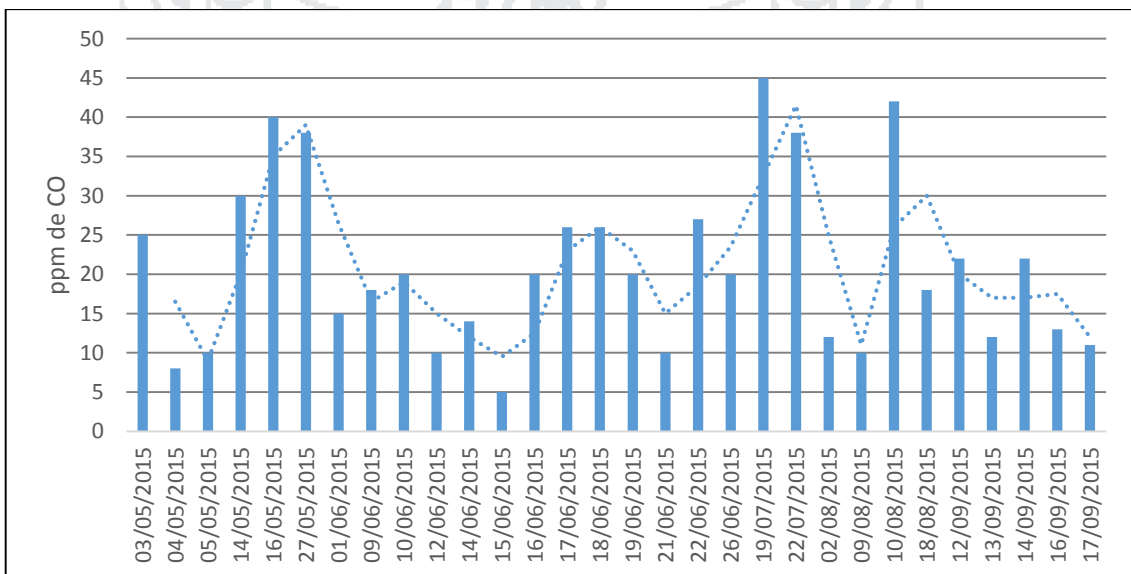
Se hizo mediciones de monóxido de carbono (CO), oxígeno (O<sub>2</sub>), dióxido de carbono (CO<sub>2</sub>) y óxidos nitrosos (NO), donde se observó que se encuentran dentro de los límites de exposición ocupacional, a excepción del monóxido de carbono (CO) que superó ampliamente el límite de exposición ocupacional que es de 25 partes por millón (ppm), al que usualmente se le monitoreó por 5 meses, donde también se observó que la

concentración de gases no es constante durante el transcurso del día, es más el uso de equipos diésel fue determinante para la producción de este gas, siendo durante las horas de operación de equipos diésel, en las que se incrementó enormemente la concentración de este gas. Esto se corrobora con mediciones que se hicieron durante la presencia de equipos y otra durante la ausencia de los mismos. Con los gases de voladura no se encontró problemas, aproximadamente una hora en la mayoría de las veces fue suficiente para su dilución y evacuación. Ver Figura 6 y 7.

**Figura 6**  
**Monitoreo de CO durante operación de equipos**



**Figura 7**  
**Monitoreo de CO sin presencia de equipos**

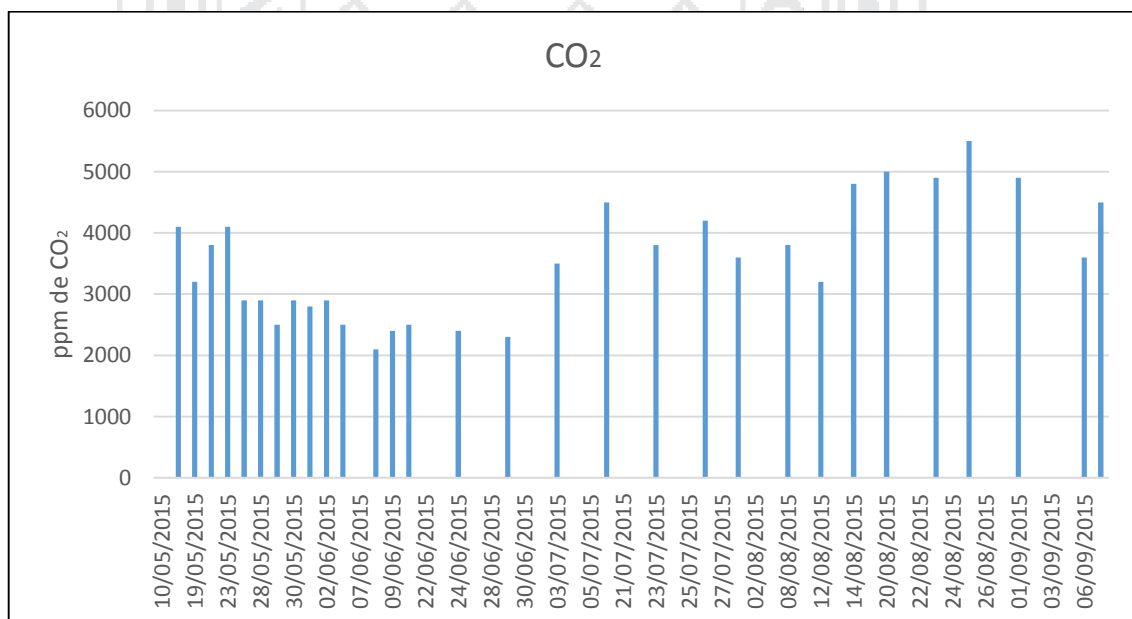


Estas figuras de monitoreo de CO, indican que la ventilación se encontró en una situación crítica, alcanzando niveles de 145 ppm de monóxido de carbono, En estas figuras se puede observar cierto patrón de comportamiento en la presencia de gases, los picos altos durante el mes de mayo en la rampa se debe a que por ser labor de avance es tope ciego, durante el mes de junio disminuye la presencia de CO a consecuencia de la comunicación de la chimenea 100 a 20 metros pasando la primera basculante por donde se colocó la manga de ventilación acortando distancia, no obstante la rampa es labor de avance vuelve a incrementar según profundiza la rampa, a fines del mes de julio existe una disminución, por la comunicación de la chimenea 200 del nivel 4 350 a la rampa en nivel 4 375.

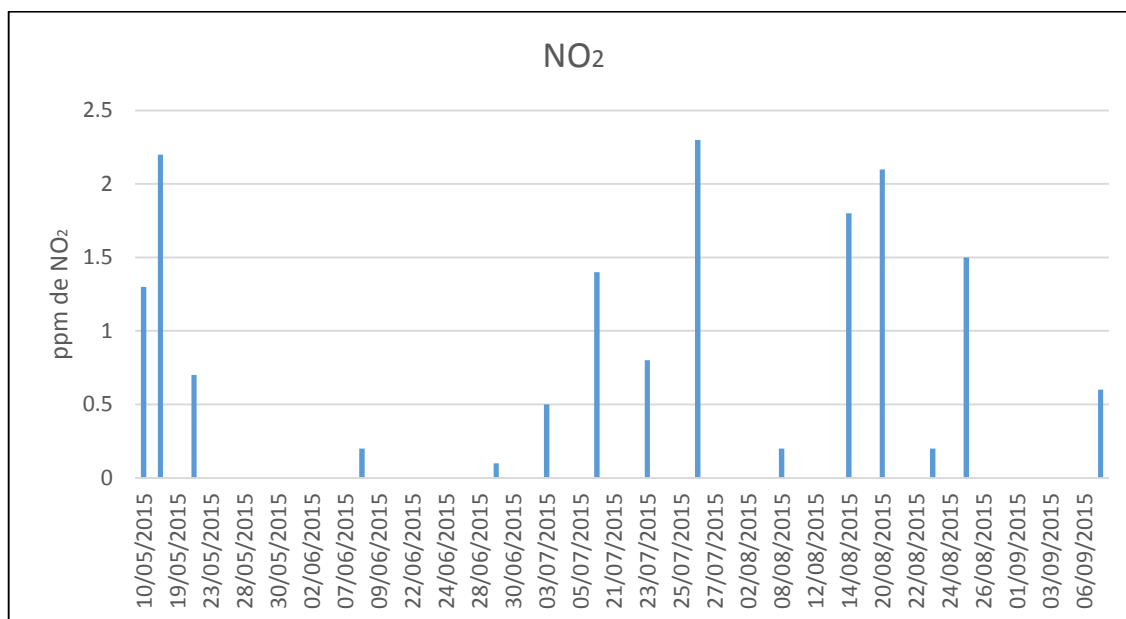
A pesar de las pequeñas mejoras en general la presencia de CO, está muy por encima de los límites de exposición ocupacional, por tanto se concluye que la ventilación en el proyecto minero Inmaculada 4 respecto a dilución de gases es deficiente.

En las siguientes Figuras 8, 9 y 10, se observa el monitoreo de dióxido de carbono (CO<sub>2</sub>), dióxido de nitrógeno (NO<sub>2</sub>) y oxígeno (O<sub>2</sub>), que se encuentran dentro de los límites de exposición ocupacional.

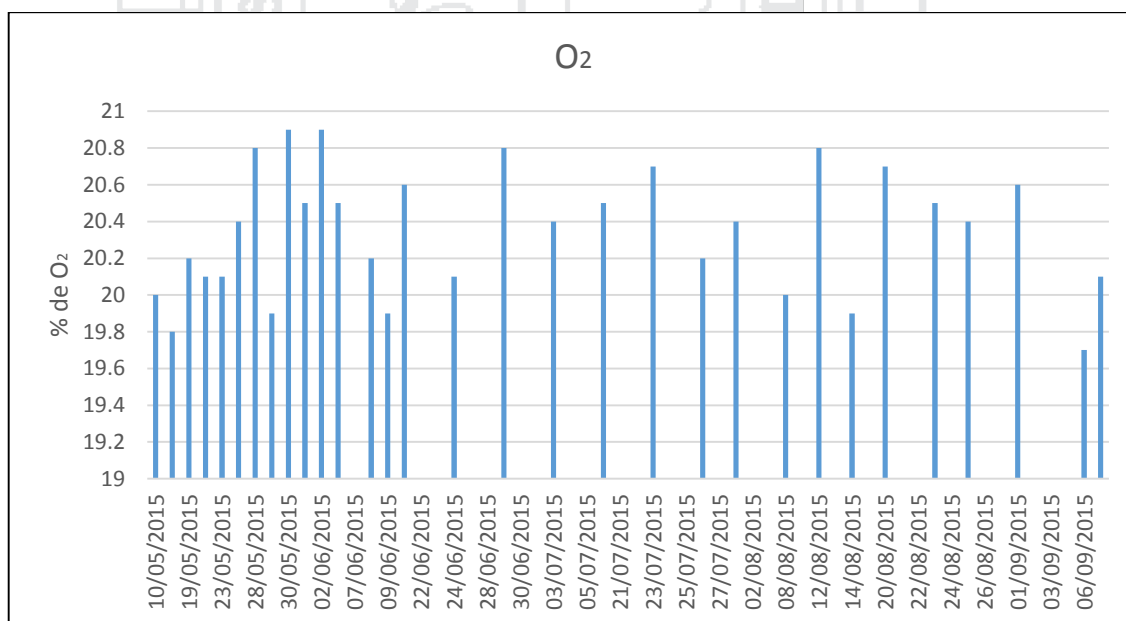
**Figura 8**  
**Monitoreo de CO<sub>2</sub>**



**Figura 9**  
**Monitoreo de NO<sub>2</sub>**



**Figura 10**  
**Monitoreo de O<sub>2</sub>**



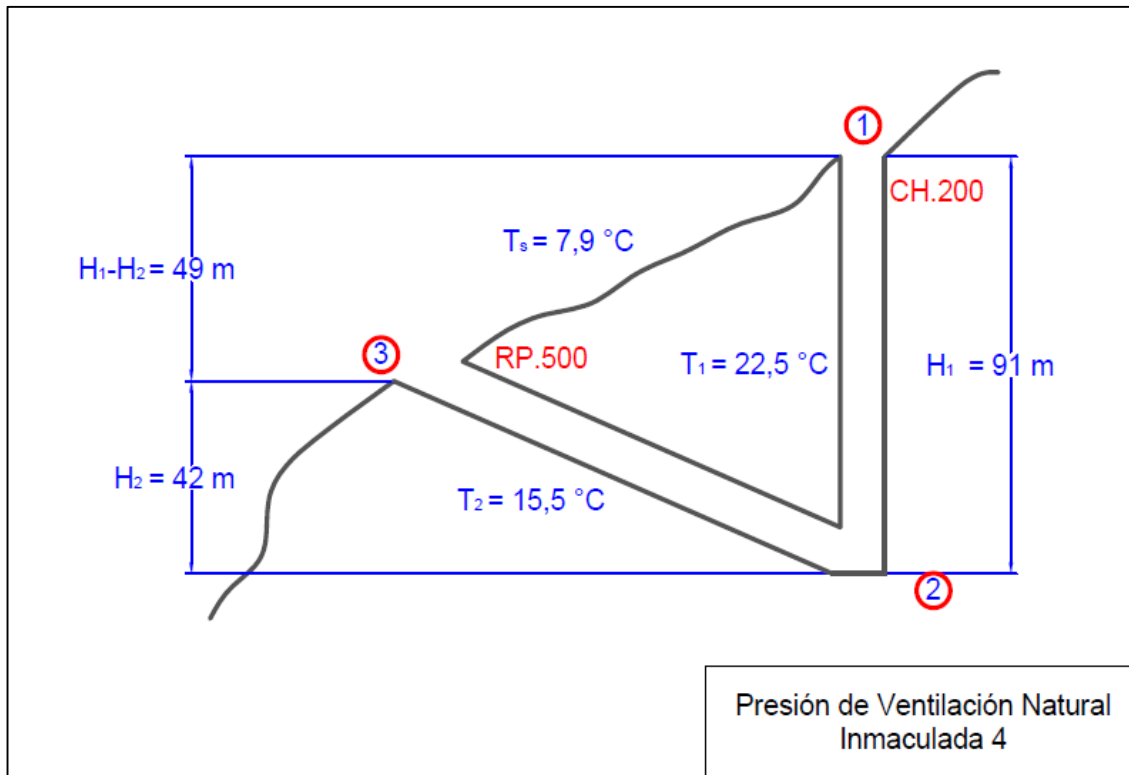
**5.1.4. Presión de ventilación natural**

Para el cálculo de la presión de ventilación natural se usó la ecuación 2.16, con los datos de la esquematización siguiente. Ver Figura 11.

