



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FISICAS Y MATEMATICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**RECIRCULACION CONTROLADA
EN MINERIA SUBTERRANEA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

CLAUDIO ALEJANDRO GUTIÉRREZ ARAVENA

**PROFESOR GUÍA:
ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
RAUL CASTRO RUIZ
CAMILO SALINAS TORRES**

**SANTIAGO DE CHILE
ABRIL 2010**

Resumen

Motivado por los nuevos proyectos de block caving a realizarse en Chile, y ante las demandas crecientes de ventilación, sumado al aumento del costo de la energía, se ha decidido revisar la tecnología de recirculación controlada de aire. La cual consiste en usar parte del aire viciado, sacando parte del principal contaminante, el polvo, y reintroducirlo a la alimentación del circuito de ventilación, mezclando con aire fresco, proveniente del exterior de la mina de manera de movilizar menos aire desde el exterior de la mina, aumentando localmente el caudal en los lugares donde se necesita, manteniendo los niveles de las concentraciones de los distintos contaminantes en la inyección a las frentes de trabajo, como una fracción de los límites establecidos en la normativa, y alrededor del límite ponderado permisible en la salida.

Debido a que en los trabajos revisados sobre recirculación controlada, no se planteó explícitamente como principal objetivo el reducir el caudal en la entrada, fue necesario establecer un modelo de concentraciones y caudales, que permitiera identificar las variables relevantes. Se identificaron tres variables sobre las cuales el planificador tiene que decidir: Caudal de entrada, Fracción Recirculada y Eficiencia de filtrado.

Planteando un caso de estudio sintético, en el cual se revisarían los caudales, consumos energéticos, costos e inversiones para la ventilación de un bloque de un nivel de producción de una mina de block caving. Se encontró que el caudal de entrada no puede ser disminuido mas allá de cierto punto, debido a las restricciones de concentraciones impuestas para el monóxido de carbono, el segundo contaminante en importancia que además no puede ser filtrado, sino que solamente puede ser controlado mediante dilución con el caudal de entrada. Esta reducción de aproximadamente un 20% en el caudal de entrada, para todos los casos revisados, supone un ahorro en el costo energético de un 51,2% por concepto de menor movimiento de aire desde la frente.

La diferencia entre una alternativa de filtrado y otro, hace que, a partir de cierto punto llamado eficiencia crítica, a mayor eficiencia de filtrado, menor es la fracción recirculada necesaria para alcanzar la misma reducción de caudal de entrada. Esta eficiencia de filtrado, se relaciona de una manera no explícita con los costos de inversión, operación y mantención de dicha alternativa, por lo cual el problema de que sistema de filtrado escoger, no puede ser resuelto de manera analítica como un problema de optimización, por lo que se debe investigar cada alternativa por separado.

Paralelamente, se investigaron características propias del funcionamiento de los distintos sistemas de filtrado, para lograr obtener algunos indicadores claves. Se puso especial cuidado en la investigación de las cámaras decantadoras, debido a su casi nulo costo de operación, y en el estudio de los precipitadores electrostáticos, para lograr aislar los distintos consumos energéticos involucrados.

Los resultados muestran que a partir de cierto punto en cuando a distancia de la entrada de la mina, o costo energético de llevar el aire desde la entrada de la mina, hasta el nivel de ventilación, el ahorro energético debido al menor movimiento de aire desde la frente, las alternativas de recirculación controlada, comienzan una a una a ser más atractivas desde el punto de vista económico que la ventilación tradicional.

Abstract

Motivated by the new draft block caving to be held in Chile, and with the growing demands of ventilation, coupled with rising cost of energy has decided to review the technology of controlled air recirculation. Which is to use part of the stale air, removing part of the main pollution, dust, and reintroduce it to the circuit power ventilation, mixing with fresh air from outside the mine so as to mobilize less air from outside the mine, increasing the flow locally in places where it is needed, maintaining levels of concentrations of various pollutants in the injection to work fronts as a fraction of the limits under the law, and about weighted permissible limit in the output.

Because in the papers reviewed on recirculation control, is not explicitly raised as main objective to reduce the flow at the entrance, was necessary to establish a pattern of concentrations and flow rates, which would identify relevant variables.

We identified three variables on which the planner has to decide: Flow input fraction recirculated and filtering efficiency.

Pose a synthetic case study, in which he reviewed the flows, energy consumption, and investment costs for the ventilation of a block of an output of a block caving mine. It was found that the inlet flow cannot be diminished beyond a certain point, due to restrictions imposed on the concentration of carbon monoxide, the second largest pollutant also cannot be filtered, but can only be controlled by dilution with the inflow. This reduction of approximately 20% in the inlet flow for all cases reviewed, a saving in energy cost of 51,2% government slightest movement of air from the front.

The difference between an alternative to filtering and other causes, beyond a certain point called the critical efficiency, the higher the filtration efficiency, the lower the recirculated fraction necessary to achieve the same reduction of inflow. This filtering efficiency is related to non-explicit costs of investment, operation and maintenance of such an alternative, so the problem of choosing filtering system cannot be solved analytically as an optimization problem, so each alternative should be investigated separately.

In parallel, the study investigated the performance characteristics of different filter systems in order to gain some key indicators. Special care was taken in the investigation of decanting chambers, due to its almost zero operating cost, and the study of electrostatic precipitators, to achieve energy consumption isolate individual involved.

The results show that beyond a certain point when away from the entrance of the mine, or energy cost of carrying air from the mine entrance, to the level of ventilation, energy savings due to lower air movement from forehead, alternatives controlled recirculation, start one by one to be more attractive from an economic point of view that the traditional ventilation.

Índice de Contenidos

CAPÍTULO 1	1
INTRODUCCIÓN	1
1.1 DEFINICIÓN Y CONTEXTO DE LA PROBLEMÁTICA	1
1.2 MOTIVACIÓN	1
1.3 OBJETIVOS.....	3
1.3.1 Objetivos Principales	3
1.3.2 Objetivos Específicos.....	3
1.4 ALCANCES	3
CAPÍTULO 2	4
ANTECEDENTES	4
2.1 LA RECIRCULACIÓN CONTROLADA DE AIRE EN EL MUNDO.....	4
2.1.1 Los inicios en el Reino Unido.....	4
2.1.2 El caso sudafricano:.....	9
2.1.3 La recirculación en Canadá	10
2.1.4 El caso australiano.....	12
2.1.5 El caso norteamericano.....	14
2.1.6 Factibilidad en Rumania	15
2.1.7 El caso chileno	15
2.2 MARCO LEGAL EXISTENTE EN CHILE.....	16
2.2.1 Recirculación de aire en la legislación	16
2.2.2 Legislación vigente para la ventilación.....	16
CAPÍTULO 3	19
CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES CONTAMINANTES	19
3.1 MATERIAL PARTICULADO	19
3.1.1 Polvo.....	19
3.2 GASES DE ESCAPE EQUIPOS DIESEL	20
3.2.1 Monóxido de carbono	20
3.2.2 Óxidos de nitrógeno.....	20
3.2.3 Aldehído fórmico	20
CAPÍTULO 4	21
METODOLOGÍA	21
4.1 FASES DE UNA PLANIFICACIÓN DE LARGO PLAZO EN VENTILACIÓN TRADICIONAL	21
4.2 METODOLOGÍA PROPUESTA PARA UN ESTUDIO DE RECIRCULACIÓN CONTROLADA	22
4.3 ASPECTOS CRÍTICOS A COMPARAR.....	23
4.4 DEFINICIÓN CASO BASE	26
4.5 CIRCUITO CON RECIRCULACIÓN.....	32
4.6 MODELO DE FILTRADO	33
4.7 MODELO DE CONCENTRACIONES	36
4.8 METODOLOGÍA PARA LA ESTIMACIÓN DE LAS VARIABLES DE DECISIÓN.....	44

CAPÍTULO 5	51
RESULTADOS	51
5.1 ESTIMACIÓN DE CAUDALES	51
5.2 CONSUMO ENERGÉTICO ASOCIADO	52
5.2.1 <i>Escenario 1</i>	52
5.2.2 <i>Escenario 2</i>	52
5.2.3 <i>Escenario 3</i>	53
5.3 COSTOS DE OPERACIÓN.....	54
5.3.1 <i>Escenario 1</i>	54
5.3.2 <i>Escenario 2</i>	55
5.3.3 <i>Escenario 3</i>	56
5.4 INVERSIONES ASOCIADAS	56
5.4.1 <i>Escenario 1</i>	57
5.4.2 <i>Escenario 2</i>	57
5.4.3 <i>Escenario 3</i>	58
5.5 RESUMEN FLUJO DE CAJA.....	59
5.5.1 <i>Escenario 1</i>	59
5.5.2 <i>Escenario 2</i>	59
5.5.3 <i>Escenario 3</i>	60
CAPÍTULO 6	61
ANÁLISIS DE RESULTADOS	61
6.1 ANÁLISIS CRÍTICO A LA BIBLIOGRAFÍA REVISADA.....	61
6.2 ANÁLISIS DE RESULTADOS OBTENIDOS EN SIMULACIONES.....	62
CAPÍTULO 7	64
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	64
CAPÍTULO 8	66
BIBLIOGRAFÍA	66

Listados de figuras

Figura 2-1: Aumento local de la velocidad del aire en galería de retorno de aire viciado (Después de Allan, 1983)	4
Figura 2-2: Distrito simple de recirculación (Longson et. al., 1987)	6
Figura 2-3: Esquema Recirculación Controlada en Wearmouth (Robinson & Harrison, 1987).....	7
Figura 2-4: Concentración transiente para la emisión de un pulso de metano (Longson et. al., 1987).....	8
Figura 2-5: Concentración de metano, desde el encendido de un ventilador (Longson et. al., 1987)	8
Figura 2-6: Recirculación en la mina de oro de Lorraine (Burton, 1984).....	9
Figura 2-7: Eficiencia de recolección de polvo para la cámara de nebulización de agua de Lorraine (Burton, 1984).....	10
Figura 2-8: Esquema Recirculación en Mount Isa (Wu, H. W., 2001)	13
Figura 2-9: Esquema de circuito usado para cálculo de concentraciones en Mount Isa (Wu, H. W., 2001).....	14
Figura 4-1: Análisis de sistemas de ventilación subterránea (McPherson, 1993).....	21
Figura 4-2: Metodología propuesta para estudio de recirculación controlada	22
Figura 4-3: Perfil cruzado de inyección, chimeneas de inyección y corte a calles de producción.	27
Figura 4-4: Planta nivel de producción caso base	28
Figura 4-5: Concentración de polvo total y fino en función de la velocidad del aire (McPherson, 1993).....	29
Figura 4-6: Curva granulométrica de polvo generado que entra en suspensión.....	30
Figura 4-7: Chimeneas de traspaso de material y extracción de aire	31
Figura 4-8: Vista isométrica circuito caso base.....	32
Figura 4-9: Vista isométrica circuito con recirculación controlada.	33
Figura 4-10: Eficiencia de filtrado por tamaño de partícula para un ciclón	34
Figura 4-11: Diagrama de flujos y concentraciones para polvo	37
Figura 4-12: Diagrama de flujos y concentraciones para monóxido de carbono	38
Figura 4-13: Circuito recirculación controlada para el polvo.....	39
Figura 4-14: Circuito recirculación controlada para monóxido de carbono.....	41
Figura 4-15: Familia de distribuciones de flujos que satisface condición de borde para PM5,	46
Figura 4-16: Familia de distribuciones de flujos que satisface condición de borde para PM5,	47
Figura 4-17: Familia de distribuciones de flujos que satisface condición de borde para monóxido de carbono.....	48
Figura 4-18: Familia de distribuciones de flujos que satisface condición de borde para oxígeno	49
Figura 4-19: Punto de mínima fracción recirculada posible para un caudal de entrada mínimo.	50

Listado de tablas

Tabla 2-1: Límite ponderado permisible para gases de escape de equipos diesel.....	16
Tabla 2-2: Límite ponderado permisible para polvo	18
Tabla 4-1: Concentraciones de entrada de aspectos ambientales más relevantes	26
Tabla 4-2: Dimensiones chimenea de inyección	26
Tabla 4-3: Dimensiones galería de inyección principal	27
Tabla 4-4: Dimensiones chimeneas de inyección de aire al nivel de producción	27
Tabla 4-5: Dimensiones calles de producción.....	28
Tabla 4-6: Estimación Factores de Emisión para polvo total y respirable	29
Tabla 4-7: Generación de monóxido de carbono y consumo de aire del equipo.....	30
Tabla 4-8: Dimensiones chimeneas de extracción de aire desde el nivel de producción.....	31
Tabla 4-9: Dimensiones galería de extracción principal	31
Tabla 4-10: Dimensiones chimenea de extracción	31
Tabla 4-11: Dimensiones cruzado de recirculación	32
Tabla 5-1: Parámetros técnicos de operación para sistemas de.....	51
Tabla 5-2: Parámetros técnicos de operación para sistemas de.....	51
Tabla 5-3: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de	52
Tabla 5-4: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de	52
Tabla 5-5: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de	53
Tabla 5-6: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de	53
Tabla 5-7 Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de	53
Tabla 5-8: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de	53
Tabla 5-9: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de.....	54
Tabla 5-10: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de.....	55
Tabla 5-11: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de.....	55
Tabla 5-12: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de.....	55
Tabla 5-13: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de.....	56
Tabla 5-14: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de.....	56
Tabla 5-15: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de	57
Tabla 5-16: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de	57
Tabla 5-17: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de	57
Tabla 5-18: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de	58
Tabla 5-19: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de	58
Tabla 5-20: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de	58
Tabla 5-21: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 1 ..	59
Tabla 5-22: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 1 ..	59

Tabla 5-23: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 2..	59
Tabla 5-24: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 2	60
Tabla 5-25: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 3 ..	60
Tabla 5-26: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 3	60

Listado de ecuaciones

Ecuación 2-1: Factor de corrección por jornada laboral.....	17
Ecuación 2-2: Factor de corrección por altura.....	18
Ecuación 2-3: Corrección al límite de polvo, por contenido de sílice.....	18
Ecuación 4-1: Calculo eficiencia efectiva elemento filtrante.....	34
Ecuación 4-2: Cálculo eficiencia efectiva para dos elementos filtrantes en serie.....	35
Ecuación 4-3: Concentración de polvo a la salida.....	38
Ecuación 4-4: Concentración de monóxido de carbono en la extracción de aire.....	39
Ecuación 4-5: Concentración de oxígeno en la extracción de aire.....	39
Ecuación 4-6: Concentración de polvo en el caudal mezclado inyectado a la frente.....	40
Ecuación 4-7: Concentración de polvo después de la fuente generadora.....	40
Ecuación 4-8: Concentración de monóxido de carbono en el caudal mezclado inyectado a la frente.....	42
Ecuación 4-9: Concentración de monóxido de carbono después de la fuente generadora.....	42
Ecuación 4-10: Concentración de monóxido de carbono en el caudal mezclado inyectado a la frente.....	43
Ecuación 4-11: Concentración de monóxido de carbono después de la fuente generadora.....	43
Ecuación 4-12: Concentración de oxígeno en el caudal mezclado inyectado a la frente.....	43
Ecuación 4-13: Concentración de oxígeno después de que es consumido en la frente.....	43
Ecuación 4-14: Planteamiento fórmula para determinar variables de decisión.....	44
Ecuación 4-15: Caudal mínimo de entrada para satisfacer.....	45
Ecuación 4-16: Caudal mínimo de entrada para satisfacer.....	46
Ecuación 4-17: Caudal mínimo de entrada para satisfacer.....	46
Ecuación 6-1: Potencia de un ventilador en función de caída de presión, caudal y eficiencia	62

Nomenclatura y Símbolos

CO	Monóxido de carbono
CO ₂	Dióxido de carbono
NO	Monóxido de nitrógeno
NO ₂	Dióxido de nitrógeno
NO _x	Óxido de nitrógeno
m	Metro
m ²	Metro cuadrado
mg/t	Miligramo por tonelada
mg/m ³	Miligramo por metro cúbico
µm	Micrón
Pa	Pascal
C	Coulomb
V	Volt
US\$	Dólar
VAN	Valor Actual Neto
%	Porcentaje
cfm	Pie cúbico por minuto
m ³ /s	Metro cúbico por segundo
ppm	Partes por millón
ppmv	Partes por millón en volumen
F	Fracción recirculada
E	Eficiencia de filtrado
Q ₁	Caudal de entrada
Q ₂	Caudal en cruzado de recirculación
Q ₄	Caudal en la frente
P ₄	Penetración de polvo en Q ₄
N	Newton
EPA	Environmental Protection Agency
LPP	Límite pondera permisible
PES	Precipitador electrostático

Agradecimientos

A los profesores de la comisión: Ernesto Arancibia, Raúl Castro y Camilo Salinas, por darme la oportunidad de desarrollar este tema, por su colaboración, su guía y su paciencia.

Agradecimientos también a quienes aportaron directamente a esta memoria: Enrique Acuña, Pablo Álvarez, Carlos Castillo, Julio Díaz, Natalia Martínez, Nicolás Montecino, Constanza Paredes, profesor Gabriel Riveros, Winston Rocher y el profesor Aldo Tamburrino.

A mis amigos y compañeros del Departamento de Ingeniería de Minas quienes marcaron mi estadía en la universidad, en especial a quienes fueron mis compañeros en sistemas particulados, que fue cuando comenzamos este viaje.

A la Juanita, Carlitos, y el resto de los funcionarios del departamento por su paciencia y tremenda colaboración.

A mi familia, mis amigos y a Jessy, mi amor.

CAPÍTULO 1

Introducción

1.1 Definición y contexto de la problemática

El agotamiento de los yacimientos existentes lleva a la minería actual y futura a buscar depósitos de mineral cada vez a mayor profundidad y en condiciones más difíciles. Realidad que tiene fuertes repercusiones sobre la ventilación de minas, elevando el costo llevar el aire desde el exterior hasta la frente de trabajo y aumentando fuertemente las inversiones asociadas a este ítem.

La situación anteriormente descrita ya se ha presentado en la minería en lugares como Sudáfrica en donde las grandes profundidades y las altas temperaturas provocan que, llevar un determinado volumen de aire, desde la superficie hasta la frente de trabajo, a una temperatura tal que los trabajadores puedan desempeñar sus labores sin tener consecuencias en su salud, tenga un elevado costo (Stachulak, 1991). Similar situación ocurrió en los mantos de carbón en el Reino Unido, ubicados bajo el mar del norte, aproximadamente a unos 11 km del borde costero. Las largas distancias dificultan cualquier intento por aumentar la producción, debido a las inversiones requeridas (Robinson & Harrison, 1988).

Dichas dificultades llevaron a plantear la situación de recircular aire intencionalmente, con el fin de aprovechar el aire refrigerado en el caso de los sudafricanos, y aumentar localmente el flujo y velocidad del aire en el caso de los británicos, con el fin de producir flujo turbulento para evitar la formación de capas de alta concentración de metano en el aire, sin elevar ostensiblemente el costo.

La recirculación tiene sentido en la medida que se puede encargar de los principales aspectos ambientales del aire subterráneo, mientras que los contaminantes menores del aire recirculado son mezclados y diluidos con el aire fresco del exterior de la mina, manteniendo las concentraciones de los contaminantes en niveles permitidos.

1.2 Motivación

La ventilación es una de las actividades que más requiere energía al interior de las minas, pudiendo ir de un 35% (Stachulak, 1991) a un 50% del total del consumo energético de una faena (Belle, 2008) sumado al aumento en general del costo de la energía a nivel mundial a partir del 2005 (Arellano, 2009) se hace necesario revisar cualquier mejora que se pueda obtener en materia de eficiencia energética.

La recirculación controlada de aire ofrece una oportunidad para reducir el caudal a inyectar a la mina en el caso que se pueda filtrar el contaminante principal. Con la recirculación, el nuevo caudal a inyectar depende del segundo criterio más exigente, que al poner como límite un flujo menor, se tiene una disminución en el caudal de aire ingresado desde el exterior mina. Toda vez que este segundo criterio corresponda a algún contaminante no removible. Si el segundo criterio, también corresponde a un contaminante removible, entonces pasa a ser

relevante el tercer criterio más exigente, y así sucesivamente hasta llegar a un criterio que dependa de un contaminante no removible.

Mientras mayor sea diferencia de caudal a pasar por un mismo punto al interior de la mina, dictada por los dos criterios más exigentes que cumplan las condiciones antes descritas, mayor será la reducción que se hará del caudal que pasa por las vías principales de ingreso y extracción de aire a una mina. Debido a que el costo energético de traer aire hasta la frente depende del caudal al cubo (McPherson, 1993) cualquier reducción que se pueda hacer del caudal de aire a inyectar, incide fuertemente en los costos finales de ventilación.

Si bien en Chile, en materia de ventilación no se tienen desafíos tan extremos como los hay en otras latitudes, si se cuenta con minas con una alta producción, como los block caving: Andina (40.000 TPD), El Salvador (33.000 TPD) y El Teniente (131.000 TPD) (Baez, 2005) por lo que una pequeña oportunidad que se tenga para reducir el caudal de entrada, este factor de escala, conjugado con lo enunciado en el párrafo anterior acentúan la oportunidad.

Dado que fue necesario adoptar una mayor cantidad de equipos para sostener estas tasas de extracción y esta mayor flota de equipos LHD diesel emite mayores gases de combustión. Además se tienen mayores emisiones de polvo producto de martillos picadores, chancadores, levantamiento de polvo producto de la extracción y a traspasos de mineral en general, común en el manejo de materiales de este tipo de faena con lo que se tienen requerimientos de aire mucho mayores que los casos estudiados de recirculación controlada de aire a nivel mundial.

En los casos chilenos, específicamente para El Salvador (Morales, 2003) y Andina (Area minera, 2009) los requerimientos de aire para el nivel de producción son determinados de manera de mantener la concentración de polvo respirable bajo la normativa.

Más aún, si bien es una proposición audaz, existe la posibilidad de disminuir la inversión en infraestructura principal de ventilación y el tiempo de puesta en marcha.

1.3 *Objetivos*

1.3.1 *Objetivos Principales*

El objetivo principal de este trabajo es:

- Construir un modelo de ventilación de aire en minería subterránea que permita evaluar técnica y económicamente un sistema de recirculación controlado.

1.3.2 *Objetivos Específicos*

- Realizar una revisión crítica del estado del arte en materia de recirculación controlada de aire.
- Elaborar y/o modificar un modelo de concentraciones de componentes del aire en un circuito recirculado, con el fin de conocer las variables más relevantes y cuantificar su impacto.
- Realizar un estudio de distintos elementos de filtrado, con el fin de comprender mecanismos físicos de funcionamiento, parámetros relevantes y aplicabilidad a la situación a estudiar y a la realidad minera.
- Para un caso de estudio, comparar consumo energético, costo, inversiones y flujo de caja entre la ventilación tradicional versus la recirculación controlada de aire aplicada a dicho caso, utilizando distintas combinaciones de elementos filtrantes, para distintos escenarios de costo energético específico de llevar un volumen de aire desde el exterior de la mina, hasta el punto de mezcla entre aire fresco y aire recirculado.

1.4 *Alcances*

- El caso a estudiar, corresponde a un nivel de producción de una mina de block caving hipotética, desde la perspectiva de un proyecto.
- En el modelo de concentraciones a utilizar, las emisiones serán consideradas como un fenómeno continuo.
- Serán excluidas consideraciones de tipo termodinámico como metodologías de estimación de caudales.
- El sistema de manejo de materiales en el nivel de producción, consistirá en cargadores de bajo perfil, que llevaran el material quebrado desde el punto de extracción hasta la chimenea que conecta con el siguiente nivel.
- De entre los gases de escape generados por los equipos diesel, solo se consideró el monóxido de carbono.

CAPÍTULO 2

Antecedentes

2.1 La recirculación controlada de aire en el mundo

2.1.1 Los inicios en el Reino Unido

El primer uso deliberado de la recirculación controlada de aire en las minas de carbón inglesas, fue reportado por Lawton en 1933. Fue aplicado con la idea de incrementar la velocidad del flujo y enfriar las frentes de trabajo. Sin embargo, de acuerdo a la revisión hecha por Allan en 1983, no se obtuvo ningún efecto significativo en cuanto a refrigeración ni tampoco se realizó un registro de dicha prueba, Allan además expresó su escepticismo a la declaración de que la concentración de metano no aumentó considerablemente en el aire de recirculación. De entre la información que existe respecto a esta prueba, se tiene la observación de uno de los colaboradores de Lawton quien sugirió controlar el polvo usando filtros, idea que permaneció dormida por 40 años.

Los incendios producidos por ignición de metano en minas de carbón a finales de la década de los 50, llevaron a realizar investigaciones sobre la concentración de capas de metano en el aire. Un método sugerido para controlar esta acumulación, fue aumentar localmente la velocidad del aire, con la idea de mejorar el mezclamiento y dispersión de la capa con el resto del aire, retomando el esquema original de Lawton aplicado a los mantos de carbón, explotados por el método de longwall mining.

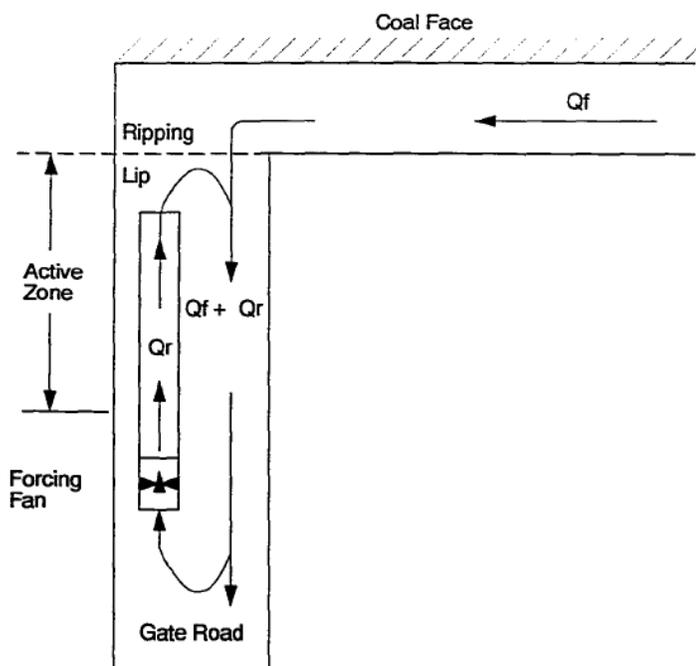


Figura 2-1: Aumento local de la velocidad del aire en galería de retorno de aire viciado (Después de Allan, 1983)

Los trabajos teóricos hechos por Bakke y sus colaboradores entre 1962 y 1964, y la investigación realizada por Leach en 1966 extendieron las aplicaciones de la recirculación de aire a un plano más general. Si bien las investigaciones no incluyeron pruebas en terreno, si resultaron en la importante conclusión de que la concentración máxima de metano solo depende de la generación de metano y de la cantidad de aire fresco que entra a la frente, independiente de la cantidad de aire que se este recirculando.

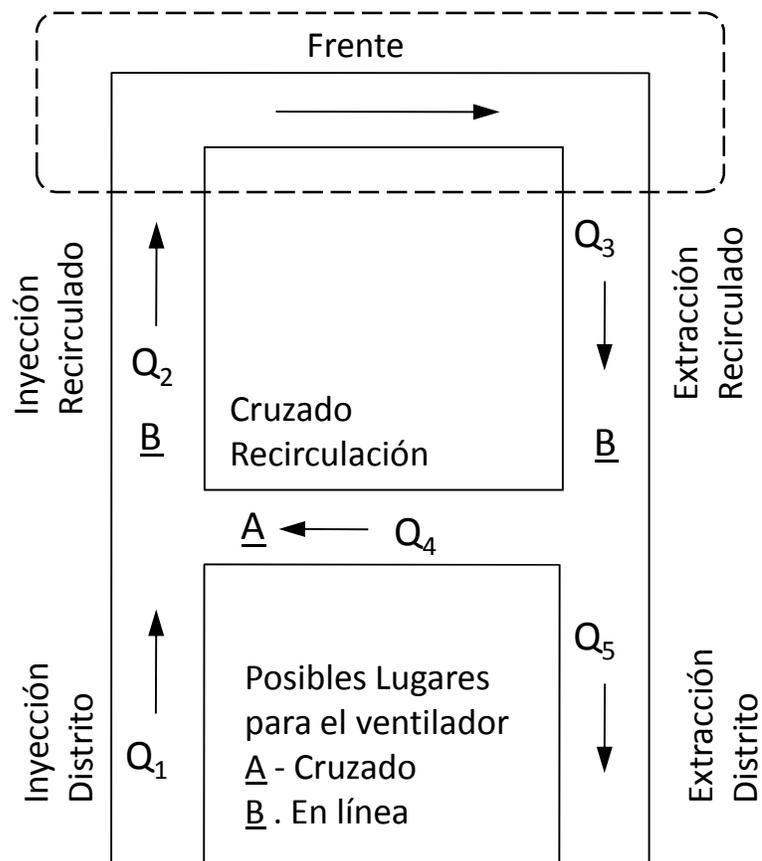
A partir de 1968, las pruebas fueron autorizadas bajo condiciones controladas. En 1972, Robinson mostró los resultados de la primera prueba. En 1974 se obtuvieron los primeros resultados positivos de las pruebas, que junto a la nueva regulación de polvo respirable, indicaron que la recirculación controlada de aire, podría proveer mejoras a la ventilación, en cuanto a polvo. Estos resultados condujeron a una mayor implementación (63 de los 1560 sistemas de ventilación auxiliar en el Reino Unido en 1982) mayormente orientada al control de polvo, y a la combinación de polvo y calor.

Por encargo de la Comunidad Europea del Carbón y del Acero y de la Junta Nacional del Carbón en 1979 (E.C.S.E. y N.C.B. por sus siglas en inglés) el departamento de ingeniería de minas de la Universidad de Nottingham comenzó estudios de factibilidad respecto a la recirculación controlada para un distrito completo. Estos estudios entregaron las bases de los modelos de estado estacionario, distribución de polvo y metano y evaluación de la termodinámica asociada a la recirculación. Además de confirmar que no existe acumulación y aumento de metano y polvo a través de los circuitos de ventilación.

Las conclusiones de este estudio arrojaron que, cuando una mina profunda con una alta producción comienza a experimentar problemas de baja velocidad de aire en las frentes, la aplicación de de recirculación controlada podría:

- Mejorar las condiciones ambientales de una manera económica.
- Entregar una dilución más efectiva de metano en la fuente, mediante el incremento de velocidad en el aire. Además de reducir el riesgo de ignición de gases inflamables.
- Mantener o disminuir la concentración de la fracción respirable del polvo, siempre que el aire sea suficientemente filtrado.
- Aumentar la capacidad refrigerante del aire, y mejorar las condiciones laborales.

La malla básica y terminología asociada al modelo de recirculación, es indicada en la figura 2-2.



Suministro de Aire Fresco = Q_1
 Fracción Recirculada, $F = Q_4/Q_2$
 $Q_2 = Q_3 = Q_1/(1-F)$
 $Q_4 = F*Q_1/(1-F)$

Figura 2-2: Distrito simple de recirculación (Longson et. al., 1987)

En vista de los resultados, Anon sugirió en 1983 la implementación de la recirculación controlada para un distrito completo de una mina. Ese mismo año, se realizó la primera prueba en la mina de carbón de Wearmouth. Debido al alejamiento de la mina de la costa, con la posibilidad abierta de trabajar a 20 km mar adentro, no existía alternativa que fuese técnica y económicamente factible para proveer de una adecuada ventilación. Para enfrentar dicho problema surgieron las ideas de crear una isla artificial, y desde ahí, construir una chimenea, o usar recirculación controlada para toda la mina. El trabajo de Robinson y Pickering en 1974 demostró que la segunda idea era más segura, barata y posible de ser implementada con la tecnología probada existente.

Estas conclusiones motivaron una prueba masiva en 1986, en el cual se implementó recirculación para un distrito completo de la mina, usando una fracción recirculada de un 30%. Los resultados fueron satisfactorios, logrando proveer un mayor caudal a la frente. Sin esta implementación, hubiese sido necesario usar 2,34 veces más energía para lograr los mismos resultados con ventilación tradicional (Harrison et. al., 1987). Validando los estudios teóricos de Bakke y Leach en la década de los sesenta.

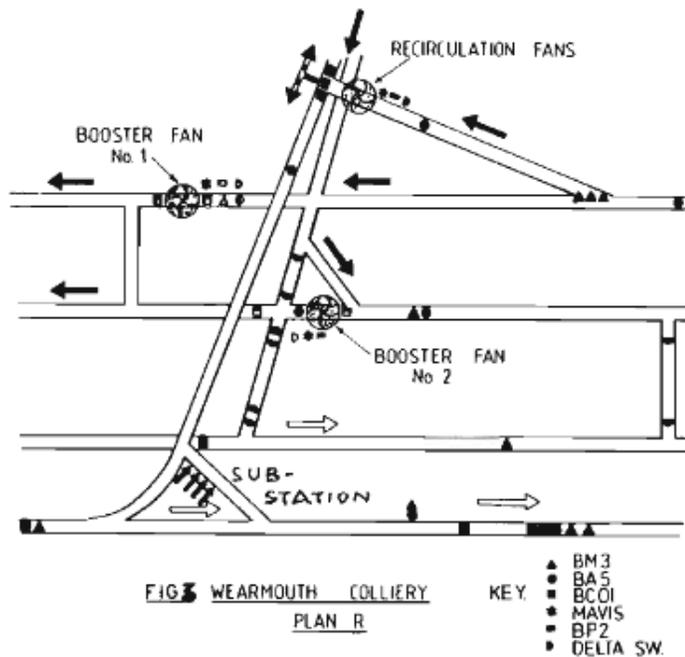


Figura 2-3: Esquema Recirculación Controlada en Wearmouth (Robinson & Harrison, 1987)

En ese mismo periodo, se estudió el efecto de fenómenos transientes en la recirculación, tales como la variación en emisión de metano o el apagado o encendido de ventiladores (Longson et. al., 1987). Dichos estudios entregaron los siguientes resultados:

- La perturbación que se produce ya sea por la emisión de un contaminante en forma repentina, o por una variación de la presión en algún punto del circuito, es transmitida a través de todo el sistema hasta que el sistema alcanza un nuevo estado estacionario.
- El tiempo en que la perturbación vuelve a pasar por el mismo punto, depende de la magnitud del flujo y del volumen del circuito.
- Las variaciones en la concentración de metano, dependen tanto de las variaciones del flujo de aire recirculado como del flujo de aire fresco.
- La magnitud de la perturbación, depende tanto de la fracción recirculada como de la cantidad de aire fresco.

