



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**Diseño y optimización del circuito de ventilación en el tramo
norte-sur de la mina “Goldmins”, Zaruma – El Oro**

Trabajo de Graduación previo a la obtención del Título de:
INGENIERO EN MINAS

Autores

PAÚL HUMBERTO BARRERA MANCERO
PAÚL ESTEBAN PESÁNTEZ ANDRADE

Director

ERNESTO PATRICIO FEJOO CALLE

CUENCA, ECUADOR

2019 - 2020

DEDICATORIA

A mis padres César Barrera y Zoila Mancero por haberme brindado el apoyo fundamental de cumplir mis objetivos a lo largo de mi vida y en especial a ti papá que no puedas estar presente en cada logro que voy cumpliendo. A mis hermanas Tatiana, Karen y Yadira por ser estar presentes en cada uno de los momentos de la familia; a mis sobrinos Ana, Melanie, Jeremy, y Valentina por su compañía.

A mis amigos que me acompañado en los momentos de felicidad y tristeza que con su presencia han podido brindar enseñanzas, diversión, reflexión y amistad; en especial a Catalina Orellana por ser mi compañera de sueños.

A la representación estudiantil #FuerzaMineros que conjuntamente con mi amigo Julio Castro formamos una manera diferente de construir algo mejor para los demás.

Paúl Barrera

DEDICATORIA

Se la dedico principalmente a Dios por ser el autor de mi existencia.

A mi familia, por ser el pilar fundamental en mi vida. De manera especial a mis padres Jaime Pesantez y Cristina Andrade por su amor, ejemplo y sacrificio, a mis hermanos Jaime y Christian por siempre apoyarme; sin ustedes nada de esto sería posible.

A todas las personas que me han brindado su amistad pura y sincera. Por todos los momentos que hemos vivido, donde no importaba el día, la hora o la circunstancia, siempre había espacio para compartir ideas, palabras y un abrazo de despedida.

A la flor más bella... Emilia Cueva, por su compañía y gran amor incondicional.

Paúl Pesántez

AGRADECIMIENTO

A Dios por su amor e infinita bondad en nuestra formación académica y permitirnos tener la sabiduría necesaria para culminar con éxito el trabajo de pregrado.

A la Empresa SCM Goldmins por darnos la oportunidad de ingresar a las instalaciones y brindarnos el apoyo necesario que ha permitido la culminación de nuestro trabajo de tesis, en especial al Ing. Iván Oscullo, por proponernos el tema de investigación y acompañarnos a la realización del mismo.

A los miembros de nuestro tribunal, Ing. Leonardo Núñez y Dr. Juan Calderón y de manera especial a nuestro director Ing. Patricio Feijoo; por el tiempo dedicado a nuestro trabajo y estar pendientes de cualquier inquietud o dudas que hemos presentado.

Gracias a todos los que forman parte de la Escuela de Ingeniería en Minas por aportar a nuestra formación académica y humana; sin lugar volveríamos a elegir nuevamente nuestra amada profesión.

Paúl Barrera – Paúl Pesántez

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	ii
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO.....	iv
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	v
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
ÍNDICE DE TABLAS	xii
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xiii
RESUMEN.....	xiv
ABSTRACT	xv
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I GENERALIDADES	3
1.1. Ubicación.....	3
1.2. Acceso y vías de comunicación.....	6
1.3. Geología regional	7
1.3.1 Geología local	8
1.4. Geología estructural.....	9
1.5. Geomorfología.....	11
1.6. Mineralización.....	13
1.7. Sistema de explotación.....	13
1.7.1. Ciclo de minado	13
1.7.2. Método de explotación.....	15
1.7.3. Secuencia del método.....	16
1.8. Labores mineras.....	17
1.8.2. Labores de preparación	18
1.8.3. Labores de explotación:	18
1.9. Infraestructura.....	18
1.9.1 Mano de obra.....	19

1.9.2	Maquinaria y equipos.....	20
1.9.3	Carguío y transporte.....	20
1.10	Servicios a la mina.....	20
1.10.1	Red eléctrica.....	20
1.10.2	Planta de beneficio y procesamiento.....	20
1.10.3	Agua.....	21
1.11	Perforación y voladura.....	21