Figura 11

Vista representativa para el cálculo de presión de ventilación natural de la mina

Inmaculada 4



Considerando,  $P_1 = 59\ 204,14$  Pa, que se halló usando la ecuación 2.10, se reemplaza en la ecuación 2.16:

$$H_N = P_1 * \left[ e^{\frac{g}{R} * \left( \frac{h_1 - h_2 + h_2}{T_s} + \frac{h_2}{T_2} \right)} - e^{\frac{g * h_1}{R * T_1}} \right]$$

$$H_N = 59\ 204,14 * \left[ e^{\frac{9,81}{290} * \left( \frac{49}{(7,9+273,15)} + \frac{42}{(15,5+273,15)} \right)} - e^{\frac{9,81 * 91}{290 * (22,5+273,15)}} \right]$$

$$H_N = 24,40\ Pa$$

Considerando la chimenea 200 que se encuentra a mayor altura la presión de ventilación natural es 24,40 Pascales (N/m<sup>2</sup>). Sin embargo la mina tiene 4 chimeneas. En el siguiente cuadro se presenta las presiones que generan cada una de ellas. Ver Cuadro 14.

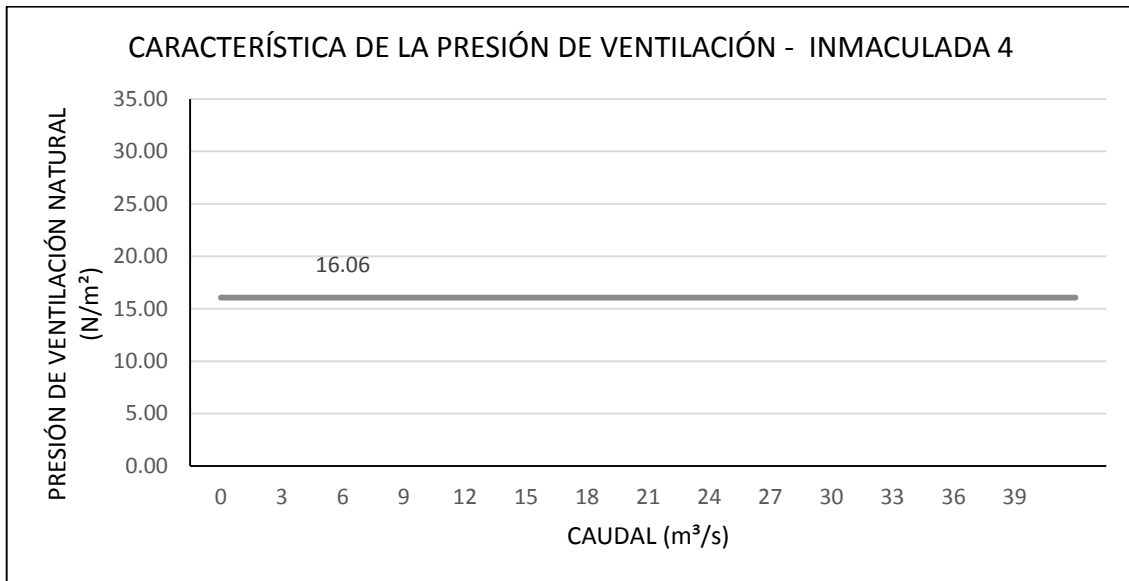
**Cuadro 14**  
**Cálculo presión de ventilación natural**

DATOS	CH.200	CH.300	CH.402 y CH.425	UNIDAD
Altura chimenea descarga a superficie	4 464,4	4 447,1	4 437,0	m.s.n.m.
Altura bocamina Rampa 500 (superficie)	4 415,4	4 415,4	4 415,4	m.s.n.m.
Altura frente de trabajo	4 373,4	4 386,4	4 400,0	m.s.n.m.
Diferencia (H1)	91,0	60,7	37,0	m
Diferencia (H2)	42,0	29,0	15,4	m
Diferencia (H1 - H2)	49,0	31,7	21,6	m
temperatura superficie (Ts)	7,9	7,9	7,9	°C
temperatura columna ascendente (T1)	22,5	22,5	22,5	°C
temperatura columna descendente (T2)	15,5	15,5	15,5	°C
Aceleración de la gravedad	9,81	9,81	9,81	m/s <sup>2</sup>
Constante universal del aire	290	290	290	J/(kg·°K)
Presión barométrica en el punto más alto	59 204,14	59 327,71	59 399,71	Pa
<b>Presión de ventilación natural</b>	<b>24,40</b>	<b>16,06</b>	<b>10,21</b>	<b>Pa</b>

En el cuadro anterior se observa el cálculo de la presión natural de ventilación. Considerando la chimenea 200 que desemboca a mayor altura además de ser la más profunda, la presión de ventilación es 24,40 Pascales, la chimenea 300 genera 16,06 Pascales, y las chimeneas 402 y 425, 10,21 Pascales. La presión de ventilación natural que se tomará para los cálculos será 16,06 Pascales. Ver Figura 12.

**Figura 12**

**Curva característica de ventilación natural de la mina Inmaculada 4**



**5.1.5. Resistencia de labores**

La resistencia aerodinámica de labores es la representación de las asperezas de labor, del área, perímetro y la longitud; mientras más deficiente sea la voladura en frentes, mayor será la fricción ya que las irregularidades en las paredes de labor generan mayor fricción; desde el punto de vista de la ventilación conviene tener labores con el mayor área posible ya que la resistencia es menor, y según la ecuación 2.7, la resistencia es menor para paredes con la misma condición de asperezas pero con áreas mayores.

Cálculo de resistencia para Rampa 500, desde bocamina hasta la primera bifurcación que se consideró Labor 1 (L1), con los siguientes datos: Ver Figura 13.

$$\begin{aligned}
 A &= 11,88 \text{ m}^2 & e &= 0,25 \text{ m} \\
 P &= 13,25 \text{ m} & \rho &= 0,74 \text{ kg/m}^3 \\
 L &= 150,57 \text{ m}
 \end{aligned}$$

Reemplazando en la ecuación 2.8, para hallar el diámetro hidráulico:

$$d = \frac{4 * A}{P} = \frac{4 * 11,88}{13,25} = 3,59 \text{ m}$$



Luego en la ecuación 2.7, para hallar el coeficiente de fricción o frotamiento.

$$\lambda = \frac{1}{4 \left[ 2 \log_{10} \left( \frac{d}{\epsilon} \right) + 1,14 \right]^2} = \frac{1}{4 \left[ 2 \log_{10} \left( \frac{3,59}{0,25} \right) + 1,14 \right]^2} = 0,02096$$

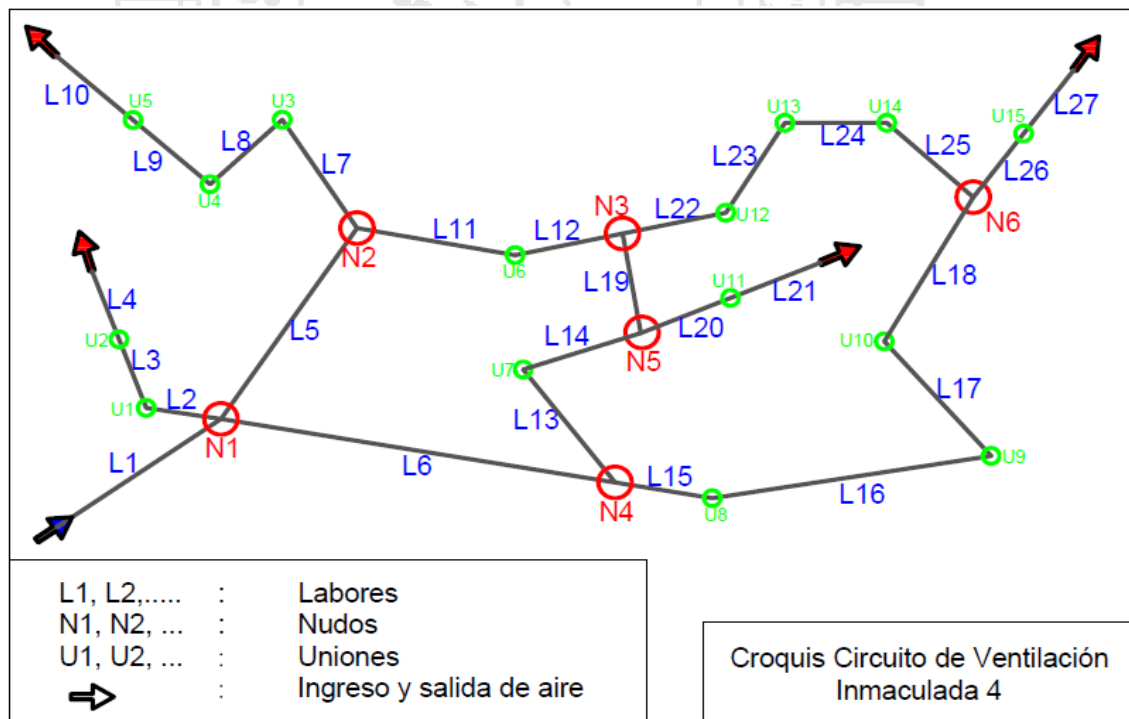
Luego en la ecuación 2.6, para hallar el coeficiente de resistencia aerodinámica.

$$K = \left( \frac{\lambda * \rho^*}{2} \right) = \left( \frac{0,02096 * 1,2}{2} \right) = 0,01258 \text{ N} * \text{s}^2 / \text{m}^4$$

Y finalmente en la ecuación 2.5, para hallar la resistencia de labor L1.

$$R = \left( \frac{K * P * L}{A^3} \right) * \frac{\rho}{1,2} = \left( \frac{0,01258 * 13,25 * 150,57}{11,88^3} \right) * \frac{0,74}{1,2} = 0,00922 \text{ N} * \text{s}^2 / \text{m}^8$$

**Figura 13**  
**Croquis circuito de ventilación**



En la Figura 13, se muestra la configuración de labores elaborado a partir del plano 1 y con la toma de datos que se plasmó en el Cuadro 9. Las características de labores se resumen en el siguiente Cuadro 15:

**Cuadro 15**  
**Características de labores**

RAMAL	CÓDIGO DE LABOR	NOMBRE DE LABOR	ANCHO	ALTO	ÁREA	PERÍMETRO	LONGITUD
R1	L1	RP.500(T1)	3,50	3,50	11,88	13,25	150,57
R2	L2	EST.402	2,50	2,50	6,06	9,46	2,00
	L3	CH.402(T1)	1,50	3,00	4,50	9,00	14,00
	L4	CH.402(T2)	1,20	1,20	1,44	4,80	20,00
R3	L5	CX.406SE	2,50	2,50	6,06	9,46	24,60
R4	L6	RP.500(T2)	3,50	3,50	11,88	13,25	104,74
R5	L7	GAL.380N	2,50	2,50	6,06	9,46	27,60
	L8	CX.420W	2,50	2,50	6,06	9,46	13,60
	L9	CH.425(T1)	1,50	3,00	4,50	9,00	13,00
	L10	CH.425(T2)	1,20	1,20	1,44	4,80	20,00
R6	L11	GAL.380S(T1)	2,50	2,50	6,06	9,46	42,80
	L12	GAL.380S(T2)	2,50	2,50	6,06	9,46	36,00
R7	L13	CX.300E	2,50	2,50	6,06	9,46	4,50
	L14	CH.300(T1)	1,50	1,50	2,25	6,00	11,60
R8	L15	RP.500(T3)	3,50	3,50	11,88	13,25	59,72
	L16	RP.500(T4)	3,50	3,50	11,88	13,25	43,11
	L17	CX.200E	2,50	2,50	6,06	9,46	6,00
	L18	CH.200(T1)	1,50	1,50	2,25	6,00	25,30
R9	L19	CX.300W	2,50	2,50	6,06	9,46	17,10
R10	L20	CH.300(T2)	1,50	3,00	4,50	9,00	20,00
	L21	CH.300(T3)	1,20	1,20	1,44	4,80	24,50
R11	L22	GAL.380S(T3)	2,50	2,50	6,06	9,46	48,60
	L23	GAL.380S(T4)	2,50	2,50	6,06	9,46	14,60
	L24	GAL.380S(T5)	2,50	2,50	6,06	9,46	31,20
	L25	CX.200W	2,50	2,50	6,06	9,46	19,10
R12	L26	CH.200(T2)	1,50	3,00	4,50	9,00	30,00
	L27	CH.200(T3)	1,20	1,20	1,44	4,80	31,20

La resistencia aerodinámica de labores se plasma en el siguiente cuadro, igual al cálculo que se hizo para labor L1 (Rampa 500): Ver Cuadro 16.