Los resultados de las simulaciones realizadas, se pueden observar en las figuras 2-4 y 2-5.

Longson sugiere que la recirculación controlada no es la solución para el ambiente subterráneo de todas las minas, en especial recomienda no usar recirculación controlada en minas con riesgo de combustión espontánea, o con emisiones de metano erráticas.

Los incendios al interior de la mina, son el problema más importante en un esquema de recirculación controlada (Stachulak, 1992; Robinson, 1987), debido a que se produce una acumulación de humo producto del incendio en el sector ventilado con la mezcla de aire recirculado y fresco. Para manejar dicha situación, se han usado puertas automáticas herméticas,

las cuales cierran el cruzado de recirculación cuando se registra una concentración de gases mayor que algún valor predeterminado en la extracción de aire, antes de llegar al cruzado. Además se apaga el o los ventiladores encargados de producir la recirculación, manteniendo el ventilador principal encendido. La concentración es medida por uno o más instrumentos, que sean capaces de medir todos los distintos gases nocivos, producto del incendio. Además este sistema de sensores, debe estar duplicado y/o mantenido periódicamente, para asegurar su funcionamiento en una emergencia.

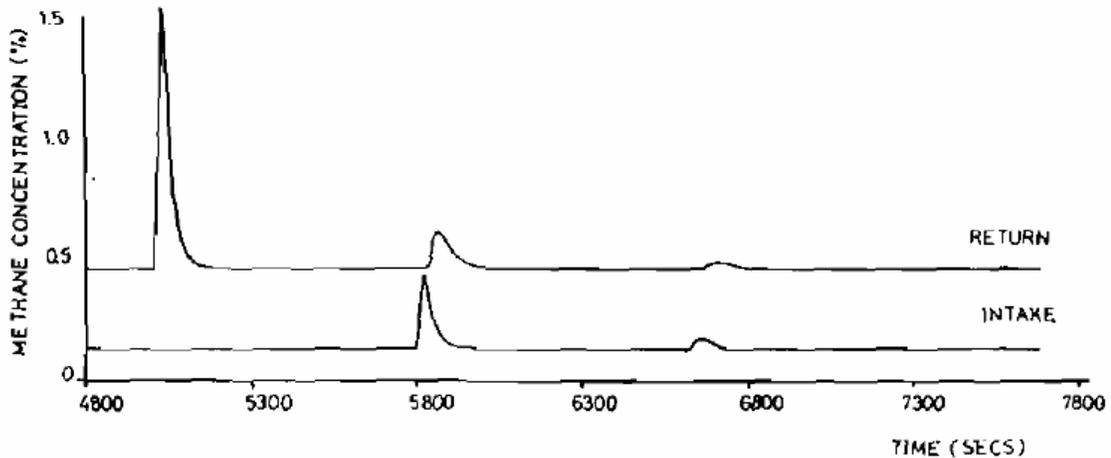


Figura 2-4: Concentración transiente para la emisión de un pulso de metano (Longson et. al., 1987)

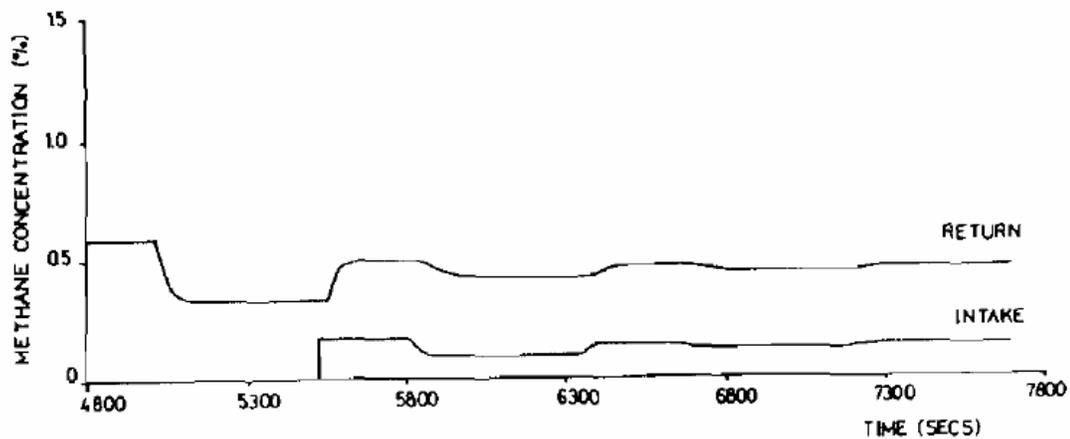


Figura 2-5: Concentración de metano, desde el encendido de un ventilador (Longson et. al., 1987)

De acuerdo con Robinson (1989), desde que fue desarrollada y probada desde 1964, la recirculación de aire había demostrado ser una adición viable, segura y eficiente a la ventilación tradicional, tanto teóricamente como durante los años de implementación. Para esa fecha, Wearmouth se encontraba usando recirculación controlada en todas las frentes de trabajo, ahorrando cerca de 0,5 millones de libras de la época, por concepto de energía, sin incurrir en un costo de capital significativo.

2.1.2 El caso sudafricano:

Los aspectos que históricamente más han preocupado a la ventilación de minas en Sudáfrica son la fracción respirable del polvo con contenido de sílice (Low, 1994), la eliminación de gases producto de la tronadura en minas metalíferas, y la climatización de las minas cuya temperatura en las rocas recién expuestas puede llegar a 50 °C (Stachulak, 1992). Las distancias desde el exterior mina a la frente que tiene que recorrer el aire en las minas sudafricanas no son tan largas como en las minas de carbón en el Reino Unido, sin embargo para 1960 ya habían 9 minas en el rango de los 2.500 a 3.700 metros bajo la superficie (8.000 a 12.000 pies) (Low, 1994), sumado al costo de refrigerar el aire, la recirculación controlada surgió como una buena alternativa.

Un hito en la recirculación controlada de aire en Sudáfrica fue la prueba a gran escala en la mina de oro de Lorraine, realizada en 1982 (Burton, 1984) la cual tuvo por objetivo el demostrar que la recirculación controlada puede ser una manera práctica, segura y viable de refrigerar y ventilar minas de oro, mostrando que los efectos de la recirculación controlada podían ser predichos con modelos matemáticos.

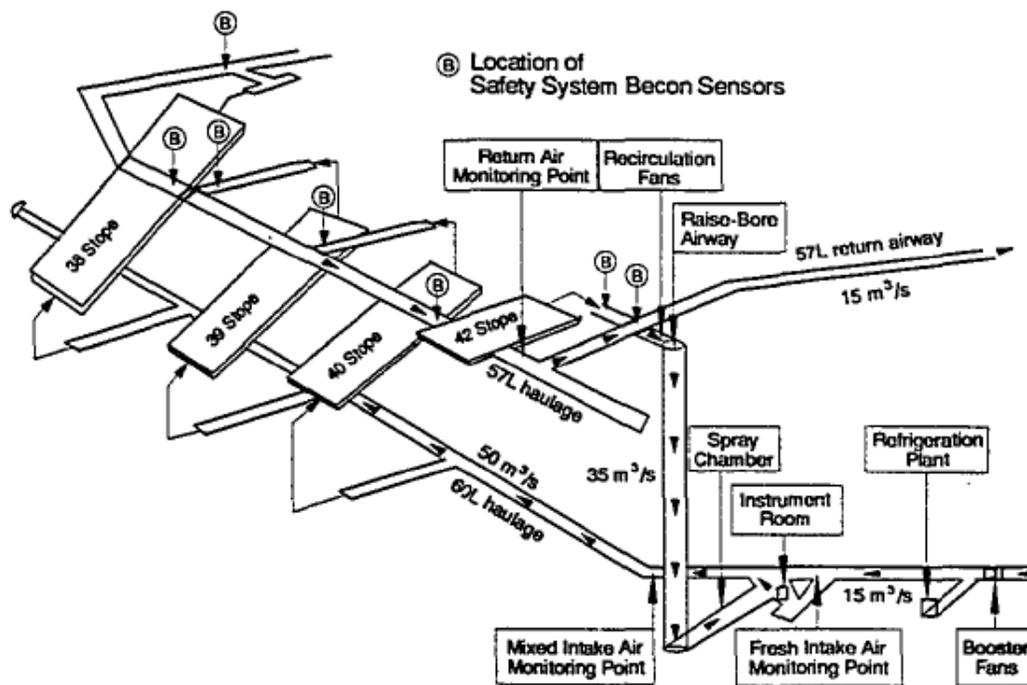


Figura 2-6: Recirculación en la mina de oro de Lorraine (Burton, 1984)

Los objetivos de la prueba fueron alcanzados exitosamente, sirviendo como importante fuente para trabajos posteriores alrededor del mundo. Destaca de esta prueba, el uso de una cámara de nebulización de agua, la cual sirvió con el doble propósito de retirar polvo respirable del aire y ayudar en la refrigeración.

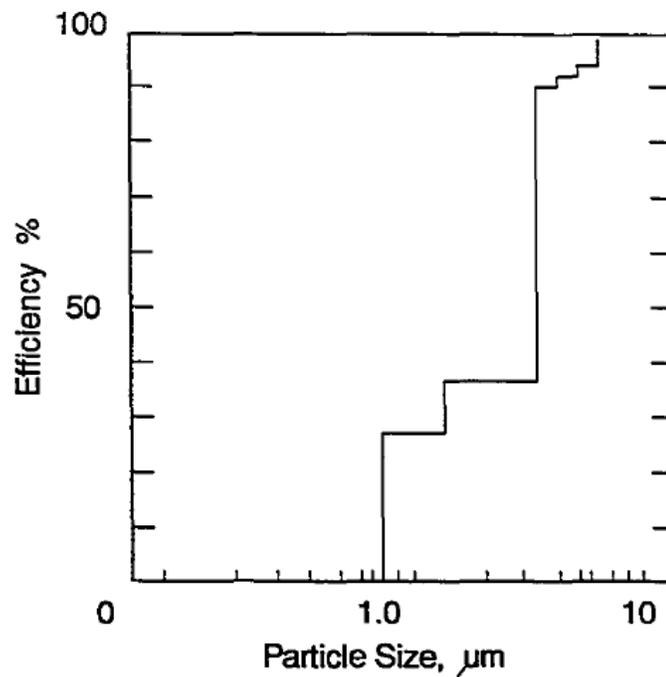


Figura 2-7: Eficiencia de recolección de polvo para la cámara de nebulización de agua de Lorraine (Burton, 1984)

Desde la prueba en Lorraine, todas las aplicaciones de recirculación controlada en Sudáfrica han apuntado a mejorar el enfriamiento del aire y a reducir el caudal de aire inyectado desde la superficie. Para 1992, según Stachulak, siete circuitos de recirculación estaban funcionando en cinco minas de oro, y nueve esquemas más eran planeados.

2.1.3 La recirculación en Canadá

La mayoría de las minas canadienses se ubican en lugares donde se alcanzan temperaturas bajo cero, llegando incluso a registrarse temperaturas del orden de los $-50\text{ }^{\circ}\text{C}$ en la superficie. Por lo tanto la mayoría de las minas canadienses deben calentar su aire para poder ser usado en los lugares de trabajo al interior de la mina. Los costos anuales por calentar un metro cúbico de aire por segundo que entra a la mina pueden ser tan altos como US\$ 2.000 (Hall et. al., 1989) llegando a representar desde el 30% al 95% del costo unitario total de ventilación (Stachulak, 1992). Es debido al alto costo unitario que tiene ingresar aire en invierno a las minas, que la recirculación controlada de aire se muestra como una atractiva alternativa.

Las minas canadienses en las que se ha probado la recirculación controlada, se dedican principalmente a la extracción del zinc y cobre. En dichas faenas se utiliza principalmente métodos de explotación por caserones abiertos y variantes con relleno (open stoping with hydraulic backfill), como en el caso de las minas Ruttan (Hall et. al, 1987), Creighton, Levack y Copper Cliff South (Stachulak, 1992), por lo tanto el uso de explosivos es una variable a considerar en la ventilación. Además del uso masivo de equipos LHD, hace que la emisión de gases producto de la combustión del diesel que ocupan estos equipos, sea otro factor relevante en la ventilación de las minas canadienses.

En la mina de Ruttan, el estudio estuvo enfocado en probar instrumentos de medición continuos, así como en establecer una relación entre concentraciones de distintos contaminantes gaseosos, para simplificar el sistema de monitoreo y control, midiendo solo un contaminante y calculando el resto a partir de ese trazador. Además se probaron controles automáticos que permitieran cambiar condiciones de operación de ventiladores, en el caso de registrar cambios en las concentraciones.

Debido a que no se usó un elemento filtrante, se obtuvo un aumento en las concentraciones de polvo, lo mismo se observó con las concentraciones de monóxido de carbono en la inyección de la mezcla, destacando que siempre se mantuvo dentro de los límites legales, exceptuando las situaciones post-tronadura. Se notó que después de una tronadura, para el monóxido de carbono toma menos tiempo volver a las concentraciones normales que para el polvo, es por ello que dicho trabajo recomendó evaluar económicamente la implementación de algún sistema de filtrado o de decantación de polvo, como por ejemplo aspersores de agua.

Se observó además que la concentración entre los distintos gases seguían patrones independientes entre sí, por lo que se descartó el uso de algún gas en particular como indicador de las concentraciones de los otros gases, destacando el comportamiento de los óxidos de nitrógeno, los cuales bajaban sus concentraciones muy rápidamente al avanzar por la mina, posiblemente debido a que reaccionaran químicamente.

En cuanto al control, se observó que el sistema era capaz de manejar las fluctuaciones del sistema, excepto después de las tronaduras, debido a los altos valores registrados para las concentraciones de polvo, por lo que se recomendó abstenerse de utilizar recirculación de aire en los periodos durante y post-tronadura. En cuanto a la evaluación final, el sistema es técnicamente viable y capaz de reducir costos de calentamiento de aire mediante la reducción del caudal inyectado a la mina.

En el estudio hecho por Stachulak (1991) en Creighton, Levack y Copper Cliff South, se tuvo cuatro objetivos:

- Similar a la prueba de Ruttan, se buscó una correlación entre el CO₂ y los contaminantes gaseosos producto de la combustión del diesel.
- Determinar el decantamiento de polvo en las chimeneas de extracción de aire.
- Evaluar eficiencia de filtrado de placas deflectoras como elemento filtrante en el cruzado de recirculación.
- Determinar el efecto de la recirculación en la dispersión de los contaminantes y su efecto en lo relativo al calor.

Como resultado, se obtuvo igual conclusión que en Ruttan, es decir, que no existe una correlación entre los distintos contaminantes, aunque se recomendó seguir investigando el tema.

En relación al segundo punto, se registró una decantación de polvo, tanto en términos totales, como en la fracción respirable de éste, como resultado de dicho estudio, se publicó un interesante trabajo con posibles aplicaciones a la recirculación, referido al fenómeno de la deposición de polvo en las chimeneas de extracción de aire viciado. Aunque no se logró entender completamente este hecho, según Stachulak, guarda mayor relación con el cambio de contenido de humedad del aire, debido a la expansión adiabática que sufre el aire al ascender.

Las placas deflectoras, usadas con la intención de decantar las partículas más gruesas al reducir su velocidad, producto del impacto entre las partículas de polvo y las placas, resultaron ser poco eficientes como método para reducir la concentración de contaminantes.

Con la información obtenida, se pudo estimar la eficiencia de filtrado de algunos contaminantes, como los óxidos de nitrógeno, los cuales tal como se vio en Ruttan, reducen su concentración posiblemente al reaccionar químicamente al ir avanzando a través de la mina (Hall et. al., 1987). Con esta información, se logro determinar la mezcla de aire a inyectar a la frente. Se dejo el mismo caudal para alimentar las frentes, pero se redujo la inyección a la entrada de la mina, llegando a una fracción recirculada de un 40%, determinada a un factor de seguridad de un 60% en relación a un índice de calidad del aire (AQI: air quality index).

También se realizó un estudio en la “Central Canada Potash Division” de Norada. Se eligió esta mina de Potasio, debido al bajo uso de explosivos y de equipos diesel (Hall et. al. 1989), lo que a priori, supone un mayor potencial para la aplicación de recirculación controlada, pues a la fecha, todavía no existe una forma práctica de filtrar los contaminantes gaseosos que producen.

Al igual que en Ruttan, como no se colocó ningún elemento filtrante para polvo, se detectó un aumento en la concentración de polvo en la extracción de aire viciado. Los autores de dicho trabajo concluyeron que la recirculación era aplicable en la mina y que hubiese permitido reducir los costos de calentar aire.

2.1.4 El caso australiano

En Australia, existe un cierto número de minas que se encuentran trabajando bajo los 1000 metros de profundidad desde la superficie, sumado al clima tropical y sub-tropical de las zonas donde se encuentran estas aisladas faenas, hace necesario usar refrigeración artificial, a niveles más cercanos a la superficie en relación con Sudáfrica. Otra comparación relevante, es que la minería de oro en Sudáfrica es más intensiva en mano de obra, siguiendo angostas vetas, mientras que la minería australiana tiene más parecido al caso canadiense, en cuanto al uso de métodos de explotación como caserones abiertos (open stoping), con pilares (room-and-pillar mining) y algunas variantes de corte y relleno (cut & fill) los cuales tienen en común el dejar grandes espacios abiertos y el uso intensivo de equipo diesel. Esto hace que sea muy costoso enfriar estas cavidades con aire refrigerado tanto en términos absolutos como en costo por hombre (Wu, H.W. et. al., 2001)

Debido a la profundización de la mina de Mount Isa, y a los costos que ya se tenían por refrigeración del aire, surgió la idea de emplear recirculación controlada para enfrentar la nueva situación. Se realizó una prueba en terreno entre septiembre y noviembre de 1993 para evaluar su potencial. Inspirado por la metodología desarrollada en el Reino Unido por Booth-Jones, Wu et. al. (2001) estimaron la eficiencia de filtrado crítica necesaria para que el sistema fuera seguro, independiente de la fracción recirculada de aire. La prueba utilizó una cámara nebulizadora con una eficiencia de filtrado de un 52,5%, cercano al valor de la eficiencia crítica calculada, que a la vez, ayudó a enfriar el aire.

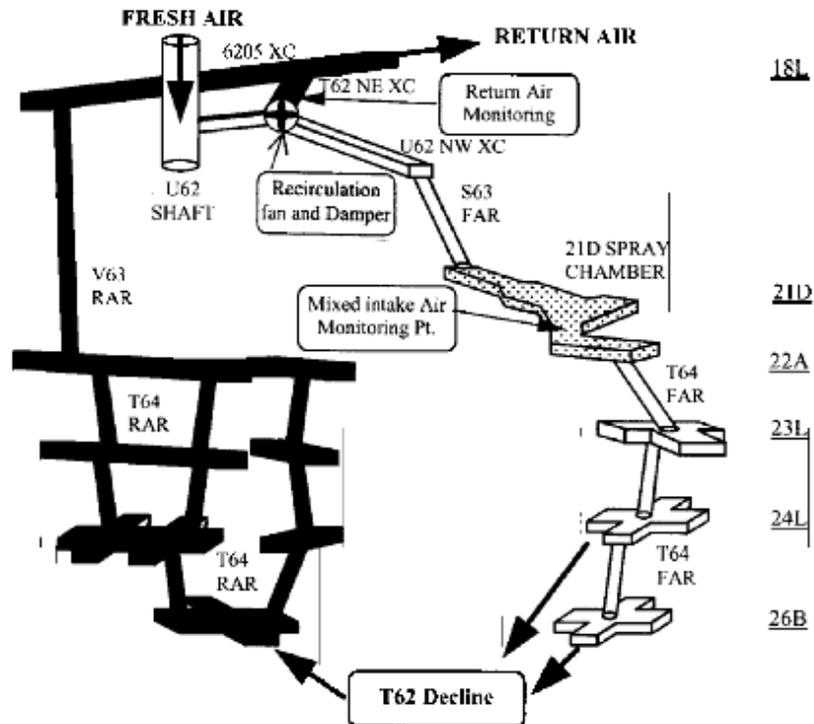


Figura 2-8: Esquema Recirculación en Mount Isa (Wu, H. W., 2001)

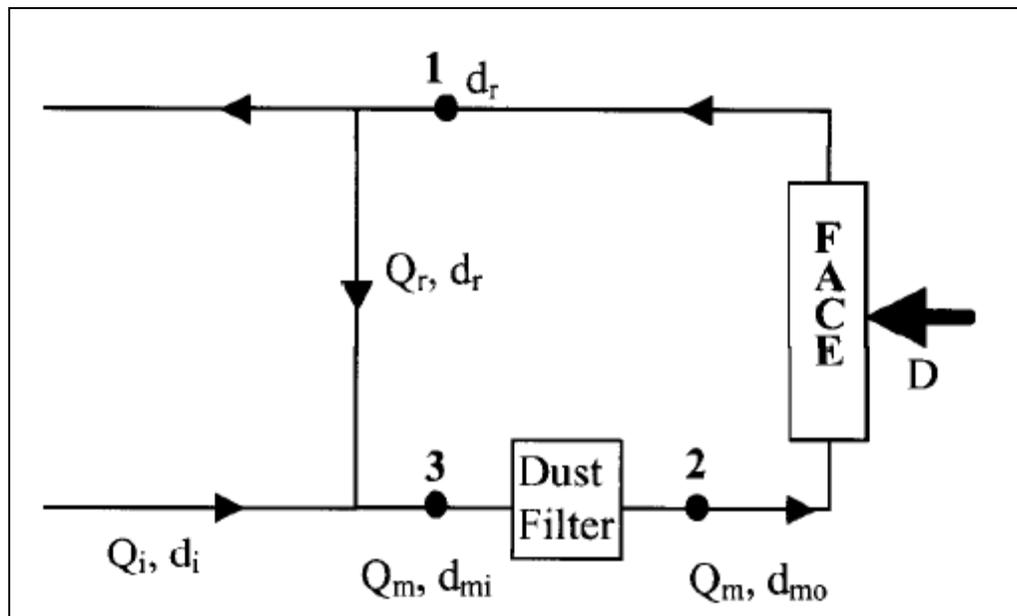


Figura 2-9: Esquema de circuito usado para cálculo de concentraciones en Mount Isa (Wu, H. W., 2001)

En esta prueba, también fue usada la investigación sobre la deposición de polvo realizada por Stachulak y colaboradores, con el objeto de cuantificar la cantidad de polvo fue sacada del aire en las chimeneas. Como resultado se tuvo una decantación de aproximadamente el 45% del polvo respirable, siendo un filtro natural de polvo total.

La concentración de los contaminantes en todo momento se mantuvo dentro de la normativa, excepto en los momentos inmediatamente posteriores a la tronadura. El sistema de seguridad respondió exitosamente al activarse automáticamente al detectar una concentración de CO mayor que lo permitido, después de una tronadura (Wu, H.W. et. al., 2001). Además, el sistema, al ser comparado con otras alternativas para cumplir con los requerimientos de aire necesarios para explotar el nuevo nivel más profundo, resultó ser la alternativa de menor costo (Wu, H. W. et. al., 1995).

2.1.5 El caso norteamericano

En Estados Unidos se realizó una prueba de recirculación controlada en una mina de trona, mineral evaporítico, fuente primaria de carbonato de sodio en dicho país. Dicho mineral es explotado de manera similar al carbón, usando frentes cortas (shortwall mining) y mineros continuos. En el caso estudiado (Cecala, A. et. al. 1989) se implementó recirculación controlada usando ventilación auxiliar para dos escenarios distintos de distancia entre la frente de trabajo y el ducto de recirculación. En el caso con menor distancia a la frente, la recirculación fue percibida por los trabajadores negativamente, pues se tuvo un aumento en la concentración de polvo total, para el caso con mayor distancia, la percepción cambió, debido a que mejoró la visibilidad. Es posible que esta variación entre un caso y otra se explique debido a que decantación del polvo más grueso mejora significativamente con la distancia recorrida a través de un ducto. La concentración de polvo respirable en la inyección de aire aumento ligeramente en los dos casos.

Con respecto a los otros contaminantes (CO y óxidos de nitrógeno) para el caso con recirculación se registraron para turnos distintos concentraciones mayores y menores que las registradas en el caso sin recirculación. Además, las variaciones no fueron significativas por lo que se concluyó que la recirculación no afectaba significativamente la concentración de monóxidos de carbono y óxidos de nitrógeno. Durante la prueba, la concentración se mantuvo dentro de los límites establecidos.

2.1.6 Factibilidad en Rumania

El trabajo realizado por los investigadores de la Universidad Técnica de Petrosani (Moraru, R. et. al., 1997) explora aspectos teóricos relativos a la recirculación. Los autores concluyen que la recirculación tiene potencial en dicho país debido a que algunas minas ya cuentan con sistemas de monitoreo continuo, por lo recomiendan hacer pruebas de campo. También lo recomiendan para minas de carbón con bajas emisiones de metano, y para minas con largas distancias a la superficie (4 a 5 km).

2.1.7 El caso chileno

El primer trabajo de recirculación en Chile fue realizado por el IM2 (González, 2000) con un fuerte énfasis en la revisión de dispositivos de filtrado y decantación de polvo y en un análisis económico de cómo impactaría instalar un sistema de recirculación controlado en la división Salvador de Codelco. En dicha faena, la cantidad de aire a inyectar en las calles de producción está determinada en primer lugar por el polvo respirable, de ser suprimido el polvo, el segundo criterio para ventilar es la dilución de gases proveniente de los equipos diesel (Morales, 2003).

Como resultado del estudio del IM2, se estima que el mejor sistema de filtrado para dicho esquema, es un filtro estático auto-limpiante, a diferencia de estimado por Booth-Jones (Wu, H., 2001) quien sugería usar cámaras con aspersores de agua con gotas de pequeño diámetro. Además, de acuerdo a la evaluación económica, se obtuvieron menores costos en relación a la ventilación tradicional.

Dos años más tarde, la recirculación fue implementada en el Salvador, utilizando una batería de filtros de cartuchos, limpiados por pulsos de aire, con una eficiencia de filtrado promedio de un 97,7%, llegando incluso a medirse concentraciones nulas de polvo, interpretadas como menores que el límite de detección del equipo. Considerando lo exigente del límite debido al alto contenido de sílice en el polvo (Morales, 2003) esta prueba validó técnicamente el sistema, demostrando que puede ser implementado, cumpliendo exitosamente los límites de concentración establecidos. Es importante señalar que el caudal de salida de filtro fue menor que el esperado (83.700 de 100.000 cfm). Si bien la evaluación económica en dicha prueba dio positiva, posteriormente el sistema fue abandonado debido a sus altos costos de reemplazo de filtros (González, 2002).

2.2 Marco Legal existente en Chile

2.2.1 Recirculación de aire en la legislación

En la legislación de todos los países considerados en este trabajo, en los que se ha hecho alguna prueba de recirculación o estudio sobre la recirculación, esta práctica como tal, está prohibida. Para realizar las pruebas se ha debido pedir autorización especial a la autoridad pertinente.

En el caso chileno, la legislación dice textualmente: “No se permitirá el uso de aire viciado para ventilar frentes en explotación”. Por lo que para usar recirculación controlada, se debe pedir una autorización al Sernageomin, justificando que las concentraciones del aire a la entrada de la frente tendrán condiciones similares a las que se obtendrían utilizando ventilación tradicional.

2.2.2 Legislación vigente para la ventilación

En los frentes de trabajo donde se utilice maquinaria diesel debe proveerse un incremento de la ventilación para una óptima operación del equipo y mantener una buena dilución de gases. El caudal de aire necesario por máquina debe ser el especificado por el fabricante. Si no existiese tal especificación, el aire mínimo es de dos coma ochenta y tres metros cúbicos por minuto (2,83 m³/min.), por caballo de fuerza efectivo al freno, para máquinas en buenas condiciones de mantención.

El caudal de aire necesario para la ventilación de las máquinas diesel debe ser confrontado con el aire requerido para el control de otros contaminantes y decidir su aporte al total del aire de inyección de la mina. Independiente a este análisis, siempre al caudal requerido por equipos diesel, debe ser agregado el caudal de aire calculado según el número de personas trabajando.

Cuando la concentración ambiental con relación a algún contaminante químico, en cualquier lugar donde esté trabajando un equipo excede algún valor de la tabla 2-1 el equipo debe detenerse.

Tabla 2-1: Límite ponderado permisible para gases de escape de equipos diesel.

Contaminante	Límite ponderado Permisible (ppm)
Monóxido de Carbono	40
Óxidos de Nitrógeno	20
Aldehído Fórmico	1,6

El equipo también debe parar si la concentración de gases, medidos en el escape de la máquina, excede las dos mil (2.000) partes por millón de monóxido de carbono o de mil (1.000) partes por millón de óxido de nitrógeno.

En todos los lugares de la mina, donde acceda personal, el ambiente debe ventilarse por medio de una corriente de aire fresco, de no menos de tres metros cúbicos por minuto ($3 \text{ m}^3/\text{min}$) por persona, en cualquier sitio del interior de la mina.

Dicho caudal debe ser regulado tomando en consideración el número de trabajadores, la extensión de las labores, el tipo de maquinaria de combustión interna, las emanaciones naturales de las minas y las secciones de las galerías.

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

Las velocidades, como promedio, no pueden ser mayores de ciento cincuenta metros por minuto (150 m/min.), ni inferiores a quince metros por minuto (15 m/min.) en las galerías donde se encuentre personal.

Toda corriente de aire viciado que pudiera perjudicar la salud o la seguridad de los trabajadores, será cuidadosamente desviada de las faenas o de las vías destinadas al tránsito normal de las personas.

Para el resto de los contaminantes químicos, debe considerarse lo establecido en el "Reglamento sobre condiciones Sanitarias Ambientales Básicas en los lugares de Trabajo", del Ministerio de Salud. De acuerdo a dicho reglamento, el promedio ponderado de las concentraciones ambientales de contaminantes químicos no debe superar los límites permisibles ponderados (LPP). Se pueden exceder momentáneamente estos límites, pero en ningún caso superar cinco veces su valor. Con todo, respecto a aquellas sustancias para las cuales se establece además un límite permisible temporal (LPT), tales excesos no podrán superar estos límites.

Tanto los excesos de los límites permisibles ponderados, como la exposición a límites permisibles temporales, no puede repetirse más de cuatro veces en la jornada diaria, ni más de una vez en una hora.

Cuando la jornada de trabajo habitual sobrepase las 48 horas semanales, el efecto de la mayor dosis de tóxico que recibe el trabajador unida a la reducción del período de recuperación durante el descanso, se compensará multiplicando los factores permisibles ponderados de la tabla 2-2 por el factor de reducción "Fj" que resulte de la aplicación de la ecuación 2-1, en que "h" será el número de horas trabajadas semanalmente:

$$F_j = \frac{48 * (168 - h)}{h * 120}$$

Ecuación 2-1: Factor de corrección por jornada laboral

Cuando los lugares de trabajo se encuentran a una altura superior a 1000 metros sobre el nivel del mar, los límites permisibles absolutos, ponderados y temporales expresados en mg/m³ y en fibras/cc, establecidos en la tabla 2-2, se deberán multiplicar por el factor “Fa” que resulta de la aplicación de la ecuación 2-2, en que “P” será la presión atmosférica local medida en milímetros de mercurio:

$$Fa = \frac{P}{760}$$

Ecuación 2-2: Factor de corrección por altura

Los límites permisibles ponderados y temporales para las concentraciones ambientales de las otras sustancias son los siguientes:

Tabla 2-2: Límite ponderado permisible para polvo

Sustancia	LPP (mg/m ³)	Observaciones
Polvos no especificados (total)	8	(3)
Polvos no especificados (fracción respirable)	2,4	(4)
Sílice Cristalizada Cuarzo	0,08	(4)

(3) = Polvo total exento de asbesto y con menos de 1% de sílice cristalizada libre.

(4) = Fracción respirable de diámetro aerodinámico < 5 µm (PM5)

Es importante señalar que el límite para el cuarzo está dado para un contenido de un 100% de sílice, si el contenido fuera de un 50%, el límite es de 0,16 mg/m³, si el contenido fuera de un 25%, el límite sería 0,32 mg/m³, es decir se calcula como:

$$LPP^* = \frac{LPP}{\% \text{ de sílice}/100}$$

Ecuación 2-3: Corrección al límite de polvo, por contenido de sílice

CAPÍTULO 3

Características principales contaminantes

3.1 *Material particulado*

3.1.1 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, en este trabajo se usará para todos los efectos, el diámetro aerodinámico de partícula, el cual se define como el diámetro que tendría una esfera de densidad de 1 g/cm^3 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 diesel, el cual puede ser controlado antes de ser emitido al ambiente, mediante la colocación de un filtro en el tubo de escape del vehículo.

3.2 *Gases de escape equipos diesel*

3.2.1 Monóxido de carbono

El monóxido de carbono, a temperatura ambiente es un gas inodoro, incoloro, inflamable y tóxico en altas concentraciones, en la actividad minera se produce principalmente por el uso de combustibles diesel y por la tronadura, se mide por su concentración en volumen en el aire. Hasta ahora no existe una manera efectiva de removerlo del aire. El uso de catalizadores de oxidación diesel, contribuye a controlar este contaminante antes de que sea emitido, pero su implementación aumenta la emisión de sulfatos y sulfuros, además de transformar el monóxido de nitrógeno (NO) en dióxido de nitrógeno (NO₂) el cual es más peligroso para la salud. Otros mecanismos de control, son el uso de motores con nuevas tecnologías de bajas emisiones, y el uso de biodiesel (Schnakenberg, G. & Bugarsk, A., 2002).