CAPITULO II CIRCUITO ACTUAL DE VENTILACIÓN, DIAGNÓSTICO Y ANÁLISIS.....24

2.1.	Atmósfera minera.....	25
2.1.1.	Aire de minas.....	25
2.1.1.1.	La respiración humana y cuociente respiratorio.....	26
2.1.2.	Gases de minas.....	27
2.1.3.	Polvos de minas.....	31
2.1.4.	Clima subterráneo.....	31
2.2.	Ventilación minera.....	34
2.2.1.	Ventilación natural.....	34
2.2.2.	Ventilación artificial o mecánica.....	35
2.2.3.	Descripción de las labores de ventilación.....	37
2.2.4.	Particularidades generales del sistema actual de ventilación en el tramo norte-sur.....	40
2.3.	Diseño de la red de ventilación: Parámetros básicos.....	41
2.3.1.	Peso específico o densidad del aire.....	41
2.3.2.	Presión.....	42
2.3.3.	Caudal de aire.....	44
2.3.4.	Equipos de medición.....	44
2.4.	Metodología de aforo.....	45
2.4.1.	Designación de puntos de medición.....	46
2.4.2.	Medición de la sección útil en una galería.....	46
2.4.3.	Medición de la velocidad del flujo de aire.....	47

2.4.4.	Medición de temperatura y humedad relativa.....	48
2.4.5.	Cálculo del caudal de aire actual.....	51
2.4.6.	Cálculo del caudal requerido.....	53
2.4.7.	Medición de gases contaminantes.....	58
2.5.	Pérdida de carga	60
2.6.	Caída de presión o pérdidas.....	60
2.7.	Resistencia al movimiento del aire.....	61
2.7.1.	Coeficiente de forma	61
2.7.2.	Coeficiente de fricción	62
2.7.3.	Resistencias locales.....	63
2.8.	Cálculo de resistencia de la red de ventilación.....	65
2.8.1.	Resistencias del circuito de ventilación mina Goldmins.....	66
2.8.2.	Resistencia equivalente de la mina Goldmins.....	72
2.9.	Cálculo de la curva característica del tramo norte-sur de la mina.....	83
2.10.	Pérdida de la carga del circuito de ventilación	84
2.11.	Análisis del sistema de ventilación actual	85
2.11.1.	Corto circuito a la salida del “pozo 50”.....	86
2.11.2.	Corto circuito en la galería de la “yarita 2”	87
2.12.	Cobertura actual.....	88
2.13.	Modelamiento del circuito actual de ventilación del tramo norte-sur de la mina Goldmins – Software Ventsim	89

CAPITULO III DISEÑO DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN PROPUESTO.....92

3.1.	Optimización del sistema de ventilación.....	92
3.1.1.	Rediseño del circuito actual de los ventiladores extractores.....	92
3.1.2.	Modelamiento del circuito actual con el análisis de optimización	95
3.2.	Circuito de ventilación propuesto.....	98
3.2.1.	Ventilador extractor propuesto.....	98
3.2.2.	Ventilador centrífugo propuesto	101
3.3.	Descripción de los equipos de ventilación sugeridos	104
3.3.1.	Características del ventilador extractor	105

3.3.2. Características del ventilador centrífugo propuesto	105
3.4. Cobertura propuesta.....	106
3.5. Modelamiento del circuito propuesto-Software Ventsim.....	107
CONCLUSIONES.....	109
RECOMENDACIONES.....	111
BIBLIOGRAFÍA.....	113
ANEXOS	116

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Ubicación política de la mina Goldmins.	4
Figura 1.2. Ubicación del área de estudio y las concesiones mineras.....	5
Figura 1.3. Acceso y vías de comunicación Cuenca-Zaruma.	6
Figura 1.4. Mapa metalogénico del distrito Zaruma-Portovelo.	7
Figura 1.5. Mapa estructural del distrito Zaruma - Portovelo.....	10
Figura 1.6. Geomorfología del área de estudio.	12
Figura 1.7. Secuencia de explotación del tramo norte-sur. (Vista lateral del método de explotación, cámaras y pilares a 35°).....	17
Figura 1.8. SCM Goldmins, instalaciones externas.	19
Figura 1.9. Diagrama de perforación y voladura en la SCM Goldmins.	22
Figura 2.1. Sistema impelente.	35
Figura 2.2. Sistema aspirante.	36
Figura 2.3. Sistema combinado.	36
Figura 2.4. Esquema del circuito ventilación actual tramo norte-sur de la mina Goldmins.	37
Figura 2.5. Ingreso de aire fresco en la mina Goldmins.	39
Figura 2.6. Salida de aire viciado en la mina Goldmins.	40
Figura 2.7. Recirculación de aire fresco-viciado en la mina Goldmins.....	41
Figura 2.8. Designación de puntos de medición.	46
Figura 2.9. Criterio de selección del parámetro k.	47
Figura 2.10. Medición de velocidad media con anemómetro	48
Figura 2.11. Temperatura en los puntos designados.	50
Figura 2.12. Humedad relativa en los puntos designados.	50
Figura 2.13. Caudal de aire en los puntos designados.	51
Figura 2.14. Porcentaje de oxígeno en los puntos designados.....	58
Figura 2.15. Concentración de CO en los puntos designados.....	59
Figura 2.16. Concentración de H ₂ S en los puntos designados.....	59
Figura 2.17. Resistencia en codos angulares.....	64
Figura 2.18. Resistencia en codos curvos	64