**Cuadro 16**

**Resistencia friccional de labores individuales**

LABOR	ÁREA	PERÍMETRO	LONGITUD	COEFICIENTE DE FRICCIÓN	DENSIDAD DEL AIRE	COEFICIENTE DE RESISTENCIA AERODINAMICA	RESISTENCIA
	A	P	L	$\lambda$	$\rho$	K	R
L1	11,88	13,25	150,57	0,02096	0,73950	0,01258	0,00922
L2	6,06	9,46	2,00	0,02501	0,73950	0,01500	0,00079
L3	4,50	9,00	14,00	0,02880	0,73950	0,01728	0,01473
L4	1,44	4,80	20,00	0,03992	0,73950	0,02395	0,47456
L5	6,06	9,46	24,60	0,02501	0,73950	0,01500	0,00966
L6	11,88	13,25	104,74	0,02096	0,73950	0,01258	0,00641
L7	6,06	9,46	27,60	0,02501	0,73950	0,01500	0,01084
L8	6,06	9,46	13,60	0,02501	0,73950	0,01500	0,00534
L9	4,50	9,00	13,00	0,02880	0,73950	0,01728	0,01367
L10	1,44	4,80	20,00	0,03992	0,73950	0,02395	0,47456
L11	6,06	9,46	42,80	0,02501	0,73950	0,01500	0,01680
L12	6,06	9,46	36,00	0,02501	0,73950	0,01500	0,01413
L13	6,06	9,46	4,50	0,02501	0,73950	0,01500	0,00177
L14	2,25	6,00	11,60	0,03439	0,73950	0,02063	0,07769
L15	11,88	13,25	59,72	0,02096	0,73950	0,01258	0,00366
L16	11,88	13,25	43,11	0,02096	0,73950	0,01258	0,00264
L17	6,06	9,46	6,00	0,02501	0,73950	0,01500	0,00236
L18	2,25	6,00	25,30	0,03439	0,73950	0,02063	0,16945
L19	6,06	9,46	17,10	0,02501	0,73950	0,01500	0,00671
L20	4,50	9,00	20,00	0,02880	0,73950	0,01728	0,02104
L21	1,44	4,80	24,50	0,03992	0,73950	0,02395	0,58133
L22	6,06	9,46	48,60	0,02501	0,73950	0,01500	0,01908
L23	6,06	9,46	14,60	0,02501	0,73950	0,01500	0,00573
L24	6,06	9,46	31,20	0,02501	0,73950	0,01500	0,01225
L25	6,06	9,46	19,10	0,02501	0,73950	0,01500	0,00750
L26	4,50	9,00	30,00	0,02880	0,73950	0,01728	0,03155
L27	1,44	4,80	31,20	0,03992	0,73950	0,02395	0,74031

En la Figura 13, se observa nudos y uniones, que generan resistencias locales por cambio de dirección y reducción de área, estas serán adicionadas a las resistencias friccionales por medio de la longitud equivalente.

Se hace el cálculo de la longitud equivalente para la Unión 1 (U1) de 90°, conformado por las labores L2 y L3 usando el Anexo 2.

Datos de L2:

$$A = 6,06 \text{ m}^2$$

$$P = 9,46 \text{ m}$$

$$\lambda = 0,02501$$

$$K = 0,01500$$

Datos de L3:

$$A = 4,50 \text{ m}^2$$

$$P = 9,00 \text{ m}$$

$$\lambda = 0,02880$$

$$K = 0,01728$$

Según el Anexo 2, para ángulos de giro de 90°, el valor de  $\xi$ , es igual a 1,23, sin embargo este valor es para labores lisas ( $K = 0,002943$ ), la corrección es la siguiente:

$$\xi_{rug} = \xi_{liso} + 23,955 * (K_{rug} - K_{liso})$$

$$\xi_{rug} = 1,23 + 23,955 * (0,01500 - 0,002943) = 1,52$$

Ahora aplicando la ecuación 2.14.

$$Le = \frac{\xi * A}{\lambda * P}$$

$$Le = \frac{1,52 * 6,06}{0,02501 * 9,46} = 38,95 \text{ m}$$

Esta longitud  $Le$  será adicionada a la labor L2, El cálculo es similar para los demás nudos y uniones, en los siguientes cuadros se presenta los resultados. Ver Cuadro 17 y 18.

**Cuadro 17**

**Longitud equivalente de las pérdidas por cambios de dirección**

UNIÓN	LABOR	ÁREA	PERÍMETRO	COEFICIENTE DE FRICCIÓN	COEFICIENTE DE RESISTENCIA AERODINAMICA	CODOS		
		A	P	$\lambda$	K	DESCRIPCIÓN	$\xi$	LONG. EQUIV.
U1	L2	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 90° recto.	1,52	38,95
	L3	4,50	9,00	0,02880	0,01728			
U3	L7	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 90° recto.	1,52	38,95
	L8	6,06	9,46	0,02501	0,01500			
U4	L8	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 90° recto.	1,52	38,95
	L9	4,50	9,00	0,02880	0,01728			
U6	L11	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 9,65° redondeado r/b=24,03	0,29	7,43
	L12	6,06	9,46	0,02501	0,01500			
U7	L13	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 90° recto.	1,52	38,95
	L14	2,25	6,00	0,03439	0,02063			
U8	L15	11,88	13,25	0,02096	0,01258	Codo 13,7° redondeado r/b=8,54	0,23	10,01
	L16	11,88	13,25	0,02096	0,01258			
U9	L16	11,88	13,25	0,02096	0,01258	Codo 90° recto.	1,46	62,47
	L17	6,06	9,46	0,02501	0,01500			
U10	L17	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 90° recto.	1,52	38,95
	L18	2,25	6,00	0,03439	0,02063			
U12	L22	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 37,9° redondeado r/b=1,80	0,311	7,97
	L23	6,06	9,46	0,02501	0,01500			
U13	L23	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 43,4° redondeado r/b=2,42	0,315	8,07
	L24	6,06	9,46	0,02501	0,01500			
U14	L24	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Codo 90° recto.	1,52	38,95
	L25	6,06	9,46	0,02501	0,01500			

**Cuadro 18**

**Longitud equivalente de las pérdidas por reducción de área**

UNIÓN	LABOR	ÁREA	PERÍMETRO	COEFICIENTE DE FRICCIÓN	COEFICIENTE DE RESISTENCIA AERODINAMICA	REDUCCION DE ÁREA		
		A	P	$\lambda$	K	S <sub>2</sub> /S <sub>1</sub>	$\xi$	LONG. EQUIV.
U1	L2	6,06	9,46	0,02501	0,01500	0,74	0,38	9,74
	L3	4,50	9,00	0,02880	0,01728			
U2	L3	4,50	9,00	0,02880	0,01728	0,32	0,83	14,41
	L4	1,44	4,80	0,03992	0,02395			
U4	L8	6,06	9,46	0,02501	0,01500	0,74	0,38	9,74
	L9	4,50	9,00	0,02880	0,01728			
U5	L9	4,50	9,00	0,02880	0,01728	0,32	0,83	14,41
	L10	1,44	4,80	0,03992	0,02395			
U7	L13	6,06	9,46	0,02501	0,01500	0,37	0,79	20,24
	L14	2,25	6,00	0,03439	0,02063			
U9	L16	11,88	13,25	0,02096	0,01258	0,51	0,49	20,97
	L17	6,06	9,46	0,02501	0,01500			
U10	L17	6,06	9,46	0,02501	0,01500	0,37	0,79	20,24
	L18	2,25	6,00	0,03439	0,02063			
U11	L20	4,50	9,00	0,02880	0,01728	0,32	0,83	14,41
	L21	1,44	4,80	0,03992	0,02395			
U15	L26	4,50	9,00	0,02880	0,01728	0,32	0,83	14,41
	L27	1,44	4,80	0,03992	0,02395			

**Cuadro 19**

**Longitud equivalente de las pérdidas en nudos (derivación y unión de ramales)**

NUDO	LABOR	ÁREA	PERÍMETRO	COEFICIENTE DE FRICCIÓN	COEFICIENTE DE RESISTENCIA AERODINÁMICA	SINGULARIDAD	
		A	P	$\lambda$	K	DESCRIPCIÓN	LONG. EQUIV.
N1	L1	11,88	13,25	0,02096	0,01258	Partición ramales	45,70
	L2	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
	L5	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
	L6	11,88	13,25	0,02096	0,01258		
N2	L5	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Partición ramales	57,00
	L7	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
	L11	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
N3	L12	6,06	9,46	0,02501	0,01500	Derivación ramal	7,00
	L22	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
	L19	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
N4	L6	11,88	13,25	0,02096	0,01258	Derivación ramal	45,70
	L13	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
	L15	11,88	13,25	0,02096	0,01258		
N5	L14	2,25	6,00	0,03439	0,02063	Unión ramal	7,00
	L19	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
	L20	4,50	9,00	0,02880	0,01728		
N6	L18	2,25	6,00	0,03439	0,02063	Unión ramal	7,00
	L25	6,06	9,46	0,02501	0,01500		
	L26	4,50	9,00	0,02880	0,01728		

En el siguiente cuadro están sumados la resistencia por fricción y por choque (cambio de dirección, reducción de área y bifurcaciones), mediante el largo equivalente. Estas representan la resistencia total en cada ramal. Ver Cuadro 20.



**Cuadro 20**

**Resistencia de labores incluyendo longitud equivalentes de las pérdidas por choque**

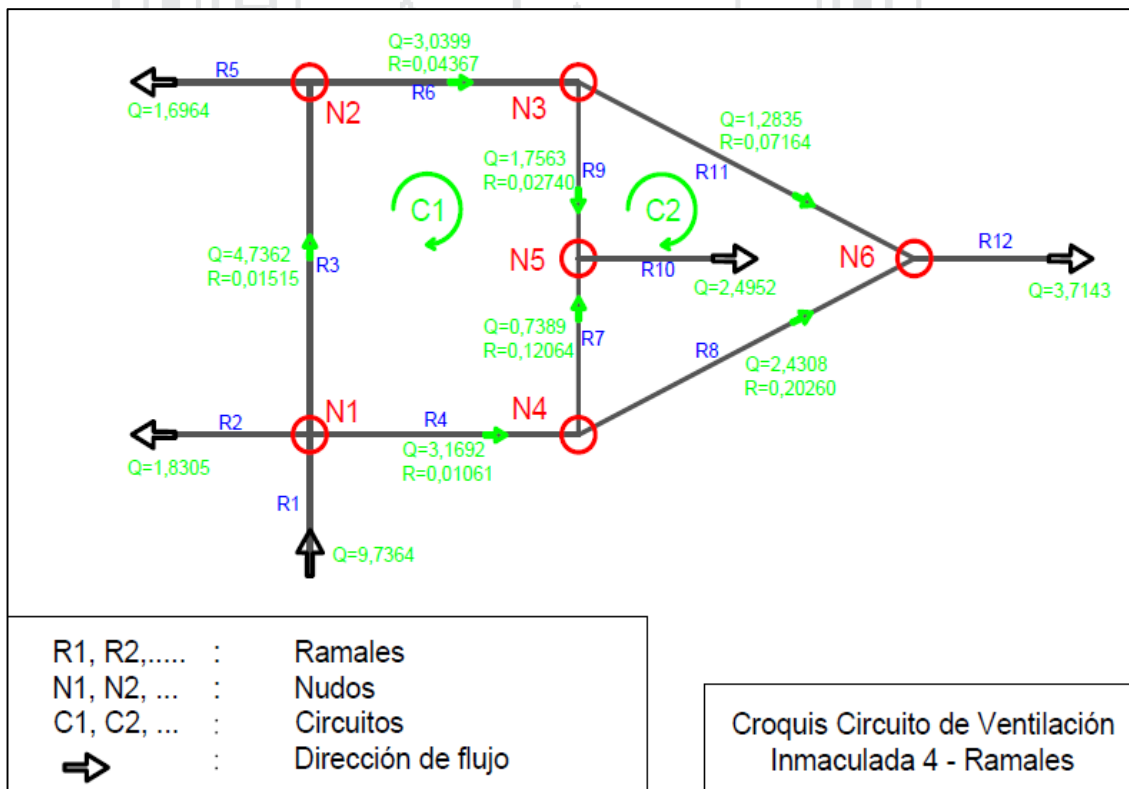
RAMAL	LABOR	ÁREA	PERÍMETRO	LONGITUD	LARGOS EQUIVALENTES	LONGITUD TOTAL	RESISTENCIA	
		m <sup>2</sup>	M	m	m	m	Ns <sup>2</sup> /m <sup>8</sup>	Ns <sup>2</sup> /m <sup>8</sup>
R1	L1	11,88	13,25	150,57		150,57	0,00922	0,00922
R2	L2	6,06	9,46	2,00	94,39	96,39	0,03784	0,54228
	L3	4,50	9,00	14,00	14,41	28,41	0,02988	
	L4	1,44	4,80	20,00		20,00	0,47456	
R3	L5	6,06	9,46	24,60	14,00	38,60	0,01515	0,01515
R4	L6	11,88	13,25	104,74	68,60	173,34	0,01061	0,01061
R5	L7	6,06	9,46	27,60	95,95	123,55	0,04850	0,57634
	L8	6,06	9,46	13,60	48,69	62,29	0,02445	
	L9	4,50	9,00	13,00	14,41	27,41	0,02883	
	L10	1,44	4,80	20,00		20,00	0,47456	
R6	L11	6,06	9,46	42,80	32,43	75,23	0,02953	0,04367
	L12	6,06	9,46	36,00	0,00	36,00	0,01413	
R7	L13	6,06	9,46	4,50	104,90	109,40	0,04295	0,12064
	L14	2,25	6,00	11,60		11,60	0,07769	
R8	L15	11,88	13,25	59,72	20,71	80,44	0,00492	0,20260
	L16	11,88	13,25	43,11		43,11	0,00264	
	L17	6,06	9,46	6,00	59,20	65,20	0,02559	
	L18	2,25	6,00	25,30		25,30	0,16945	
R9	L19	6,06	9,46	17,10	52,70	69,80	0,02740	0,02740
R10	L20	4,50	9,00	20,00	24,81	44,81	0,04713	0,62846
	L21	1,44	4,80	24,50		24,50	0,58133	
R11	L22	6,06	9,46	48,60	14,97	63,57	0,02496	0,07164
	L23	6,06	9,46	14,60	8,07	22,67	0,00890	
	L24	6,06	9,46	31,20	38,95	70,15	0,02754	
	L25	6,06	9,46	19,10	7,00	26,10	0,01025	
R12	L26	4,50	9,00	30,00	24,81	54,81	0,05765	0,79795
	L27	1,44	4,80	31,20		31,20	0,74031	