En la práctica, para que este gas alcance concentraciones nocivas para la salud al interior de la mina, se inyecta aire, diluyéndolo.

3.2.2 Óxidos de nitrógeno

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 diesel 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.

3.2.3 Aldehído fórmico

Es el compuesto químico más simple de la familia de los aldehídos, formado por oxígeno, carbono e hidrógeno. A temperatura ambiente es un gas incoloro, muy inflamable. A concentraciones superiores a 6 ppm en volumen provoca malestares como irritación en los ojos y mucosidades. Sobre los 30 ppm, puede ser letal.

CAPÍTULO 4

Metodología

4.1 Metodología para el estudio de ventilación tradicional

De acuerdo con McPherson, el flujo de la información en un estudio de ventilación debería estar compuesto por las siguientes etapas.

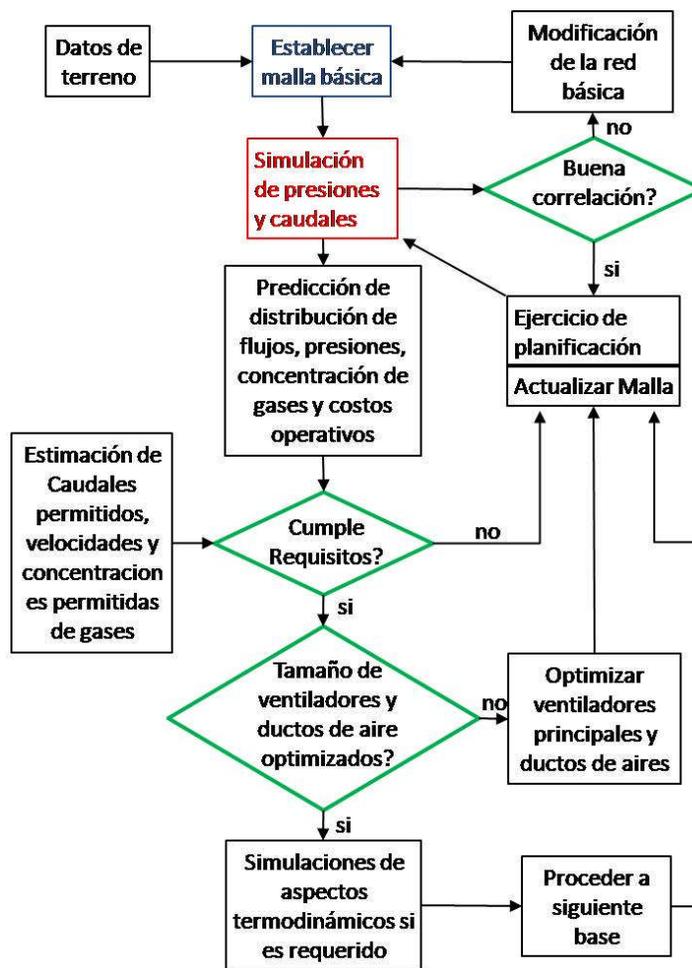


Figura 4-1: Análisis de sistemas de ventilación subterránea (McPherson, 1993)

Como parte de este estudio, se definió un caso base el cual es evaluado siguiendo un esquema similar. Dado que el caso base es hipotético, no se tiene datos de terrenos, por lo que se usarán estimados bien fundamentados.

La malla básica corresponderá a un esquema de las galerías y chimeneas por donde circulará el aire de acuerdo a la geometría del caso base, la cual se detalla en la sección 4.4.

Posteriormente se hará la estimación de caudales, la cual como se deduce de la figura anterior, es función de la normativa y de las emisiones, las cuales, conjugadas en un modelo de

concentraciones, darán como resultado cuales son los caudales que se deben satisfacer en la simulación de caídas de presiones y caudales.

A diferencia de la metodología de McPherson, no se verificará ninguna correlación (ya que no hay mediciones en terreno).

Una vez que se verifica que se cumplen los requisitos, se realiza una mejora a las características de los ventiladores, privilegiándose el uso ventiladores auxiliares por sobre reguladores, se procede a una evaluación económica hecha de manera independiente a las herramientas que ofrece el software de simulación para dicha tarea.

Una vez terminada la evaluación económica, se da por finalizado el estudio de dicha alternativa.

4.2 Metodología propuesta para un estudio de recirculación controlada

Comparado con la metodología propuesta por McPherson, la metodología a emplear es relativamente similar, con la diferencia de que se tiene un modelo de filtrado, que alimenta tanto el modelo de concentraciones, la simulación de flujos y caídas de presiones, y el modelo de costos. Además de diferencias en la malla básica y en el modelo de concentraciones.

No se optimizará en este ejercicio.

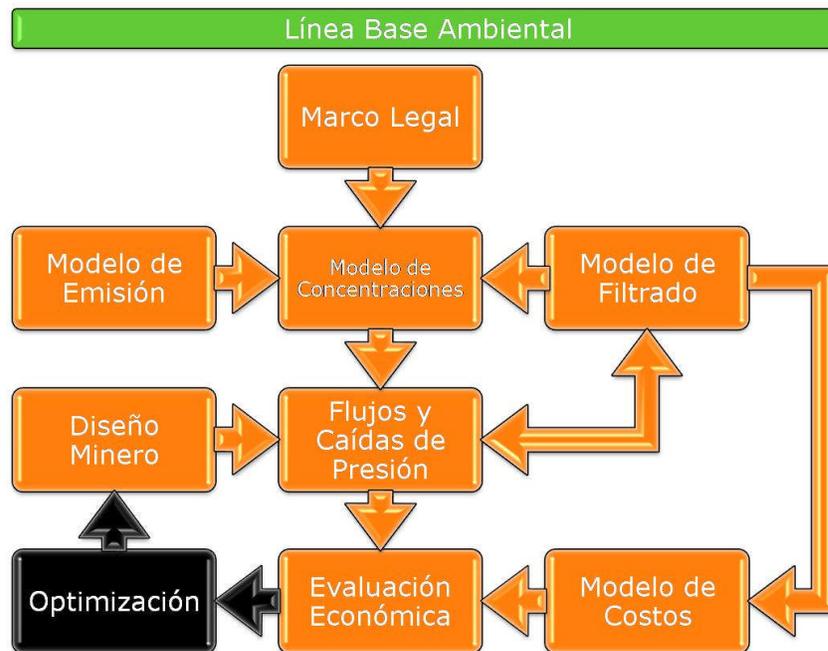


Figura 4-2: Metodología propuesta para estudio de recirculación controlada

Las diferencias de estos modelos, serán cubiertos por las secciones 4.4, 4.5 y 4.6.

Una vez que se tengan las evaluaciones económicas, que son el resultado final de cada ejercicio, se procederá a comparar los principales indicadores de cada alternativa.

Como a priori no es trivial determinar el costo unitario de ventilación, se realizarán siete simulaciones. Una corresponde al caso base y las otras seis corresponden a distintas combinaciones de filtros para un circuito con recirculación controlada.

Además, de acuerdo a los antecedentes, existe la hipótesis de que la recirculación controlada es conveniente, cuando el costo de usar aire recirculado y filtrado es más barato que el inyectar aire desde el exterior de la mina. Por lo que los siete casos serán simulados en tres distintos escenarios de distancia de la frente al exterior de la mina. Con esto se pretende encontrar a partir de que distancia a la frente (o consumo energético del aire a través de las chimeneas de acceso principal) la recirculación es una alternativa a tener en cuenta.

4.3 Aspectos críticos a comparar

Los principales aspectos a comparar entre la ventilación tradicional y la recirculación son

- Caudal de entrada:

Dependiendo de costo que tenga el llevar una masa de aire, desde la entrada de la mina a la frente de trabajo, más relevante se vuelve este punto. Si la diferencia en el costo unitario de dos alternativas de ventilación, medidos en una unidad como U\$/cfm es pequeña, una gran diferencia de caudal a inyectar entre las dos alternativas, puede inclinar la balanza notoriamente a favor de la alternativa de menor caudal.

El indicador a comparar será el caudal en cfm entre el caso base, ventilado de manera tradicional, y el set de alternativas con recirculación controlada, con distintas combinaciones de elementos filtrantes.

- Caudal recirculado:

Corresponde al flujo de aire que es desviado desde el flujo de aire extraído, el cual es limpiado de polvo, reingresado y mezclado con el caudal de entrada para ventilar la frente de trabajo.

- Fracción recirculada:

La fracción recirculada es tal vez el parámetro principal de un circuito con recirculación controlada, tal como se define en la figura 2-2, este término, acuñado por los investigadores británicos es la fracción de aire es recirculada del total de aire que llega a la frente.

- Caída de presión en elemento filtrante:

Corresponde a la caída de presión que experimenta el flujo al pasar por el elemento filtrante, para algún valor de caudal dado por el fabricante. Debido a que se usarán distintas combinaciones de elementos filtrantes, la caída de presión equivalente para dos filtros es serie, es la suma de las caídas de presión.

Este indicador, medido en pascales, es una de las componentes en el consumo energético de los filtros. Los precipitadores electrostáticos tienen además un consumo energético asociado por hacer funcionar el equipo. El uso de sistemas de transporte neumático para la limpieza de los filtros añade otra componente de consumo energético.

- Eficiencia de filtrado de polvo total

Este parámetro, se define como el coeficiente entre la masa de polvo total que es retenida por el elemento filtrante y la masa del total del polvo.

- Eficiencia de filtrado de fracción respirable del polvo

Este valor, es el coeficiente de la masa de la fracción del polvo que es respirable (diámetro menor a cinco micrones) que es capturado por el filtro, dividido por la masa total del MP5 que pasa a través del filtro.

El modelo de concentraciones entregará cual de las dos condiciones de borde respecto al polvo será la que permanecerá activa. Cualquiera sea el caso relevante, alguna de las dos eficiencias de filtrado influirá en cuanto caudal menos puede ser ingresado desde el exterior de la mina.

- Requerimientos Energéticos:

Debido a la creciente escasez de energía a nivel mundial, un sistema que consume menos energía que otro no solo es atractivo por el menor costo que se tiene, sobre todo ante el aumento del precio de la energía, sino que además tiene ventajas estratégicas desde el punto de vista del abastecimiento. Además de alinearse con las políticas de sustentabilidad propias de cualquier empresa moderna.

Se estima que este punto tiene distintas sensibilidades para distintos tipos de evaluadores, es por ello que se cree conveniente entregar esta información de manera separada al costo.

El indicador a comparar será el consumo energético en kilowatts-hora al año entre la ventilación tradicional, y el set de alternativas de recirculación controlada propuestas.

- Costo de operación

El costo de operación de un sistema de ventilación y de cualquier sistema en general, es un aspecto fundamental en todo tipo de análisis comparativos, la información para cada caso se entregará en US\$/año, desagregada en:

- Costo anual por energía.

Dependerá fundamentalmente del costo unitario la energía en US\$/kWh y de la potencia instalada en la mina.

- Costo anual por sistema de filtrado. (Solo aplicable a alternativas con recirculación)

En particular para los casos con precipitador electrostático, el costo de operación debido al consumo de electricidad necesario para producir el campo eléctrico con el que opera, será cargado al costo anual por energía.

Debido a que la información con la que se cuenta para la mayoría de los sistemas de filtrado es a nivel de índices de costos dependientes del caudal (US\$/cfm), en los cuales se consideran todos los costos del sistema de filtrado, incluyendo el costo de energía necesario para generar una caída de presión capaz de hacer pasar un volumen de aire a través del filtro, venciendo su resistencia, es que a los costos de operación y mantenimiento de sistemas de filtrados que estén calculados en base a este tipo de índices, se le debe restar el costo por energía si es que se quiere entregar esta información de manera independiente.

- Costo anual mantenimiento de ventiladores.

En general, este costo se encuentra en función de la potencia instalada de los motores de los ventiladores.

- Costo anual sistema de seguridad

La recirculación controlada de aire no sería tal, si no se incluyera un adecuado sistema de monitoreo de concentraciones y control en que caso de que se excedan los valores establecidos por la normativa. El costo estimado para este sistema, está basado en lo estimado por Wu et. al. (1995).

- Inversión

Este indicador, da cuenta de cuánto debe ser el desembolso inicial asociado a la ventilación. Se desglosa en:

- Medio filtrante

Se refiere al costo que tiene el elemento filtrante, junto con su instalación y obras civiles involucradas.

- Ventiladores

Costo de adquisición de los ventiladores, accesorios y motores. Dependerá también de la potencia a instalar

- Infraestructura minera

Se refiere al costo de construir el cruzado de recirculación.

- Sistema de seguridad

Es necesario incluir la inversión del sistema de seguridad. Pues no se recomienda implementar este sistema sin un adecuado sistema de control

- Flujo de Caja

Se asumirá que todos los casos tienen igual ingreso, por lo que es el flujo de caja de costos lo relevante. Se calculará el indicador VAN de costos para cada alternativa. Se calculará la diferencia entre el VAN de costos del caso base y el VAN de cada caso de recirculación. Si la diferencia del VAN da positiva, quiere decir que esa alternativa de recirculado en particular es más conveniente que la ventilación tradicional. Si hubiese más de un caso en que la diferencia fuese positiva, conviene escoger la alternativa en donde la diferencia es mayor.

4.4 Definición Caso Base

El caso base, corresponde a la ventilación de una mina hipotética, en el contexto de un proyecto, esta mina será explotada por block caving y como parte de este trabajo se revisará específicamente la ventilación del nivel de producción de un bloque.

De acuerdo con los pasos propuestos a seguir para un estudio de recirculación (figura 4-2) se observa que la línea base ambiental, el diseño y el modelo de emisión son propios de la faena en particular. Dichos temas serán tratados a continuación.

Como línea base, la mina se ubicará a nivel del mar, mantendrá una jornada laboral de 48 horas semanales, y las concentraciones de los aspectos ambientales más relevantes al exterior de la mina serán del 10% del límite ponderado permisible. El polvo está compuesto por un 1% de sílice.

Tabla 4-1: Concentraciones de entrada de aspectos ambientales más relevantes

Concentración entrada PM5	0,24	mg/m3
Concentración entrada polvo total	0,80	mg/m3
Concentración entrada de sílice	1	% del polvo
Concentración entrada CO	4,00	ppmv
Concentración entrada NOx	2,00	ppmv
Concentración entrada Aldehído formico	0,16	ppmv
Concentración entrada O	21	% en volumen

El aire será ingresado por una chimenea principal, con las siguientes características.

Tabla 4-2: Dimensiones chimenea de inyección

Diámetro	3,50	m
Área	9,62	m²
Perímetro	11,00	m

Posteriormente el flujo es conducido a través de una galería de inyección principal. Desde ahí, el flujo es inyectado mediante chimeneas hacia el nivel de producción que se encuentra 26 m sobre el nivel de ventilación.

Tabla 4-3: Dimensiones galería de inyección principal

Sección	3,3x3,3	
Área	9,80	m²
Perímetro	11,88	m
Largo galería inyección	220	m

Tabla 4-4: Dimensiones chimeneas de inyección de aire al nivel de producción

Diámetro	1,50	m
Área	1,77	m²
Perímetro	4,71	m
Largo	26	m

Tal como se observa en la figura 4-3, son cinco chimeneas bloque, una por cada calle de producción.

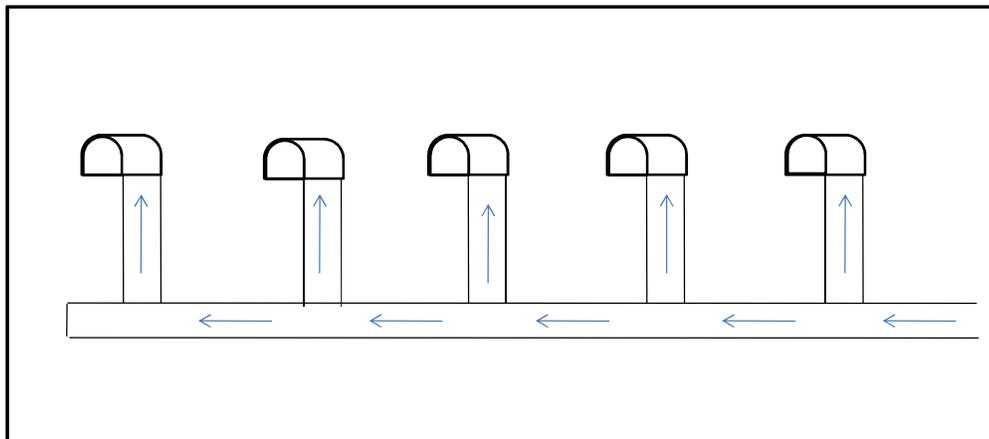


Figura 4-3: Perfil cruzado de inyección, chimeneas de inyección y corte a calles de producción.

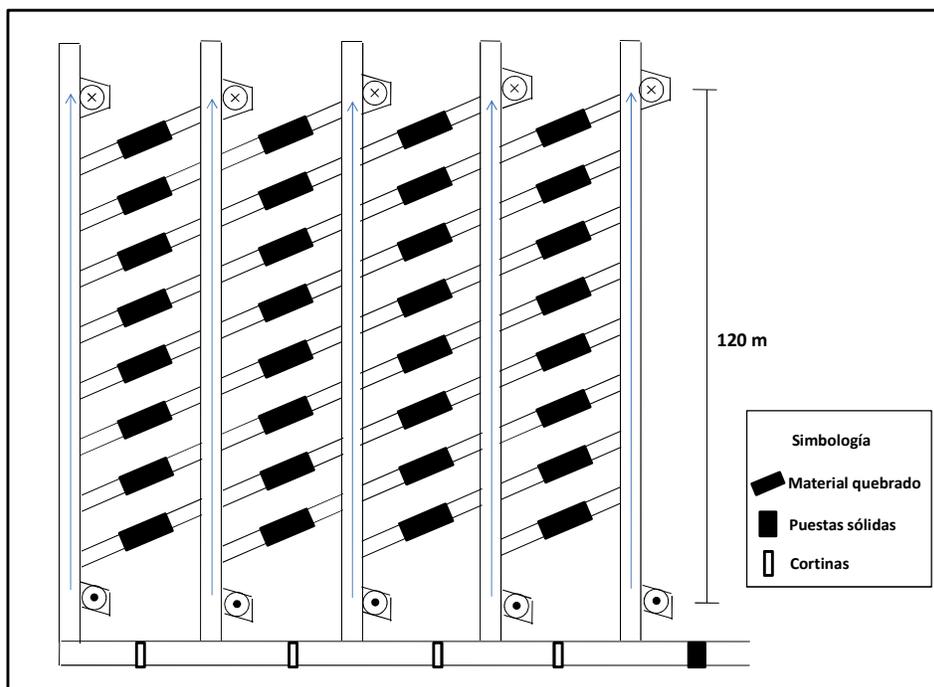


Figura 4-4: Planta nivel de producción caso base

El nivel de producción corresponde a una malla Teniente (figura 4-4). La distancia metros entre puntos de extracción contiguos en una misma calle es de 15 m, la distancia entre calles es de 30 metros. Se asume que no habrá filtraciones de aire a través del material quebrado, ni entre las puertas y cortinas.

Las dimensiones de las calles de producción, son las siguientes:

Tabla 4-5: Dimensiones calles de producción

Sección	3,6x4	
Área	12,96	m²
Perímetro	13,68	m
Largo Calle de producción	120	m

En cada calle estará trabajando un equipo LHD de 7 yd³ con una potencia de 231 HP y una producción diaria de 2.000 toneladas métricas de material por día.

La generación de polvo en la calle de producción, fue estimada utilizando el criterio de factores de emisión (EPA, 1982) el cual sugiere que la cantidad de polvo emitida es función directa de la cantidad de material que está pasando a través de algún proceso. En este caso, carguío y transporte de un LHD.

El valor para el factor de emisión para el PM5 fue estimado a partir del criterio de ventilación para la mina el Salvador (Morales, 2003). Dicho criterio asume que existe una velocidad óptima para ventilar debido al polvo. Si la velocidad es muy alta, se generará mayor cantidad de polvo grueso, dificultando la visibilidad, generando condiciones de riesgo y

afectando la durabilidad y el funcionamiento de la maquinaria. Si la velocidad es muy baja, el caudal también es menor, lo que conlleva que la concentración de polvo respirable aumenta.

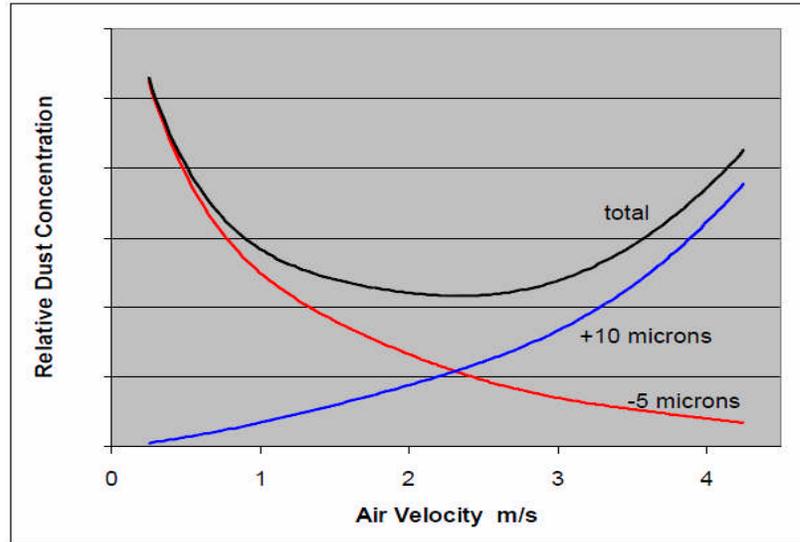


Figura 4-5: Concentración de polvo total y fino en función de la velocidad del aire (McPherson, 1993)

De acuerdo al criterio del Salvador, la velocidad óptima se encuentra entre los 300 a 400 pies por minuto. Si bien no se encontraron mayores referencias al respecto, salvo lo sugerido por McPherson, se asume que las concentraciones de polvo se cumplen, pues de lo contrario la faena no podría operar.

A partir de dicho caudal y para la producción estimada en este ejercicio, en que además se propone usar equipos LHD de 231 HP al igual que en el caso del Salvador (Morales, 2003). Se estimo cual debería ser el factor de emisión para el polvo respirable. A partir de dicho valor y de la curva granulométrica, se estimo el factor de emisión para el polvo total.

Tabla 4-6: Estimación Factores de Emisión para polvo total y respirable

EPMS	1400	mg/t
Etotal	3684	mg/t

La curva granulométrica del polvo fue basada desde los 10 micrones hacia abajo (75% acumulado bajo tamaño), en la curva medida por Stachulak y sus colaboradores en 1991 en su trabajo sobre la decantación de polvo en las chimeneas de extracción. Debido a la falta de resolución para el 25% superior de la curva, dicha parte de la curva fue completada con información de otra curva granulométrica, parte de un ejemplo del apunte de tecnología de control ambiental de Turgut Yalcin (2008). De ahí el notorio cambio de pendiente para las partículas sobre 10 micrones.

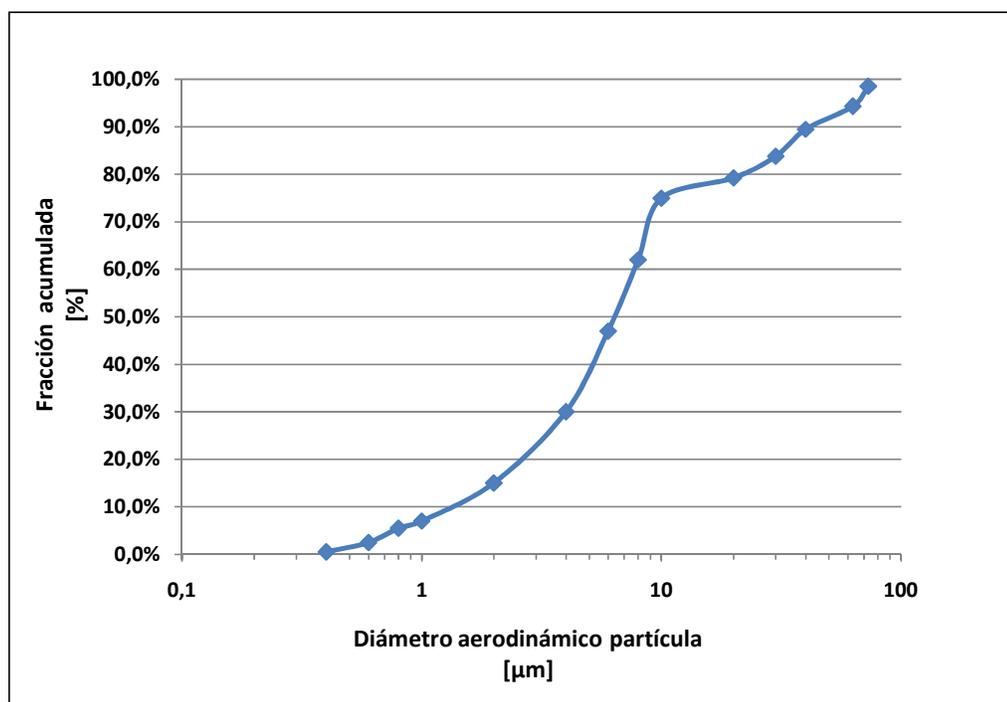


Figura 4-6: Curva granulométrica de polvo generado que entra en suspensión

La emisión de los gases de escape del LHD, fue estimada a partir del criterio de caudal por potencia del equipo. Se sabe que el caudal obtenido por dicho criterio, es suficiente para mantener las concentraciones de los contaminantes gaseosos bajo los valores establecidos por la normativa. A partir de dicha información se estimó la emisión monóxido de carbono desde el escape del LHD y el consumo de aire del equipo:

Tabla 4-7: Generación de monóxido de carbono y consumo de aire del equipo

Generación de CO	0,92	cfm
Flujo gases de escape	460,61	cfm

El detalle de todos los cálculos en las estimaciones de emisiones se detalla en el Anexo A.

Con la misma metodología se podría obtener la generación de los otros gases de producidos por el LHD. Sin embargo, se descarta considerar los otros gases para este ejercicio pues, de acuerdo con los antecedentes, los óxidos de nitrógeno tienden a reaccionar en el ambiente, y su concentración decae a una tasa mayor que el monóxido de carbono al ser transportado a través de la mina. Con respecto al aldehído fórmico, se utiliza la misma metodología usada para la estimación de la generación de monóxido de carbono es la misma. Los cálculos referentes a las concentraciones son proporcionales, por lo que se tendrían idénticos requerimientos de aire.

Una vez que se producen las emisiones, estas se mezclan con el flujo de aire, el cual es evacuado por las chimeneas de traspaso de mineral, las cuales tienen la doble función de extraer además el aire viciado.

Las chimeneas tienen una inclinación de 60° de manera que dos se junten en el nivel de ventilación, posteriormente el mineral sigue su camino a través de una chimenea más grande también inclinada, hasta llegar a una cámara de chancado en donde también llegará otra chimenea.

Tabla 4-8: Dimensiones chimeneas de extracción de aire desde el nivel de producción

Diámetro	2,50	m
Área	4,91	m²
Perímetro	7,85	m
Largo	30	m

Como condición de operación se ha establecido que la parte inferior de las chimeneas de traspaso de mineral deben mantenerse con mineral, de manera que el flujo de aire es forzado a seguir por la galería de extracción principal de aire asumiendo que no habrá filtraciones a través del material quebrado (figura 4-6).

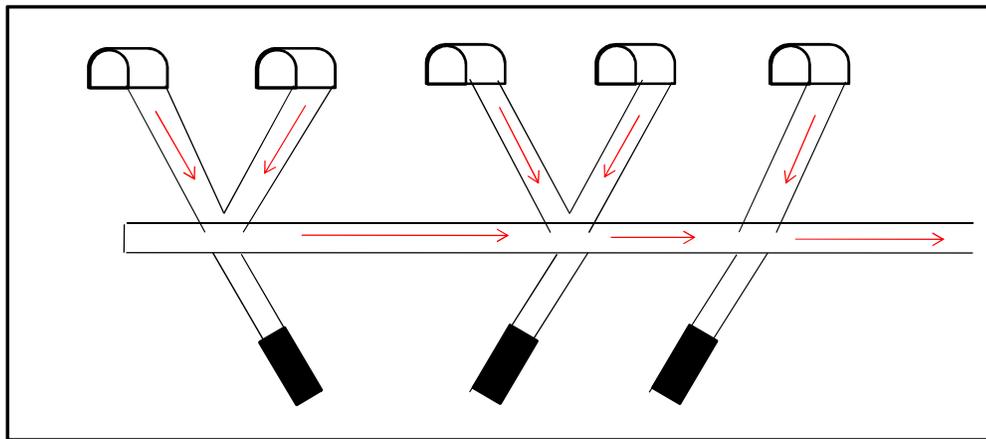


Figura 4-7: Chimeneas de traspaso de material y extracción de aire

El flujo sigue a través de la galería de extracción principal, para finalmente ser evacuado al exterior por la chimenea principal de extracción.

Tabla 4-9: Dimensiones galería de extracción principal

Sección	3,3x3,3	
Área	9,80	m²
Perímetro	11,88	m
Largo galería extracción	205	m

Tabla 4-10: Dimensiones chimenea de extracción

Diámetro	3,50	m
Área	9,62	m²
Perímetro	11,00	m

Finalmente el circuito del caso base se puede resumir a la siguiente malla.

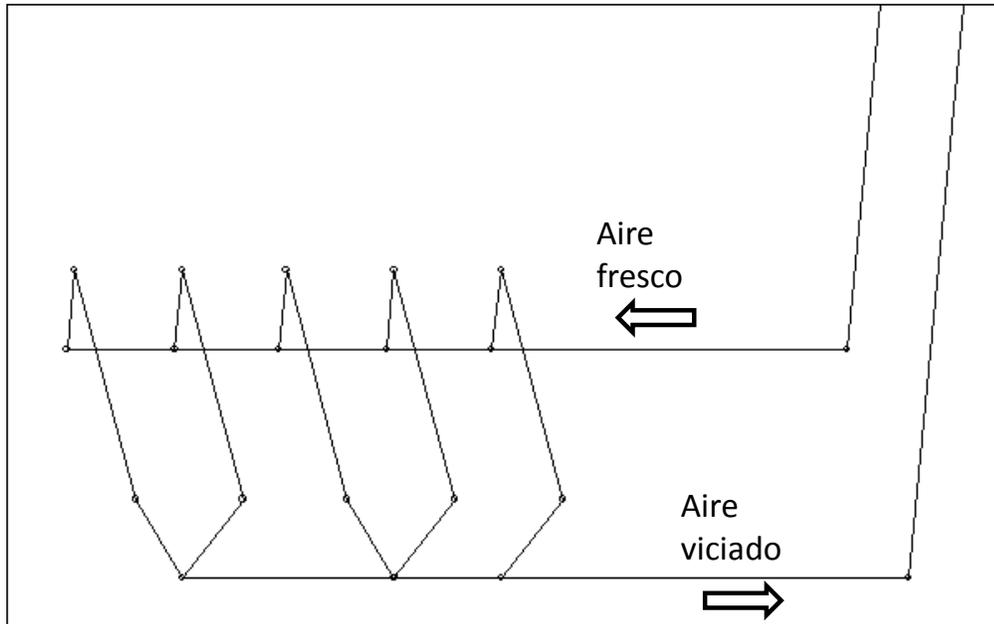


Figura 4-8: Vista isométrica circuito caso base

4.5 Circuito con recirculación

El circuito de recirculación, es básicamente el mismo que el caso base, con la salvedad del cruzado de recirculación, por el cual, parte del aire viciado es desviado y vuelto a mezclar con el aire fresco que viene desde el exterior de la mina, filtrando previamente el polvo, el cual en este caso, es el principal contaminante. La bifurcación donde nace el cruzado de recirculación, se encuentra en la galería principal de extracción, a 50 metros antes de llegar a la base de la chimenea principal de extracción. Desde ahí el cruzado corre por 120 metros, paralelo a las calles de producción, empalmando con la galería principal de inyección, también a 50 metros de la chimenea principal de inyección.

Tabla 4-11: Dimensiones cruzado de recirculación

Sección	3,6x4	
Área	12,96	m ²
Perímetro	13,68	m
Largo Cruzado de recirculación	120	m

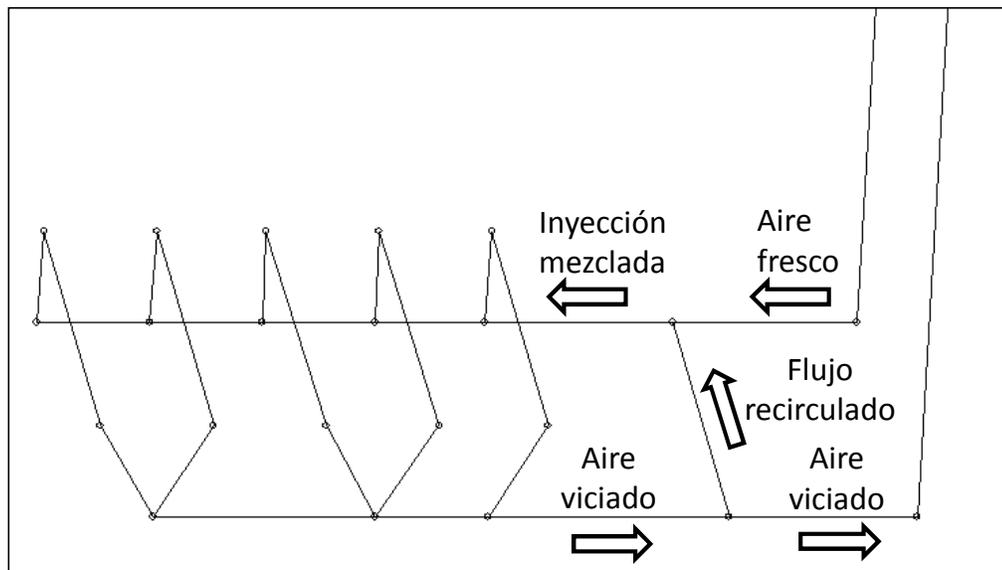


Figura 4-9: Vista isométrica circuito con recirculación controlada.