Figura 2.19. Unión en serie.....	65
Figura 2.20. Unión en paralelo.....	65
Figura 2.21. Unión en diagonal, transformación estrella	66
Figura 2.22. Diagrama con vista frontal del esquema circuito de resistencia actual.	67
Figura 2.23. Diagrama con vista isométrica del esquema circuito de resistencia actual. 67	
Figura 2.24. Esquema ($R_{eq_{\text{pozo } 135\text{m}}}$, R13, R12, R11) en paralelo.....	73
Figura 2.25. Esquema (R10, RL3, R10') en serie.....	73
Figura 2.26. Esquema (R9, R9') en paralelo.....	74
Figura 2.27. Esquema (R8, R8') en serie.....	75
Figura 2.28. Esquema (R7, R7') en paralelo.....	75
Figura 2.29. Esquema (R6, R6') en serie.....	76
Figura 2.30. Esquema (R5, R4) paralelo.....	76
Figura 2.31. Esquema (R4', R3, RL2, R2) en serie.	77
Figura 2.32. Esquema (R2', R6'') en paralelo.....	78
Figura 2.33. Esquema (R1', RL1, Rsvp) en serie.	78
Figura 2.34. Diagrama de resistencias locales con ángulos	79
Figura 2.35. Curva característica del tramo norte-sur de la mina Goldmins.	84
Figura 2.36. Corto circuitos encontrados tramo norte-sur	86
Figura 2.37. Corto circuito a salida del “pozo 50”.....	87
Figura 2.38. Corto circuito en la galería “yarita 2”.....	87
Figura 2.39. Vista 2. Modelamiento del circuito de ventilación actual	89
Figura 2.40. Vista 2. Modelamiento del circuito de ventilación actual.	90
Figura 2.41. Vista 3. Modelamiento del circuito de ventilación actual.	90
Figura 2.42. Vista 4. Modelamiento del circuito de ventilación actual.	91
Figura 3.1. Esquema de mejoras en el sistema de extracción de aire viciado tramo norte-sur, mina Goldmins	94
Figura 3.2. Vista 1. Modelamiento de la modificación del circuito actual.	95
Figura 3.3. Vista 2. Modelamiento de la modificación del circuito actual.	95
Figura 3.4. Vista 3. Modelamiento de la modificación del circuito actual.	96
Figura 3.5. Vista 4. Modelamiento de la modificación del circuito actual.	96

Figura 3.6. Vista isométrica tramo norte-sur de la mina Goldmins, chimenea propuesta.	97
Figura 3.7. Esquema de circuito de ventilación propuesta tramo norte-sur mina Goldmins	98
Figura 3.8. Motor W22 Ventilación 200°- 2h-IE1-Trifásico, 20 HP	105
Figura 3.9. Motor W22 Ventilación IE1-Trifásico, 50 HP	105
Figura 3.10. Vista 1. Modelamiento del circuito de ventilación propuesto.	107
Figura 3.11. Vista 2. Modelamiento del circuito de ventilación propuesto.	107
Figura 3.12. Vista 3. Modelamiento del circuito de ventilación propuesto.	108
Figura 3.13. Vista 4. Modelamiento del circuito de ventilación propuesto.	108