5.1.6. Caída de presión de la mina

Para calcular la caída de presión en los diferentes ramales se requiere tener los caudales circulantes por los mismos. Para lo cual se aplica la técnica de *Hardy Cross*, ya que en los cuadros anteriores, se tiene los caudales de entrada y salida de la mina pero en labores de interior mina, solo se tomó direcciones de flujo de aire.

En la siguiente figura se visualiza los ramales en dos circuitos cerrados, los ingresos y salidas del caudal de aire fueron medidos in situ, por tanto son valores fijos, lo que se calculará serán los caudales en los demás ramales, que además se presentan con un caudal inferido y con la dirección del flujo. Ver Figura 14.

**Figura 14**  
**Circuito de ventilación inferida**



Para realizar el cálculo de caudales aplicando el método de *Hardy Cross*, se crea una tabla en el programa Excel con los caudales y resistencias que se muestra en la Figura 14. Los caudales con signo negativo son los que circulan en dirección contraria a las agujas del reloj respecto a cada circuito. Ver Cuadro 21.

**Cuadro 21**

**Primera iteración de la metodología de Hardy Cross**

CIRCUITO	RAMAL	R	Q	R*Q	R*Q *Q	ΔQ	Otros Circuitos	Q (m <sup>3</sup> /s)
CIRCUITO 1	R3	0,0152	4,7362	0,0718	0,3399	-0,9303		3,8059
	R4	0,0106	-3,1696	0,0336	-0,1066	-0,9303		-4,0999
	R6	0,0437	3,0399	0,1327	0,4035	-0,9303		2,1095
	R7	0,1206	-0,7389	0,0891	-0,0659	-0,9303	-0,7605	-2,4297
	R9	0,0274	2,4308	0,0666	0,1619	-0,9303	-0,7605	0,7399
				0,3939	0,7329	-4,6516		
CIRCUITO 2	R7	0,1206	0,7389	0,0891	0,0659	0,7605	0,9303	2,4297
	R8	0,2026	-2,4308	0,4925	-1,1971	0,7605		-1,6702
	R9	0,0274	-1,7563	0,0481	-0,0845	0,7605	0,9303	-0,0654
	R11	0,0716	1,2835	0,0920	0,1180	0,7605		2,0440
				0,7217	-1,0977	3,0420		

El cuadro anterior muestra la primera iteración que se calculó usando la ecuación 2.27, de la siguiente manera:

$|R * Q|$  : Es el producto absoluto de caudal y resistencia, considera todos los caudales como positivos.

$|R * Q| * Q$  : Representa a  $R * Q^2$ , pero considerando la dirección de flujos, si obviamos el valor absoluto todos los caudales serian positivos.

$\Delta Q$  : Se calcula con la ecuación 2.27, para cada circuito.

Cálculo de  $\Delta Q$ , para circuito 1.

$$\Delta Q = -\frac{\sum(R_i * Q_i^2)}{2 * \sum|R_i * Q_i|}$$

$$\Delta Q = -\frac{0,7329}{2 * 0,3939} = -0,9303$$

Este será el caudal corrector ( $\Delta Q$ ), que se aplica a cada ramal del circuito correspondiente.

Otros circuitos: en los ramales que comparten ambos circuitos se resta el caudal corrector ( $\Delta Q$ ) del otro circuito.

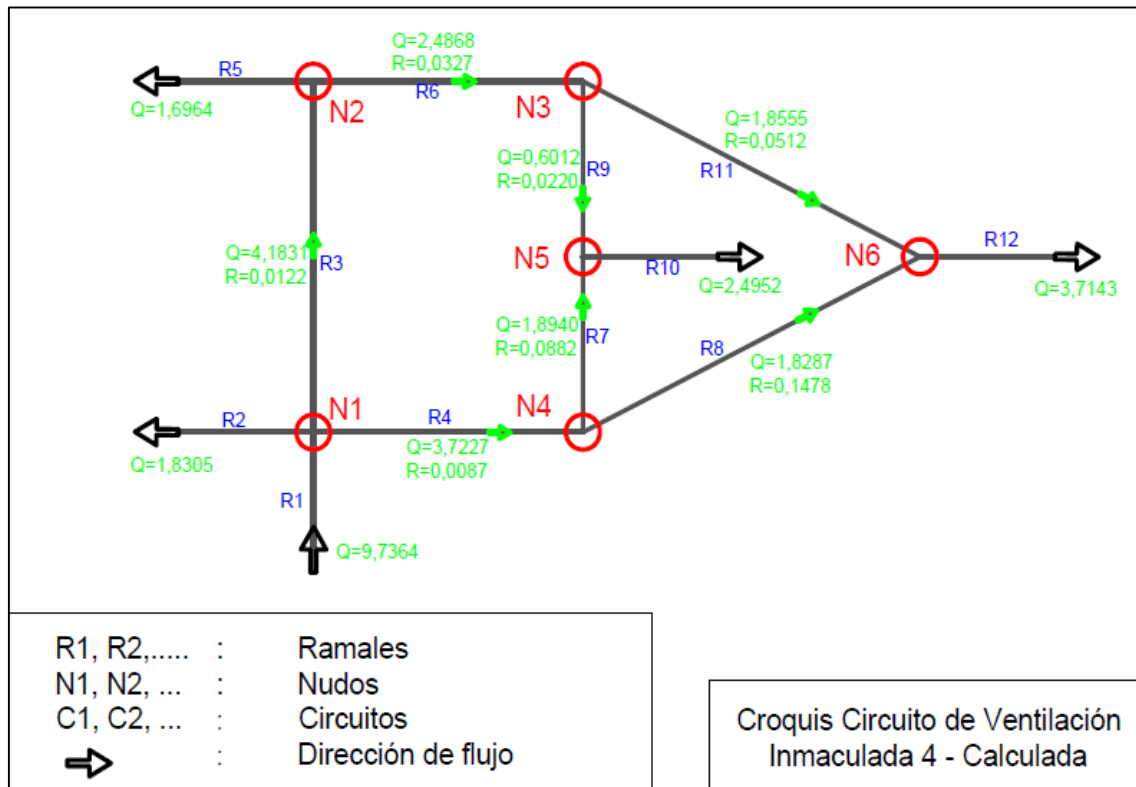
El caudal calculado al final de cada iteración es la suma de  $Q$  y  $\Delta Q$ , que representa el caudal base para la siguiente iteración hasta llegar a ( $\Delta Q = 0,0000$ ), que en este caso fue la iteración número 17. Ver Cuadro 22.

**Cuadro 22**  
**Diecisieteava iteración de la metodología de Hardy Cross**

CIRCUITO	RAMAL	R	Q	R*Q	R*Q^2	$\Delta Q$	Otros Circuitos	Q (m3/s)
CIRCUITO 1	R3	0,0152	4,7362	0,0634	0,2652	0,0000		4,1831
	R4	0,0106	-3,1696	0,0395	-0,1470	0,0000		-3,7227
	R6	0,0437	3,0399	0,1086	0,2700	0,0000		2,4868
	R7	0,1206	-0,7389	0,2285	-0,4328	0,0000	0,0000	-1,8940
	R9	0,0274	2,4308	0,0350	0,0446	0,0000	0,0000	1,2757
				0,4749	0,0000	0,0000		
CIRCUITO 2	R7	0,1206	0,7389	0,2285	0,4328	0,0000	0,0000	1,8940
	R8	0,2026	-2,4308	0,3705	-0,6776	0,0000		-1,8287
	R9	0,0274	-1,7563	0,0165	-0,0099	0,0000	0,0000	-0,6012
	R11	0,0716	1,2835	0,1351	0,2547	0,0000		1,8855
				0,7506	0,0000	0,0000		

La Figura 14, tenía caudales inferidos solamente, basado en las direcciones de flujo tomadas en mina. Aplicando el método de *Hardy Cross*, el circuito de ventilación en Inmaculada 4, es la siguiente. Ver Figura 15.

**Figura 15**  
**Circuito de ventilación calculada**



De la Figura 15, se deduce que en el ramal R4 (Rampa 500), se cuenta con un caudal de 3,7227 m<sup>3</sup>/s, de igual manera para los otros dos frentes de trabajo que se alimentan con el caudal de aire de los ramales R5 y R6. Ver Cuadro 23.

**Cuadro 23**  
**Caudales disponibles en frentes de trabajo**

RAMAL	NOMBRE LABOR	CAUDAL (m <sup>3</sup> /s)	CAUDAL (m <sup>3</sup> /min)	CAUDAL (cfm)
R4	RP.500	3,7227	223,36	7 887,97
R5	GAL.380N	1,6964	101,78	3 594,44
R6	GAL.380S	2,4868	149,21	5 269,20
<b>TOTAL</b>		<b>7,9059</b>	<b>474,35</b>	<b>16 751,61</b>

Con los caudales calculados en el Cuadro 22 y plasmados en la Figura 15, se calcula las caídas de presión en los diferentes ramales. Ver Cuadro 24.

**Cuadro 24**

**Caída de presión en ramales**

<b>RAMAL</b>	<b>CÓDIGO DE LABOR</b>	<b>ÁREA</b>	<b>PERÍMETRO</b>	<b>RESISTENCIA LABORES</b>	<b>RESISTENCIA RAMALES</b>	<b>CAUDAL</b>	<b>CAIDA DE PRESIÓN</b>
R1	L1	11,88	13,25	0,00922	0,00922	9,73640	0,87361
R2	L2	6,06	9,46	0,03784	0,54228	1,83050	1,81704
	L3	4,50	9,00	0,02988			
	L4	1,44	4,80	0,47456			
R3	L5	6,06	9,46	0,01515	0,01515	4,18312	0,26516
R4	L6	11,88	13,25	0,01061	0,01061	3,72270	0,14703
R5	L7	6,06	9,46	0,04850	0,57634	1,69640	1,65855
	L8	6,06	9,46	0,02445			
	L9	4,50	9,00	0,02883			
	L10	1,44	4,80	0,47456			
R6	L11	6,06	9,46	0,02953	0,04367	2,48680	0,27004
	L12	6,06	9,46	0,01413			
R7	L13	6,06	9,46	0,04295	0,12064	1,89400	0,43276
	L14	2,25	6,00	0,07769			
R8	L15	11,88	13,25	0,00492	0,20260	1,82870	0,67756
	L16	11,88	13,25	0,00264			
	L17	6,06	9,46	0,02559			
	L18	2,25	6,00	0,16945			
R9	L19	6,06	9,46	0,02740	0,02740	1,27566	0,04459
R10	L20	4,50	9,00	0,04713	0,62846	2,49520	3,91281
	L21	1,44	4,80	0,58133			
R11	L22	6,06	9,46	0,02496	0,07164	1,88550	0,25471
	L23	6,06	9,46	0,00890			
	L24	6,06	9,46	0,02754			
	L25	6,06	9,46	0,01025			
R12	L26	4,50	9,00	0,05765	0,79795	3,71430	11,00851
	L27	1,44	4,80	0,74031			

El caudal total que fluye por la mina producto de la ventilación natural es 584,18 m<sup>3</sup>/min, y el caudal requerido es 570 m<sup>3</sup>/min. Aparentemente se cubre las necesidades, sin embargo este caudal no está disponible en los frentes, ya que el 18,8 % de aire es expulsado a los 150 metros de la rampa (chimenea 402) sin mucho beneficio. De acuerdo al Cuadro 23, la Rampa 500 en su frente de avance cuenta con un caudal de 223,36 m<sup>3</sup>/min que representa el 38,2 %, y el requerido por el *scooptram* según el Cuadro 13 es 216 m<sup>3</sup>/min, lo que indica que al trabajar simultáneamente con el *dumper* generan serios problemas, a pesar de que se encontró instalado un ventilador auxiliar de 10 000 cfm (283 m<sup>3</sup>/min), este nada puede hacer ya que solo genera recirculación. Por tanto la ventilación en la mina Inmaculada 4, es deficiente en cuanto al caudal requerido, cumpliendo con la hipótesis planteada.