4.6 Modelo de filtrado

De acuerdo a los antecedentes, la prueba en el Salvador fue exitosa en un comienzo, pero posteriormente la recirculación fue abandonada debido a sus costos. El medio filtrante en dicha prueba fue expuesto a partículas tanto finas como gruesas.

Como postulado de este trabajo se tiene que la vida útil del medio filtrante es función del flujo másico de polvo que pasa a través de él. Por lo tanto, si se filtrara el polvo de mayor diámetro en una etapa previa, disminuiría el flujo másico de polvo que pasa por los filtros de alta eficiencia (eficiencia mayor a un 80%), prolongando la vida útil de éstos.

Esta oportunidad para bajar los costos de operación del sistema, depende de una correcta combinación de medios filtrantes de acuerdo a las granulometrías del polvo generado en la calles de producción y del polvo que emerge libre de las etapas de filtrado previas.

Los elementos de control de polvo considerados fueron los siguientes:

- Cámaras Decantadoras.
- Ciclones.
- Precipitadores electrostáticos.
- Filtros de tela autolimpiantes.
- Filtros de cartuchos autolimpiantes.

Fueron descartados todos los elementos cuyo funcionamiento requiere agua. Pues dentro de las motivaciones se tiene buscar un ahorro energético y se prefirió evitar introducir otro elemento asociado a la sustentabilidad, sabiendo que en general, el agua es un bien escaso.

El procedimiento de cómo se seleccionaron las alternativas de filtrado evaluadas fue el siguiente. En primera instancia se recopiló información sobre la eficiencia de filtrado de cada para distintos tamaño de partícula, para cada sistema de filtrado por separado. La cual se adjunta en formato de tablas (ver Anexos B), la cual también puede ser visualizada de manera gráfica. (figura 4-10). Posteriormente esta información fue combinada con la granulometría de polvo generado en la calle de producción para visualizar la disminución en masa por tamaño. De esa manera se corroboró efectivamente cuales sistemas estaban más capacitados para funcionar como sistemas de pre-filtrado. Eligiéndose los sistema de ciclones y cámaras decantadoras para dicha labor.

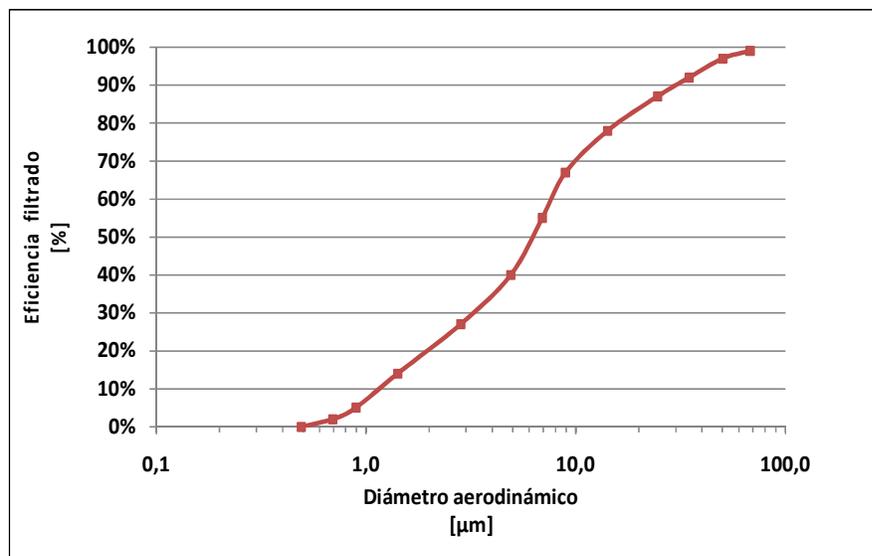


Figura 4-10: Eficiencia de filtrado por tamaño de partícula para un ciclón

Si la curva se divide en n intervalos, delimitados por los tamaños x_i y x_i+dx para el “intervalo i ”. Entonces se define el “tamaño y ” como la media geométrica entre x_i y x_i+dx , donde la eficiencia de filtrado para el intervalo i -ésimo está dada por $E_i(y_i)$.

Con la información de la fracción del polvo total entre los tamaños x_i y x_i+dx rescatable de la curva granulométrica del polvo total, se puede calcular la eficiencia de filtrado efectiva para el polvo total utilizando la ecuación 4-1, dicha eficiencia corresponde al coeficiente entre la masa de polvo capturada en el medio filtrante, dividido por la masa total que pasa a través de él.

$$E_{\text{Eff}} = \frac{\sum_{i=1}^n E_i(y_i) * f_i(x_i)}{\sum_{i=1}^n f_i(x_i)}$$

Ecuación 4-1: Calculo eficiencia efectiva elemento filtrante

De forma análoga, se puede calcular la eficiencia de filtrado efectiva para la fracción respirable, calculando solo hasta el intervalo donde x_i+dx sea igual 5 micrones.

Esta información resulta crítica como parámetro de entrada para el modelo de concentraciones.

Posteriormente, se analizó la masa capturada por tamaño para las seis combinaciones de elementos filtrantes:

- Cámaras Decantadoras - Precipitadores electrostáticos.
- Cámaras Decantadoras - Filtros de tela autolimpiantes.
- Cámaras Decantadoras - Filtros de cartuchos autolimpiantes.
- Ciclones - Precipitadores electrostáticos.
- Ciclones - Filtros de tela autolimpiantes.
- Ciclones - Filtros de cartuchos autolimpiantes.

Si bien algunas combinaciones de filtrado mostraron una mayor captura de polvo, todas las alternativas se mostraron lo suficientemente atractivas como para pasar a la etapa siguiente de simulación y evaluación económica.

Finalmente se calculó la eficiencia efectiva de dos elementos filtrantes distintos en serie. Si cada elemento, con eficiencias de filtrado $E_{1i}(y_i)$ y $E_{2i}(y_i)$ respectivamente, para el intervalo i -ésimo, entonces la eficiencia efectiva se calcula como:

$$E_{\text{Eff}} = \frac{\sum_{i=1}^n (1 - (1 - E_{1i}(y_i)) * (1 - E_{2i}(y_i))) * f_i(x_i)}{\sum_{i=1}^n f_i(x_i)}$$

Ecuación 4-2: Cálculo eficiencia efectiva para dos elementos filtrantes en serie

Debido a la resolución de la curva, para los efectos de este trabajo, la eficiencia de filtrado para el PM5 fue calculado hasta el intervalo delimitado por los tamaños 4 y 6 micrones.

En anexos se adjuntan las tablas con toda la información y cálculos realizados. Es importante señalar que la información sobre la eficiencia por tamaño para los casos de la cámara de decantación y para el precipitador electrostático fue calculado de acuerdo del dimensionamiento de dichos equipos. Esto fue necesario para mejorar la estimación de costos y el cálculo del ahorro energético. El procedimiento utilizado para dichos equipos se detalla en los anexos C y D.

4.7 *Modelo de concentraciones*

Para estimar la concentración de polvo es importante evaluar correctamente tanto la emisión de polvo, como el modelo de dispersión.

Una sobrestimación de la emisión conducirá a adoptar medidas de control más exigentes de lo que realmente se necesita, encareciendo el costo de la ventilación, y una subestimación, hará que el diseño de la ventilación para una mina, corra el peligro de ser insuficiente, poniendo en peligro la salud de los trabajadores y en riesgo el negocio completo, en caso de no cumplir la normativa. Para obtener una buena aproximación de la emisión es esencial hacer una campaña de muestreo en lugares donde se produce.

La dispersión, por otro lado, da cuenta de cómo se distribuyen los contaminantes al interior de la mina, permitiendo calcular la concentración de polvo en cualquier punto de esta, en cualquier momento. Es común el uso de algoritmos basados en modelos matemáticos para predecir el movimiento de las partículas. Existen varios algoritmos en uso y la mayoría está basado en uno o la combinación de alguno de estos cuatro modelos: modelo de caja, modelo gaussiano, modelo euleriano, modelo lagrangeano (Reed, W., 2005)

Por ejemplo, en el algoritmo de Bhaskar-Ramani basado en un modelo euleriano, se considera la difusión de partículas, deposición por gravedad, mecanismos de colisión y reentrada de partículas.

La mayoría de estos algoritmos han sido probados en minas, pero ninguno cuenta con el respaldo formal de la EPA (Reed, W., 2005)

El modelo de concentración presentado en este trabajo, no va tan lejos en cuanto a su incorporación de fenómenos físicos relativos al polvo. La razón de esto, fue principalmente para enfocar los esfuerzos en como varía la concentración de varios contaminantes a la vez y como esto influye en la recirculación

Las ecuaciones se derivan de balances de masa para el caso del polvo, asumiendo que no hay mayores variaciones en la densidad, y considerando balances de volumen para el caso de los compuestos gaseosos. La deducción de estas formulas están basadas en el trabajo de Stachulak, con algunas modificaciones para incorporar el análisis de oxígeno. Para mayor detalle sobre la deducción de las fórmulas, revisar Anexos E.

Los supuestos del modelo son:

- Flujo unidimensional, en estado estacionario y con densidad constante.
- Circuito caracterizado por ramas y nodos. La emisión de contaminantes son supuestas como fuentes puntuales y los lugares donde se encuentran estas fuentes son representados por nodos, igual que los empalmes, la entrada y la salida del circuito.
- Tanto los contaminantes como el oxígeno entran por la entrada de la mina. Además se generan más contaminantes al interior de la mina, caracterizados por un término G característico y con las unidades correspondientes para cada caso (mg/s para el caso del polvo, % o ppm, ambos en volumen para el caso de compuestos gaseosos)
- Apenas se emite una sustancia contaminante, esta se mezcla instantáneamente con el flujo de aire, de manera homogénea, al igual que en los empalmes de flujos con distintas concentraciones.
- Puede existir deposición en el flujo, este término solo será considerado en el cruzado de recirculación.

Para el análisis del polvo, la malla del caso base fue simplificada en el siguiente esquema:

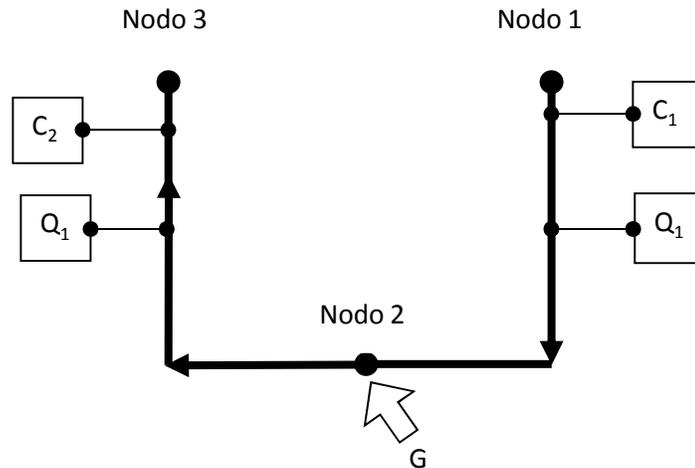


Figura 4-11: Diagrama de flujos y concentraciones para polvo

Donde:

C_1 : Concentración de polvo en la entrada en mg/m^3 (ver tabla 4-1)

C_2 : Concentración de contaminante después de la fuente contaminante

G : Emisión de polvo en mg/s. Para calcular la generación de polvo total, se debe multiplicar el factor de emisión para el polvo total (ver tabla 4-5) por la producción instantánea

del sistema en toneladas por segundo. Para calcular la generación de polvo respirable, el proceso es análogo y se debe usar el factor de emisión por polvo respirable.

Q_1 : Caudal inyectado.

Conociendo la concentración C_2 , se sabe cuál es la concentración de polvo en toda la mina. En base al modelo usado, C_2 equivale a:

$$C_2 = \frac{G}{Q_1} + C_1$$

Ecuación 4-3: Concentración de polvo a la salida

Debido a que G y C_1 son propios de la faena, entonces la concentración C_2 solo depende del caudal de entrada.

Para el análisis de monóxido de carbono, al circuito se le añade una rama en paralelo, que simula el motor del LHD

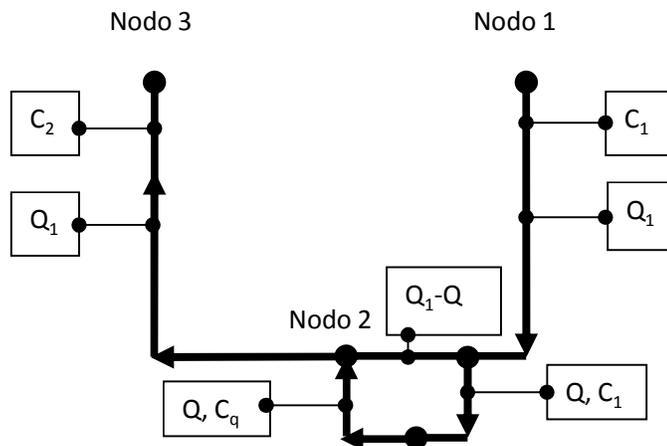


Figura 4-12: Diagrama de flujos y concentraciones para monóxido de carbono

Donde:

C_1 : Concentración de monóxido de carbono en la entrada en ppmv (ver tabla 4-1)

C_2 : Concentración de monóxido en la extracción de aire.

Q : Caudal de aire que requiere el LHD para funcionar, se asume igual que el flujo de gases del escape del equipo (tabla 4-6)

C_q : Concentración de monóxido de carbono en el tubo de escape del LHD.

G : Emisión de monóxido de carbono en cfm (tabla 4-6), es igual a $Q \cdot C_q$.

Q_1 : Caudal inyectado.

De acuerdo a este modelo C_2 , equivale a:

$$C_2 = \frac{Q * C_q + (Q_1 - Q) * C_1}{Q_1}$$

Ecuación 4-4: Concentración de monóxido de carbono en la extracción de aire

Para el análisis de oxígeno, se uso el mismo diagrama de flujos, donde se usaron los mismos términos exceptuando:

C_1 : Concentración de oxígeno en la entrada en % (ver tabla 4-1)

C_2 : Concentración de oxígeno en la extracción de aire.

C_q : Concentración de oxígeno en el tubo de escape del LHD. En el peor de los casos, este valor equivale a 0. Tomando dicho supuesto, la concentración de oxígeno a la salida queda como:

$$C_2 = \frac{(Q_1 - Q) * C_1}{Q_1}$$

Ecuación 4-5: Concentración de oxígeno en la extracción de aire

Con el uso de las ecuaciones 4-5, 4-6 y 4-7, junto con los valores de las concentraciones de entrada de la tabla 4-1 se puede saber la concentración de cualquiera de estos 3 compuestos en cualquier parte del circuito del caso base.

Al igual que para el polvo, dado los parámetros C_1 , Q y C_q son propios de la faena y del equipo en la calle de producción, la concentración en el circuito de extracción solo depende del caudal de aire ingresado a la mina.

Para un circuito con recirculación controlada, introduciendo los mismos conceptos que han ocupado los investigadores en el Reino Unido (figura 2-2) la malla para el análisis de polvo es la siguiente:

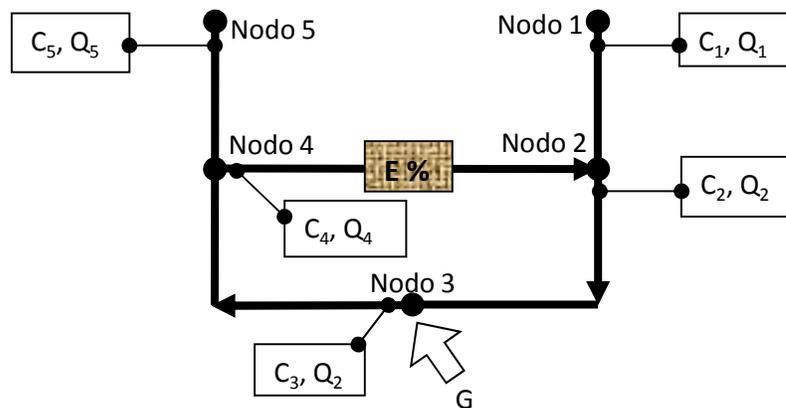


Figura 4-13: Circuito recirculación controlada para el polvo

- Q_1 : Caudal inyectado en m^3/s .
 Q_2 : Caudal mezclado inyectado en la frente en m^3/s .
 Q_4 : Caudal recirculado en m^3/s .
 C_1 : Concentración de polvo en la entrada de la mina en mg/m^3 .
 C_2 : Concentración de polvo en el caudal inyectado a la frente en mg/m^3 .
 C_4 : Concentración de polvo después de la fuente generadora en mg/m^3 .
 G : Emisión de polvo en mg/s .
 E : Eficiencia de remoción de polvo en %
 F : Fracción recirculada, por definición Q_4/Q_2 , es decir, la fracción de aire recirculado en el caudal mezclado inyectado en la frente. Con valores entre 0 y 1
 P_4 : Penetración del contaminante en la rama 4, igual a $1-E$.

Para conocer toda la distribución de caudales en la mina, se debe saber el valor de al menos dos de ellos, o de uno y la fracción recirculada.

Despejando las concentraciones en función de las variables independientes se tiene que:

$$C_2 = (1 - F) * \left(\frac{C_1 + \frac{G}{Q_1} * F * P_4}{(1 - F * P_4)} \right)$$

Ecuación 4-6: Concentración de polvo en el caudal mezclado inyectado a la frente

$$C_4 = (1 - F) * \left(\frac{\frac{G}{Q_1} + C_1}{1 - F * P_4} \right)$$

Ecuación 4-7: Concentración de polvo después de la fuente generadora

Para fines prácticos, los términos C_1 y G dependen de la mina, por lo que no se tiene mayor control sobre ellos, a menos que se usará algún elemento supresor de polvo en la frente misma, o un filtro en la entrada de aire. Por lo que las concentraciones para la mina en la alimentación a la frente, en la extracción de aire y en la rama de recirculación depende no de uno, sino de tres factores: del caudal de entrada Q_1 , de la fracción recirculada F y de la eficiencia de filtrado E o $(1-P_4)$. Convirtiéndose en la práctica, en las variables sobre las cuales el planificador debe decidir.

Además, dependiendo de la fracción recirculada y de la eficiencia de filtrado, estas concentraciones pueden ser tanto mayores como menores, comparadas con lo que predice el modelo para la ventilación tradicional para un mismo caudal de entrada.

Es importante notar en la ecuación 4-6 que el valor para el término $(1-F)/(1-F*P_4)$ se encuentra dentro del intervalo $(1-F)$ y 1 (Los valores extremos para P_4 son 0 y 1), por lo que si el término relativo a la generación y filtrado de polvo $(G * P_4 / Q_1)$ es menor que la concentración a la entrada C_1 , mientras mayor sea la recirculación de aire, menor será la concentración en cuanto a polvo que se obtendrá en la alimentación. Por lo tanto, para un caudal de entrada y una generación de polvo establecidos, existe un valor crítico para la eficiencia de filtrado a partir del cual, al aumentar la fracción de aire recirculado, disminuye la concentración que se tiene en la alimentación.

Esta misma observación fue realizada por Wu, basado en un modelo de concentraciones similar salvo por las posiciones del elemento filtrante y del ventilador encargado de provocar la recirculación en su circuito. (Figura 2-9).

En dicha experiencia, se buscó una eficiencia de filtrado crítica, tal que independiente de la fracción recirculada que se usara, la concentración de polvo en la inyección a la frente sería siempre menor o igual que la que se tendría con ventilación tradicional y en base a ese valor, se buscó un sistema de filtrado con una eficiencia similar.

A diferencia de ese trabajo, se verá que oportunidades se pueden tener si se utiliza una eficiencia de filtrado mayor que la eficiencia crítica calculada por Wu y otros autores.

Para ello, es necesario establecer la concentración de los otros compuestos.

Añadiendo la rama de recirculación para analizar el monóxido de carbono, se tiene el siguiente esquema:

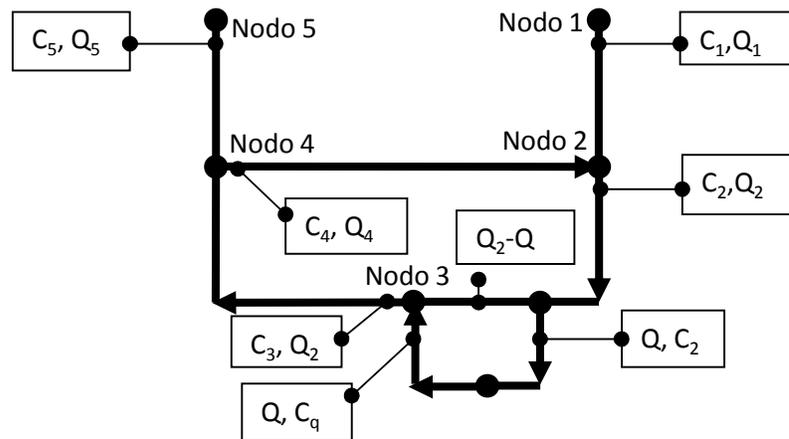


Figura 4-14: Circuito recirculación controlada para monóxido de carbono

Donde:

Q_1 : Caudal inyectado.

Q_2 : Caudal mezclado inyectado en la frente.

Q_4 : Caudal recirculado.

C_1 : Concentración de monóxido de carbono en la entrada.

C_2 : Concentración de monóxido en la inyección del flujo mezclado.

C_4 : Concentración de monóxido en la extracción de aire.

Q : Caudal de aire que requiere el motor del LHD.

C_q : Concentración de monóxido de carbono en el tubo de escape del LHD.

G : Emisión de monóxido de carbono, igual a $Q * C_q$.

F : Fracción recirculada, por definición Q_4/Q_2 , es decir, la fracción de aire recirculado en el caudal mezclado inyectado en la frente.

Las concentraciones en este modelo son:

$$C_2 = (1 - F) * \frac{\left(C_1 + F * \frac{Q}{Q_1} * C_q \right)}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_1} * (1 - F) \right) \right)}$$

Ecuación 4-8: Concentración de monóxido de carbono en el caudal mezclado inyectado a la frente

$$C_4 = (1 - F) * \frac{\left(\left(\frac{Q}{Q_1} * C_q \right) + \left(\left(1 - \frac{Q}{Q_1} \right) * C_1 \right) \right)}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_1} * (1 - F) \right) \right)}$$

Ecuación 4-9: Concentración de monóxido de carbono después de la fuente generadora

En este modelo C_1 , Q y C_q depende de la mina, mientras que las variables de decisión son la fracción recirculada F y el caudal de entrada Q_1 .

Normalmente Q es mucho menor Q_1 , por lo que el término Q/Q_1 puede aproximarse a 0 excepto en los términos ligados a la generación de monóxido de carbono debido a que dicho producto es tres órdenes de magnitud mayor que C_1 para el caso estudiado.

Esta aproximación solo se hará en este apartado para identificar los parámetros más influyentes de manera más clara. Aclarado este punto, las ecuaciones para las concentraciones se simplifican a las siguientes expresiones:

$$C_2 = C_1 + F * \frac{G}{Q_1}$$

Ecuación 4-10: Concentración de monóxido de carbono en el caudal mezclado inyectado a la frente

$$C_4 = \frac{G}{Q_1} + C_1$$

Ecuación 4-11: Concentración de monóxido de carbono después de la fuente generadora

Ambas ecuaciones equivalentes al caso del polvo para una penetración del 100% (eficiencia cero).

Notar que si la fracción recirculada es mayor, entonces la concentración de monóxido de carbono en la entrada aumenta. Que tan rápido aumenta, depende del caudal de entrada. Además, la concentración de monóxido en la extracción de aire para este modelo, al igual que lo establecido por los investigadores británicos (Beack et. al., 1962, 1964; Leach et. al. 1966) es independiente de la fracción recirculada que se utilice, por lo que el caudal de entrada Q_1 es la única variable de decisión para controlar dicha concentración.

Para el oxígeno, las ecuaciones están basadas en el mismo circuito que para el monóxido salvo las siguientes variables que se redefinen:

- C_1 : Concentración de oxígeno en la entrada.
- C_2 : Concentración de oxígeno en la inyección del flujo mezclado.
- C_4 : Concentración de oxígeno en la extracción de aire.
- C_q : Concentración de oxígeno en el tubo de escape del LHD, el cual se asume como cero.

$$C_2 = (1 - F) * \frac{C_1}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_1} * (1 - F)\right)\right)}$$

Ecuación 4-12: Concentración de oxígeno en el caudal mezclado inyectado a la frente

$$C_4 = (1 - F) * \frac{\left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right) * C_1}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_1} * (1 - F)\right)\right)}$$

Ecuación 4-13: Concentración de oxígeno después de que es consumido en la frente

Una vez más, solo la fracción recirculada F y el caudal de entrada Q_1 son las variables de decisión.

Para estas expresiones el término Q/Q_1 no se aproximará a cero, pues su efecto es mucho más notorio que para el monóxido de carbono.

Si bien no es directa su visualización, mientras mayor es la fracción recirculada, menor es la concentración de oxígeno en la alimentación a la frente. La concentración de oxígeno en la extracción de aire, al igual que en el caso del monóxido de carbono, es independiente de la fracción recirculada.

En síntesis, se tiene la siguiente situación: Cuando se tiene un sistema de filtrado con una eficiencia de filtrado por sobre su valor crítico, y si aumenta la fracción recirculada, la concentración de polvo en la entrada disminuye, pero aumenta la concentración de monóxido de carbono, y disminuye la concentración de oxígeno.

Debido a que se tienen tres variables de decisión para controlar las concentraciones en toda la mina, se intentará dar una respuesta a como escoger que valores debiesen tomar.

4.8 Metodología para la estimación de las variables de decisión

Idealmente, la situación se podría plantear como un problema de optimización de la forma:

$\text{Min } VAN_{\text{costos}}(Q_1, F, P_4)$ <p style="text-align: center;">s.a. Restricciones para concentraciones (Q_1, F, P_4)</p> <p style="text-align: center;">Otras restricciones (Q_1, F)</p>

Ecuación 4-14: Planteamiento fórmula para determinar variables de decisión

Donde el VAN de costos es el valor presente del flujo de caja de la alternativa de ventilación, compuesto por los costos de operación y la inversión.

Las restricciones para concentraciones, se manejarán exigiendo que se cumplan los valores establecidos por la normativa en toda la mina, condición que es más exigente que lo establecido en la ley, pues en ésta, solo se exigen los valores para las concentraciones en las áreas donde se encuentra personal.

Como se puede comprobar a partir de las formulaciones anteriormente realizadas, las concentraciones en el flujo que sale de la mina siempre son más altas para el caso de los contaminantes o más bajas en el caso del oxígeno, dependiendo solamente del caudal de entrada a la mina. De esta manera el planificador puede asegurar que se cumplan las concentraciones haciendo una correcta estimación solamente de una variable y no de tres, asumiendo que se han determinado correctamente las condiciones ambientales del aire al exterior de la mina y la generación de contaminantes.

Las otras restricciones, para el ejercicio propuesto solo serán restricciones de velocidad, por lo que, dependiendo de la sección transversal de las vías de aire, se tendrán restricciones para los caudales máximos y mínimos. Se pueden incluir restricciones como la eficiencia crítica mínima que debería tener un elemento filtrante, o alguna otra restricción que el planificador considere pertinente.

Dejando todas las variables constantes, el impacto que tienen estas tres variables de decisión por separado en el VAN es el siguiente:

Mientras mayor es el caudal de entrada, mayor es el costo energético y la inversión asociada la construcción de galerías y chimeneas necesarias. También se necesita mayor potencia instalada en ventiladores, y en general debería aumentar su costo de mantención.

Para la eficiencia de filtrado, debido a la elección del elemento filtrante influye en el costo y en la inversión, y a que cada elemento filtrante tiene una eficiencia característica dependiendo de sus propios parámetros de operación y construcción, entonces esta variable también participa en el costo final de la alternativa.

Se puede adelantar que, en general, mientras mayor eficiencia de filtrado se le pida a un elemento filtrante, mayor resultará su inversión y su costo de mantención. En la práctica no existen relaciones analíticas entre la eficiencia de filtrado para todas las alternativas y sus costos e inversiones, por lo que no se puede plantear el problema de optimización de manera matemática para todas las alternativas.

Para la fracción recirculada, mientras mayor sea, mayor será el caudal que pasa a través del cruzado de recirculación, por lo que sería necesario aumentar la potencia necesaria del ventilador para provocar recirculación, aumentando el costo energético y la inversión en el ventilador. Si el costo de filtrado depende del caudal a tratar, también aumenta el costo de operación del sistema de filtrado y su inversión. Debido a que no se tiene de manera explícita el costo que significa aumentar la eficiencia de filtrado, se verá una forma de buscar el valor de estas tres variables de decisión sin tener que simular una gran cantidad de casos.

A partir de la condición de borde sobre la concentración a la salida de la mina, para una alternativa de filtrado predeterminada, se puede generar inmediatamente una relación que involucra a Q_1 y a F , tal que siempre se cumpla la condición sobre las concentraciones de polvo total y PM5, de monóxido de carbono y de oxígeno.

Las relaciones son las siguientes:

$$Q_1 \geq \frac{G * (1 - F)}{(LPP * (1 - F * P_4) - C_1 * (1 - F))}$$

Ecuación 4-15: Caudal mínimo de entrada para satisfacer una concentración de polvo en la salida igual a la normativa

$$Q_1 \geq \frac{Q^*(C_q - (1-F)*C_1 - F*LPP)}{LPP - C_1}$$

Ecuación 4-16: Caudal mínimo de entrada para satisfacer una concentración de monóxido de carbono en la salida igual a la normativa

$$Q_1 \geq \frac{Q^*(F*LPP_v + (1-F)*C_1)}{C_1 - LPP_v}$$

Ecuación 4-17: Caudal mínimo de entrada para satisfacer una concentración de oxígeno en la salida igual a la normativa

Donde se utilizan todos los términos anteriormente definidos. Si se aplica la ecuación 4-15 a las condiciones de una calle de producción, en donde se dispone de una batería de ciclones con una eficiencia de filtrado efectiva para PM5 de un 26%, entonces se obtienen las siguientes curvas que grafican distintas combinaciones de caudales de entrada y fracción recirculada que satisfacen los requerimientos de concentraciones.

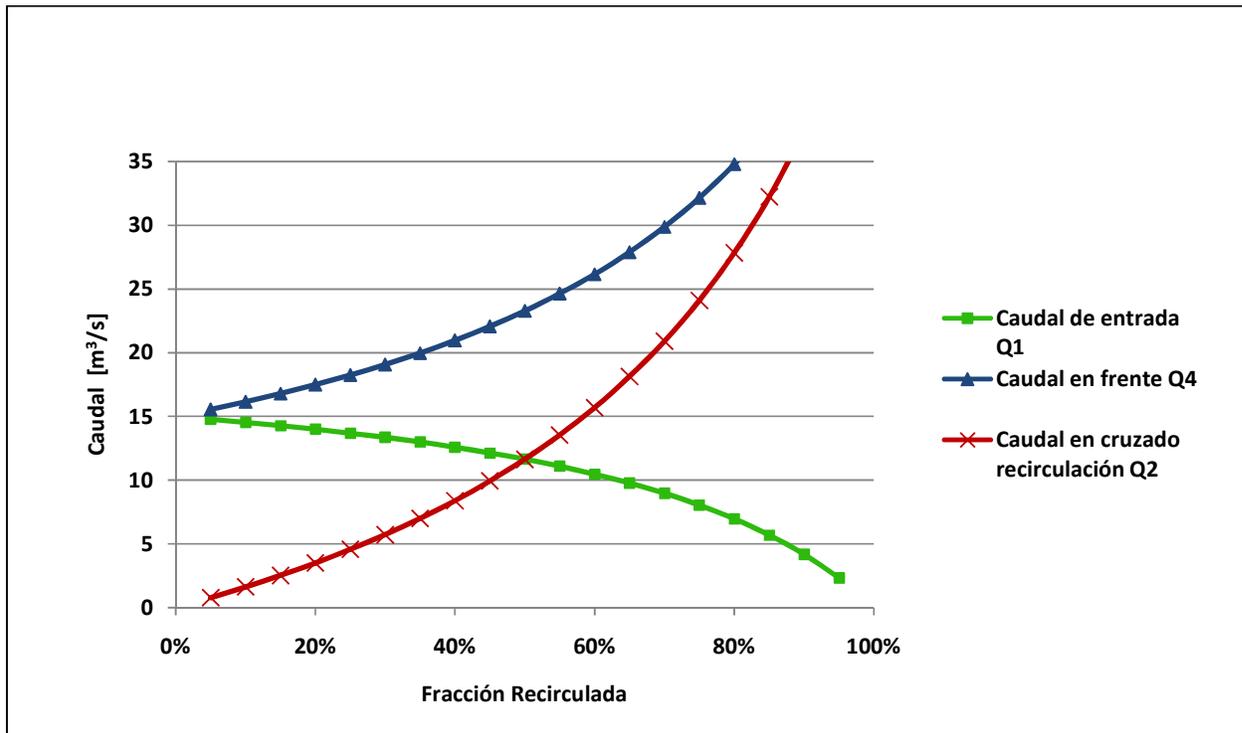


Figura 4-15: Familia de distribuciones de flujos que satisface condición de borde para PM5, para una eficiencia de filtrado efectiva para PM5 de 26%

Con esto se comprueba que mientras mayor es la fracción recirculada menor es el caudal en la entrada (línea en verde), pero mayor es el caudal en la frente (línea azul)

Esta familia de soluciones ofrece infinitas combinaciones entre el caudal de entrada y la fracción recirculada. Sin embargo, si se asume que es más costoso traer aire desde afuera de la

mina que recircularlo, entonces existe a priori un incentivo para disminuir el caudal de entrada y aumentar la fracción recirculada lo más que se pueda.