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Coordenadas del área de investigación (UTM, zona 17 S).....	3
Tabla 1.2. Categorías preliminares de pendiente para geomorfología.....	11
Tabla 1.3. Detalles generales del diseño de voladura	23
Tabla 2.1. Composición del aire de minas seco.....	25
Tabla 2.2. Cuociente respiratorio con relación a la actividad física	27
Tabla 2.3. Tipo de material rocoso y grado geotérmico	33
Tabla 2.4. Variación de la presión según la altura	43
Tabla 2.5 Instrumentos utilizados para la campaña de medición.....	44
Tabla 2.6. Cálculo del caudal de aire respecto a la temperatura.	49
Tabla 2.7. Tiempo de permanencia del personal según la temperatura en interior mina.	49
Tabla 2.8. Cálculo del caudal promedio de cada punto de medición.....	52
Tabla 2.9. Requerimiento de caudal de aire según los trabajadores.	54
Tabla 2.10. Requerimiento de caudal de aire según los tipos de gases producidos por la voladura.....	55
Tabla 2.11. Requerimiento de aire según la producción del tramo norte-sur	56
Tabla 2.12. Caudal requerido.....	57
Tabla 2.13. Coeficiente de frotamiento del suelo.	62
Tabla 2.14. Coeficiente de frotamiento en las paredes.	63
Tabla 2.15. Resistencias de las galerías en el tramo del “pozo 50”......	70
Tabla 2.16. Resistencia de las galerías de la “yarita 2”.	71
Tabla 2.17. Resistencia de las galerías del crucero veta del agua.....	71
Tabla 2.18. Resistencia de la galería del socavón principal.....	72
Tabla 2.19. Valores de la curva característica del tramo norte-sur de la mina Goldmins.....	83
Tabla 2.20. Cobertura actual del tramo norte-sur de la mina Goldmins.....	88
Tabla 3.1. Resultados de los parámetros operacionales obtenidos	101
Tabla 3.2. Resultados de los parámetros operacionales obtenidos	104
Tabla 3.3. Cobertura propuesta del tramo norte-sur de la mina Goldmins.....	106

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Descripción maquinaria y equipos mina Goldmins.....	116
Anexo 2. Designación de puntos de aforo	118
Anexo 3. Cálculo de la sección útil de la galería	119
Anexo 4. Cálculo de la velocidad media de aire.....	120
Anexo 5. Medición de oxígeno, dióxido de carbono y ácido sulfhídrico	123
Anexo 6. Cobertura de aire actual del tramo norte sur de la mina Goldmins	124
Anexo 7. Cobertura de aire propuesta del tramo norte sur de la mina Goldmins	125
Anexo 8. Hoja técnica del motor W22 Ventilación 200°-2h-IEI-Trifásico, 20 HP	126
Anexo 9. Hoja técnica del motor W22 Ventilación IEI-Trifásico, 50 HP	127

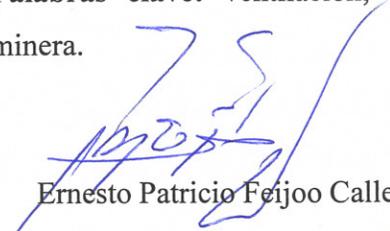
DISEÑO Y OPTIMIZACIÓN DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN EN EL TRAMO NORTE-SUR DE LA MINA “GOLDMINS”, ZARUMA – EL ORO

RESUMEN

El presente trabajo evaluó el sistema de ventilación actual de la mina Goldmins, mediante una campaña de recolección de datos a lo largo del tramo norte-sur, utilizando equipos portátiles que miden la velocidad del flujo de aire, humedad relativa, temperatura y cantidad de gases en interior mina; para determinar los fallos e inconvenientes del circuito. Con la información recolectada se realizó un modelamiento en el software Ventsim, para proponer alternativas de solución.

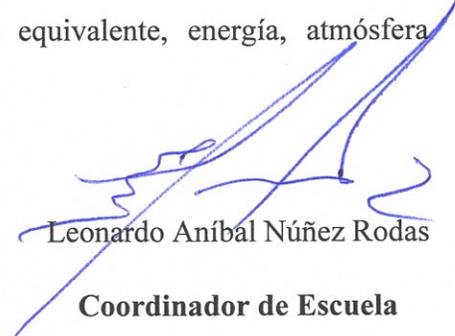
El diseño de ventilación propuesto involucró el cálculo del requerimiento de aire total y la resistencia equivalente de las galerías, que permitieron conocer la cobertura actual y establecer una solución efectiva mediante la adquisición de nuevos equipos que cumplan con la energía del sistema. De esta manera, se mejoren las condiciones de seguridad laboral, producción de la mina y mantenga en óptimas condiciones la atmósfera minera.

Palabras clave: ventilación, cobertura, resistencia equivalente, energía, atmósfera minera.