## 5.2. Diseño del sistema de ventilación

En los numerales anteriores se hizo una caracterización y evaluación de ventilación de la mina Inmaculada 4, donde se concluyó que el flujo de aire no cumple con los requerimientos en mina, además la concentración de monóxido de carbono está muy por encima de los límites de exposición ocupacional, por tal motivo es necesario diseñar el sistema de ventilación adecuado.

La mina Inmaculada 4, aumentará sus labores, cantidad de personal y equipos diésel, conforme profundice, por tal razón el presente diseño tomará en consideración estos incrementos.

Para realizar el diseño del sistema de ventilación es necesario conocer las características del yacimiento, el método de explotación a usar, equipos a emplear, que están contemplados en el planeamiento de minado de cada unidad minera y que se describió en el Capítulo IV.

### 5.2.1. Propuesta correcciones inmediatas

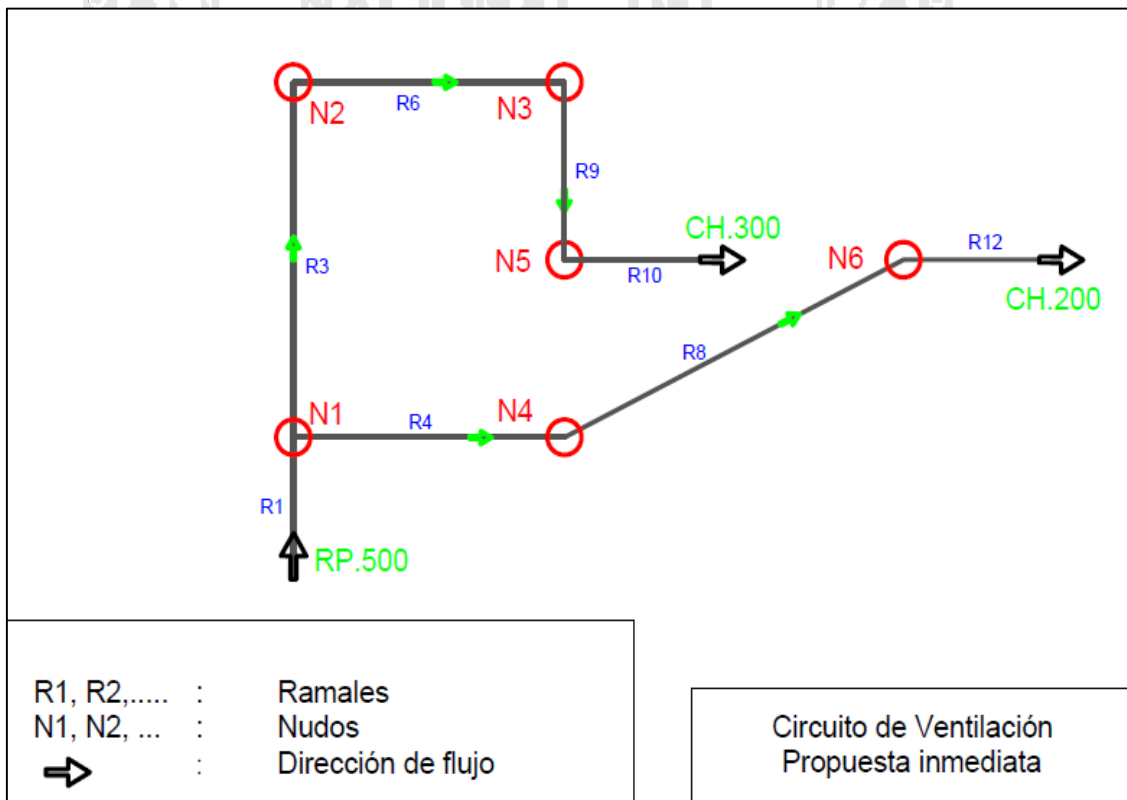
- Hermetizar Chimenea 402 temporalmente, ya que el caudal extraído por esta chimenea no genera ningún beneficio, con esta acción aumentará en cierto porcentaje el caudal de las demás chimeneas.



- Hermetizar Chimenea 425, que ya está culminando la explotación en esta zona norte del nivel 4400 (*By pass* 380N), que consistía en un pequeño block, igualmente esta acción favorecerá al caudal de las dos chimeneas restantes.
- Independizar los flujos entre la Rampa 500 y el *By pass* 380S (nivel 4 400), la extracción de aire viciado de la rampa 500 será por la chimenea 200 exclusivamente hermetizando la conexión con el *By pass* 380S en el nivel 4400. La extracción del aire viciado del *By pass* 380S será por la chimenea 300, hermetizando la conexión con la rampa 500 en el nivel 4 376, quedando la red de ventilación natural como se observa: Ver Figura 16.

**Figura 16**

**Circuito de ventilación natural con correcciones**



En la Figura 16, se observa que el circuito se simplifica en dos ramales independientes de extracción de aire viciado, para calcular el nuevo caudal en los ramales se tiene los siguientes datos: depresión generada por la chimenea 300 ( $H_2=13,78$  Pa), y generada por la chimenea 200 ( $H_3=24,40$  Pa); usando las resistencias de los ramales que se plasmó en el Cuadro 20, se presenta el siguiente Cuadro 25.

**Cuadro 25**  
**Resistencia de ramales'**

<b>RAMAL'</b>	<b>RAMAL</b>	<b>RESISTENCIA RAMALES</b>	<b>RESISTENCIA RAMALES'</b>
R1'	R1	0,00922	0,00922
R2'	R3	0,01515	0,68728
	R6	0,04367	
	R9	0,02740	
	R10	0,62846	
R3'	R4	0,01061	1,01117
	R8	0,20260	
	R12	0,79795	

En casos de minas con varias salidas a superficie, la ventilación natural se presenta en forma de ventiladores aspirantes ficticios, instalado en la boca de las chimeneas, y se resuelve como trabajo de ventiladores en paralelo, sin embargo en el Cuadro 25 se observa que la resistencia del ramal R1', es insignificante respecto a los ramales R2' y R3'. Por lo cual el caudal total será la suma de los generados independientemente, como si el aire lo tomaran directamente de la atmosfera. Sería incorrecto asumir esto sí, R1' tendría un valor alto. Ver Cuadro 26.

Despejando de la ecuación 2.4, y reemplazando en la ecuación 2.21, para circuitos en paralelo el caudal total será:

$$Q_T = \sqrt{\frac{H_2}{R'_2}} + \sqrt{\frac{H_3}{R'_3}}$$

$$Q_T = \sqrt{\frac{13,78}{0,68728}} + \sqrt{\frac{24,40}{1,01117}} = 4,4777 + 4,9123 = 9,3900 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$Q_2 = 4,4777 \text{ m}^3/\text{s} = 268,66 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_3 = 4,9123 \text{ m}^3/\text{s} = 294,74 \text{ m}^3/\text{min}$$

Cuadro 26

## Caudal disponible con propuesta en zonas de operación

RAMAL	NOMBRE LABOR	CAUDAL ANTERIOR (m <sup>3</sup> /min)	NUEVO CAUDAL CON PROPUESTA (m <sup>3</sup> /min)
R4	RP.500	223,36	294,74
R5	GAL.380N	101,78	0,00
R6	GAL.380S	149,21	268,66
R2	CH.402	109,83	0,00
<b>TOTAL</b>		<b>584,18</b>	<b>563,40</b>

Con las correcciones hechas el caudal en la rampa 500, se incrementa en 71,38 m<sup>3</sup>/min, lo que equivale a 32 %, por tanto es correcto y necesario realizarlas.

### 5.2.2. Ventilación principal

Los ventiladores principales son aquellos a través de los cuales circula todo el aire que fluye por la mina, como la mina Inmaculada 4 es de profundización, y la ventilación natural es deficiente, será necesario el uso de ventiladores. El diseño que se desarrollará será considerando el avance hasta el nivel 4 250, que comprende la profundización de la Rampa 500 y tajeo de niveles inferiores. En el plano 3, se observa la proyección de la rampa hasta el nivel 4 250. Se aprecia cuatro niveles de operación cada 50 metros, se considerará hasta este punto para realizar los cálculos.

Se instalará un ventilador extractor en el nivel 4 350, sobre la base de chimenea 195 que ya conectó a la chimenea 200, el aire limpio entrará por la rampa 500, y será evacuado por la chimenea 200.

Al llegar a los niveles 4 300 y 4 250, será imposible ventilar con un solo circuito de ventilación ya que si usamos el ventilador extractor de la chimenea 195, en el nivel más bajo solo extraerá el aire viciado de la rampa dejando sin ventilación los tajos de esos niveles, si se usaría ventiladores auxiliares de igual manera enviaría aire con humos de equipos a los tajos.

Por tanto revisando el plano 3, al llegar a los niveles 4 300 y 4 250 se dispondrá de cuatro chimeneas conectadas a superficie sin considerar la chimenea 425 (rellenada). La

chimenea 200 será exclusivo para la ventilación de la rampa usando el ventilador principal ya instalado hasta ese momento en el nivel 4 350, aspirando aire fresco desde la bocamina por toda la rampa 500, para evacuar por la chimenea 200.

Para la ventilación de tajos se instalará un ventilador principal impelente en superficie sobre la chimenea 300, que insuflará aire limpio hasta el nivel más bajo, luego recorriendo las diferentes labores el aire viciado será evacuado por la chimeneas 402 y 100 a superficie. Se muestra en el plano 4.

Por consiguiente se tendrá dos circuitos independientes de ventilación para las cuales se debe calcular la caída de presión y caudal para dimensionar los ventiladores adecuados.

**5.2.3. Cálculo para ventilador principal de circuito 1 - rampa 500**

La ventilación en este circuito 1 será aspirante: para evacuar los gases de la combustión interna de equipos diésel, generados en su tránsito y trabajo desde la bocamina hasta el frente de avance de la rampa, que hasta el nivel 4 250 consta de 1 639 metros; para el personal del frente de trabajo; para evacuar los gases de voladura de la rampa; para diluir polvos y gases; y además mantener una temperatura adecuada para el trabajo.

**5.2.3.1. Caudal requerido**

Los equipos trabajando serán un *scooptram* y tres *dumper*, el factor de utilización de equipos será 55 %. La cantidad de personal trabajando en la rampa no será más de once personas. Ver Cuadro 27.

**Cuadro 27**

**Caudal requerido en circuito 1 – Rampa 500**

REQUERIMIENTOS DE AIRE EN MINA	m <sup>3</sup> /s	m <sup>3</sup> /min	cfm
Por el número de personal	1,10	66	2 330,8
Por uso de equipo diésel	21,45	1 287	45 450,0
<b>TOTAL</b>	<b>22,55</b>	<b>1 353</b>	<b>47 780,8</b>

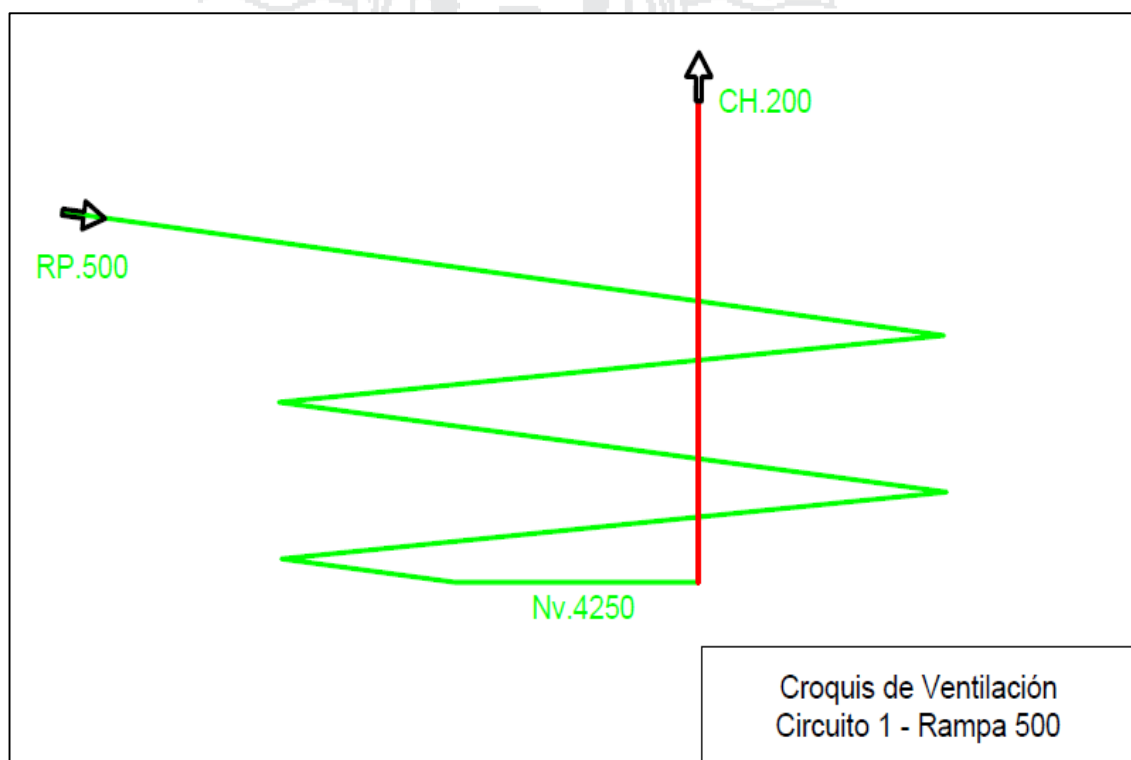
La cantidad de aire requerido será 22,55 m<sup>3</sup>/s, esta cantidad supera la velocidad mínima requerida para diluir polvos y gases, y a la hora de la voladura es exclusivo para este fin, por tanto solo consideramos lo requerido de acuerdo al cuadro anterior.