Es importante resaltar que no se puede llegar más allá de una fracción recirculada tal que el caudal en la frente supere el valor debido al criterio de velocidad.

Si se cambia el sistema filtrante por una combinación de ciclones, mas una batería de cartuchos auto-limpiantes, se obtiene una eficiencia de filtrado efectiva para PM5 de un 94,8%. Entonces dicho caso, se tiene la siguiente familia de soluciones:

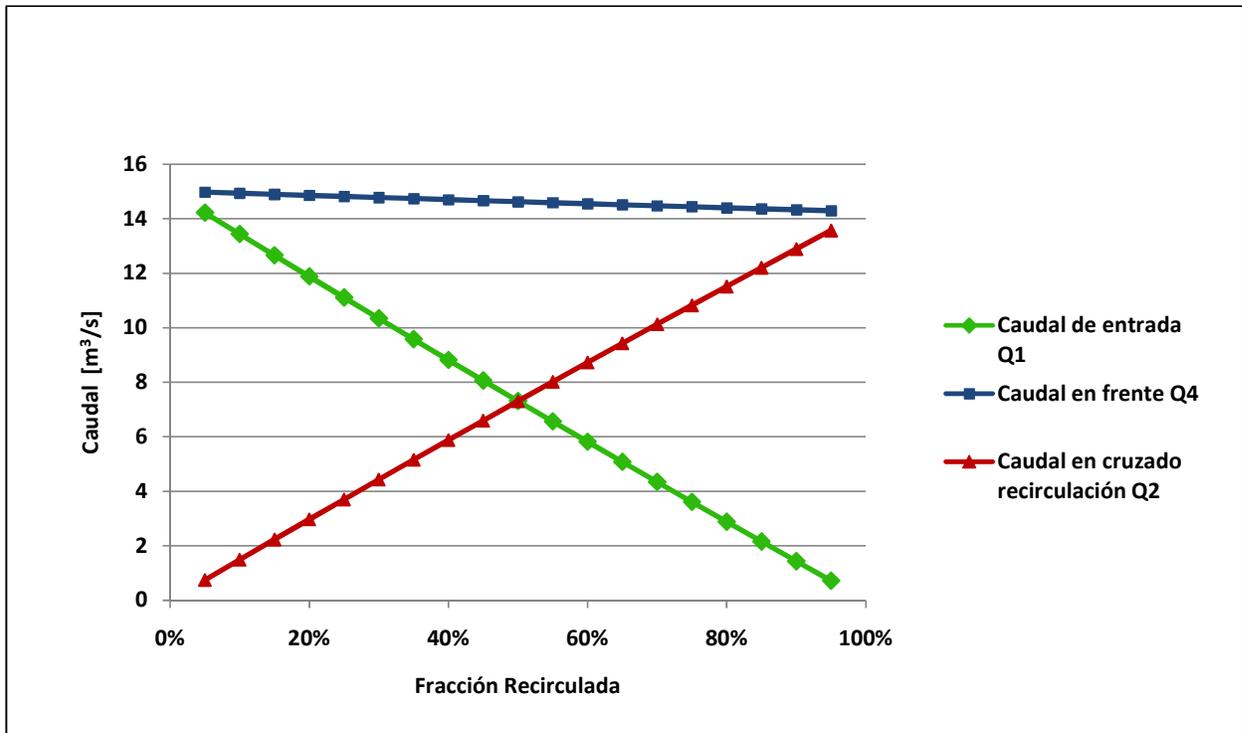


Figura 4-16: Familia de distribuciones de flujos que satisface condición de borde para PM5, para una eficiencia de filtrado efectiva para PM5 de 94,8 %

Para esta familia de soluciones, el caudal requerido en la entrada también va disminuyendo a medida que aumenta la fracción recirculada. Pero a diferencia del caso anterior, también se necesita menos aire en la frente, pues el aire que viene del cruzado de recirculación, es de mejor calidad en cuanto a polvo que el que viene desde el exterior de la mina, debido a que la eficiencia de filtrado efectiva de esta combinación de sistema de control de polvo es mayor que la eficiencia de filtrado crítica en la que se asegura que la concentración de polvo en la entrada sea menor o igual que en el ambiente al exterior de la mina (Wu, H.W., 2001; Stachulak, J. 1991).

Como no hay una manera práctica de ligar la eficiencia de filtrado a los costos, es necesario estudiar caso a caso cada alternativa de filtrado como un proyecto independiente, y decidir de acuerdo a la evaluación económica final.

Pero dentro de un mismo caso, si se puede determinar cuál es la mejor combinación entre caudal de entrada y fracción recirculada.

Independiente de que sistema de control de polvo se utilice, si se tienen las mismas condiciones relativas al monóxido de carbono para ambos casos, graficando las soluciones para la ecuación 4-16 se tiene:

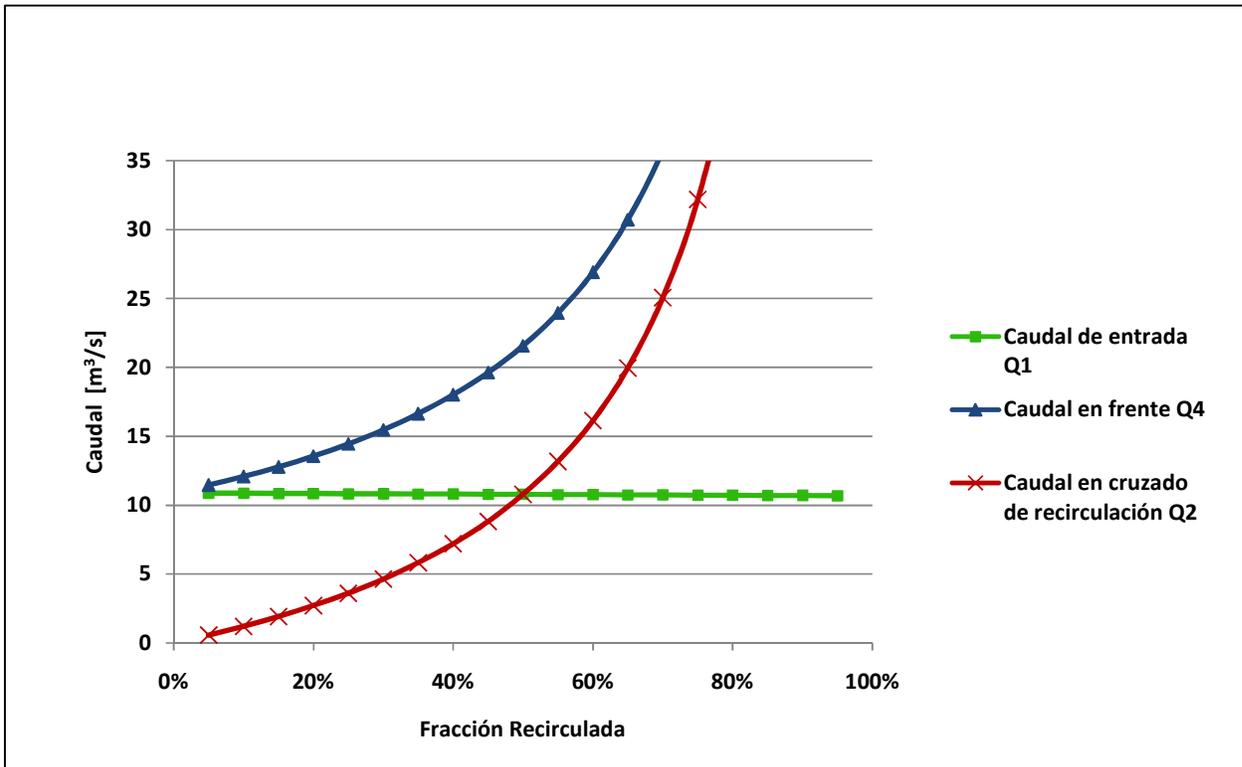


Figura 4-17: Familia de distribuciones de flujos que satisface condición de borde para monóxido de carbono

Debido a que la concentración de monóxido en la salida es independiente de la fracción recirculada, la única variable de decisión es el caudal de entrada. Si se exige una concentración constante igual a la normativa, entonces el caudal de entrada también debe ser prácticamente constante para cualquier fracción recirculada que se quiera usar, aumentando solamente el caudal de aire en la frente. Por lo que, desde el punto vista del monóxido de carbono, existe un incentivo para no usar recirculación, o que esta sea tan pequeña como se pueda.

Para fracciones recirculadas superiores al 63,2% el caudal en la frente supera los 68.660 cfm, límite máximo por velocidad para las dimensiones de las calles de producción. Por lo que la fracción recirculada no puede exceder este valor.

Para el oxígeno, graficando la familia de soluciones de la ecuación 4-17 se obtiene el gráfico en la figura 4-18. Como se observa, los requerimientos siguen la misma tendencia que para el monóxido de carbono, aunque su magnitud es mucho menor.

Sin embargo, el caudal en la frente está por debajo del límite de velocidad para fracciones recirculadas menores al 62%, por lo que dicha parte de la curva no forma parte del conjunto de soluciones y se debe buscar el caudal a inyectar y la recirculación debido a otro criterio.

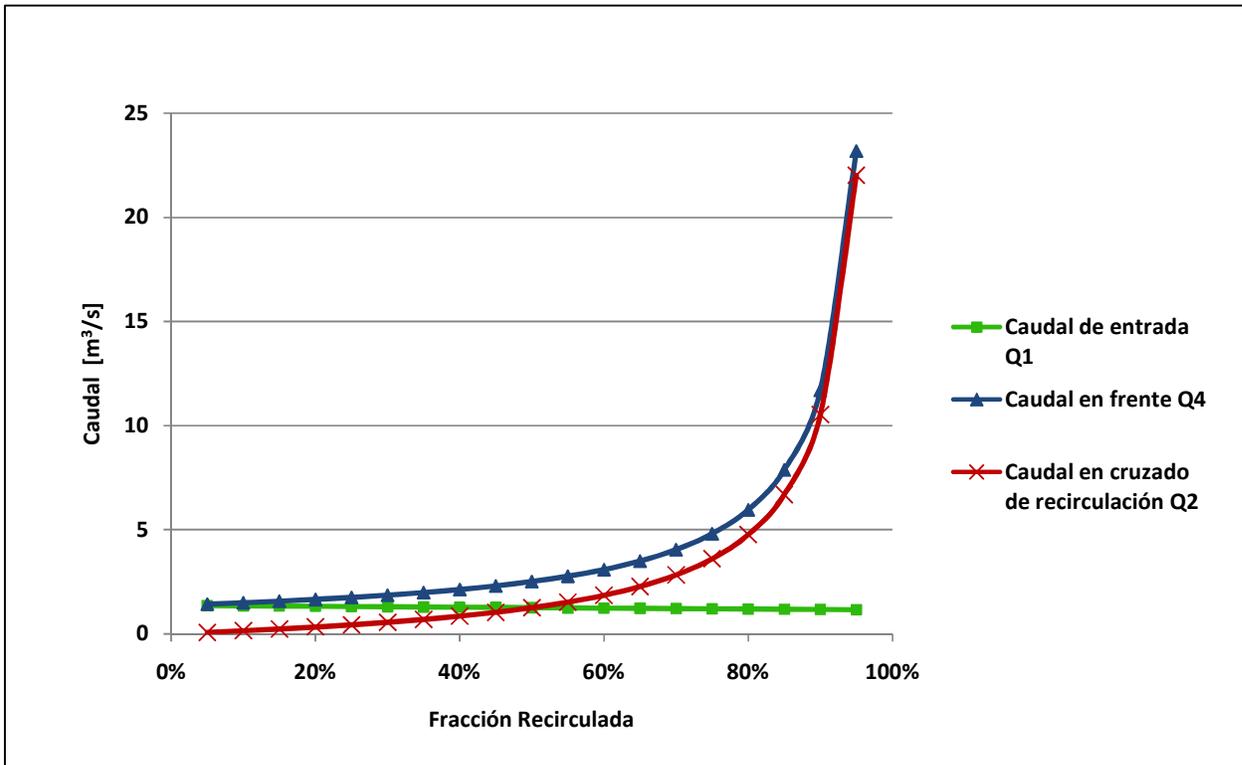


Figura 4-18: Familia de distribuciones de flujos que satisface condición de borde para oxígeno

Para determinar que combinación de caudal de entrada y fracción recirculada, para una alternativa de filtrado determinada, la metodología propuesta es el siguiente:

Primero: El caudal que debe ser inyectado a la mina, debe ser el máximo de entre todas las restricciones para una fracción recirculada cercana a 0%.

Segundo: Si la restricción dominante es el polvo, ya sea el total o su fracción respirable, entonces al aumentar progresivamente la fracción recirculada, el caudal de entrada va disminuyendo hasta llegar a un punto en que la restricción dominante pasa a ser el monóxido de carbono. Debido a que el caudal a ingresar por concepto de monóxido de carbono es constante, no conviene seguir aumentando la recirculación. En dicho punto se ha alcanzado el caudal mínimo posible a ingresar desde el exterior de la mina, cumpliendo con todas las restricciones, por lo que, si la motivación para aplicar recirculación controlada fue la disminución de los costos asociado a disminución de caudal en la entrada, no tiene mayor sentido aumentar la fracción recirculada. Se puede encontrar este punto de manera visual, al intersecar las curvas para los caudales de entrada del PM5 y del monóxido de carbono, como se muestra en la figura 4.19.

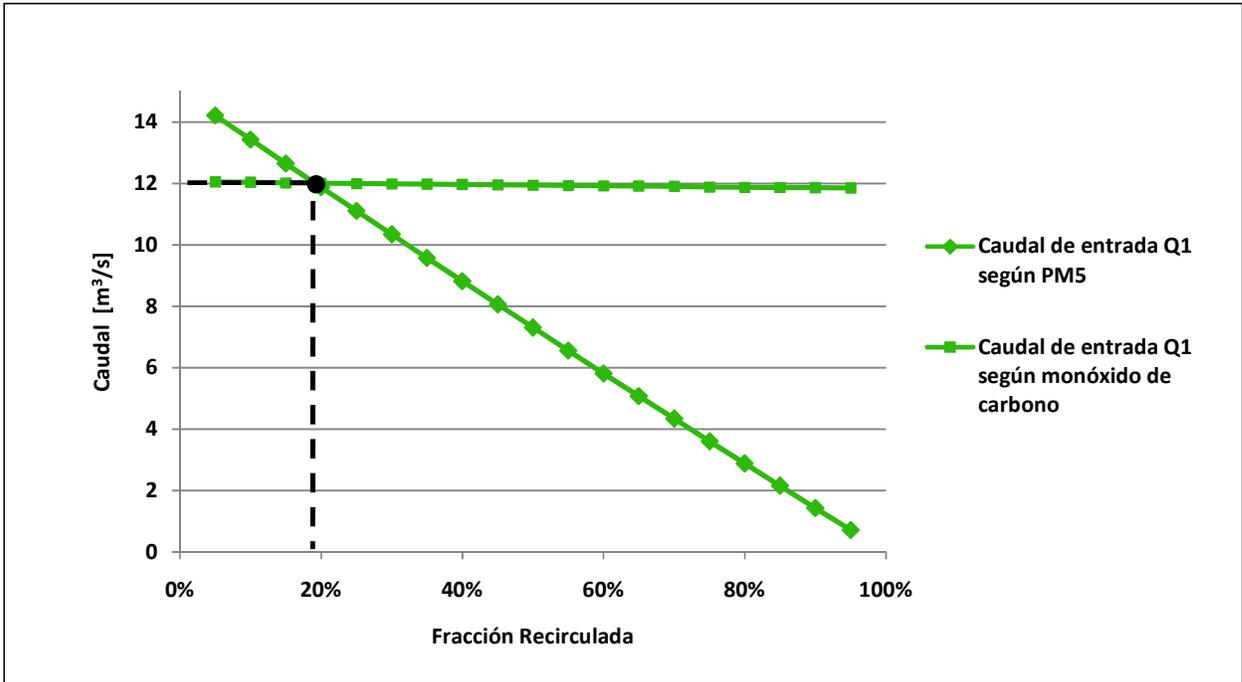


Figura 4-19: Punto de mínima fracción recirculada posible para un caudal de entrada mínimo.

CAPÍTULO 5

Resultados

5.1 Estimación de Caudales

Siguiendo la metodología propuesta en la sección 4.8, aplicándola al panel compuesto por cinco calles, el resumen para las distintas variables de decisión es el siguiente:

Tabla 5-1: Parámetros técnicos de operación para sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Caudal Ingresado desde fuera mina (m ³ /s)	75,02	60,07	60,02	60,06
Caudal Recirculado (m ³ /s)		13,52	17,82	14,21
Razón de Recirculamiento F (%)		18,37%	22,89%	19,13%
Caída de Presión medio Filtrante (Pa)		1.623	1.125	2.000
Eficiencia filtrado para el total de polvo (%)		100,0%	98,1%	99,6%
Eficiencia filtrado para PM5 (%)		99,6%	75,8%	94,8%

Tabla 5-2: Parámetros técnicos de operación para sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Caudal Ingresado desde fuera mina (m ³ /s)	75,02	60,06	60,01	60,06
Caudal Recirculado (m ³ /s)		13,54	18,59	14,23
Razón de Recirculamiento F (%)		18,39%	23,65%	19,15%
Caída de Presión medio Filtrante (Pa)		623	125	1.000
Eficiencia filtrado para el total de polvo (%)		100,0%	97,8%	99,6%
Eficiencia filtrado para PM5 (%)		99,5%	72,7%	94,7%

Para el caso base, el criterio dominante fue el polvo.

Para todos los casos de recirculación controlada, se observa que el caudal de entrada es prácticamente el mismo. El valor equivale a cinco veces lo requerido para una calle por monóxido de carbono, valor que es prácticamente constante, de acuerdo con la revisión teórica que se hizo.

Sin embargo se observan diferencias en cuanto al caudal recirculado, se puede notar que mientras mayor es la eficiencia de filtrado, se necesita menor fracción recirculada para un caudal de entrada prácticamente similar, en el que se respeten las condiciones de borde.

La caída de presión del elemento filtrante influye en el consumo energético requerido. Es importante resaltar que las alternativas con ciclones como pre-filtrado tienen 1000 Pa de caída de presión adicional.

5.2 Consumo energético asociado

De acuerdo a las simulaciones realizadas en VenetPC, se obtuvo la potencia necesaria para sostener la distribución de flujos propuesta. Para el caso del precipitador electrostático, fue necesario calcular además la cantidad de energía requerida para su operación.

Debido a que el caudal de entrada es prácticamente similar, los factores que diferencian el consumo energético de uno u otro caso son la fracción recirculada, la caída de presión del sistema de filtrado y el consumo energético propio para hacer funcionar el sistema para el caso de los precipitadores electrostáticos.

5.2.1 Escenario 1

El primer escenario, corresponde a una distancia de 600 metros desde el exterior de la mina, hasta el nivel de ventilación.

Se puede apreciar que para dicho escenario, la alternativa de ciclones como pre-filtrado, consumen mayor energía que el caso base.

Tabla 5-3: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 1

Índices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Energía Consumida anualmente (kWh)	592.614	637.052	762.740	721.591
Energía Respecto con caso base		107%	129%	122%

Para la cámara decantadora como pre-filtrado, si se tiene un ahorro energético con respecto al caso base.

Tabla 5-4: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 1

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Energía Consumida anualmente (kWh)	592.614	468.042	550.579	544.015
Energía Respecto con caso base		79%	93%	92%

5.2.2 Escenario 2

Para el escenario 2, se tiene una distancia de 2200 metros desde el exterior de la mina hasta el nivel de ventilación.

Se tiene un ahorro en cuanto a energía para ambas alternativas de pre-filtrado, con una inclinación más favorable hacia las cámaras decantadoras como pre-filtrado.

Tabla 5-5: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 2

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Energía Consumida anualmente (kWh)	1.636.249	1.173.424	1.297.772	1.257.174
Energía Respecto con caso base		72%	79%	77%

Tabla 5-6: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 2

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Energía Consumida anualmente (kWh)	1.636.249	1.004.225	1.085.188	1.080.294
Energía Respecto con caso base		61%	66%	66%

5.2.3 Escenario 3

Para éste escenario, se tiene una distancia de 4000 metros desde el exterior de la mina hasta el nivel de producción.

Se observa un mayor ahorro energético que en los escenarios anteriores.

Tabla 5-7 Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 3

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Energía Consumida anualmente (kWh)	2.810.402	1.776.847	1.899.729	1.859.724
Energía Respecto con caso base		63%	68%	66%

Tabla 5-8: Comparación entre energía consumida por caso base y sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 3

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Energía Consumida anualmente (kWh)	2.810.402	1.607.438	1.686.632	1.683.612
Energía Respecto con caso base		57%	60%	60%

5.3 Costos de operación

En general, se observa que no solo intervienen los costos energéticos y de operación/mantenimiento de los ventiladores, también influyen fuertemente el costo de operación y mantenimiento del sistema filtrante, el cual depende de sus propias dimensiones y variables de operación.

Dimensionar un equipo de filtrado no siempre es una labor sencilla y obtener información de costos en relación las dimensiones y condiciones de operación del equipo es aún más complejo. Se realizó este ejercicio para dos sistemas de filtrado (Ver Anexos C y D), para el resto de las alternativas de filtrado, se trabajó en base a costos promedios unitarios obtenidos de la literatura, ponderados por el caudal a tratar en el cruzado de recirculación. Para la alternativa de filtros auto-limpiantes, se usó el costo de inversión y de mantenimiento que tuvo la prueba realizada en el Salvador, escalado al nuevo escenario de caudales. Es importante destacar que dichos valores, son considerablemente más bajos que los valores promedios propuestos por la EPA.

5.3.1 Escenario 1

Para este escenario, solo se observa que existe un ahorro con respecto al caso base para la alternativa con cámara decantadora como pre-filtrado, y filtros auto-limpiantes como filtro final.

Tabla 5-9: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 1

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Costo Anual por energía(US\$)	46.421	49.902	59.748	56.525
Costo Anual O/M medio filtrante (US\$)		522.554	213.067	133.899
Costo Mantenimiento Ventiladores (US\$)	165.476	104.613	100.105	119.988
Costo O/M Sistema de seguridad		20.000	20.000	20.000
Costos Anual total (US\$)	211.898	697.371	452.907	330.793
Ahorro respecto a caso base (US\$)		- 485.473	- 241.009	- 118.895

En general se observa un costo anual menor para las alternativas con cámara decantadora como pre-filtrado.

Tabla 5-10: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 1

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Costo Anual por energía(US\$)	46.421	36.663	43.129	42.615
Costo Anual O/M medio filtrante (US\$)		404.558	57.580	9.356
Costo Mantenimiento Ventiladores (US\$)	165.476	88.009	86.216	52.709
Costo O/M Sistema de seguridad		20.000	20.000	20.000
Costos Anual total (US\$)	211.898	544.221	250.054	124.680
Ahorro respecto a caso base (US\$)		- 332.324	- 38.156	87.218

5.3.2 Escenario 2

Para este escenario, en general se observa un mayor ahorro con respecto al caso base, excepto para los casos con cámara decantadora como pre-filtrado, y precipitador y filtros electrostáticos, como filtros finales.

Tabla 5-11: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 2

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Costo Anual por energía(US\$)	128.173	91.918	101.659	98.479
Costo Anual O/M medio filtrante (US\$)		522.554	213.067	133.899
Costo Mantenimiento Ventiladores (US\$)	277.342	223.217	218.588	238.818
Costo O/M Sistema de seguridad (US\$)		20.000	20.000	20.000
Costos Anual total (US\$)	405.514	857.689	654.972	491.195
Ahorro respecto a caso base (US\$)		- 452.174	- 249.458	- 85.680

Tabla 5-12: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 2

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Costo Anual por energía(US\$)	128.173	78.664	85.006	84.623
Costo Anual O/M medio filtrante (US\$)		404.558	57.580	9.356
Costo Mantenimiento Ventiladores (US\$)	277.342	205.597	203.845	209.101
Costo O/M Sistema de seguridad (US\$)		20.000	20.000	20.000
Costos Anual total (US\$)	405.514	708.819	451.438	323.080
Ahorro respecto a caso base (US\$)		- 303.305	- 45.924	82.434

5.3.3 Escenario 3

En este escenario se observan al menos 3 alternativas con un ahorro con respecto al caso base

Tabla 5-13: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 3

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Costo Anual por energía(US\$)	220.148	139.186	148.812	145.678
Costo Anual O/M medio filtrante (US\$)		522.554	213.067	133.899
Costo Mantenimiento Ventiladores (US\$)	351.451	253.611	249.013	269.245
Costo O/M Sistema de Seguridad (US\$)		20.000	20.000	20.000
Costos Anual total (US\$)	571.599	935.351	779.704	568.821
Ahorro respecto a caso base (US\$)		- 363.752	- 208.104	2.778

Tabla 5-14: Comparación de costo operación anual entre caso base y sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 3

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Costo Anual por energía(US\$)	220.148	125.916	132.120	131.883
Costo Anual O/M medio filtrante (US\$)		404.558	57.580	9.356
Costo Mantenimiento Ventiladores (US\$)	351.451	236.082	234.330	239.586
Costo O/M Sistema de Seguridad (US\$)		20.000	20.000	20.000
Costos Anual total (US\$)	571.599	786.549	444.030	400.825
Ahorro respecto a caso base (US\$)		- 214.950	127.570	170.774

5.4 Inversiones asociadas

En general se puede notar que las inversiones asociadas a los casos de recirculación son mayores que para la ventilación tradicional. Esto es, sin aprovechar la posible reducción que se podría realizar en las vías principales de acceso y extracción de aire.

Debido a que los requerimientos de caudales no cambian entre un escenario y otro, solo se observan cambios en el costo de adquisición de los ventiladores.

5.4.1 Escenario 1

Tabla 5-15: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 1

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Inversión Medio filtrante (US\$)		540.680	517.922	142.795
Inversión Infraestructura minera (US\$)		320.768	320.768	320.768
Inversión en Ventiladores	208.663	144.842	140.283	163.683
Inversión Sistema de Seguridad		90.000	90.000	90.000
Inversión Total (US\$)	208.663	1.006.290	978.973	627.530

Tabla 5-16: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 1

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Inversión Medio filtrante (US\$)		460.190	425.985	57.625
Inversión Infraestructura minera (US\$)		320.768	320.768	320.768
Inversión en Ventiladores	208.663	122.755	120.783	125.749
Inversión Sistema de Seguridad		90.000	90.000	90.000
Inversión Total (US\$)	208.663	903.713	867.537	504.426

5.4.2 Escenario 2

Tabla 5-17: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 2

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Inversión Medio filtrante (US\$)		540.680	517.922	142.795
Inversión Infraestructura minera (US\$)		320.768	320.768	320.768
Inversión Ventiladores (US\$)	274.105	261.137	253.483	279.963
Inversión Sistema de Seguridad (US\$)		90.000	90.000	90.000
Inversión Total (US\$)	274.105	1.101.086	1.092.173	743.810

Tabla 5-18: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 2

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Inversión Medio filtrante (US\$)		460.190	425.985	57.625
Inversión Infraestructura minera (US\$)		320.768	320.768	320.768
Inversión Ventiladores (US\$)	274.105	239.478	237.512	238.992
Inversión Sistema de Seguridad (US\$)		90.000	90.000	90.000
Inversión Total (US\$)	274.105	1.020.436	984.266	707.670

5.4.3 Escenario 3

Tabla 5-19: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 3

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
Inversión Medio filtrante (US\$)		540.680	517.922	142.795
Inversión Infraestructura minera (US\$)		320.768	320.768	320.768
Inversión Ventiladores (US\$)	304.482	264.703	207.938	283.530
Inversión Sistema de Seguridad (US\$)		90.000	90.000	90.000
Inversión Total (US\$)	304.482	1.182.359	1.136.628	833.498

Tabla 5-20: Inversiones para caso base y para sistemas alternativos de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 3

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
Inversión Medio filtrante (US\$)		460.190	425.985	57.625
Inversión Infraestructura minera (US\$)		320.768	320.768	320.768
Inversión Ventiladores (US\$)	304.482	243.126	241.113	249.141
Inversión Sistema de Seguridad (US\$)		90.000	90.000	90.000
Inversión Total (US\$)	304.482	1.080.247	1.077.866	713.935

5.5 Resumen flujo de caja

Para una tasa de descuento del 8% y una vida útil de 4 años, los resultados para los flujos de caja son los siguientes:

5.5.1 Escenario 1

Se observa que para este escenario, ninguna alternativa es económicamente viable, la alternativa más cercana a arrojar un resultado positivo, es el caso con filtro auto-limpiante y cámara decantadora como pre-filtrado.

Tabla 5-21: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 1

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
VAN Costos (US\$)	754.744	3.405.073	2.375.433	1.817.128
Diferencia VAN		- 2.650.329	- 1.620.689	- 1.062.384

Tabla 5-22: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 1

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
VAN Costos (US\$)	754.744	2.812.833	1.643.373	1.007.798
Diferencia VAN		- 2.058.089	- 888.629	- 252.353

5.5.2 Escenario 2

Para el escenario 2, tampoco se tiene un caso en el que la recirculación controlada sea superior a la ventilación tradicional, sin embargo, la brecha para todos los casos se reduce, continuando la combinación cámara de decantación con filtro auto-limpiantes.

Tabla 5-23: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 2

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
VPN Costos (US\$)	1.617.220	4.053.359	3.015.271	2.460.425
VPN del ahorro total		- 2.436.140	- 1.398.051	- 843.205

Tabla 5-24: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 2

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
VPN Costos (US\$)	1.617.220	3.458.136	2.288.408	1.777.468
VPN del ahorro total		- 1.840.916	- 671.188	- 160.248

5.5.3 Escenario 3

Para el tercer escenario, la brecha entre la ventilación tradicional, y las alternativas de recirculación continúa estrechándose. Para la combinación cámara decantadora con filtro autolimpiantes se obtiene un resultado positivo.

Tabla 5-25: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con ciclones como pre-filtrado para el escenario 3

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC ciclones-mangas filtrantes	Caso RC ciclones-PES	Caso RC ciclones-filtros autolimpiantes
VPN Costos (US\$)	2.197.692	4.314.152	3.719.105	2.721.101
VPN del ahorro total		- 2.116.460	- 1.521.413	- 523.409

Tabla 5-26: Valor Actual Neto del flujo de caja de costos de cada alternativa y su diferencia con el caso base para sistemas de recirculación con cámara decantadora como pre-filtrado para el escenario 3

Indices Relevantes	Caso Base	Caso RC Decantadora-mangas filtrantes	Caso RC Decantadora-PES	Caso RC Decantadora-filtros autolimpiantes
VPN Costos (US\$)	2.197.692	3.719.257	2.549.023	2.045.117
VPN del ahorro total		- 1.521.565	- 351.331	152.575

CAPÍTULO 6

Análisis de resultados y discusiones

6.1 *Análisis crítico a la bibliografía revisada*

En general, la investigación realizada a la fecha en cuanto a recirculación controlada de aire, cubre casi todos los tópicos y situaciones posibles de ventilación más allá de los alcances de esta memoria, realizándose por ejemplo importantes avances en el campo de la investigación de fenómenos transientes y realizando pruebas en casi todas las situaciones en el que ésta puede tener sentido, sin embargo existen aspectos teóricos esenciales que no han sido del todo aclarados.

De acuerdo con la revisión bibliográfica realizada, para todas las pruebas en general y en particular, para las pruebas realizadas en Mount Isa (Wu, H. W. et. al., 2001), Copper Cliff, Creighton y Levack (Stachulak, J., 1991) en donde se explica que modelo de concentraciones se utilizó, no se especifica cómo se calculó la fracción recirculada, parámetro de vital importancia. Más bien, para una fracción, o un rango de fracciones, se comprobó que las concentraciones estuvieran dentro de la norma.

Además, dentro de todas las pruebas realizadas, no se ha explotado el potencial de llevar la eficiencia de filtrado más allá de la eficiencia de filtrado crítica, en la cual se asegura que la calidad del aire en cuanto a polvo sea igual o mejor que la calidad del aire al exterior de la mina. Esta filosofía en particular, es interesante debido a que las condiciones de flujo y de distribución de flujos en mina pueden variar, entregándole robustez en cuanto a cambios en variables críticas, sin embargo esta calidad solo se asegura en cuanto a polvo. La concentración en cuanto a contaminantes gaseosos como el monóxido de carbono sigue siendo dependiente de la fracción recirculada. Si bien en todas las pruebas registradas por los distintos autores, no hubo problemas con la concentración de monóxido de carbono, manteniéndose en todo momento dentro de la normativa, de acuerdo a los modelos usados por Wu, por Stachulak y en este mismo trabajo, la concentración en el flujo mezclado que alimenta la frente debiese ser mayor que la presente en el aire al exterior de la mina. Por lo que la filosofía de la eficiencia crítica es ciega en cuanto a los otros contaminantes que no pueden ser filtrados.

Las fracciones recirculadas calculadas son, en general, menores que las reportadas por Wu y sus colaboradores, entre un 24% y un 32,5% vs el rango entre 18,37% y 23,65% calculadas en este trabajo, también son menores que las reportadas por Robinson y Harrison, quienes usaron un fracción recirculada de 30% en la mina de carbón de Wearmouth. Solamente Hall y sus colaboradores registraron un valor menor para la fracción recirculada en la División de potasio de Noranda en Canadá, usando un 14%.