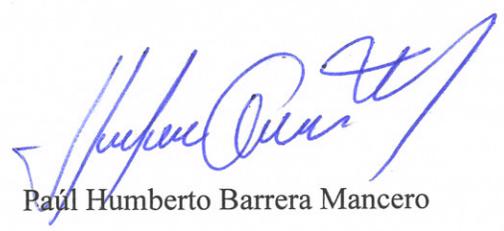
Ernesto Patricio Feijoo Calle

Director del Trabajo de Titulación



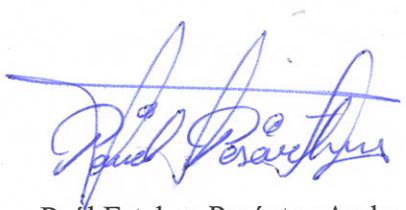
Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela



Paul Humberto Barrera Mancero

Autor



Paul Esteban Pesántez Andrade

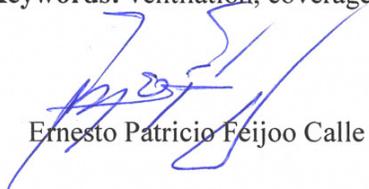
Autor

DESIGN AND OPTIMIZATION OF THE VENTILATION CIRCUIT IN THE NORTH-SOUTH SECTION OF THE “ GOLDMINS ” MINE, ZARUMA – EL ORO

ABSTRACT

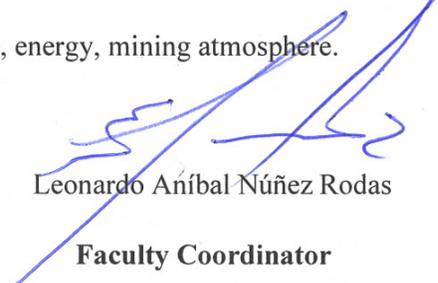
This work evaluated the current ventilation system of the Goldmins mine through a data collection campaign along the north-south section, using portable equipment that measures the speed of air flow, relative humidity, temperature and amount of gases inside the mine. With this, the faults and inconveniences of the circuit were determined. The Ventsim software was modeled using the information collected in order to propose alternative solutions. The proposed ventilation design involved the calculation of the total air requirement and the equivalent resistance of the galleries, allowing to determine the current coverage and establish an effective solution by acquiring new equipment that meets the energy of the system. In this way, the conditions of labor safety and production of the mine are improved and the mining atmosphere is maintained in optimal conditions.

Keywords: ventilation, coverage, equivalent resistance, energy, mining atmosphere.



Ernesto Patricio Feijoo Calle

Thesis Director



Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Faculty Coordinator



Paul Humberto Barrera Mancero

Author



Paul Esteban Pesantez Andrade

Author



Translated by
Ing. Paúl Arpi

Paúl Humberto Barrera Mancero

Paúl Esteban Pesántez Andrade

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle, M.Sc.

Diciembre, 2019

DISEÑO Y OPTIMIZACIÓN DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN EN EL TRAMO NORTE-SUR DE LA MINA “GOLDMINS”, ZARUMA – EL ORO

INTRODUCCIÓN

La ventilación se describe a veces como la sangre vital de una mina, las vías aéreas de admisión son arterias que transportan oxígeno a las vías de trabajo y las venas son el conducto que devuelven los contaminantes para ser expulsados a la atmósfera exterior. Sin un sistema de ventilación efectivo, ninguna instalación subterránea que requiera que el personal y equipos ingresen, puede operar de manera segura. (Mcperson , 2015)

El objetivo de la ventilación es proporcionar una cantidad de aire suficientemente rica en oxígeno para alimentar todas las formas de combustión y sobre todo garantizar la seguridad del personal dentro de las labores mineras. (Campillo Prieto, 2015)

Toda mina subterránea deberá disponer de circuitos de ventilación, natural o forzado, para mantener un suministro continuo de aire fresco y retorno del aire viciado.

Uno de los grandes desafíos actuales en los proyectos de pequeña minería se basa en el estudio técnico del sistema de ventilación, con el fin de implementar un diseño acorde a las necesidades y requerimientos de las labores subterráneas que se vayan desarrollando.

Gracias a que los métodos empíricos se han posesionado durante mucho tiempo y mediante la incursión de nueva tecnología (equipos portátiles: anemómetro, manómetro, psicrómetro, medidor de gases, estación meteorológica), se pueden realizar los cálculos necesarios para conocer los equipos y el diseño adecuado para solucionar el problema de este sector.

El presente proyecto se enfoca en el análisis del circuito de ventilación de la Sociedad Civil Minera (SCM) Goldmins de manera de recrear su estado actual y proponer una alternativa que pueda mejorar las condiciones de trabajo dentro de mina.