### 5.2.3.2. Presión requerida

El flujo de aire de este circuito 1, se esquematiza de la siguiente manera: Ver Figura 17.

**Figura 17**

**Circuito 1 - rampa 500**



- **Caída de presión por fricción y choque:** De acuerdo con el circuito de ventilación Figura 17, se requiere calcular dos tramos solamente ya que toda la rampa 500 tiene las mismas características al igual que la chimenea 200, incluyendo además los largos equivalentes por choque. Ver Cuadro 28.

Todos estos cálculos ya se explicaron, se presenta el resumen en el siguiente cuadro.

**Cuadro 28**  
**Caída de presión en circuito 1 – rampa 500**

LABOR	A	P	L	K	SINGULARIDAD	L EQUIV.	L TOTAL	Q	H
RP.500	11,88	13,25	1 639	0,01258	Consta de 4 basculantes de 180°, r/b=0,86	117	2 134	22,55	107,75
					conexión 90° recta con estocada	77			
					Dos dumper transitando ocupando el 40 % de la sección	300			
CH.200	2,25	6,00	218	0,02063	conexión 90° recta con estocada	41	218	22,55	1 203,73
<b>TOTAL</b>			<b>1 857</b>			<b>535</b>	<b>2 351</b>	<b>22,55</b>	<b>1 311,49</b>

La presión requerida en el ventilador, para superar las caídas de presión friccionales y por choque, del circuito 1 es 1 311,49 Pa.

- **Caída de presión dinámica:** Una vez estabilizada la presión estática del sistema, el ventilador requiere desarrollar cierta presión dinámica o de velocidad para mover un caudal dado. Usando la ecuación 2.15.

$$H_{din} = V^2 * \rho / 2$$

La velocidad lo calculamos a partir del caudal requerido y el área de la chimenea 200, por la fórmula ( $V = Q/A$ ).

$$H_{din} = \left(\frac{22,55}{2,25}\right)^2 * \frac{0,739}{2}$$

$$H_{din} = 36,95 Pa$$

Entonces la presión total requerida para el circuito 1 será, la suma de presión estática y dinámica, y se incrementará un 10 % como factor de seguridad:

$$PT = (1\ 311,49 + 36,95) * 1,1 = 1\ 348,44 Pa$$

**5.2.4. Cálculo para ventilador principal de circuito 2 - tajos**

La ventilación para este circuito 2 será impelente: para evacuar los gases de la combustión interna de los equipos, generados durante el ingreso a extracción de mineral; para el personal en los diferentes niveles y tajos; para evacuar los gases de voladura de la producción de mineral; para diluir polvos y gases; y además mantener una temperatura adecuada para el trabajo. El aire fresco ingresará por la chimenea 300, y el aire viciado será evacuado por las chimeneas 402 y 100. Ver plano 4.

**5.2.4.1. Caudal requerido**

Los equipos que ingresaran serán 2 *dumper*, el factor de utilización de equipos será 20 %. La cantidad de personal trabajando será 25. Ver Cuadro 29.

**Cuadro 29**

**Caudal requerido en circuito 2 – tajos**

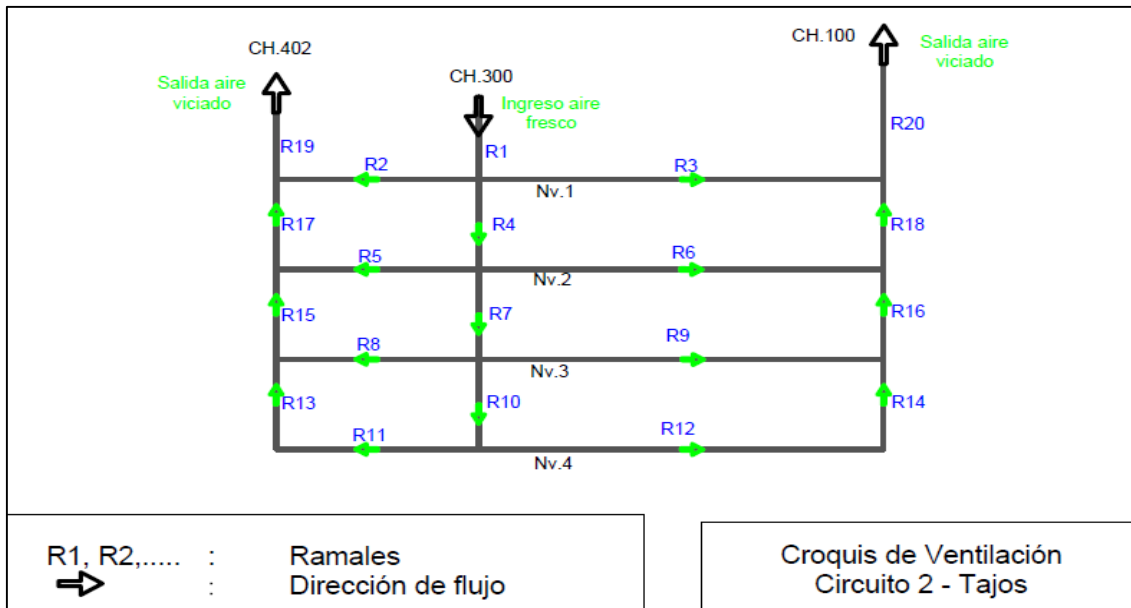
REQUERIMIENTOS DE AIRE EN MINA	m <sup>3</sup> /s	m <sup>3</sup> /min	cfm
Por el número de personal	2,50	150	5 297,2
Por uso de equipo diésel	4,00	240	8 475,5
Por dilución de polvos y gases	6,97	418	14 775,7
<b>TOTAL</b>	<b>13,47</b>	<b>808</b>	<b>28 548,4</b>

La cantidad de aire requerida para el personal y equipos en este circuito está por debajo de la velocidad mínima requerida, por tanto se considera el caudal requerido para diluir polvos y gases.



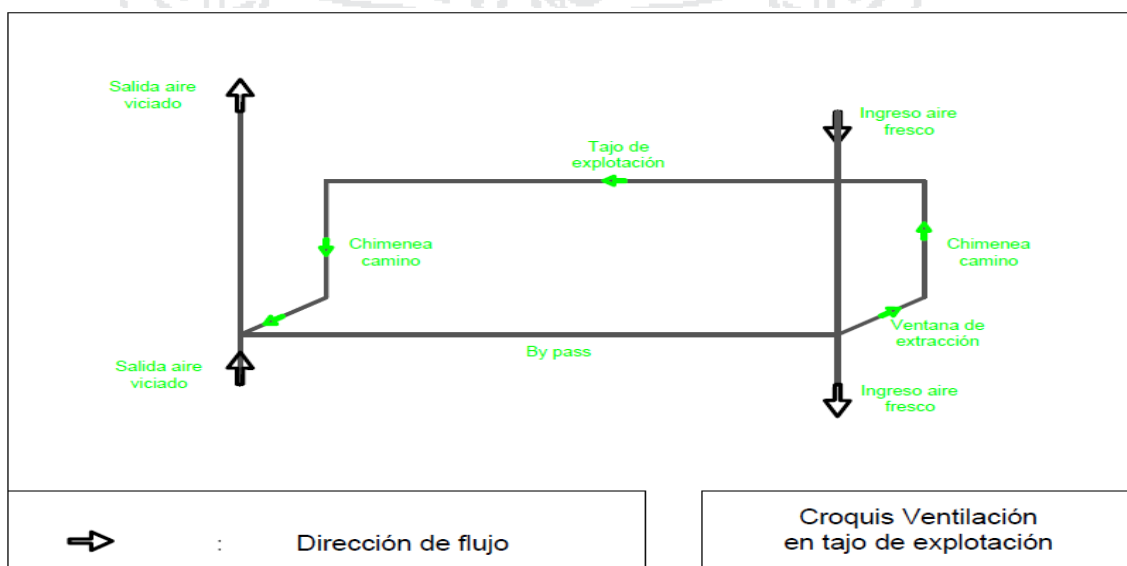
5.2.4.2. Presión requerida. Ver Figura 18.

**Figura 18**  
**Circuito 2 - Tajos**



- Caída de presión por fricción y choque:** En la Figura 18, la longitud de chimeneas son las mismas al igual que los tajos, considerando el nivel 1 el ramal R2 alimentará a un tajo y el ramal R3 a dos, por tanto la resistencia en R3 será el doble del ramal R2, de igual manera en los demás niveles. Las resistencias individuales de cada tajo incluyen las resistencias de ventanas de extracción, chimeneas camino y el subnivel de explotación del tajo como se muestra: Ver Figura 19 y Cuadro 30.

**Figura 19**  
**Ventilación en tajo de explotación**



**Cuadro 30**  
**Resistencia de labores en circuito 2 – Tajos**

LABOR	A	P	L	K	SINGULARIDAD	LONG. EQUIV.	LONG. TOTAL	R
Tajo en explotación en R2	4,5	9,0	100	0,01728	4 conexiones de 90° rectas	163,4	298	1,41142
					2 Bifurcaciones en las chimeneas de ventilación	34,8		
Chimenea de ventilación R4	2,3	6,0	50	0,02063	-	0,0	50	0,75347
Chimenea de ventilación R20	2,3	6,0	62	0,02063	-	0,0	62	0,93431
Chimenea de ventilación R19	2,3	6,0	34	0,02063	-	0,0	34	0,51236
Chimenea de ventilación R1	2,3	6,0	43.5	0,02063	-	0,0	44	0,65552

Como se indicó anteriormente de acuerdo con la Figura 18, las resistencias de los ramales son de la siguiente manera:

$$R2 = R5 = R8 = R11$$

$$2 * R2 = R3 = R6 = R9 = R12$$

$$R4 = R7 = R10 = R13 = R14 = R15 = R16 = R17 = R18$$

Para calcular la caída de presión requerida en este circuito, conocemos los caudales requeridos y las resistencias en cada ramal. Es un circuito complejo, por tanto usaremos

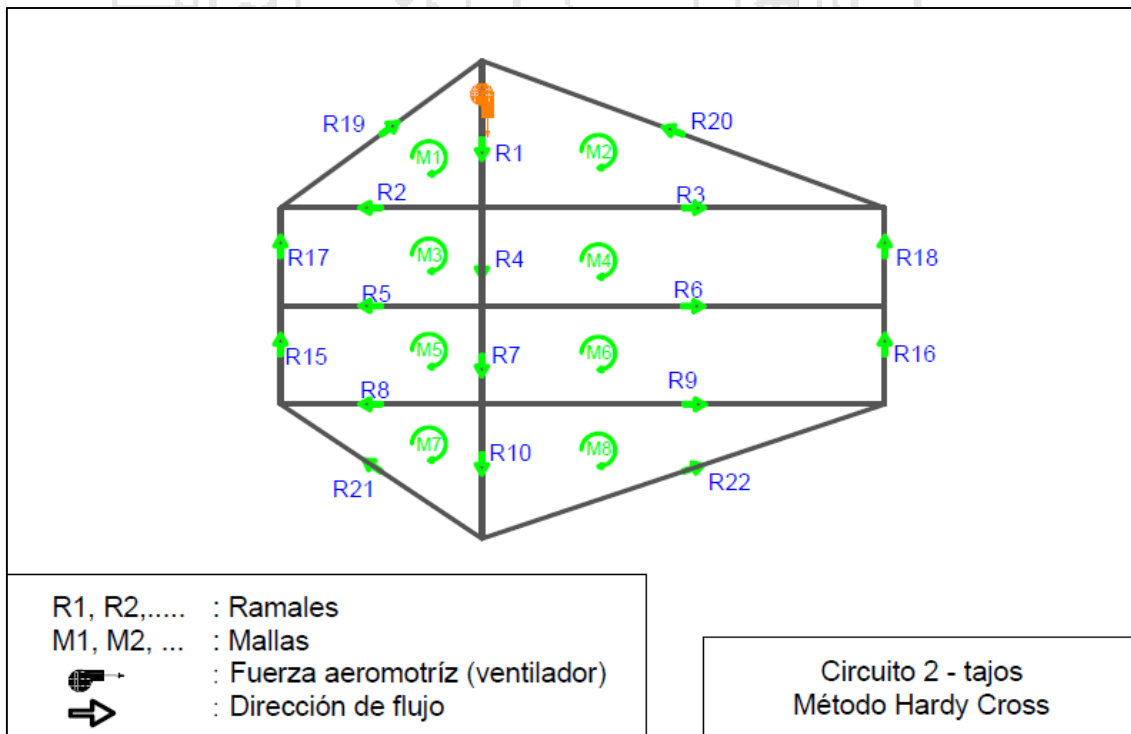
el método de *Hardy Cross* para hallar la caída de presión y las resistencias requeridas en algunos ramales para distribuir el caudal según lo requerido.