Como se puede observar a simple vista, los valores calculados, se encuentran dentro del rango de lo usado en otras faenas, las diferencias se pueden apreciar, en que en este trabajo se puso un claro énfasis en primero disminuir el caudal de entrada al máximo, aumentando

paulatinamente la fracción recirculada, y una vez alcanzado ese mínimo, disminuir la fracción recirculada tanto como fuese posible. Marcando el propósito explícito de disminuir la fracción recirculada.

6.2 *Análisis de resultados obtenidos en simulaciones*

El caudal de alimentación a la mina entre la ventilación normal y las alternativas de recirculación fue disminuido de 158.975 cfm a valores cercanos a 127.270 cfm, representando una reducción de un 20%, para todos los casos estudiados. Esta reducción es la máxima posible debido a que las tecnologías actuales no permiten filtrar monóxido de carbono, cuyo límite de concentración es el que dicta este nuevo valor alcanzado para el caudal de entrada.

Esta reducción de caudal es importante, pues el costo eléctrico de llevar el caudal desde la entrada de la mina al nivel de ventilación no depende de manera lineal con el caudal.

Para una resistencia R dependiente de las características del sitio y un caudal de entrada Q_1 , la potencia que necesita el ventilador para una eficiencia η para generar una caída de presión $H=RQ^2$ es igual a:

$$\text{Potencia} = \frac{R * Q_1^3}{\eta}$$

Ecuación 6-1: Potencia de un ventilador en función de resistencia del tramo, caudal y eficiencia

Si el caudal de entrada ahora es de un 80% con respecto al anterior, entonces la potencia necesaria es solo el 51,2% de la que se necesitaba antes, traduciéndose en un ahorro de un 51,2% solamente por este concepto a favor de la recirculación.

Al ser esto compensado con el nuevo requerimiento energético que se necesita en el cruzado de recirculación, y con la caída de presión propia del elemento filtrante. Se observa para el primer escenario que, por lo menos para los casos con ciclones como pre-filtrado, la caída de presión del elemento filtrante puede ser tan alta, que anula el efecto positivo del menor movimiento de aire en la entrada.

Cuando el costo energético de traer aire desde el exterior aumenta progresivamente con los escenarios, esta reducción a casi la mitad se hace más notoria, traduciéndose en un ahorro de consumo energético significativo, llegando a un rango entre un 79% y un 61% para el escenario de mayor distancia con la entrada.

Este ahorro energético depende tanto de la eficiencia del sistema de filtrado, de la caída de presión propia del equipo y del consumo eléctrico propio para el caso de los precipitadores electrostáticos.

Tanto las combinaciones con mangas filtrantes, como las con filtros de catridge limpiados por pulsos de aire, no necesitan energía extra. Comparando estas alternativas entre sí, se puede ver una vez más, que la caída de presión del elemento filtrante es una variable relevante dentro del ahorro energético.

Una de las motivaciones de este trabajo sugiere aprovechar este menor consumo energético, plasmándolo en un menor costo de operación. De acuerdo con los datos obtenidos, no siempre se logra reducir el costo de operación anual con la recirculación, esto se debe a que el costo de operación y mantención de los equipos también son una variable relevante.

En cuanto a la investigación hecha a los elementos filtrantes en sí mismo, se vio la necesidad de dimensionar precipitadores electrostáticos y cámaras decantadoras. Los PES, se dimensionaron debido a que era un paso necesario para cumplir con el objetivo de cuantificar el consumo energético requerido. La cámara decantadora, se dimensionó para ver que eficiencia de filtrado se podía obtener a partir de la decantación natural que se produciría en el cruzado de recirculación, en rigor, dicha eficiencia de filtrado, podría ser añadida a todos los casos estudiados, pero se quiso hacer el cálculo, considerando este efecto natural que se produce, que normalmente es pasado por alto, para incluirlo dentro del diseño de manera intencional

Debido a que no se optimizaron las vías principales de acceso y extracción de aire en función del caudal, no se explotó la opción de reducir la inversión en función de este menor caudal de acceso. Por lo que la inversión total para las alternativas de recirculación controlada es siempre mayor. Es importante destacar el efecto positivo que se tiene sobre la inversión en ventiladores, pues esta depende fuertemente de la potencia instalada, la cual es considerablemente menor para la recirculación controlada.

Finalmente, la reducción en los costos logra compensar la inversión a partir de cierto punto en cuanto al costo energético de traer aire desde el exterior de la mina al nivel de ventilación, logrando una evaluación económica positiva de acuerdo a la diferencia de los indicadores VAN de costos entre la ventilación tradicional y la alternativa de recirculación controlada que utiliza cámara decantadora como pre-filtrado, y filtros de cartuchos limpiados por pulsos de aire como segundo filtro.

Es importante recordar que para los cálculos de esta alternativa se usaron los costos que se tuvieron en la prueba de El Salvador por parte del IM2 (González, G., 2002) escalados a las nuevas condiciones de caudal, esto podría sugerir que para una negociación real de equipos de filtrado, para equipos de gran capacidad como los que se podrían utilizar en una mina de block caving chilena, podrían haber factores de escala involucrados. Es decir, sería más representativo para el tipo de minas que motivaron este trabajo, utilizar índices de costos más cercanos al valor más bajo dentro del rango que se entrega de índices, en vez de usar el valor promedio.

CAPÍTULO 7

Conclusiones y recomendaciones

De acuerdo con los objetivos principales planteados, se concluye que a partir del modelo de flujos y concentraciones se logró comprender los parámetros más relevantes en la recirculación controlada, separándolos en los factores propios de la mina, tales como las emisiones de los distintos contaminantes, el consumo de oxígeno, la granulometría del polvo en la mina, las concentraciones de polvo y de los gases más relevantes en el ambiente al exterior de la mina y algunos costos unitarios como el costo energético y los valores de mercado de adquisición y mantención de los ventiladores. Y en variables sobre las cuales puede decidir el planificador: caudal de entrada, fracción recirculada y eficiencia de filtrado para el sistema de control de polvo.

Además se logró articular una metodología simple, para estimar estas variables de decisión. Metodología que no fue encontrada en la bibliografía revisada.

Este procedimiento señala que la oportunidad de la recirculación controlada, consiste en reducir el caudal de alimentación en la entrada, debido a que la potencia necesaria para ingresar el aire a la mina, y el costo energético asociado depende del caudal al cubo. Al tenerse una reducción de un 20% en el caudal de entrada, se tiene una reducción del 51,2% para el costo energético de ingresar y extraer el aire, entre el exterior y el nivel de ventilación.

Se logró identificar que una mejor eficiencia de filtrado que la eficiencia crítica, no mejora sustancialmente la calidad del aire en cuanto a polvo, sino más bien, hace que se pueda alcanzar el mismo ahorro de caudal que se tendría con un sistema con esa eficiencia de filtrado, pero a una fracción recirculada menor, logrando una leve mejora en la concentración de monóxido de carbono y contribuyendo a bajar los costos de filtrado, en la medida que se trata menos caudal, siempre que el costo de operación y mantención de esta alternativa de alta eficiencia, no supere el ahorro generado.

Utilizando esta serie de pasos, se cumplió el objetivo de comparar la ventilación tradicional versus distintas alternativas de recirculación controlada. A partir de una distancia de 4000 metros a la superficie, o lo que es equivalente a un consumo de 16,53 kWh-año/cfm, se encontró una alternativa de recirculación controlada que es más conveniente económicamente que la ventilación tradicional. Dicha alternativa corresponde al circuito que usa cámara decantadora como pre-filtrado, y filtros de cartuchos auto-limpiantes como filtro final.

La primera recomendación para un estudio de recirculación, es poner un gran énfasis en caracterizar las emisiones. Es una variable importante en todos los balances, y en la literatura de ventilación en general, existe poca información al respecto.

Debido a que el procedimiento para buscar las variables de decisión puede funcionar para modelos de concentración más complejos, para la etapa de ingeniería en donde se decidan las

dimensiones finales de las galerías y chimeneas, como también los ventiladores a utilizar, se recomienda usar modelos de concentración más elaborados, en donde se tomen en cuenta fenómenos como la dispersión y las emisiones no-continuas.

Debido a que los valores promedios de índices usados, podrían no ser representativos para los valores que podría obtener una empresa minera al negociar un sistema de control de polvo. no se recomienda a priori descartar de plano el uso de otras alternativas de filtrado. Por el contrario, si un estudio real estuviese en una etapa más avanzada, se recomienda rehacer utilizando la misma metodología este estudio, reemplazando el uso de dichos valores, por el valor real de mercado que se pudiese obtener.

BIBLIOGRAFÍA

- ARELLANO, J., 2009. "Oportunidades para Chile con la crisis financiera: El Cobre", 15 p.
- BELLE, B.K., 2008. "Energy savings on mine ventilation fans using 'Quick-Win' Hermit Crab Technology-A perspective", 12th U.S./North American Mine Ventilation Symposium, pp. 427-433
- CECALA, A., TIMKO, R., PRITCHARD, C. "Controlled Recirculation of Section Air in a Trona Mine", Proceedings of the 4th Mine Ventilation Symposium, pp. 253-259.
- GONZALEZ, G. ARANCIBIA, E., 2000. "Limpieza y recirculación de aire de ventilación", Informe Final, IM2 S.A. pp 1-48.
- GONZALEZ, G., 2002. "Prueba del sistema de limpieza y recirculación de aire de ventilación", Informe Final, IM2 S.A. pp 5-34.
- HALL, A. E. et al, 1987, "Controlled Recirculation Investigation at Ruttan Mine", Proceedings of the 3rd Mine Ventilation Symposium, University Park, Pennsylvania, pp. 14-23.
- HALL, A. E., et al, 1989, "Controlled Recirculation Investigation at Central Canada, Potash Division of Noranda Minerals", Proceedings of the 4th U.S. Mine Ventilation Symposium, Berkeley, California, pp. 226-234.
- ILLANES, S., 2008. "La Demanda Energética en los Planes de Desarrollo de Codelco Norte"
- INFOMINE USA INC, 2007. "Mine and Mill Equipment Cost: an Estimator's Guide"
- LONGSON, I., LOWNDES I. S., JONES T. M., 1987, "Controlled Air Recirculation: The Solution to Current Ventilation Problems and Future Planning Strategy", Proceedings of the 3rd Mine Ventilation Symposium, the Pennsylvania State University, SME, Littleton, CO, pp. 307-314.
- LOW, M., 1994. "History of the Mine Ventilation Society", Mine Ventilation Society of South Africa. pp 179-180, 218.
- MCPHERSON, M., 1993. "Chapter 4: Subsurface Ventilation Systems", "Chapter 9: Ventilation Planning" y "Chapter 20: The Aerodynamics, Sources and Control of Airborne Dust" en "Subsurface Ventilation Engineering".
- MORALES, A., 2003. "Control de polvo en mina el Salvador", Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas, 25 p.
- MORARU, R., BABUT, G., MATEI, I., 1997. "The Feasibility of District Recirculation Ventilation Systems in Romanian Mining", Proceedings of the 6th International Mine Ventilation Congress. pp 469-472.

ROBINSON, R., HARRISON T., 1987, “Controlled Recirculation of Air at the Wearmouth Colliery”, British Coal Corporation, 3rd US Mine Ventilation Symposium, pp 3-11.

SCHNAKENBERG, G. & BUGARSK, A., 2002. “Review of Technology Available to the Underground Mining Industry for Control of Diesel Emissions”.

STACHULAK, J., 1991, “Controlled Air Recirculation Consideration for Canadian Hard Rock Mining”. PhD Thesis, Department of Mining and Metallurgical Engineering McGill University, Montreal, pp 13, 16-17, 74-93, 306-312.

STACHULAK, J., DAINTY, E., MCPHERSON, M., 1991. “The phenomenon of dust deposition in exhaust ventilation shafts at Inco mines”, Journal of the Mine Ventilation Society of South Africa, 1991, pp 183-194.

TURNER, J. et. al., 1999. “Capítulo 3: Precipitadores Electrostáticos” en “Manual de Costos de Control de Contaminación del Aire de la EPA”, Sexta Edición, pp 4-60.

U.S. EPA, 1985. “11.24 Metallic Minerals Processing” en “Compilation of Air Pollutant Emission Factors, Volume 1: Stationary Point and Area Sources”, pp 1-3.

U.S. EPA, 2003. “Hoja de datos – Tecnología de Control de Contaminantes del Aire. Nombre de la Tecnología: Ciclones”

U.S. EPA, 2003. “Hoja de datos – Tecnología de Control de Contaminantes del Aire. Nombre de la Tecnología: Filtro de Tela - Tipo de Limpieza por Chorro Pulsante”

WU, H. W., GILLIES A. D. S., NIXON A. C., 1995. “Cost analysis of controlled partial recirculation of mine ventilation air at Mount Isa Mines”, Proceedings of the 7th U.S. Mine ventilation symposium, Lexington, pp 15-20.

WU, H. W., GILLIES A. D. S., NIXON A. C., 2001. “Trial of controlled partial recirculation of ventilation air at Mount Isa Mines”, Mining Technology: IMM Transactions section A, pp 86-96.

YALCIN, T., 2008. “Handbook for Dust Control in Mining”. pp 49-89.

ANEXOS A

Estimación de emisiones para gases

Asumiendo que con 0,05 m³/s por HP se diluyen los contaminantes gaseosos en la salida a un valor igual a lo establecido en la normativa.

Si el caudal estimado para un LHD de 231 HP es de 23.088 cfm.

Para las siguientes LPP (tabla A-1) y concentraciones de entrada (tabla A-2) y la relación A-1, se obtienen los siguientes resultados para la generación de contaminantes gaseosos (tabla A-3).

$$Q1 \geq \frac{Q}{(LPP - C1)}$$

Ecuación A-1: Condición sobre el caudal de entrada para que la concentración de gases en la salida respete la norma

Tabla A-1: LPP corregidos por altura y jornada laboral

LPP corregido PM5	2,40	mg/m3
LPP corregido polvo TOTAL	8,00	mg/m3
LPP corregido por sílice	4,00	mg/m3
LPP corregido CO	40,00	ppm
LPP corregido Óxidos de nitrógeno	20,00	ppm
LPP corregido Aldehído fórmico	1,60	ppm

Tabla A-2: Concentraciones de entrada

C1 CO	0,10	ppmv
C1 óxidos de nitrógeno	0,50	ppmv
C1 aldehído fórmico	0,16	ppmv
Concentración de CO en gases de escape	2000,00	ppmv

Tabla A-3: Generación de contaminantes gaseosos

Generación de CO	0,92	cfm
Generación de Óxidos de nitrógeno	0,45	cfm
Generación de Aldehído fórmico	0,03	cfm
Generación de gases de escape	461	cfm

ANEXOS B

Datos utilizados para el cálculo de eficiencia efectiva por tamaño

Ciclones

Tabla B-1: Eficiencia de filtrado por tamaño para ciclones

Tamaño (µm)	Eficiencia
74	100%
67,8	99%
50,2	97%
34,6	92%
24,5	87%
14,1	78%
8,9	67%
6,9	55%
4,9	40%
2,8	27%
1,4	14%
0,9	5%
0,7	2%
0,5	0%
0,4	0%

Tabla B-2: Masa capturada por tamaño para ciclones

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	1,42	0,00	0,00%	100,00%
73	63	67,8	4,22	0,04	0,09%	100,00%
63	40	50,2	4,68	0,14	0,30%	99,91%
40	30	34,6	5,23	0,45	0,94%	99,61%
30	20	24,5	3,95	0,59	1,23%	98,67%
20	10	14,1	3,32	0,94	1,95%	97,44%
10	8	8,9	8,71	4,29	8,92%	95,49%
8	6	6,9	8,25	6,75	14,03%	86,57%
6	4	4,9	6,80	10,20	21,20%	72,54%
4	2	2,8	4,05	10,95	22,76%	51,34%
2	1	1,4	1,12	6,88	14,30%	28,57%
1	0,8	0,9	0,08	1,43	2,96%	14,27%
0,8	0,6	0,7	0,06	2,94	6,11%	11,31%
0,6	0,4	0,5	0,00	2,00	4,16%	5,20%
0,4		0,4	0,00	0,50	1,04%	1,04%
total				48,11	100,0%	

Cámara Decantadora

Tabla B-3: Eficiencia de filtrado por tamaño para cámara decantadora

Tamaño (µm)	Eficiencia cámara
74	100,00%
67,8	100,00%
50,2	100,00%
34,6	100,00%
24,5	100,00%
14,1	35,34%
8,9	14,23%
6,9	8,59%
4,9	4,34%
2,8	1,48%
1,4	0,39%
0,9	0,17%
0,7	0,11%
0,5	0,06%
0,4	0,04%

Tabla B-4: Masa capturada por tamaño para cámara decantadora

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	1,42	0,00	0,00%	100,00%
73	63	67,8	4,26	0,00	0,00%	100,00%
63	40	50,2	4,83	0,00	0,00%	100,00%
40	30	34,6	5,68	0,00	0,00%	100,00%
30	20	24,5	4,55	0,00	0,00%	100,00%
20	10	14,1	1,51	2,76	3,74%	100,00%
10	8	8,9	1,85	11,15	15,15%	96,26%
8	6	6,9	1,29	13,71	18,63%	81,11%
6	4	4,9	0,74	16,26	22,09%	62,49%
4	2	2,8	0,22	14,78	20,07%	40,40%
2	1	1,4	0,03	7,97	10,82%	20,32%
1	0,8	0,9	0,00	1,50	2,03%	9,50%
0,8	0,6	0,7	0,00	3,00	4,07%	7,46%
0,6	0,4	0,5	0,00	2,00	2,72%	3,39%
0,4		0,4	0,00	0,50	0,68%	0,68%
total				73,62	100,00%	

Filtros de telas autolimpiantes

Tabla B-5: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de telas autolimpiantes

Tamaño (μm)	Eficiencia
74	100%
67,8	100%
50,2	100%
34,6	100%
24,5	100%
14,1	100%
8,9	99,9%
6,9	99,9%
4,9	99,9%
2,8	99,5%
1,4	99,0%
0,9	99,0%
0,7	99,0%
0,5	99,0%
0,4	99,0%

Tabla B-6: Masa capturada por tamaño para filtros de telas autolimpiantes

Max (μm)	Min (μm)	tamaño medio (μm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	1,42	0,000	0,00%	100%
73	63	67,8	4,26	0,000	0,00%	100%
63	40	50,2	4,83	0,000	0,00%	100%
40	30	34,6	5,68	0,000	0,00%	100%
30	20	24,5	4,55	0,000	0,00%	100%
20	10	14,1	4,26	0,000	0,00%	100%
10	8	8,9	12,99	0,013	4,81%	100%
8	6	6,9	14,99	0,015	5,56%	95,19%
6	4	4,9	16,98	0,017	6,30%	89,63%
4	2	2,8	14,93	0,075	27,78%	83,33%
2	1	1,4	7,92	0,080	29,63%	55,56%
1	0,8	0,9	1,49	0,015	5,56%	25,93%
0,8	0,6	0,7	2,97	0,030	11,11%	20,37%
0,6	0,4	0,5	1,98	0,020	7,41%	9,26%
0,4		0,4	0,50	0,005	1,85%	1,85%
total				0,270	100,0%	

Filtros de cartuchos autolimpiantes

Tabla B-7: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Tamaño (µm)	Eficiencia
74	100%
67,8	100%
50,2	100%
34,6	100%
24,5	100%
14,1	100%
8,9	99,9%
6,9	99,9%
4,9	99,9%
2,8	99,5%
1,4	99,0%
0,9	95,0%
0,7	75,0%
0,5	50,0%
0,4	0,0%

Tabla B-8: Masa capturada por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	1,42	0,00	0,00%	100%
73	63	67,8	4,26	0,00	0,00%	100,00%
63	40	50,2	4,83	0,00	0,00%	100,00%
40	30	34,6	5,68	0,00	0,00%	100,00%
30	20	24,5	4,55	0,00	0,00%	100,00%
20	10	14,1	4,26	0,00	0,00%	100,00%
10	8	8,9	12,99	0,01	0,51%	100,00%
8	6	6,9	14,99	0,02	0,59%	99,49%
6	4	4,9	16,98	0,02	0,67%	98,89%
4	2	2,8	14,93	0,07	2,97%	98,22%
2	1	1,4	7,92	0,08	3,17%	95,25%
1	0,8	0,9	1,43	0,08	2,97%	92,08%
0,8	0,6	0,7	2,25	0,75	29,70%	89,11%
0,6	0,4	0,5	1,00	1,00	39,60%	59,41%
0,4		0,4	0,00	0,50	19,80%	19,80%
total				2,53	100,0%	

Precipitadores electrostáticos

Tabla B-9: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Tamaño	Eficiencia
74	100%
67,8	100%
50,2	100%
34,6	100%
24,5	100%
14,1	99%
8,9	99%
6,9	99%
4,9	99%
2,8	80%
1,4	50%
0,9	31%
0,7	20%
0,5	10%
0,4	0%

Tabla B-10: Masa capturada por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Max (μm)	Min (μm)	tamaño medio (μm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	1,42	0,00	0,00%	100,00%
73	63	67,8	4,26	0,00	0,00%	100,00%
63	40	50,2	4,83	0,00	0,00%	100,00%
40	30	34,6	5,68	0,00	0,00%	100,00%
30	20	24,5	4,55	0,00	0,00%	100,00%
20	10	14,1	4,22	0,04	0,32%	100,00%
10	8	8,9	12,87	0,13	0,98%	99,68%
8	6	6,9	14,85	0,15	1,13%	98,70%
6	4	4,9	16,83	0,17	1,29%	97,56%
4	2	2,8	12,00	3,00	22,68%	96,28%
2	1	1,4	4,00	4,00	30,24%	73,60%
1	0,8	0,9	0,47	1,04	7,82%	43,36%
0,8	0,6	0,7	0,60	2,40	18,14%	35,53%
0,6	0,4	0,5	0,20	1,80	13,61%	17,39%
0,4		0,4	0,00	0,50	3,78%	3,78%
total				13,23	100,0%	

Ciclón-Precipitador electrostático

Tabla B-11: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	0,00	0,00	0,00%	100%
73	63	67,8	0,04	0,00	0,00%	100%
63	40	50,2	0,14	0,00	0,00%	100%
40	30	34,6	0,45	0,00	0,00%	100%
30	20	24,5	0,59	0,00	0,00%	100%
20	10	14,1	0,93	0,01	0,08%	100%
10	8	8,9	4,25	0,04	0,37%	99,92%
8	6	6,9	6,68	0,07	0,59%	99,54%
6	4	4,9	10,10	0,10	0,89%	98,96%
4	2	2,8	8,76	2,19	19,06%	98,07%
2	1	1,4	3,44	3,44	29,95%	79,00%
1	0,8	0,9	0,44	0,98	8,56%	49,06%
0,8	0,6	0,7	0,59	2,35	20,48%	40,50%
0,6	0,4	0,5	0,20	1,80	15,67%	20,02%
0,4		0,4	0,00	0,50	4,35%	4,35%
total				11,49	100,0%	

Ciclón – Cartuchos Autolimpiantes

Tabla B-12: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	1,42	0,00	0,0%	100,0%
73	63	67,8	4,22	0,04	0,1%	100,0%
63	40	50,2	4,68	0,14	0,3%	99,9%
40	30	34,6	5,23	0,45	0,9%	99,6%
30	20	24,5	3,95	0,59	1,2%	98,7%
20	10	14,1	3,32	0,94	1,9%	97,4%
10	8	8,9	8,71	4,29	8,9%	95,5%
8	6	6,9	8,25	6,75	14,0%	86,6%
6	4	4,9	6,80	10,20	21,2%	72,5%
4	2	2,8	4,05	10,95	22,8%	51,3%
2	1	1,4	1,12	6,88	14,3%	28,6%
1	0,8	0,9	0,08	1,43	3,0%	14,3%
0,8	0,6	0,7	0,06	2,94	6,1%	11,3%
0,6	0,4	0,5	0,00	2,00	4,2%	5,2%
0,4		0,4	0,00	0,50	1,0%	1,0%
total			0,00	48,11	100%	

Ciclón – Tela Autolimpiante

Tabla B-13: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	0,00	0,000	0,00%	100%
73	63	67,8	0,04	0,000	0,00%	100%
63	40	50,2	0,14	0,000	0,00%	100%
40	30	34,6	0,45	0,000	0,00%	100%
30	20	24,5	0,59	0,000	0,00%	100%
20	10	14,1	0,94	0,000	0,00%	100%
10	8	8,9	4,29	0,004	2,01%	100%
8	6	6,9	6,74	0,007	3,16%	97,99%
6	4	4,9	10,19	0,010	4,78%	94,83%
4	2	2,8	10,90	0,055	25,65%	90,05%
2	1	1,4	6,81	0,069	32,23%	64,40%
1	0,8	0,9	1,41	0,014	6,68%	32,16%
0,8	0,6	0,7	2,91	0,029	13,77%	25,49%
0,6	0,4	0,5	1,98	0,020	9,37%	11,71%
0,4		0,4	0,50	0,005	2,34%	2,34%
total				0,213	100,0%	

Cámara decantadora – Precipitador electrostático

Tabla B-14: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	0,00	0,00	0,00%	100%
73	63	67,8	0,00	0,00	0,00%	100,00%
63	40	50,2	0,00	0,00	0,00%	100,00%
40	30	34,6	0,00	0,00	0,00%	100,00%
30	20	24,5	0,00	0,00	0,00%	100,00%
20	10	14,1	2,73	0,03	0,21%	100,00%
10	8	8,9	11,04	0,11	0,85%	99,79%
8	6	6,9	13,57	0,14	1,05%	98,94%
6	4	4,9	16,10	0,16	1,24%	97,89%
4	2	2,8	11,82	2,96	22,55%	96,65%
2	1	1,4	3,98	3,98	30,40%	74,11%
1	0,8	0,9	0,46	1,03	7,88%	43,71%
0,8	0,6	0,7	0,60	2,40	18,29%	35,83%
0,6	0,4	0,5	0,20	1,80	13,72%	17,54%
0,4		0,4	0,00	0,50	3,81%	3,81%
total				13,11	100,0%	

Cámara decantadora – Cartuchos Autolimpiantes

Tabla B-15: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	0,00	0,00	0,00%	100%
73	63	67,8	0,00	0,00	0,00%	100%
63	40	50,2	0,00	0,00	0,00%	100%
40	30	34,6	0,00	0,00	0,00%	100%
30	20	24,5	0,00	0,00	0,00%	100%
20	10	14,1	2,76	0,00	0,00%	100%
10	8	8,9	11,14	0,01	0,44%	100%
8	6	6,9	13,70	0,01	0,54%	99,56%
6	4	4,9	16,25	0,02	0,65%	99,01%
4	2	2,8	14,70	0,07	2,93%	98,37%
2	1	1,4	7,89	0,08	3,16%	95,43%
1	0,8	0,9	1,42	0,07	2,97%	92,27%
0,8	0,6	0,7	2,25	0,75	29,75%	89,29%
0,6	0,4	0,5	1,00	1,00	39,69%	59,54%
0,4		0,4	0,00	0,50	19,85%	19,85%
total				2,52	100,0%	

Cámara decantadora – Tela Autolimpicante

Tabla B-16: Eficiencia de filtrado por tamaño para filtros de cartuchos autolimpiantes

Max (µm)	Min (µm)	tamaño medio (µm)	Masa capturada (g)	Masa libre (g)	fi	Fu
	74	74	0,00	0,000	0,00%	100%
73	63	67,8	0,00	0,000	0,00%	100%
63	40	50,2	0,00	0,000	0,00%	100%
40	30	34,6	0,00	0,000	0,00%	100%
30	20	24,5	0,00	0,000	0,00%	100%
20	10	14,1	2,76	0,000	0,00%	100%
10	8	8,9	11,14	0,011	4,21%	100%
8	6	6,9	13,70	0,014	5,18%	95,79%
6	4	4,9	16,25	0,016	6,15%	90,61%
4	2	2,8	14,70	0,074	27,92%	84,46%
2	1	1,4	7,89	0,080	30,11%	56,54%
1	0,8	0,9	1,48	0,015	5,66%	26,43%
0,8	0,6	0,7	2,97	0,030	11,32%	20,77%
0,6	0,4	0,5	1,98	0,020	7,55%	9,44%
0,4		0,4	0,49	0,005	1,89%	1,89%
total				0,265	100,0%	

ANEXOS C

Teoría de precipitación electrostática y dimensionamiento de precipitadores electrostáticos

Este dispositivo de control de polvo funciona cargando eléctricamente las partículas al hacerlas pasar a través de un volumen de aire ionizado producto del efecto corona. Luego, son sometidas a un fuerte campo eléctrico, donde la fuerza eléctrica mueve las partículas hacia una placa conductora en donde se quedan adheridas hasta que son removidas mediante el golpe de un martillo mecánico, posteriormente son evacuadas del dispositivo mediante transporte neumático o almacenadas temporalmente en algún recipiente auxiliar.

Estos equipos, utilizados para controlar el polvo en fundiciones, pueden tener distintas configuraciones. Se reconocen las disposiciones placa-placa, placa-alambre y tubulares de acuerdo a la disposición de las placas recolectoras y los electrodos que producen el campo.

La disposición placa-placa, corresponde esencialmente al modelo de condensador de placas planas paralelas entre sí. Debido a que en este tipo de precipitadores, no se puede generar la corona (fenómeno en que se ioniza el aire) entre las placas, se utilizan electrodos generadores de corona delante de las placas. Este tipo de precipitadores puede tratar del orden de los 100.000 a 200.000 cfm de gas para aplicaciones industriales, existen equipos con menor capacidad para aplicaciones más genéricas.

En los modelos placa-alambre, la disposición es similar, placas paralelas entre sí, sobre las cuales se deposita el polvo, y entre las placas, se encuentran cables los cuales cuelgan con un peso en su parte inferior, para mantenerlos en posición. Dichos cables, son los electrodos que general el efecto corona, al pasar el flujo entre los electrodos y las placas.

Este tipo de precipitador produce muchas líneas de campo en paralelo, lo que permite tratar grandes volúmenes de aire, del orden de los 200.000 a los 2.000.000 de cfm.

Originalmente los precipitadores tenían una disposición tubular, como las chimeneas en donde eran colocados. Los electrodos de alto voltaje se encuentran orientados a lo largo de la chimenea. (Turner et. al., 1999)

La teoría para el dimensionamiento de estos equipos comprende 4 tópicos: el punto de operación, la carga de las partículas, la precipitación de las partículas y las pérdidas.

El punto de operación se refiere a la corriente y voltaje que requiere este sistema. El voltaje está limitado por el valor más necesario para producir el efecto de corona.

Una vez que se produce la corona, los iones presentes en el gas bombardean las partículas cargándolas eléctricamente, existen dos mecanismos de carga: por campo y por difusión, si bien ambos mecanismos se observan en todas las granulometrías, el efecto de la carga de campo es

más notorio en partículas de diámetro aerodinámico mayor a 2 μm , mientras que la carga por difusión se observa en partículas menores a 0,5 μm .

El campo eléctrico en la zona de recolección, produce que las partículas cargadas eléctricamente experimenten una fuerza determinada por:

$$F_E = q * E$$

Ecuación C-1: Fuerza eléctrica que experimenta una partícula cargada al ser sometida a un campo eléctrico

Donde:

F_E : Fuerza eléctrica sobre la partícula (N)

q : Carga de la partícula (C)

E : Campo eléctrico (V/m)

Debido a que la carga en sí misma depende en fuerte medida del campo eléctrico (para partículas sobre 2 μm de diámetro aerodinámico) existe un incentivo para mantener el campo tan alto como sea posible.

Las partículas cargadas que experimentan esta fuerza eléctrica, son aceleradas hacia las placas metálicas con carga opuesta. De acuerdo con la ley de Stokes, esta aceleración se detiene cuando la fuerza de fricción, proporcional a la velocidad, iguala a la fuerza eléctrica alcanzando una situación de equilibrio en que las partículas se desplazan con una velocidad terminal constante igual a:

$$v(q, E, r) = \frac{q(E, r) * E * C(r)}{6 * \pi * \mu_a * r}$$

Ecuación C-2: Velocidad terminal para una partícula cargada de polvo al pasar por un campo eléctrico en un medio gaseoso

Donde:

$v(q, E, r)$: Velocidad terminal de la partícula (m/s)

$q(E, r)$: Carga de la partícula (C)

$C(r)$: Corrección de Cunningham a la ley de Stokes, es función del radio (adimensional)

r : Radio de la partícula (m)

μ_a : Viscosidad dinámica del fluido (N*s/m^2)

Ecuación C-3: Factor de corrección de Cunningham, con una exactitud del 2% (McPherson, M., 1993)

$$C_c = \frac{9.56 \times 10^{-8}}{d^{1.045}} + 0.99$$

Para un campo eléctrico dado, esta velocidad está usualmente en un mínimo para partículas de diámetro de cerca de 0,5 μm . Las partículas más pequeñas se mueven más rápido porque la carga no decrece mucho, pero el factor de Cunningham se incrementa rápidamente a medida que el radio decrece. Las partículas más grandes tienen una carga que se incrementa como r^2 y una tensión viscosa incrementándose solo como r ; la velocidad entonces, se incrementa como r (Turner, J., 1999).

A partir de esta ecuación, existen dos formas de determinar las dimensiones que tendría que tener un precipitador electrostático, en ambos se debe fijar a priori que eficiencia de recolección de polvo que se requiere:

La primera es asumiendo que las partículas que permanecen dentro del PES se mueven a la misma velocidad del flujo. Para un largo del PES dado, el tiempo que permanecerá la partícula dentro del PES será:

$$t = \frac{L}{v}$$

Ecuación C-4: Tiempo de residencia de la partícula dentro del PES

Donde L es el largo del PES (en la dirección del flujo) y v la velocidad del flujo

Las partículas que se encuentran más alejadas de las placas captadoras de polvo, se encuentran a una distancia $A/2$, donde A es la separación entre placas, en el eje perpendicular al eje del túnel, contenido en el plano horizontal. La distancia en el eje de la separación entre placas que puede recorrer las partículas es:

$$d = v_s * t$$

Ecuación C-5: Distancia recorrida por partículas en el eje del ancho

Donde v_s es la velocidad terminal que tiene la partícula debido al campo eléctrico y al roce del aire (ecuación C-2). Solamente tendrán oportunidad de adherirse a la placa captadora, las partículas que se encuentre a una distancia igual o menor que d , con respecto a las placas captadoras. Las partículas que se encuentran a una distancia mayor, es decir, entre d y $A/2$ no serán capturadas.