Un correcto diseño de ventilación nos permitirá optimizar recursos, mantener en condiciones óptimas la atmósfera minera para las actividades extractivas y precautelar la seguridad las operaciones subterráneas.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. Ubicación

Dentro de la provincia El Oro, cantón Zaruma, parroquia Malvas, sector El Portete, barrio Santa Marianita, se encuentra ubicada la Sociedad Civil Minera Goldmins al SW del Ecuador, en los estribos W de la cordillera occidental, aproximadamente, a 1082 m.s.n.m. (Ver Figura 1.1)

La empresa cuenta con 73.42 hectáreas en concesiones mineras propias y 16 hectáreas de concesiones mineras en contrato de operación. El área de estudio corresponde a 2000 metros de ancho por 1000 metros de alto, las cuáles se encuentran dentro de las concesiones Malvas 1 cód. 300462, Murciélago Vizcaya cód. 439, Corvis cód. 145 y Lilly Rai cód. 473. (Ver Figura 1.2)

Las coordenadas del área de investigación son:

Longitud: Este

Latitud: Norte

Tabla 1.1. Coordenadas del área de investigación (UTM, zona 17 S).

COORDENADAS UTM (World Geodetic System 1984)	
652560 E; 9594415 N	654560 E; 9593315 N
652560 E; 9593315 N	654560 E; 9594415 N

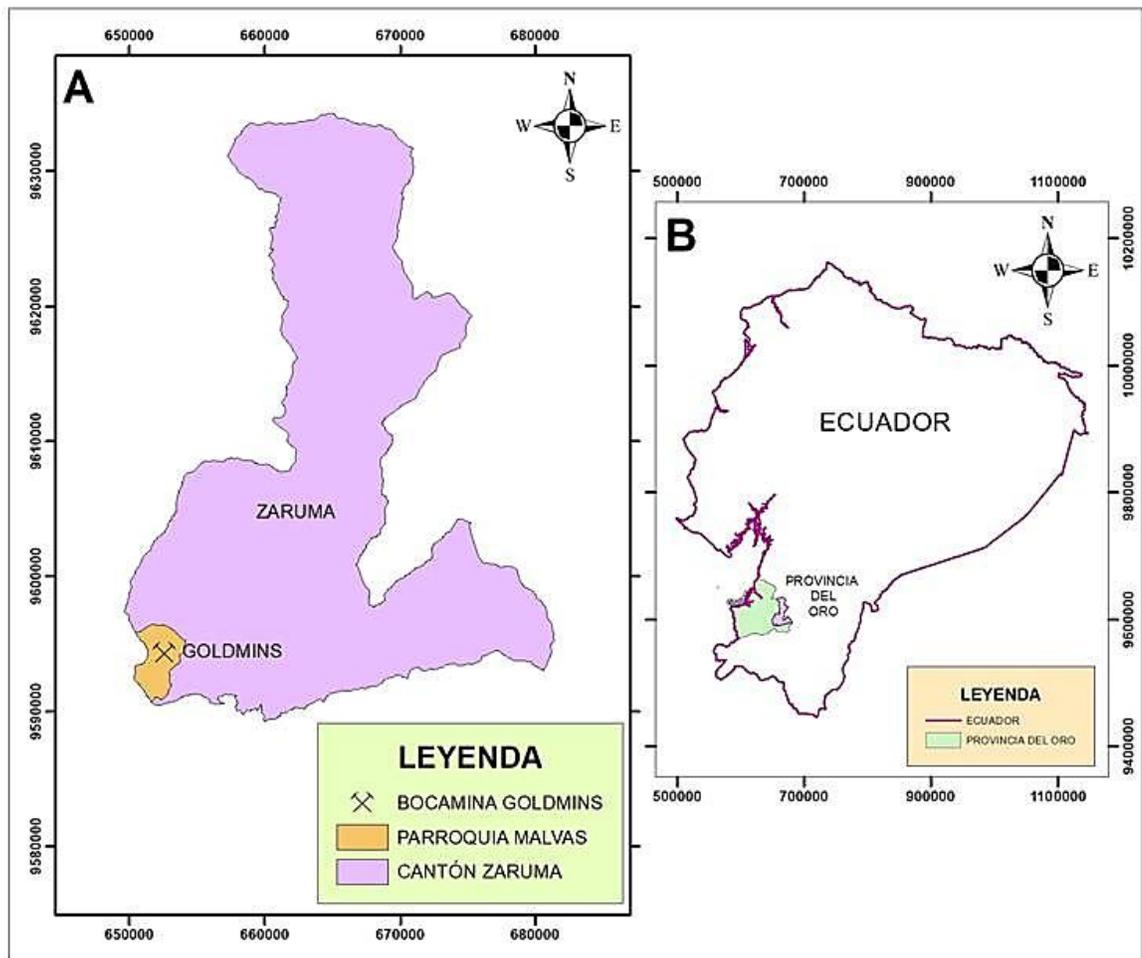


Figura 1.1. Ubicación política de la mina Goldmins.