En la siguiente Figura 20 se muestra la distribución de ramales, donde se puede observar que el circuito fue cerrado por los ramales R1, R19 y R20, ya que satisfacen la ley de continuidad sumatoria de caudales en un nudo es igual a cero. En consecuencia sin la presencia de un ventilador no habrá flujo alguno de aire en el circuito cerrado.

Cuando el ventilador genere caída de presión, habrá un caudal en movimiento, entonces se necesita saber cuánta presión debe generar el ventilador para cumplir el caudal requerido ( $808 \text{ m}^3/\text{min}$ ), superando resistencias; además los caudales requeridos en cada ramal ya son fijos, lo que se hará, será calcular la resistencia requerida (reguladores) en los ramales menos resistentes para que el aire llegue hasta el nivel más bajo, recorriendo los ramales más resistentes. Ver Figura 20 y Cuadro 31.

**Figura 20**

**Esquema de circuito 2 para aplicar método *Hardy Cross***



**Cuadro 31**

**Cálculo de caída de presión total y resistencias (reguladores) en circuito 2 – Tajos**

MALLA	RAMAL	R	Q	R*Q	R*Q^2	ΔQ	Otros Circuitos	Q (m3/s)
1	R1	0,6555	13,4733	8,8320	118,997 -381,484	0,0000	0,0000	13,4733
	R2	200,0200	1,1228	224,5780	252,1512	0,0000	0,0000	1,1228
	R19	0,5124	4,4911	2,3011	10,3344	0,0000		4,4911
				235,7111	-0,0013	0,0000		
2	R1	0,6555	-13,4733	8,8320	262,4869	0,0000	0,0000	-13,4733
	R3	37,1059	-2,2456	83,3232	-187,1070	0,0000	0,0000	-2,2456
	R20	0,9343	-8,9822	8,3921	-75,3801	0,0000		-8,9822
				100,5474	-0,0002	0,0000		
3	R2	200,0200	-1,1228	224,5780	-252,1512	0,0000	0,0000	-1,1228
	R4	0,7535	10,1050	7,6138	76,9378	0,0000	0,0000	10,1050
	R5	132,2080	1,1228	148,4402	166,6654	0,0000	0,0000	1,1228
	R17	0,7535	3,3683	2,5379	8,5486	0,0000		3,3683
				383,1700	0,0006	0,0000		
4	R3	37,1059	2,2456	83,3232	187,1070	0,0000	0,0000	2,2456
	R18	0,7535	-6,7367	5,0759	-34,1946	0,0000		-6,7367
	R6	15,0668	-2,2456	33,8333	-75,9746	0,0000	0,0000	-2,2456
	R4	0,7535	-10,1050	7,6138	-76,9378	0,0000	0,0000	-10,1050
				129,8463	0,0000	0,0000		
5	R5	132,2080	-1,1228	148,4402	-166,6654	0,0000	0,0000	-1,1228
	R7	0,7535	6,7367	5,0759	34,1946	0,0000	0,0000	6,7367
	R8	102,0700	1,1228	114,6019	128,6725	0,0000	0,0000	1,1228
	R15	0,7535	2,2456	1,6920	3,7994	0,0000		2,2456
				269,8100	0,0011	0,0000		
6	R6	15,0668	2,2456	33,8333	75,9746	0,0000	0,0000	2,2456
	R16	0,7535	-4,4911	3,3839	-15,1976	0,0000		-4,4911
	R9	5,2716	-2,2456	11,8377	-26,5822	0,0000	0,0000	-2,2456
	R7	0,7535	-6,7367	5,0759	-34,1946	0,0000	0,0000	-6,7367
				54,1309	0,0002	0,0000		
7	R8	102,0700	-1,1228	114,6019	-128,6725	0,0000	0,0000	-1,1228
	R10	0,7535	3,3683	2,5379	8,5486	0,0000	0,0000	3,3683
	R21	95,2890	1,1228	106,9884	120,1242	0,0000		1,1228
				224,1282	0,0003	0,0000		
8	R9	5,2716	2,2456	11,8377	26,5822	0,0000	0,0000	2,2456
	R22	3,5763	-2,2456	8,0308	-18,0336	0,0000		-2,2456
	R10	0,7535	-3,3683	2,5379	-8,5486	0,0000	0,0000	-3,3683
				22,4064	0,0000	0,0000		

En la Figura 20, se observa 8 mallas las que se calcularon en el cuadro 31 donde solamente se modifican la presión del ventilador y las resistencias en los ramales R2, R3, R5, R6, R8, R9, R21 que serán reguladores de caudal.

La presión requerida para superar la fricción y las singularidades del circuito 2 es 381,484 Pascales. Además será necesario colocar un regulador en el ramal R2 equivalente a  $200,0200 \text{ N s}^2/\text{m}^8$ , de igual manera para los demás ramales resaltados en el Cuadro 31.

- **Caída de presión dinámica:** Aplicando la ecuación 2.15, considerando la velocidad a partir del caudal requerido y el área de la chimenea 200, por la fórmula,  $V = Q/A$

$$H_{din} = V^2 * \rho/2$$

$$H_{din} = \left(\frac{13,47}{2,25}\right)^2 * \frac{0,739}{2}$$

$$H_{din} = 13,243 \text{ Pa}$$

Entonces la presión total requerida para el circuito 2 será, la suma de presión estática y dinámica, y se incrementará un 10 % como factor de seguridad.

$$PT = (381,484 + 13,243) * 1,1 = 434,20 \text{ Pa}$$

### 5.2.5. Ventilación auxiliar

La ventilación auxiliar se usa adicionalmente para ventilar frentes de avance ciegos, que en la mina Inmaculada 4 son cortas no sobrepasa los 300 metros en avances frontales, y en chimeneas se usará aire comprimido solo para evacuar gases después del disparo.

- **Selección diámetro de tubería:** Se sabe que la altura de la rampa es 3,50 metros y el equipo de mayor altura es el *dumper* con 2,30 metros, por tanto hay 1,20 metros de espacio en la corona de la rampa, dejando una holgura de 0,20 metros, se usará mangas de 1,00 metros de diámetro. Siempre se tratará de usar el mayor diámetro posible de tubería ya que mientras mayor sea, se requiere menos potencia en el motor del ventilador.

- **Cálculo para ventilador auxiliar:** El caudal requerido será para 10 personas como máximo en el frente y dos equipos diésel trabajando (*scooptram* y *dumper*), el caudal por uso de equipos ya fue indicado anteriormente. Ver Cuadro 32.

**Cuadro 32**  
**Requerimiento de caudal en frente de trabajo**

REQUERIMIENTO DE AIRE EN FRENTE DE TRABAJO	m <sup>3</sup> /s	m <sup>3</sup> /min	cfm
Por el número de personal	1,00	60	2 118,9
Por uso de equipo diésel	7,60	456	16 103,5
<b>TOTAL</b>	<b>8,60</b>	<b>516</b>	<b>18 222,4</b>

Para hallar la caída de presión, el factor de fricción K típico de mangas flexibles es 0,004  $Ns^2/m^4$ , la longitud máxima del conducto será 300 metros, el diámetro es 1,0 metros, con estos datos:

$$P = \pi * D = 3,14 \text{ m}$$

$$A = (\pi/4) * D^2 = 0,785 \text{ m}$$

$$Q = 8,60 \text{ m}^3/\text{s}$$

Reemplazando en la ecuación 2.4, la caída de presión estática es:

$$H_e = \frac{K * P * L}{A^3} * Q^2 * \frac{\rho}{1,2}$$

$$H_e = \frac{0,004 * 3,14 * 300}{0,785^3} * 8,60^2 * \frac{0,739}{1,2} = 354,42$$

Aplicando la ecuación 2.15, para hallar presión dinámica:

$$H_d = V^2 * \frac{\rho}{2} = \left(\frac{8,60}{0,785}\right)^2 * \frac{0,739}{2} = 44,30 \text{ Pa}$$

La caída de presión total requerida será:

$$H_T = (H_e + H_d) * 1,2 = 478,47 Pa$$

### 5.2.6. Selección de ventiladores

Se necesita seleccionar ventiladores para dos circuitos principales y para la ventilación auxiliar de frentes de avance. Con las siguientes características:

Circuito 1 - rampa 500:  $Q = 22,55 m^3/s = 47\ 781\ cfm$   
 $P = 1348,44 Pa = 137,46\ mm\ c.a. = 5,41\ pulg.\ de\ agua$

Circuito 2 - tajos:  $Q = 13,47 m^3/s = 28\ 548\ cfm$   
 $P = 434,20 Pa = 44,26\ mm\ c.a. = 1,74\ pulg.\ de\ agua$

Ventilación auxiliar:  $Q = 8,60 m^3/s = 18\ 222\ cfm$   
 $P = 478,47 Pa = 48,77\ mm\ c.a. = 1,92\ pulg.\ de\ agua$

Para hallar la potencia del ventilador se usa la ecuación 2.17.

$$HP_V = \frac{Q * H}{735,75 * \eta * DE * ME}$$

$$HP_V = \frac{22,55 * 1\ 348,44}{735,75 * 75\ % * 100\ % * 90\ %}$$

$$HP_V = 61,23$$

Por lo que se selecciona un motor de 60 HP, para el circuito 1 que trabajará aspirando el aire viciado de la rampa 500, su instalación es urgente y debe ser realizada inmediatamente se disponga de dicho ventilador, ya que la chimenea 200 está conectado hasta el nivel 4 350, de igual manera se hace el cálculo para el circuito 2 y ventilación auxiliar, obteniendo las siguientes potencias:



Circuito 1 – rampa 500: 60 HP.

Circuito 2 – tajos: 15 HP.

Ventilación auxiliar: 10 HP.

### 5.3. Discusión de resultados

En la presente tesis se investigó la caracterización del sistema de ventilación en Inmaculada 4, que consistió en recolectar información acerca del caudal del aire, presencia y concentración de gases, fuentes demandantes de aire, determinación de la rugosidad de la labor. En base a ello se plantea el diseño que se presentó.

#### 5.3.1. Calidad de validez

Los materiales e instrumentos fueron facilitados por la minera CIEMSA, en cuanto al anemómetro no contó con certificado de calibración, sin embargo comparando la velocidad obtenida usando tubos de humo es similar, por tanto el error del instrumento es mínimo. El error que se pudo haber cometido es a la hora de realizar las lecturas, el paralelismo del eje de las paletas del anemómetro respecto a la dirección de labor, sin embargo por ser la mina relativamente pequeña se tomó mediciones con ambos instrumentos, para de esta manera validar los resultados. La dificultad de paralizar los equipos diésel en operación a la hora de realizar las mediciones fue un punto débil, además de tomar muestras en horas muertas, que no representan la realidad del flujo de aire de la operación minera, para minimizar este efecto solo se consideró los caudales de ingreso y salidas. Y el caudal en los ramales dentro de mina se obtuvo calculando resistencias, luego se aplicó la metodología de *Hardy Cross* para hallar la distribución natural del caudal de aire. Este método exige que los caudales de ingreso y salidas cumplan la ley de continuidad, y como tal se asumió esta condición, no obstante en la realidad el aire sufre cambios de temperatura y en composición, los cuales generalmente aumentan su volumen al pasar por la mina. Otro punto débil es que tampoco se consideró el aire comprimido que se usa en mina, que también aumentan la cantidad de aire que sale de la mina.

Por falta de equipos de medición, la presión barométrica fue obtenida a partir de fórmulas científicas mencionadas en el marco teórico, que pudiera no representar la verdadera situación de la mina.

El diseño de ventilación obtenido es teórico, ya que hace mención a una situación aún no dada (proyección de labores). El cual pudiera ser un tanto diferente a la hora de poner en funcionamiento dicho plan, para lo cual será necesario ajustes y correcciones en el terreno.

### 5.3.2. Comparación de resultados

En cuanto al caudal de aire que mueve la ventilación natural es 584,18 m<sup>3</sup>/min, generado por cuatro chimeneas que tienen una diferencia de altura respecto a la bocamina de 50, 30 y 20 metros. Y en la mina Calpa - Arequipa mencionado en los antecedentes de esta investigación, indica un caudal promedio de 165,42 m<sup>3</sup>/min, movido por la ventilación natural con una diferencia de altura de hasta 450 metros. La razón por la que la ventilación en Inmaculada 4 mueva un caudal mayor a pesar de la poca altura de chimeneas, es que cuenta con labores amplias y varias chimeneas de extracción, a comparación de la mina Calpa que tiene labores convencionales.

Es discutible los valores que se obtuvo en el monitoreo de CO<sub>2</sub>, ya que según Ochochoque quién realizó mediciones de concentración de gases en la mina Rinconada, la presencia de CO<sub>2</sub> es proporcional al de monóxido de carbono (CO), sin embargo en la presente investigación no tuvo relación directa ya que estuvo dentro de los límites de exposición ocupacional.

Los valores para las caídas de presión por choque, vienen establecidas en tablas, gráficos y en muchas teorías similares, en esta investigación se obtuvo usando el Anexo 2 (Novitzky), que si el lector trata de calcular podría obtener muchos resultados diferentes pero aproximados. Además *Hartman* indica que es muy complicado calcular las pérdidas por choque, ya que existe un sin número de singularidades que se pueden presentar en las labores de mina.