Por lo tanto la eficiencia de filtrado será:

$$E = \frac{d}{A/2}$$

Ecuación C-6: Eficiencia de filtrado en función de las dimensiones del PES

Ingresando una eficiencia de filtrado que el planificador estime conveniente, a partir de esta metodología se pueden dar las dimensiones que debería tener aproximadamente un PES para satisfacer dicha eficiencia, quedando como variables de decisión el largo de las placas y la separación entre las mismas (Yalcin, T., 2008)

La debilidad de este método es que supone flujo laminar, lo cual no se cumple para las condiciones de trabajo en la mina, pero da una idea de cómo abordar el problema.

La segunda forma es tratando las partículas de manera estadística, debido al flujo turbulento.

De esa manera se deriva la siguiente expresión para la eficiencia de filtrado:

$$E = 1 - e^{-v_s * SCA}$$

Ecuación C-6: Eficiencia de filtrado para PES en flujo turbulento.

Donde v_s es la velocidad de sedimentación y SCA es el área específica de recolección A/Q , en unidades de $m^2/(m^3/s)$

Para una eficiencia de diseño y de velocidad de las partículas, se obtiene el área específica de recolección, y ponderando por el caudal a tratar, se obtiene el área necesaria para el PES.

Por desgracia, esta metodología no considera las pérdidas del proceso, las cuales se deben a re-encauzamiento por golpeteo de una fracción de las partículas al intentar retirarlas de las placas, golpeándolas con un martillo mecánico. Y también debido al paso por zonas donde no se produce campo eléctrico (escabullimiento).

El procedimiento completo recomendado y ocupado en este trabajo para dimensionar el PES, se detalla a continuación:

Paso 1 – Determine la eficiencia de diseño, $Eff(\%)$. La eficiencia es el término más comúnmente utilizado en la industria y es el valor de referencia para las garantías. Sin embargo, si no ha sido especificada, puede calcularse como sigue:

$$Eff(\%) = 100 \times \left(1 - \frac{\text{carga de salida}}{\text{carga de entrada}} \right)$$

Paso 2 – Compute la penetración de diseño, p :

$$p = 1 - \left(\frac{Eff}{100} \right)$$

Tabla 3.5

Fuente	MMD ₁ (mm)
Ceniza flotante de carbón bituminoso	16
Ceniza flotante de carbón bituminoso, de calderas tangencial	21
Ceniza flotante de carbón bituminoso, otros tipos de calderas	10 to 15
Horno de Cemento	2 to 5
Planta de Vidrio	1
Caldera de combustion de madera	5
Planta de sinterizacion, con precolector mecanico	50 6
Procesos de recuperacion Kraft	2
Incineradores	15 to 30
Horno de Cobre reverberatorio	1
Convertidor de cobre	1
Chimenea de planta de combustion de Coke	1
Desconocido	1

Paso 3 – Compute u obtenga la temperatura de operación, T_p K. En los cálculos que siguen se requiere la Temperatura en Kelvin.

Paso 4 – Determine si está o no presente corona invertida severa. Usualmente ocurre corona invertida severa para resistividades de polvo arriba de 2×10^{11} ohm-cm. Su presencia incrementará grandemente el tamaño del PES requerido para alcanzar una cierta eficiencia.

Paso 5 – Determine el MMD de la distribución de partícula de entrada MMD_i (μm). Si éste no es conocido, suponga un valor de la siguiente tabla:

Paso 6 - Suponga un valor para el escabullimiento, S_N y para el reencauzamiento por golpeteo, RR , de las siguientes tablas

Paso 7 – Suponga valores para los tamaños más penetrantes, MMD_p , y tamaño de la humareda por golpeteo, MMD_r :

$$MMD_p = 2 \mu\text{m} \quad (3.24)$$

$$MMD_r = 5 \mu\text{m} \text{ para cenizas con } MMD_i > 5 \mu\text{m} \quad (3.25)$$

$$MMD_r = 3 \mu\text{m} \text{ para cenizas con } MMD_i < 5 \mu\text{m} \quad (3.26)$$

Tabla 3.6

Tipo ESP	S_N
Placa-alambre	0.07
Pared Húmeda	0.05
Placa Plana	0.10

Tabla 3.7

ESP/Ash Type	RR
Ceniza flotante de carbon, o desconocida	0.14
Pared humeda	0.0
Placa plana con velocidad de gas > 1.5 m/s (ni vidrio ni cemento)	0.15
Vidrio o cemento	0.10

donde

MMD_p = el MMD de la distribución de tamaños emergiendo de una zona de recolección muy eficiente

MMD_r = el MMD de la distribución de tamaño del material golpeteado/reencauzado.

Paso 8 – Use o compute los siguientes factores para aire puro:

$$\epsilon_0 = 8.845 \times 10^{-12} \text{ permitividad del espacio libre } \left(\frac{\text{F}}{\text{m}} \right) \quad (3.27)$$

$$\eta = 1.72 \times 10^{-5} \left(\frac{T_k}{273} \right)^{0.71} \text{ viscosidad del gas } \left(\frac{\text{kg}}{\text{m} \cdot \text{s}} \right) \quad (3.28)$$

$$E_{bd} = 630,000 \left(\frac{273}{T_k} \right)^{1.65} \text{ campo eléctrico al cenellear } \left(\frac{\text{V}}{\text{m}} \right) \quad (3.29)$$

$$LF = S_N + RR (1 - S_N) \text{ factor de pérdida (adimensional)} \quad (3.30)$$

Para PESs de placa-alambre:

$$E_{avg} = \frac{E_{ba}}{1.75} \text{ campo promedio sin corona invertida} \quad (3.31)$$

$$E_{avg} = 0.7 \times \frac{E_{ba}}{1.75} \text{ campo promedio con corona invertida severa} \quad (3.32)$$

Para PESs de placa plana:

$$E_{avg} = E_{bd} \times \frac{5}{6.3} \text{ campo promedio, sin corona invertida, polaridad positiva} \quad (3.33)$$

$$E_{avg} = 0.7 \times E_{bd} \times \frac{5}{6.3} \text{ campo promedio, corona invertida severa, polaridad positiva} \quad (3.34)$$

Tabla 3.8

Eficiencia (%)	<i>n</i>
<96.5	2
<99	3
<99.8	4
<99.9	5
<99.9	6

Paso 9 – Suponga el número más pequeño de secciones para el PES, n , tal que $LF^n < p$. Los valores sugeridos para n son:

Estos valores son para un LF de 0.185, correspondiendo a un precipitador de cenizas flotantes de carbón. Los valores son aproximados, pero los mejores resultados son para el n más bajo permitido.

Paso 10 – Compute la penetración promedio de la sección, p_s :

$$p_s = p^{\frac{1}{n}} \quad (3.35)$$

Paso 11 – Compute la penetración de la sección de recolección, p_c :

$$p_c = \frac{p_s - LF}{1 - LF} \quad (3.36)$$

Si el valor de n es muy pequeño, entonces este valor será negativo y n tendrá que ser incrementado.

Paso 12 – Compute los factores de cambio de tamaño de partícula, D y MMD_{rp} , los cuales son constantes utilizadas para computar el cambio del tamaño de partícula de sección en sección:

Tabla 3.9

Sección	MMDs
1	MMD1 = MMD _i
2	MMD2 = {MMD1 x S _N + [1 - p _c] x MMD _p + p _c x MMD1} x p _c /D + MMD _{rp}
3	MMD3 = {MMD2 x S _N + [1 - p _c] x MMD _p + p _c x MMD2} x p _c /D + MMD _{rp}
.	.
.	.
.	.
n	MMD _n = {MMD _{n-1} x S _N + [1 - p _c] x MMD _p + p _c x MMD _{n-1} } x p _c /D + MMD _{rp}

$$\begin{aligned} D &= p_s = S_N + P_c (1 - S_N) + RR (1 - S_N) (1 - p_c) \\ &= MMD_{rp} = RR (1 - S_N) (1 - p_c) \frac{MMD_r}{D} \end{aligned} \quad (3.37)$$

Paso 13 - Compute una tabla de tamaños de partículas para las secciones 1 a la n :

Paso 14 - Calcule el SCA para las secciones 1 a la n , utilizando MMD_n , η , E_{avg} , y P_e :

$$SCA_1 = -\left(\frac{\eta}{\epsilon}\right) \times (1 - S_N) \times \frac{\ln(P_e)}{E_{avg}^2 \times MMD_1 \times 10^{-6}} \quad (3.38)$$

$$SCA_n = -\left(\frac{\eta}{\epsilon}\right) \times (1 - S_N) \times \frac{\ln(P_e)}{E_{avg}^2 \times MMD_n \times 10^{-6}} \quad (3.39)$$

donde el factor 10^{-6} convierte micras a metros. Note que la única cantidad que cambia en estas expresiones es MMD_x ; por lo tanto, puede usarse la siguiente relación:

$$SCA_{n+1} = SCA_n \times \frac{MMD_n}{MMD_{n+1}} \quad (3.40)$$

Paso 15 – Calcule el SCA total y el SCA en unidades Inglesas $ESCA$:

$$SCA \left(\frac{s}{m} \right) = \sum_{i=1}^n SCA_i \quad (3.41)$$

$$ESCA \left(\frac{ft^2}{kacfm} \right) = 5.080 \times SCA \left(\frac{s}{m} \right) \quad (3.42)$$

Este procedimiento para determinar tamaño trabaja mejor para valores p_c menores que el valor de LF , lo cual significa el valor más pequeño de n . Cualquier modelo de PES es sensible a los valores del diámetro de partícula y del campo eléctrico. Este muestra la misma sensibilidad, pero las expresiones para el campo eléctrico están basadas en valores teóricos y experimentales. El SCA no debe afectarse fuertemente por el número de secciones seleccionadas; si se usan más secciones, se reduce el SCA de cada sección.

(Turner, J., 1999)

Programando este procedimiento en una hoja de cálculo, se logró determinar el área del PES, de acuerdo a la eficiencia de filtrado que se le exigió al sistema, sugerida de acuerdo a los valores típicos de eficiencia que puede tener este equipo según Yalcin. Como se verá en el anexo de costos. Los costos de mantención para este equipo, dependen del área.

ANEXOS D

Teoría de precipitación por gravedad y dimensionamiento de cámaras decantadoras

Una cámara decantadora, es un volumen generado de manera intencional, con el fin de aprovechar sus dimensiones, para decantar partículas, por lo general gruesas (sobre 50 micrones).

Realizando un análisis análogo al anterior, se puede determinar la velocidad terminal de caída de una partícula, balanceando el peso de la partícula, la fuerza de flotación que ejerce el aire debajo de la partícula y el roce que se produce mientras esta cae. Lo que deriva la siguiente ecuación:

$$u_t = \sqrt{\frac{4 * d * g * (\rho_s - \rho_a)}{3 * C_D * \rho_a}}$$

Ecuación D-1: Velocidad terminal para partícula que cae

Donde:

u_t : Velocidad terminal con la que cae la partícula

d : Diámetro de Stokes de la partícula.

g : Aceleración de gravedad; 9,8 m/s².

ρ_s : Densidad de la partícula

ρ_a : Densidad del medio (aire)

C_D : Coeficiente de arrastre.

Dependiendo del número de Reynolds de la partícula, el cual se define como:

$$Re = \frac{\rho_a * u * d}{\mu_a}$$

Ecuación D-2: Número de Reynolds de una partícula

Donde:

u : velocidad relativa entre el fluido y la partícula en la vertical

μ_a : viscosidad dinámica del fluido.

El coeficiente de arrastre puede tomar los siguientes valores:

Tabla D-2: Valores para el coeficiente de arrastre, en función del número de Reynolds de la partícula

Reynolds' No., Re	C_D
< 0.1	$\frac{24}{Re}$ (Stokes' Law)
$0.1 < Re < 2$	$\frac{24}{Re} \left[1 + \frac{3}{16}Re + \frac{9}{160}Re^2 \ln(2Re) \right]$
$2 < Re < 500$	$\frac{24}{Re} \left[1 + 0.15Re^{0.687} \right]$
$500 < Re < (2 \times 10^5)$	0.44

Cuando el número de Reynolds de la partícula es menor a 0,1, la ecuación anteriormente descrita para la velocidad terminal toma la conocida forma de la ley de Stokes:

$$u_t = \frac{d^2 * g * (\rho_s - \rho_a) * C_C}{18 * \mu_a}$$

Ecuación D-3: Velocidad terminal para partícula que cae, cuyo número de Reynolds es menor a 0,1.

Donde:

C_C : Factor de Cunningham, el cual se da una forma de cálculo en el anexo anterior.

Este factor, se introduce, debido a que la ley de Stokes sin este factor, considera que el tamaño de las partículas de polvo, es normalmente mucho mayor que el tamaño del camino libre entre las moléculas de aire. Para tamaños de polvo comparable al camino libre entre moléculas de aire, este factor debe ser introducido.

Cuando el número de Reynolds de la partícula es mayor que 0,5, se debe ajustar el valor del coeficiente de arrastre por lo señalado en la tabla D-1, desafortunadamente, el valor del número de Reynolds en sí mismo, depende de la velocidad terminal de caída. Para resolver este problema se debe iterar partiendo por el valor para la velocidad terminal dado por la ecuación de Stokes (ecuación D-3), hasta que el valor de la velocidad terminal converja hacia un valor.

Una vez que se tiene la velocidad terminal de la partícula, se puede usar cualquiera de los dos procedimientos anteriormente mencionados para dimensionar el tamaño del precipitador electrostático.

ANEXOS E

Deducción fórmulas de estimación de caudales para la recirculación controlada

E.1 Caso base, modelo polvo:

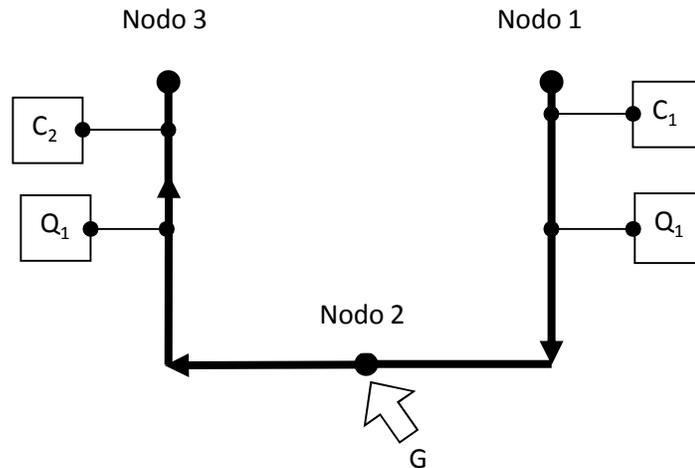


Figura D-1: Circuito simplificado para ventilación tradicional

En este modelo el nodo 1 corresponde a la superficie de la mina, por donde entra un caudal de aire Q_1 (en m^3/s) con una concentración C_1 , típicamente medida en mg/m^3 , propia de las características ambientales en la superficie.

En el nodo 2, entra un contaminante con una tasa G , medido en mg/s . G da cuenta de la generación del contaminante modelado como un fenómeno continuo.

G podría ser dependiente de factores como la producción de la mina que pasa por dicho punto, la velocidad del viento y la humedad en el sector, por simplicidad, en los modelos aquí desarrollados, solo se considerará dependiente de la producción de la mina, en cuyo caso G se calculará como:

$$G = E * R$$

Ecuación E-1: Generación de contaminante usando metodología de factores de emisiones

Donde:

R: Rendimiento instantáneo del sistema minero, medido en t/s

E: Factor de emisión del sistema, en mg/t

En el nodo 3, el aire sale de la mina, con un caudal Q_1 y una concentración C_2 .

Para el caso del Polvo, realizando un balance de masa en el nodo 2, se tiene que:

$$Q_1 * C_2 = G + Q_1 * C_1$$

Ecuación E-2: Balance de masa para el polvo en el nodo 2 del caso base

Imponiendo que C_2 sea menor que el límite permisible ponderado (LPP) impuesto por la normativa, se obtiene que el caudal de aire fresco Q_1 que debe entre en la mina debe satisfacer:

$$Q_1 \geq \frac{G}{(LPP - C_1)}$$

Ecuación E-3: Caudal mínimo de entrada para satisfacer restricciones de concentraciones de polvo en caso base

E.2 Caso base, modelo de contaminantes gaseosos:

Para el caso de contaminantes gaseosos como el CO se realiza un balance de volumen, con el supuesto de que todos los gases tienen la misma densidad. Además, a diferencia del polvo, se considera que el motor está conectado en paralelo con la galería, por lo tanto, se tiene el siguiente esquema:

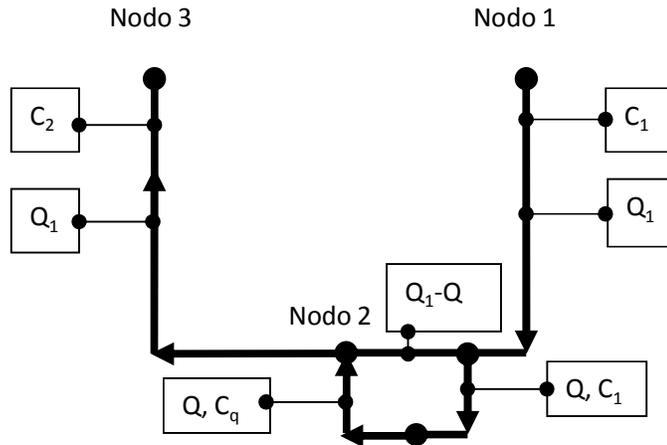


Figura E-2: Circuito simplificado de ventilación tradicional incluyendo motor diesel

Donde:

C_1 : Concentración de contaminante gaseoso en entorno mina, medido en alguna fracción en volumen (% o ppmv)

Q : Caudal de aire consumido por fuente emisora de contaminantes gaseosos al interior mina, típicamente motores diesel, medido en m^3/s .

C_q : Concentración del contaminante gaseoso medido en los gases de escape de la fuente emisora.

Haciendo un balance con respecto a los caudales de aire en el nodo 2 se tiene:

$$Q_1 * C_2 = Q * C_q + (Q_1 - Q) * C_1$$

Ecuación E-4: Balance de flujo volumétrico para el monóxido de carbono en el nodo 2 del caso base

Al igual que en el caso anterior, se impone que C_2 sea menor que el límite permisible ponderado (LPP). Luego, el caudal que se debe inyectar desde la entrada de la mina debe cumplir a lo menos:

$$Q_1 \geq \frac{(C_q - C_1) * Q}{(LPP - C_1)}$$

Ecuación E-5: Caudal mínimo de entrada para satisfacer restricciones de concentraciones de monóxido de carbono en caso base

Típicamente C_1 es mucho menor que C_q (pueden diferenciarse en más de dos órdenes de magnitud), en el caso en que se cumpla dicha hipótesis, Q_1 podría estimarse aproximadamente como:

$$Q_1 \geq \frac{C_q * Q}{(LPP - C_1)}$$

Ecuación E-6: Aproximación para el caudal mínimo de entrada para satisfacer restricciones de concentraciones de monóxido de carbono asumiendo baja concentración en la entrada

E.3 Caso base, modelo de oxígeno:

Para el caso de oxígeno, se estima que existe caudal consumido Q , por parte del dispositivo que emite contaminantes gaseosos.

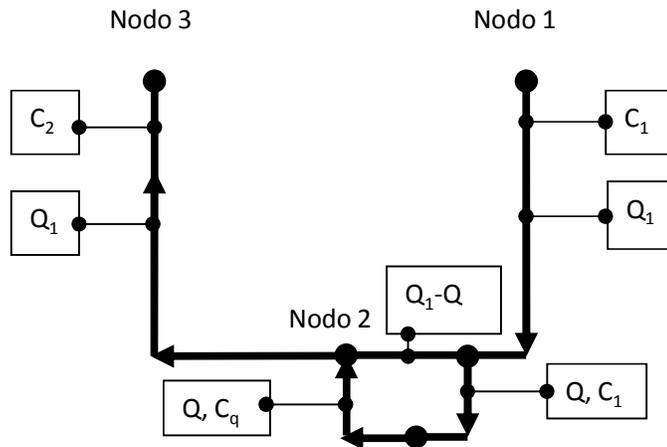


Figura E-3: Circuito simplificado de ventilación tradicional incluyendo motor diesel

Por lo tanto el balance en el nodo 2 queda:

$$Q_1 * C_2 = Q * C_q + (Q_1 - Q) * C_1$$

Ecuación E-7: Balance de flujo volumétrico para el oxígeno en el nodo 2 de caso base

Si se estima que el contenido de oxígeno en el escape de la fuente de contaminantes gaseoso es 0%, entonces:

$$Q_1 * C_2 = (Q_1 - Q) * C_1$$

Ecuación E-8: Aproximación balance de flujo volumétrico para el oxígeno en el nodo 2 del caso base asumiendo consumo total de oxígeno

Si se impone que la concentración C_2 tiene que ser mayor que la normativa (LPP en volumen), entonces el caudal a inyectar por la entrada debe ser:

$$Q_1 \geq \frac{Q * C_1}{C_1 - LPPv}$$

Ecuación E-9: Caudal mínimo de entrada para satisfacer restricciones de concentraciones oxígeno en caso base

El límite de concentración para el oxígeno, está dado en fracción de peso, no en volumen, por lo tanto debe ser transformado a volumen (*Anexo F*).

E.4 Recirculación Controlada, Caso Polvo:

Siguiendo el siguiente esquema

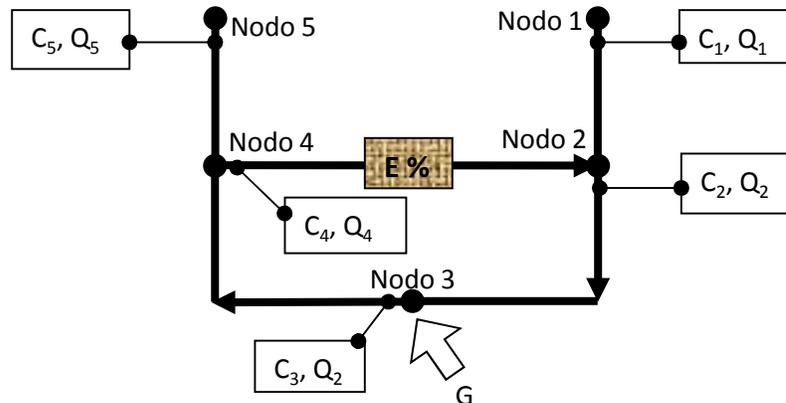


Figura E-4: Circuito para la recirculación controlada en el caso del polvo

En donde C y Q corresponden a la concentración y caudal respectivamente, medidos en el punto en que se muestra en la figura. Además, se agregan los siguientes nuevos conceptos:

Fracción recirculada: abreviada como F, se define como:

$$F = \frac{Q_4}{Q_2}, \quad 1 - F = \frac{Q_1}{Q_2}$$

Ecuación E-10: Definición fracción recirculada de aire

Eficiencia de remoción de contaminante en una rama o eficiencia de filtrado se define como:

$$E = \frac{\text{Cantidad de contaminante en entrada rama} - \text{Cantidad de contaminante en salida rama}}{\text{Cantidad de contaminante en entrada rama}}$$

Ecuación E-11: Definición eficiencia de filtrado

$$E = \frac{C * Q - C * Q * P}{C * Q}$$

Ecuación E-12: Expresión para la eficiencia de filtrado

Donde:

C: Concentración del contaminante en la entrada de la rama.

P: Fracción del flujo de contaminante transferido a través de la rama sin remover.

Q: Caudal en la rama.

Por lo tanto:

$$P = 1 - E$$

Ecuación E-13: Definición de penetración del contaminante

P_i se conoce como la penetración del contaminante en la rama i .

En el caso de polvo, existe tecnología que permite su remoción del aire. En este diagrama, dicho dispositivo se encuentra en la rama donde circula el caudal Q_4 .

Haciendo un balance sobre el nodo 2 se tiene:

$$Q_2 * C_2 = Q_1 * C_1 + Q_4 * C_4 * P_4$$

Ecuación E-14: Balance de masa para el polvo en el nodo 2

Sobre el nodo 3:

$$C_3 * Q_2 = G + C_2 * Q_2$$

Ecuación E-15: Balance de masa para el polvo en el nodo 3

Despejando C_3

$$C_3 = \frac{G}{Q_2} + C_2$$

Ecuación E-16: Concentración de polvo, inmediatamente después de la generación de polvo en la calle de traspaso

Suponiendo $C_3 = C_4 = C_5$ y reemplazando C_4 en la ecuación E-14:

$$Q_2 * C_2 = Q_1 * C_1 + Q_4 * \left(\frac{G}{Q_2} + C_2 \right) * P_4$$

Ecuación E-37: Reemplazo de variables en balance de masa en nodo 2, para obtener C_2

Dividiendo por Q_2

$$C_2 = \frac{Q_1}{Q_2} * C_1 + \frac{Q_4}{Q_2} * \left(\frac{G}{Q_2} + C_2 \right) * P_4$$

Ecuación E-18: Paso intermedio

De acuerdo a las definiciones de F y $1-F$ (Ecuación E-10)

$$C_2 = (1-F) * C_1 + F * \left(\frac{G}{Q_2} + C_2 \right) * P_4$$

Ecuación D-19: Reemplazo de Q_4 por su equivalente en término de Q_2 y de F

Despejando C_2 se tiene:

$$C_2 = \frac{(1-F) * C_1 * Q_2 + F * G * P_4}{Q_2 * (1-F * P_4)}$$

Ecuación E-40: Expresión para C_2 usando del mínimo de variables

Reescribiendo se tiene:

$$C_2 = \frac{(1-F) * C_1 + \frac{G}{Q_2} * F * P_4}{(1-F * P_4)}$$

Ecuación E-51: Concentración de polvo en la inyección a la frente

Reemplazando C_2 en la ecuación D-16

$$C_4 = \frac{G}{Q_2} + \frac{(1-F) * C_1 + \frac{G}{Q_2} * F * P_4}{(1-F * P_4)}$$

Ecuación E-22: Expresión para C_4

Simplificando:

$$C_4 = \frac{\frac{G}{Q_2} + C_1 * (1-F)}{1-F * P_4}$$

Ecuación E-23: Expresión simplificada para la concentración de polvo en el aire en la salida.

$$Q_2 * C_2 = Q_1 * C_1 + Q_4 * \left(\frac{Q}{Q_2} * C_q + \left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) * C_2 \right)$$

Ecuación E-28: Paso intermedio para despejar C_2

Dividiendo con Q_2 y utilizando la ecuación E-10:

$$C_2 = (1 - F) * C_1 + F * \left(\frac{Q}{Q_2} * C_q + \left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) * C_2 \right)$$

Ecuación E-29: Paso intermedio para despejar C_2

Despejando en C_2

$$C_2 = \frac{(1 - F) * C_1 + F * \frac{Q}{Q_2} * C_q}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) \right)}$$

Ecuación E-30: Concentración de monóxido de carbono en el flujo de inyección a la frente

Reemplazando en la ecuación E-27:

$$C_4 = \frac{Q}{Q_2} * C_q + \left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) * \frac{(1 - F) * C_1 + F * \frac{Q}{Q_2} * C_q}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) \right)}$$

Ecuación E-31: Expresión para la concentración e monóxido en la salida

Simplificando:

$$C_4 = \frac{\left(\frac{Q}{Q_2} * C_q \right) + \left(\left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) * (1 - F) * C_1 \right)}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) \right)}$$

Ecuación E-32: Concentración de monóxido de carbono en función del mínimo de variables independientes

Imponiendo que C_4 menor o igual que el LPP y simplificando se tiene:

$$LPP \geq \frac{\left(\frac{Q}{Q_2} * C_q \right) + \left(\left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) * (1 - F) * C_1 \right)}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_2} \right) \right)}$$

Ecuación E-33:

$$LPP * Q_2 - LPP * F * (Q_2 - Q) \geq Q * C_q + (Q_2 - Q) * (1 - F) * C_1$$

Ecuación E-74:

$$Q_2 \geq \frac{Q * C_q - Q * (1 - F) * C_1 - Q * F * LPP}{LPP - LPP * F - C_1 * (1 - F)}$$

Ecuación E-35:

Usando la ecuación E-10

$$Q_1 \geq \frac{Q * C_q * (1 - F) - Q * (1 - F)^2 * C_1 - Q * F * (1 - F) * LPP}{LPP * (1 - F) - C_1 * (1 - F)}$$

Ecuación E-36:

Simplificando se tiene la siguiente expresión para Q_1 :

$$Q_1 \geq \frac{Q * (C_q - (1 - F) * C_1 - F * LPP)}{LPP - C_1}$$

Ecuación E-37:

Típicamente los términos $C_1 * (1 - F)$ y $F * LPP$ son mucho menores que C_q por lo tanto la expresión anteriormente dada, se podría aproximar a:

$$Q_1 \geq \frac{Q * C_q}{LPP - C_1}$$

Ecuación E-38:

Que es equivalente a la expresión que se podría derivar del modelo sugerido por Stachulak.

E.6 Recirculación Controlada, Caso Oxígeno:

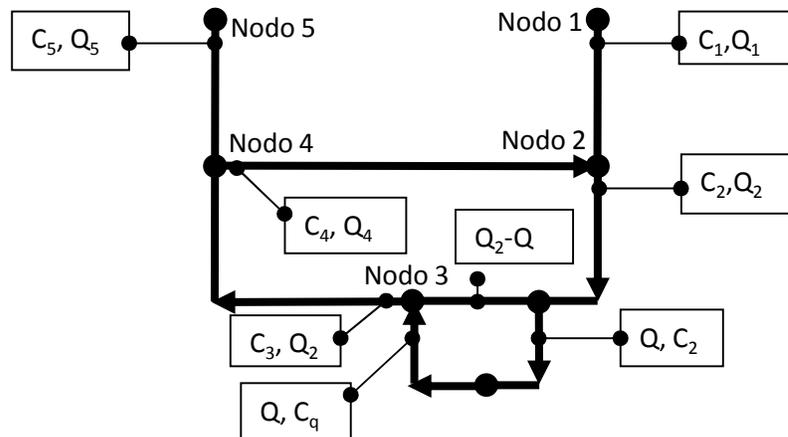


Figura E-6: Circuito para la recirculación controlada para el monóxido de carbono incluyendo rama en paralelo que representa a motor

El balance sobre el nodo 2 arroja:

$$Q_2 * C_2 = Q_1 * C_1 + Q_4 * C_4$$

Ecuación E-39: balance de oxígeno en nodo 2

El balance sobre el nodo 3:

$$Q_2 * C_3 = Q * C_q + (Q_2 - Q) * C_2$$

Ecuación E-40: balance de oxígeno en nodo 3

Asumiendo que C_q es aproximadamente 0%

$$Q_2 * C_3 = (Q_2 - Q) * C_2$$

Ecuación E-41: Aproximación para un contenido de 0% de oxígeno en el escape del LHD

$$C_3 = \left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right) * C_2$$

Ecuación E-42: Concentración C_3

Al igual que en los casos anteriores, se utiliza el supuesto de $C_3=C_4=C_5$ y se reemplaza en la ecuación E-39

$$Q_2 * C_2 = Q_1 * C_1 + Q_4 * \left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right) * C_2$$

Ecuación E-43:

Dividiendo con Q_2 y utilizando la ecuación D-10

$$C_2 = (1 - F) * C_1 + F * \left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right) * C_2$$

Ecuación E-44: Resultado parcial para despejar C_2

Despejando en C_2

$$C_2 = \frac{(1 - F) * C_1}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right)\right)}$$

Ecuación E-45: Concentración en la inyección a la frente del flujo mezclado

Reemplazando en la ecuación E-42:

$$C_4 = \left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right) * \frac{(1-F) * C_1}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right)\right)}$$

Ecuación E-46: Concentración a la salida

Imponiendo que C_4 **mayor o igual que el LPP** y simplificando se tiene:

$$LPP_v \leq \left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right) * \frac{(1-F) * C_1}{\left(1 - F * \left(1 - \frac{Q}{Q_2}\right)\right)}$$

Ecuación E-47: Reemplazo de C_4 por LPP en volumen

$$LPP_v * Q_2 - LPP_v * F * (Q_2 - Q) \leq (Q_2 - Q) * (1-F) * C_1$$

Ecuación E-48: Simplificación

$$\frac{Q * F * LPP_v + Q * (1-F) * C_1}{C_1 * (1-F) - LPP_v * (1-F)} \leq Q_2$$

Ecuación E-49: Despeje Q_2

$$\frac{Q * F * LPP_v * (1-F) + Q * (1-F)^2 * C_1}{C_1 * (1-F) - LPP_v * (1-F)} \leq Q_1$$

Ecuación E-50: Reemplazo por expresión de Q_2 en función de Q_1

Simplificando se tiene la siguiente expresión para Q_1 :

$$Q * \frac{(F * LPP_v + (1-F) * C_1)}{C_1 - LPP_v} \leq Q_1$$

Ecuación E-51: Caudal requerido para oxígeno en un circuito con recirculación controlada

ANEXOS F

Metodología de transformación de concentración en peso a concentración en volumen de oxígeno:

La concentración en peso de un gas en particular se define como:

$$\text{Concentración en peso} = \frac{\text{Peso del gas}}{\text{Peso total del aire}}$$

A su vez el peso de un gas se calcula como:

$$\text{Peso del gas} = \text{Número de moles del gas} * \text{Peso molecular del gas}$$

Para el caso del oxígeno, el peso molecular es de 32 kg/kmol. El número de moles de un gas utilizando la ley de los gases ideales se calcula como:

$$n = \frac{P * V_{\text{gas}}}{R * T}$$

Donde:

n: Número de moles

P: Presión en [Pa]

R: Constante de los gases ideales 8.314 [J*K⁻¹*kmol⁻¹]

T: Temperatura absoluta en [K]

V_{gas}: Volumen del gas en [m³]. Notar que el volumen del gas es igual al volumen total del aire (V), por la concentración en volumen de este ©:

$$V_{\text{gas}} = V * C$$

Por lo tanto el peso del gas (O₂) se calcula como:

$$\text{Peso O}_2 = \frac{P * V * C * PM(O_2)}{R * T}$$

El peso total del aire, se calcula como:

$$\text{Peso total aire} = \sum_{i=1}^n \frac{P * V * C_i * PM(i)}{R * T}$$

Donde:

C_i: es la concentración en volumen del gas i

PM(i): es el peso molecular del gas i, componente del aire

Dado que en la práctica es complejo determinar la composición del aire, y por simplicidad se asume que el peso total del aire se calcula como el producto entre el volumen total de la masa de aire por la densidad promedio.

$$\text{Peso total aire} = V * \rho_{\text{aire}}$$

Reemplazando en la definición de la concentración en peso:

$$\text{Concentración en peso} = \frac{P * V * C * PM(O_2)}{R * T * V * \rho_{\text{aire}}}$$

$$\text{Concentración en peso} = \frac{P * \text{Concentración en volumen} * PM(O_2)}{R * T * \rho_{\text{aire}}}$$

Finalmente despejando la concentración en volumen y simplificando se tiene:

$$\text{Concentración en Volumen} = \frac{R * T * \text{Concentración en peso} * \rho_{\text{aire}}}{P * PM(O_2)}$$

Ejemplo:

¿Cuál es la concentración en peso de oxígeno si su concentración en volumen es de un 21%, para condiciones de 20°C y 1 atm de presión?