A. Sociedad Civil Minera Goldmins en la parroquia Malvas; B. Ubicación provincial y nacional.

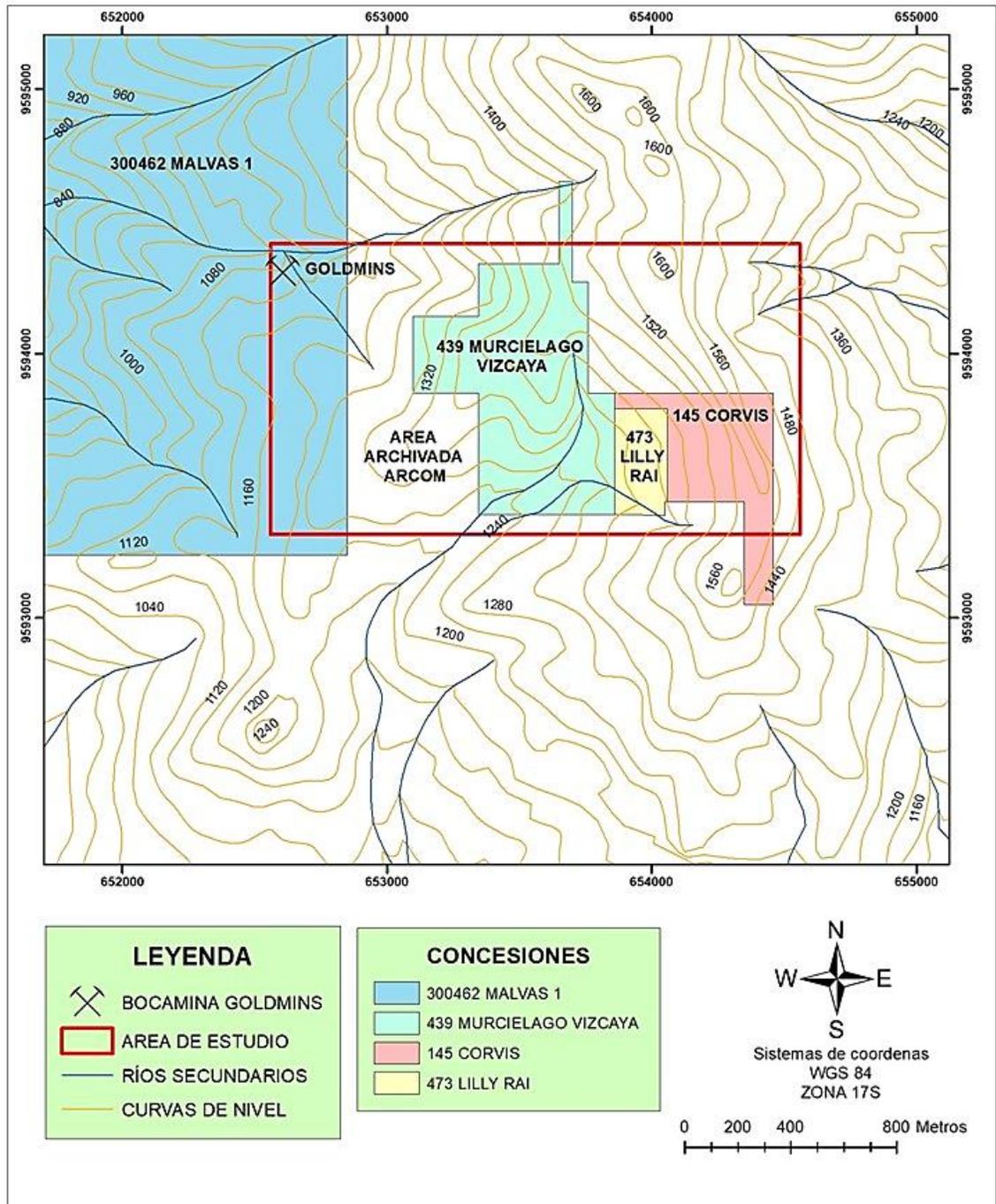


Figura 1.2. Ubicación del área de estudio y las concesiones mineras.