## CONCLUSIONES

1. En el frente de profundización, rampa 500 de la mina Inmaculada 4, se encontró valores de hasta 145 ppm de monóxido de carbono (CO), durante la limpieza de carga con equipo diésel, y 45 ppm del mismo en ausencia de equipos, en ambos casos sobrepasa el límite de exposición ocupacional establecido según el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería vigente.
2. El caudal requerido para satisfacer las necesidades en interior mina es 570,00 m<sup>3</sup>/min y el caudal que mueve la presión de ventilación natural es 584,18 m<sup>3</sup>/min, aparentemente el flujo natural abastece las necesidades, sin embargo no todo el aire que ingresa a mina es productiva, ya que el 18,8 % de aire se evacúa sin mucho aprovechamiento, y para el frente de la rampa 500, solo se dispone de 223,36 m<sup>3</sup>/min que representa el 38.2 % de lo requerido, por tanto la ventilación en la mina Inmaculada 4 es crítica a la hora de usar equipos diésel.
3. Se concluye que el diseño propuesto optimiza el sistema de ventilación, ya que tendrá dos circuitos independientes de ventilación: uno para la rampa 500, que será para evacuar los humos durante el tránsito de equipos, y para el frente de avance con un ventilador auxiliar; otro para los tajos en explotación usando reguladores para asegurar el ingreso de aire hasta el nivel más bajo.
4. Los requerimientos de caudal y presión calculados son: en el circuito 1 para ventilar todo el largo de la rampa 500 y su frente de avance, 1 353,00 m<sup>3</sup>/min (48 000 cfm) con una presión de 1 348,44 Pa (5,41 pulg. de agua); en el circuito 2 comprendido por la ventilación de tajos en explotación, 808,40 m<sup>3</sup>/min (29 000 cfm) con una presión de 434,20 Pa (1,74 pulg. de agua); y para la ventilación auxiliar del frente de avance de la rampa, 516,00 m<sup>3</sup>/min (18 500 cfm) con una presión de 478,47 Pa (1,92 pulg. de agua).

## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda clausurar la chimenea 425 una vez culminado la explotación en esa zona; y hermetizar temporalmente la chimenea 402 hasta tener conectado el circuito 2 para la ventilación de tajos que independizará la ventilación de la rampa 500, estas acciones aumentaran el caudal de aire, reduciendo la concentración de monóxido de carbono.
2. Se recomienda aplicar el diseño propuesto, que consta de dos circuitos principales independientes: uno para ventilar la rampa de acceso y su frente de avance, instalando un ventilador aspirante sobre la chimenea 200, el aire limpio será tomada por la bocamina principal; otro para ventilar los tajos de explotación, se instalará un ventilador impelente sobre la chimenea 300 una vez conectado al nivel 4350, el aire viciado será evacuado por las chimeneas 402 y 100.
3. Se recomienda adquirir los siguientes ventiladores: 1 ventilador de 60 HP, para el circuito 1 que será para ventilar la rampa 500, todo su trayecto y su frente de avance; 1 ventilador de 15 HP, para ventilar los tajos de explotación; 2 ventiladores de 10 HP para ventilar frentes de avance ciegos que se usarán con mangas de ventilación.

**BIBLIOGRAFÍA**

1. Andrade G., Sergio. (2008). *Guía metodológica de seguridad para proyectos de ventilación de minas*. Servicio Nacional de Geología y Minería, Departamento de Seguridad Minera, Chile.
2. Campillos P., Alberto. (2015). *Optimización y modelización del circuito de ventilación de una mina subterránea*. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía, España.
3. Centeno Q., Gil. (2011). *Evaluación de ventilación natural y mecánica que influye en el diseño del sistema de ventilación de galería 635W nivel 1950 mina Calpa – Arequipa 2011*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
4. Cisternas Y., Raúl. (2014). *Sistema de ventilación principal en mina Modelo*. VDM. Ltda, Chile.
5. Compañía Peruana de uso Minero Ecológico y Técnico. (2006). *Ventilación en minas subterráneas*. Lima, Perú.
6. Córdova Q., Cristian C.; Molina E., Jorge M. (2011). *Caracterización del sistema de ventilación en minería subterránea*. Universidad Nacional de Colombia.
7. Departamento de Estadística e Investigación Operativa. (2009). *Listado de fórmulas estadísticas*. Murcia, España.
8. Enríquez R., Jorge F. (2011). *Evaluación del sistema de ventilación de la mina San Vicente - compañía minera San Ignacio de Morococha, aplicando el software Ventsim 3.9*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
9. Gutiérrez A., Claudio. (2010). *Recirculación controlada en minería subterránea*. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas. Universidad de Chile.
10. Hartman, Howard L. (1997). *Mine Ventilation and air conditioning*. 3ra. Edición de editorial A Wiley Interscience Publication. New York, USA.

11. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. (1989). *Manual de ventilación de minas*. Lima, Perú.
12. Mine Ventilation Services. (2003). *Manual DuctSIM – versión 1.0b*. Clovis, CA 93611, USA.
13. Naira A., Ángel V. (1999). *Ventilación del desarrollo de la galería 385-E Santa Ana - Compañía Minera Ananea - nivel 4945*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
14. Novitzky, Alejandro. (1962). *Ventilación de minas*. Buenos Aires. Argentina.
15. Ochochoque M., José (2014). *Generación de gases y diseño del sistema de ventilación en el pique de zona Ritty Pata - mina La Rinconada*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
16. Oficina Internacional de Pesas y Medidas. (2008). *Sistema Internacional de Unidades SI*. 2ª edición en español, Paris, Francia.
17. Quevedo C., Carlos M. (2013). *“Sistema de ventilación de diez kilómetros del túnel de conducción de la Central Hidroeléctrica Huanza”*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ciencias Físicas, EAP de Ingeniería Mecánica de Fluidos. Lima, Perú.
18. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Decreto Supremo N° 024-2016-EM. Perú.
19. Rojas C., José A. (2007) *Planeamiento del sistema de ventilación principal de la U.M. el Porvenir de la Compañía Minera Milpo S.A.A*. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho, Perú.
20. Sanga C., Jamil (2012). *Ventilación de bodega de almacenamiento de producto terminado de una fábrica de balanceado*. Escuela Superior Politécnica del Litoral. Guayaquil. Ecuador.

21. Simposio de Metrología. (2010). *Impacto de la nueva fórmula de la densidad del aire CIPM-2007*. Centro Nacional de Metrología, México.
22. Tellechea D., Yamandú. (2015). *Implementación de una herramienta informática en Matlab para la resolución de la ventilación de una mina*. Universidad de Cantabria. España.
23. Vargas R., Oscar (2014). *Diseño del circuito en un sistema de ventilación natural de la zona Gisela – mina Esperanza de Caraveli – compañía minera Titán del Perú S.R.L.* Universidad Nacional del Altiplano Puno.

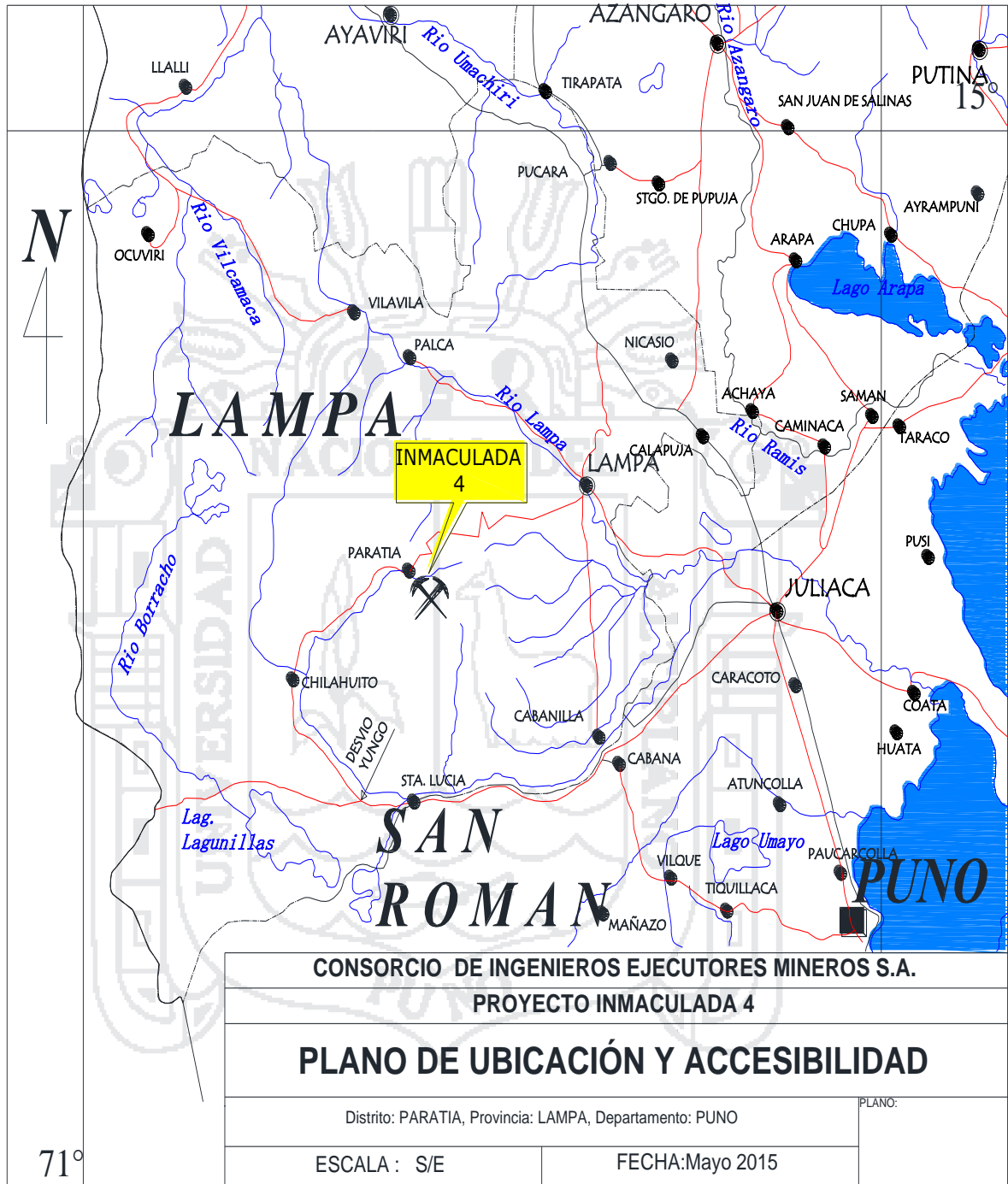






Anexo 1

Plano de ubicación proyecto minero Inmaculada 4



Fuente: Plan de minado Inmaculada 4 - CIEMSA 2015.

**Anexo 2**

**Valores de  $\xi$ , para hallar la caída de presión por choque**

Cambios de dirección con paredes rectas, no redondeadas						
Ángulo de giro (grados)	120	100	80	60	40	20
Valor de coeficiente ( $\xi$ )	2,4	1,5	0,95	0,55	0,3	0,2

Cambios de dirección con paredes redondeadas para diversos valores de r/b, donde r-radio del ángulo interior redondeado y b-ancho de la labor, se pueden admitir los siguientes valores del coeficiente $\xi$ (ángulo de giro de 90°)								
r/b	0,25	0,5	0,75	1	1,5	2	3	4
$\xi$	0,3	0,18	0,13	0,1	0,09	0,08	0,075	0,07

Con ángulos diferentes del recto, el coeficiente de la resistencia local  $\xi$  se calcula por la fórmula:

$$\xi = X * \xi$$

Dónde: X es el coeficiente de corrección según la tabla.

Valores del coeficiente de corrección X, según Bodiaguin														
Ángulo de giro (grados)	10	20	30	40	45	50	60	70	80	90	100	110	120	140
Valores de X	0,05	0,12	0,19	0,28	0,33	0,38	0,51	0,63	0,8	1	1,32	1,63	1,98	2,43

Estos valores del coeficiente  $\xi$ , están dados para conductos de aire con paredes lisas ( $K=0,002943$ ); los valores de los mismos coeficientes en canales rugosos pueden obtenerse de la ecuación de Komarov:

$$\xi_{rug} = \xi_{liso} + 23,955 * (K_{rug} - K_{liso})$$

Ensanchamiento y estrechamiento súbito: El valor del coeficiente  $\xi$  depende del cociente entre las secciones S1/S2 y de la rugosidad de las paredes.

Valores de K	Valores de S1/S2				
	0,1	0,3	0,5	0,7	0,9
0,0039	1,19	0,73	0,39	0,15	0,03
0,0078	1,53	0,94	0,50	0,20	0,04
0,0118	1,87	1,14	0,62	0,24	0,05
0,0157	2,21	1,35	0,73	0,29	0,05
0,0196	2,55	1,56	0,84	0,33	0,06
0,0235	2,89	1,77	0,95	0,37	0,07

Valores de K	Valores de S2/S1			
	0,8	0,6	0,4	0,2
0,0039	0,05	0,17	0,29	0,36
0,0078	0,06	0,21	0,35	0,45
0,0118	0,08	0,26	0,44	0,56
0,0157	0,09	0,29	0,49	0,62
0,0196	0,10	0,33	0,56	0,71
0,0235	0,11	0,37	0,62	0,79

Fuente: Ventilación de minas, Alejandro Novitzky.