Respuesta:

$$\text{Concentración en peso} = \frac{101.325 \text{ Pa} * 0,21 * 32 \text{ kg/kmol}}{8.314 \text{ J/(K * kmol)} * 293 \text{ K} * 1,21 \text{ kg/m}^3}$$

$$\text{Concentración en peso} = 23,1\%$$

F.1 Presión y densidad del aire en función de la altura y la temperatura para aire seco

Asumiendo que la presión atmosférica solo depende de la ley barométrica:

$$P = \rho * g * h$$

Y que la densidad es variable con la altura, se deriva la siguiente expresión:

$$P = P_o * e^{-\frac{h * M * g}{R * T}}$$

Donde:

P_o : Presión atmosférica 101.325 [Pa]

M: Masa molar del aire seco; típicamente 28,96 [kg/kmol]

g: Aceleración de gravedad; 9,81 [m/s²]

R: Constante de los gases ideales; 8.314 [J*K⁻¹*kmol⁻¹]

T: Temperatura absoluta promedio medida en el lugar, en [K]

h: Altura sobre el nivel del mar en [m]

Comúnmente esta fórmula se conoce como fórmula barométrica, también conocida como atmósfera isotérmica o atmósfera exponencial. Esta expresión se usará con el fin de ajustar los límites ponderados permisibles y también para ajustar la densidad del aire a la altura.

Considerando las dos expresiones para el peso del aire señalados anteriormente y despejando la densidad del aire se tiene:

$$\rho_{\text{aire}} = \frac{P * C_i * PM(i)}{R * T}$$

Considerando:

- C_i : 1 (100% aire)
- PM: 28,96 kg/kmol.
- Variación de temperatura mínima en torno al área de trabajo.
- Presión solo depende de ley barométrica.

Se obtiene una **expresión para la densidad del aire**, dependiente de la altura de la mina y de la temperatura promedio del lugar, la cual **se usará para transformar el límite de oxígeno dado en concentración en peso, a límite de oxígeno en concentración en volumen.**

ANEXOS G

Índices de Costos e Inversiones

Para el cálculo de costos de capital de los ventiladores de hasta 30 HP, se uso la siguiente tabla:

Tabla G-3: Índice de costos de capital para ventiladores auxiliares

SPECIFICATIONS				CAPITAL COST
DESCRIPTION	WEIGHT (lbs)	MOTOR TYPE/INCL.	HP	
Prices include variable speed motor but not supports or outlet cones.				
7,000 cfm		e y	5	\$13,400
14,000 cfm		e y	10	14,400
21,000 cfm		e y	15	15,500
31,000 cfm		e y	20	17,600
47,000 cfm		e y	30	19,600

Para el cálculo de costos de operación y mantención, se descontó la energía, para no contabilizar este ítem dos veces.

Tabla G-4: Índice de costos de operación y mantención para ventiladores auxiliares

CAPITAL RECOVERY	OVERHEAD	HOURLY OPERATING COSTS								TOTAL
		OVERHAUL PARTS	LABOR	MAINTENANCE PARTS	LABOR	FUEL/POWER	LUBE	TIRES	WEAR PARTS	
\$1.12	\$0.04	\$0.14	\$0.28	\$0.26	\$0.51	\$0.22	\$0.04	\$0.00	\$0.00	\$1.45
1.20	0.04	0.15	0.30	0.28	0.55	0.43	0.05	0.00	0.00	1.76
1.29	0.05	0.16	0.32	0.30	0.59	0.65	0.05	0.00	0.00	2.08
1.47	0.05	0.19	0.36	0.35	0.67	0.86	0.06	0.00	0.00	2.49
1.63	0.06	0.21	0.40	0.39	0.75	1.29	0.08	0.00	0.00	3.12

Para el cálculo de costos de capital para ventiladores sobre 80 HP, se usaron las tablas G-5 y G-7, en la que se adjunta el costo de capital para cada ventilador en función de su tamaño. Para obtener el tamaño requerido, es necesario utilizar la tabla G-9 en la que se relacionan el tamaño de los ventiladores con la potencia calculada por VenetPC.

El precio no incluye los motores eléctricos ni accesorios, los que se deben sumar a los señalados en las tablas G-5 y G-8.

Tabla G-5: Índice de Costos de capital para ventiladores sobre 80 HP

SPECIFICATIONS				CAPITAL COST
DESCRIPTION	WEIGHT (lbs)	MOTOR TYPE/INCL.	HP	
Prices do not include motors. See Appendix for horsepower requirements.				
Accessories include supports, outlet cones, and screens. Accessory price must be added to fan price.				
48" fan diameter, 29" hub		e n		\$93,400
60" fan diameter, 29" hub		e n		94,800
72" fan diameter, 29" hub		e n		106,800
84" fan diameter, 29" hub		e n		120,900
48" fan diameter, 36" hub		e n		98,300
60" fan diameter, 36" hub		e n		101,900
72" fan diameter, 36" hub		e n		130,200
84" fan diameter, 36" hub		e n		126,400
96" fan diameter, 36" hub		e n		146,800
60" fan diameter, 43" hub		e n		111,600
72" fan diameter, 43" hub		e n		117,300
84" fan diameter, 43" hub		e n		132,100
96" fan diameter, 43" hub		e n		150,800
108" fan diameter, 43" hub		e n		171,200
72" fan diameter, 50" hub		e n		126,400
84" fan diameter, 50" hub		e n		139,600
96" fan diameter, 50" hub		e n		163,500
108" fan diameter, 50" hub		e n		182,000
120" fan diameter, 50" hub		e n		209,200
84" fan diameter, 58" hub		e n		152,300
96" fan diameter, 58" hub		e n		171,200
108" fan diameter, 58" hub		e n		193,000
120" fan diameter, 58" hub		e n		218,100
132" fan diameter, 58" hub		e n		220,700
96" fan diameter, 65" hub		e n		181,200
108" fan diameter, 65" hub		e n		201,200
120" fan diameter, 65" hub		e n		227,800
132" fan diameter, 65" hub		e n		237,000
144" fan diameter, 65" hub		e n		269,100
108" fan diameter, 72" hub		e n		224,000
120" fan diameter, 72" hub		e n		248,000
132" fan diameter, 72" hub		e n		271,000
144" fan diameter, 72" hub		e n		291,600

El costo de operación y mantención para los ventiladores sobre 80 HP se obtuvo a partir de las tablas G-6 y G-8, los valores están ordenados de acuerdo a los ventiladores mostrados en la tabla G-5.

El costo de capital de los accesorios se adjunta en la tabla G-7, y el costo de operación y mantención de los accesorios en la tabla G-8.

Tabla G-6: Índice de costos de operación y mantención para ventiladores sobre 80 HP

CAPITAL RECOVERY	OVERHEAD	HOURLY OPERATING COSTS								TOTAL
		OVERHAUL PARTS	OVERHAUL LABOR	MAINTENANCE PARTS	MAINTENANCE LABOR	FUEL/POWER	LUBE	TIRES	WEAR PARTS	
\$3.89	\$0.14	\$0.99	\$1.92	\$1.84	\$3.57	\$0.00	\$0.53	\$0.00	\$0.00	\$8.86
3.95	0.14	1.00	1.95	1.86	3.63	0.00	0.54	0.00	0.00	8.99
4.45	0.16	1.13	2.20	2.10	4.09	0.00	0.61	0.00	0.00	10.13
5.04	0.18	1.28	2.49	2.38	4.63	0.00	0.69	0.00	0.00	11.46
4.10	0.14	1.04	2.02	1.93	3.76	0.00	0.56	0.00	0.00	9.32
4.25	0.15	1.08	2.10	2.00	3.90	0.00	0.58	0.00	0.00	9.66
5.43	0.19	1.38	2.68	2.56	4.98	0.00	0.74	0.00	0.00	12.34
5.27	0.18	1.34	2.60	2.48	4.84	0.00	0.72	0.00	0.00	11.98
6.08	0.21	1.54	3.00	2.87	5.58	0.00	0.83	0.00	0.00	13.82
4.65	0.16	1.18	2.30	2.19	4.27	0.00	0.64	0.00	0.00	10.58
4.89	0.17	1.24	2.42	2.31	4.49	0.00	0.67	0.00	0.00	11.12
5.50	0.19	1.40	2.72	2.60	5.05	0.00	0.75	0.00	0.00	12.52
6.28	0.22	1.60	3.11	2.96	5.77	0.00	0.86	0.00	0.00	14.30
7.13	0.25	1.81	3.53	3.37	6.55	0.00	0.98	0.00	0.00	16.23
5.27	0.18	1.34	2.60	2.48	4.84	0.00	0.72	0.00	0.00	11.98
5.82	0.20	1.48	2.88	2.74	5.34	0.00	0.80	0.00	0.00	13.24
6.81	0.24	1.73	3.37	3.21	6.25	0.00	0.93	0.00	0.00	15.50
7.58	0.27	1.93	3.75	3.58	6.96	0.00	1.04	0.00	0.00	17.26
8.72	0.31	2.21	4.31	4.11	8.00	0.00	1.20	0.00	0.00	19.83
6.35	0.22	1.61	3.14	2.99	5.83	0.00	0.87	0.00	0.00	14.44
7.13	0.25	1.81	3.53	3.37	6.55	0.00	0.98	0.00	0.00	16.23
8.04	0.28	2.04	3.98	3.79	7.38	0.00	1.10	0.00	0.00	18.30
9.09	0.32	2.31	4.49	4.29	8.34	0.00	1.25	0.00	0.00	20.68
9.20	0.32	2.34	4.55	4.34	8.44	0.00	1.26	0.00	0.00	20.92
7.55	0.26	1.92	3.73	3.56	6.93	0.00	1.04	0.00	0.00	17.18
8.38	0.29	2.13	4.14	3.96	7.70	0.00	1.15	0.00	0.00	19.08
9.49	0.33	2.41	4.69	4.48	8.71	0.00	1.30	0.00	0.00	21.60
9.88	0.35	2.51	4.88	4.66	9.07	0.00	1.35	0.00	0.00	22.47
11.21	0.39	2.85	5.54	5.29	10.29	0.00	1.54	0.00	0.00	25.51
9.33	0.33	2.37	4.61	4.40	8.57	0.00	1.28	0.00	0.00	21.24
10.33	0.36	2.63	5.11	4.88	9.49	0.00	1.42	0.00	0.00	23.51
11.29	0.40	2.87	5.58	5.33	10.37	0.00	1.55	0.00	0.00	25.69
12.15	0.43	3.09	6.01	5.73	11.16	0.00	1.67	0.00	0.00	27.65

Tabla G-7: Continuación costo de capital de ventiladores y costo de adquisición de accesorios

DESCRIPTION	SPECIFICATIONS			CAPITAL COST
	WEIGHT (lbs)	MOTOR TYPE/INCL.	HP	
Prices do not include motors. See Appendix for horsepower requirements.				
Accessories include supports, outlet cones, and screens. Accessory price must be added to fan price.				
120" fan diameter, 79" hub		e n		\$329,900
132" fan diameter, 79" hub		e n		351,000
144" fan diameter, 79" hub		e n		369,900
Accessories for 48" fan				26,100
Accessories for 60" fan				31,800
Accessories for 72" fan				34,800
Accessories for 84" fan				38,100
Accessories for 96" fan				42,300
Accessories for 108" fan				46,700
Accessories for 120" fan				56,100
Accessories for 132" fan				62,500
Accessories for 144" fan				67,900

Tabla G-8: Continuación costo de operación y mantenimiento de ventiladores y costo de mantenimiento de accesorios

CAPITAL RECOVERY	OVERHEAD	HOURLY OPERATING COSTS								TOTAL
		OVERHAUL		MAINTENANCE		FUEL/	LUBE	TIRES	WEAR	
		PARTS	LABOR	PARTS	LABOR	POWER			PARTS	
\$13.75	\$0.48	\$3.49	\$8.80	\$6.48	\$12.62	\$0.00	\$1.89	\$0.00	\$0.00	\$31.28
14.63	0.51	3.72	7.23	6.90	13.43	0.00	2.01	0.00	0.00	33.28
15.41	0.54	3.92	7.82	7.27	14.15	0.00	2.11	0.00	0.00	35.07
2.18	0.08	0.18	0.19	0.34	0.36	0.00	0.00	0.00	0.00	1.08
2.65	0.09	0.22	0.24	0.42	0.44	0.00	0.00	0.00	0.00	1.31
2.90	0.10	0.25	0.26	0.46	0.48	0.00	0.00	0.00	0.00	1.44
3.18	0.11	0.27	0.28	0.50	0.52	0.00	0.00	0.00	0.00	1.57
3.53	0.12	0.30	0.31	0.55	0.58	0.00	0.00	0.00	0.00	1.75
3.89	0.14	0.33	0.35	0.61	0.64	0.00	0.00	0.00	0.00	1.93
4.68	0.16	0.40	0.41	0.74	0.77	0.00	0.00	0.00	0.00	2.32
5.21	0.18	0.44	0.46	0.82	0.86	0.00	0.00	0.00	0.00	2.58
5.66	0.20	0.48	0.50	0.89	0.93	0.00	0.00	0.00	0.00	2.80

Tabla G-9: Cuadro de ajuste de tamaño de ventilador, en función de la potencia requerida

Air Volume cfm	4"			6"			8"			10"			12"			14"		
	Fan (in.)	Hub (in.)	Approx hp Req'd	Fan (in.)	Hub (in.)	Approx hp Req'd	Fan (in.)	Hub (in.)	Approx hp Req'd	Fan (in.)	Hub (in.)	Approx hp Req'd	Fan (in.)	Hub (in.)	Approx hp Req'd	Fan (in.)	Hub (in.)	Approx hp Req'd
100,000	60	29 ^c	80	60	36 ^c	120	60	29 ^a	160	60	36 ^d	200	60	36 ^d	240			
200,000				84	50 ^b	240	84	43 ^c	320	84	50 ^c	400	84	58 ^c	480	84	58 ^c	560
300,000				96	50 ^b	360	96	58 ^b	480	96	50 ^c	600	108	72 ^b	720	96	58 ^c	840
400,000				120	65 ^a	480	120	79 ^a	640	120	79 ^a	800	96	50 ^c	960	96	58 ^c	1,120
500,000							120	72 ^a	800	120	65 ^b	1,000	120	72 ^b	1,200	120	72 ^b	1,400
600,000							132	72 ^a	960	132	79 ^a	1,200	120	72 ^b	1,440	120	72 ^b	1,680
700,000							144	79 ^a	1,120	144	79 ^a	1,400						
800,000										144	79 ^a	1,600						

APPENDIX B

^a 720 RPM
^b 900 RPM
^c 1,200 RPM
^d 1,800 RPM

Debido a que el costo de capital y el de operación y mantenimiento para ventiladores sobre 80 HP no incluye motores eléctricos, en las tablas G-10 y G-11 se adjuntan los costos de capital y de operación y mantenimiento respectivamente para los motores eléctricos.

Tabla G-10: Costo de capital motores eléctricos

DESCRIPTION	SPECIFICATIONS			CAPITAL COST
	WEIGHT (lbs)	MOTOR TYPE/INCL.	HP	
<i>Totally Enclosed Motors (continued)</i>				
30 hp - 3,600 rpm base speed	375	e y	30	\$2,229
30 hp - 1,200 rpm base speed	560	e y	30	3,599
40 hp - 3,600 rpm base speed	490	e y	40	2,786
40 hp - 1,200 rpm base speed	800	e y	40	4,841
50 hp - 3,600 rpm base speed	560	e y	50	3,634
50 hp - 1,200 rpm base speed	840	e y	50	5,697
60 hp - 3,600 rpm base speed	800	e y	60	4,939
60 hp - 1,200 rpm base speed	1,120	e y	60	6,544
75 hp - 3,600 rpm base speed	840	e y	75	6,170
75 hp - 1,200 rpm base speed	1,160	e y	75	7,344
100 hp - 3,600 rpm base speed	1,160	e y	100	7,968
100 hp - 1,800 rpm base speed	1,540	e y	100	9,789
125 hp - 3,600 rpm base speed	1,524	e y	125	10,282
125 hp - 1,800 rpm base speed	1,730	e y	125	11,997
150 hp - 3,600 rpm base speed	1,714	e y	150	12,554
150 hp - 1,800 rpm base speed	1,730	e y	150	13,700
200 hp - 3,600 rpm base speed	1,714	e y	200	16,146
200 hp - 1,800 rpm base speed	2,030	e y	200	15,561
250 hp - 3,600 rpm base speed	2,030	e y	250	20,052
250 hp - 900 rpm base speed	2,410	e y	250	21,243
300 hp - 3,600 rpm base speed	2,100	e y	300	34,456
300 hp - 900 rpm base speed	3,200	e y	300	43,551
400 hp - 3,600 rpm base speed	2,100	e y	400	39,976
400 hp - 900 rpm base speed	4,200	e y	400	49,741
500 hp - 3,600 rpm base speed	3,200	e y	500	44,955
500 hp - 900 rpm base speed	5,200	e y	500	75,577
600 hp - 3,600 rpm base speed	3,200	e y	600	46,270
600 hp - 900 rpm base speed	5,000	e y	600	86,762
700 hp - 3,600 rpm base speed	4,200	e y	700	68,523
700 hp - 1,200 rpm base speed	6,000	e y	700	82,013
800 hp - 3,600 rpm base speed	5,900	e y	800	77,642
800 hp - 1,200 rpm base speed	6,000	e y	800	82,013
900 hp - 3600 rpm base speed	5,900	e y	900	87,654
900 hp - 900 rpm base speed	7,000	e y	900	144,755
1,000 hp - 3600 rpm base speed	7,900	e y	1,000	93,644
1,000 hp - 900 rpm base speed	7,000	e y	1,000	156,750

Tabla G-11: Costo de operación y mantención de motores eléctricos

CAPITAL RECOVERY	OVERHEAD	HOURLY OPERATING COSTS								TOTAL
		OVERHAUL		MAINTENANCE		FUEL/ POWER	LUBE	TIRES	WEAR PARTS	
		PARTS	LABOR	PARTS	LABOR					
\$0.09	\$0.00	\$0.02	\$0.03	\$0.03	\$0.06	\$1.29	\$0.01	\$0.00	\$0.00	\$1.45
0.14	0.00	0.03	0.05	0.05	0.10	1.29	0.02	0.00	0.00	1.55
0.11	0.00	0.02	0.04	0.04	0.08	1.72	0.02	0.00	0.00	1.92
0.19	0.01	0.04	0.07	0.07	0.13	1.72	0.03	0.00	0.00	2.06
0.14	0.00	0.03	0.05	0.05	0.10	2.16	0.02	0.00	0.00	2.41
0.22	0.01	0.04	0.08	0.08	0.16	2.16	0.03	0.00	0.00	2.55
0.19	0.01	0.04	0.07	0.07	0.14	2.59	0.03	0.00	0.00	2.93
0.25	0.01	0.05	0.10	0.09	0.18	2.59	0.04	0.00	0.00	3.05
0.24	0.01	0.05	0.09	0.09	0.17	3.23	0.04	0.00	0.00	3.67
0.28	0.01	0.06	0.11	0.11	0.20	3.23	0.04	0.00	0.00	3.75
0.31	0.01	0.06	0.12	0.11	0.22	4.31	0.05	0.00	0.00	4.87
0.38	0.01	0.08	0.14	0.14	0.27	4.31	0.06	0.00	0.00	5.00
0.40	0.01	0.08	0.15	0.15	0.28	5.39	0.06	0.00	0.00	6.11
0.46	0.02	0.09	0.18	0.17	0.33	5.39	0.07	0.00	0.00	6.23
0.48	0.02	0.10	0.19	0.18	0.34	6.47	0.07	0.00	0.00	7.35
0.53	0.02	0.11	0.20	0.20	0.38	6.47	0.08	0.00	0.00	7.43
0.62	0.02	0.13	0.24	0.23	0.44	8.62	0.09	0.00	0.00	9.75
0.60	0.02	0.12	0.23	0.22	0.43	8.62	0.09	0.00	0.00	9.71
0.77	0.03	0.16	0.30	0.29	0.55	10.78	0.11	0.00	0.00	12.18
0.82	0.03	0.16	0.31	0.31	0.58	10.78	0.12	0.00	0.00	12.27
1.33	0.05	0.27	0.51	0.50	0.94	12.94	0.20	0.00	0.00	15.35
1.68	0.06	0.34	0.64	0.63	1.19	12.94	0.25	0.00	0.00	15.99
1.54	0.05	0.31	0.59	0.58	1.10	17.25	0.23	0.00	0.00	20.05
1.91	0.07	0.39	0.73	0.72	1.36	17.25	0.28	0.00	0.00	20.73
1.73	0.06	0.35	0.66	0.65	1.23	21.56	0.26	0.00	0.00	24.71
2.91	0.10	0.59	1.11	1.09	2.07	21.56	0.43	0.00	0.00	26.85
1.78	0.06	0.36	0.68	0.67	1.27	25.87	0.26	0.00	0.00	29.11
3.34	0.12	0.67	1.28	1.25	2.38	25.87	0.50	0.00	0.00	31.95
2.64	0.09	0.53	1.01	0.99	1.88	30.18	0.39	0.00	0.00	34.98
3.15	0.11	0.64	1.21	1.18	2.25	30.18	0.47	0.00	0.00	35.93
2.99	0.10	0.60	1.15	1.12	2.13	34.50	0.44	0.00	0.00	39.93
3.15	0.11	0.64	1.21	1.18	2.25	34.50	0.47	0.00	0.00	40.24
3.37	0.12	0.68	1.29	1.26	2.40	38.81	0.50	0.00	0.00	44.95
5.57	0.19	1.12	2.14	2.09	3.97	38.81	0.83	0.00	0.00	48.95
3.60	0.13	0.73	1.38	1.35	2.57	43.12	0.54	0.00	0.00	49.68
6.03	0.21	1.22	2.31	2.26	4.29	43.12	0.90	0.00	0.00	54.10

Debido a la ausencia de datos para ventiladores entre 30 y 80 HP, se interpolaron los costos de capital y de operación mantención a partir de los datos extremos, obteniéndose las curvas mostradas en las figuras G-1 y G-2, obteniéndose funciones para estimar dichos valores en función de la potencia.

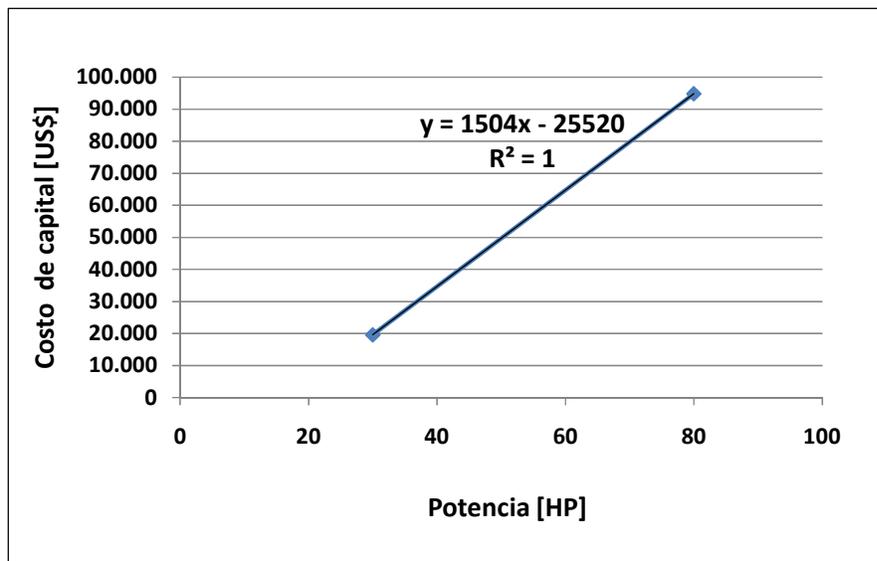


Figura G-1: Función de costos de capital en función de la potencia

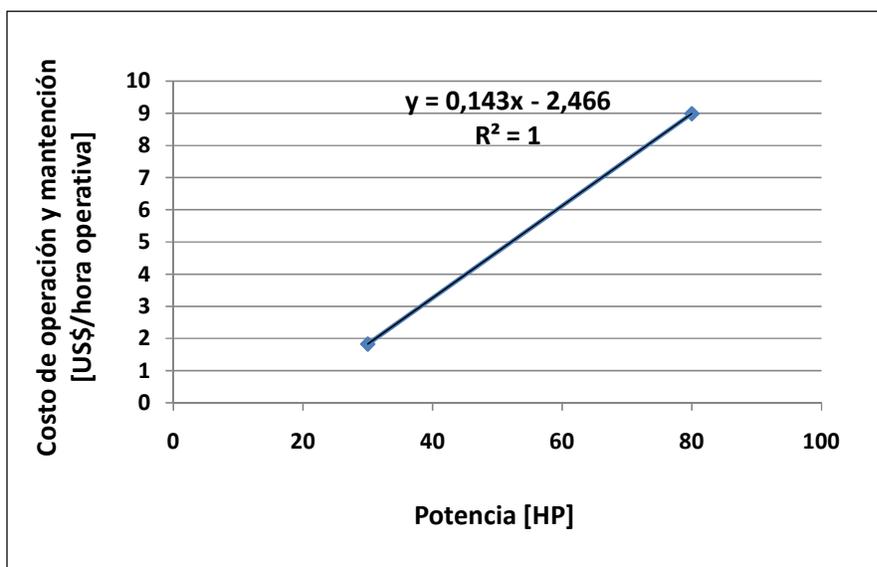


Figura G-2: Función de costos de operación y mantención en función de la potencia

Los índices de costos e inversión para los distintos medios de control de polvo utilizados en este trabajo. Como se puede comprobar, los valores para los filtros de cartuchos auto-limpiantes son sustancialmente menores que los otros índices y son los únicos que se derivan de alguna cotización de un equipo en concreto.

Tabla G-10: Índices de Costos y de inversión para las distintas alternativas de filtrado

Sistema de Control de Polvo	Índice de Costo (US\$-año/(cfm))	Índice de Inversión (US\$/(cfm))
Precipitador Electrostático	19,0	21,5
Ciclones alta eficiencia	4,6	2,8
Filtros Cartuchos Desechables	17,0	10,1
Filtros Cartuchos Auto-limpiantes	0,8	1,9
Filtros de Tela	14,4	14,9

También es importante destacar que el índice para el PES de la tabla G-10 no fue utilizado, sino más bien se tuvo dimensionar dicho elemento de control de polvo, para obtener el consumo energético propio de dicho elemento filtrante, como parte de la comparación en cuando a consumo de energía planteada en los objetivos.

La metodología usada para calcular el costo de adquisición del PES, depende del área de placas requerida, como se vio, dicha fue calculada usando la serie de pasos descrita en el Anexo C. Una vez que se tiene el área se utiliza el gráfico adjunto más abajo (Figura G-3). Se observa que los PES con un área bajo 50.000 ft² siguen una curva distinta que los equipos con un área sobre dicha área. La diferencia entre la curva inferior y superior, se relacionan con los costos del equipamiento extra requerido, como soportes, etc. Para los efectos de este trabajo, se uso la curva superior. Esta curva fue construída en base a un número de cotizaciones reales, aunque podrían tenerse diferencias del orden de +/- 25%. Las curvas tienen validez dentro del rango descrito, y no se recomienda extrapolar (Turner, J. et. al., 1999)

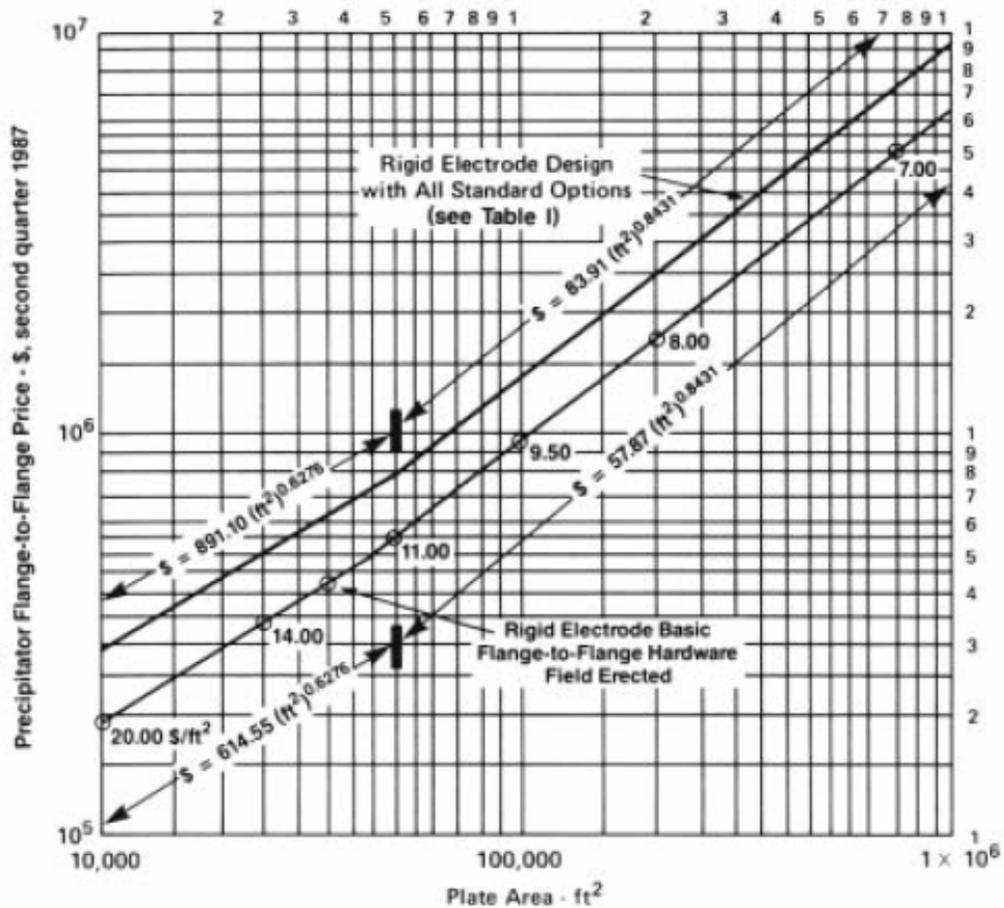


Figura G-3: Costo de adquisición del equipo en función del área de placas

Una vez que se tiene el costo de adquisición del equipo, el costo de capital total, se calcula usando los pasos adjuntos en la tabla G-11.

El costo anual se calculo como la suma entre el costo directo e indirecto.

El costo directo incluye mano de obra, mantención y despojo de desechos.

Es importante destacar que el PES, requiere al menos de tres personas para funcionar: Un operador, un supervisor y un coordinador, de los cuales, solo el operador trabaja a tiempo completo dedicado al equipo.

El costo indirecto incluye costo operativo (60% de la suma de la mano de obra operativa), gastos administrativos (2% de la inversión total de capital), impuesto a la propiedad (1% de la inversión total de capital) y seguros (1% de la inversión total de capital).

Tabla G-11: Cálculo de costo de capital para precipitador electrostático

Artículo de Costo	Factor
<u>Costos Directos</u>	
Costo de Compra de equipo	
PES + equipo auxiliar	Como estimado, A
Instrumentacion	0.10 A
Impuestos de venta	0.03 A
Transporte	0.05 A
Costo de equipo comprado, PEC	B = 1.18 A
Costos de instalacion directos	
Cimientos & soportes	0.04 B
Manejo & ereccion	0.50 B
Electrico	0.08 B
Plomeria	0.01 B
Aislamiento de ductos ^a	0.02 B
Pintura	0.02 B
Costos de instalacion directos	0.67 B
Preparacion de terreno	Como requerido, SP
Edificios	Como requerido, Bldg.
Total de Costos Directos, DC ^b	1.67 B + SP + Bldg.
<u>Costos Indirectos (instalacion)</u>	
Ingenieria	0.20 B
Gastos de construccion y terreno	0.20 B
Tarifas de contratista	0.10 B
Inicio	0.01B
Prueba de Desempeno	0.01 B
Estudio de modelo	0.02 B
Contingencias	0.03 B
Total de Costos Indirectos, IC	0.57 B
Inversion Total de Capital= DC + IC	2.24 B + SP + Bldg.