1.2. Acceso y vías de comunicación

El acceso al sitio de estudio desde la ciudad de Cuenca se lo puede realizar vía terrestre, tomando como referencia las siguientes indicaciones:

A partir del terminal terrestre de Cuenca, se tomará los buses interprovinciales siguiendo por la circunvalación sur E35, siguiente E59 hacia la Troncal de la costa E25 y transversal sur E50, se continuará por E585 por El Oro hasta llegar al cantón Zaruma, después se tomará un vehículo particular con destino a Malvas en un viaje de 10 minutos aproximadamente por la carretera hasta finalmente llegar a la SCM Goldmins, con un aproximado de 04h40 minutos de viaje.

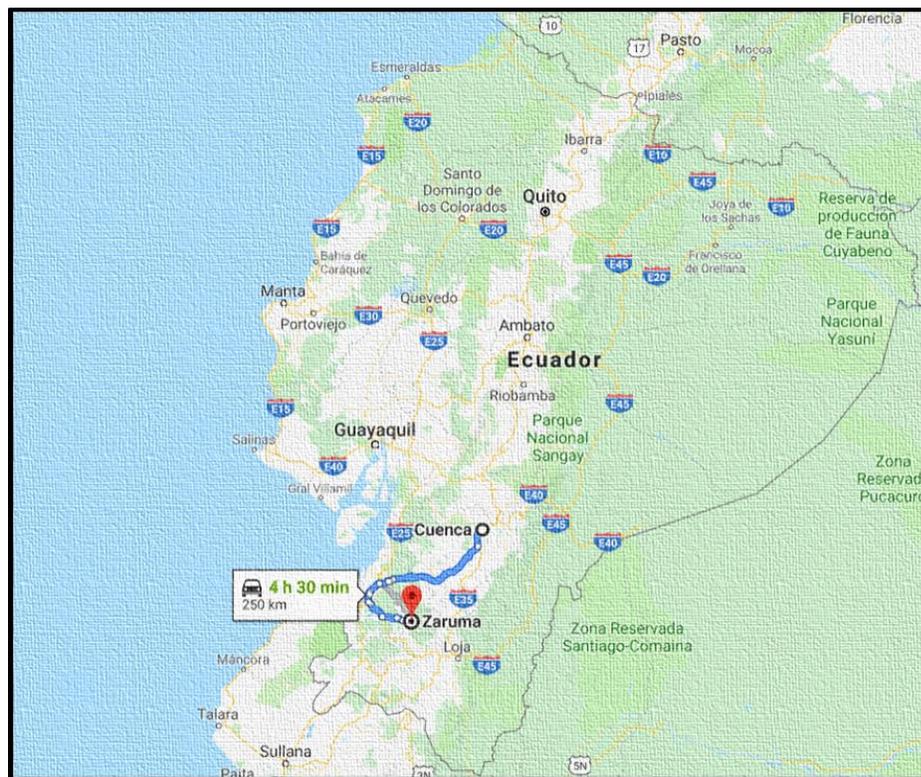


Figura 1.3. Acceso y vías de comunicación Cuenca-Zaruma.

Fuente: Google Maps.

1.3. Geología regional

La zona se encuentra en relación directa con la cordillera occidental constituida por rocas metamórficas de edad paleozoica, sobre las cuales yacen grandes bultos volcánicos de origen oceánico. Se pueden destacar las intrusiones de rocas ígneas que abarcan toda la zona, así como vestigios de eventos tectónicos regionales de alto grado e importancia metalogénico y sismológico, manifestadas en direcciones NNE y NNO. (Benavides Perez, 2011)

Una de las formaciones ubicadas dentro del contexto antes mencionado, son el complejo metamórfico El Oro de edad paleozoica, aquí reposan capas de sedimentos metamorfizados, tales como pizarras y conglomerados con clivaje. Así también, la Formación Célica compuesto por tobas andesíticas a dacíticas y andesitas de edad Albiana, la cual sobreyace discordante al complejo; la Formación Sacapalca comprendido por lavas andesíticas, brechas tobáceas, conglomerados, lutitas lacustres y tobas dacíticas. Finalmente, el Grupo Saraguro, conformado por tobas soldadas de composición dacítica a riolítica, lavas andesíticas, material volcánico y rocas sedimentarias. (Benavides Perez, 2011)

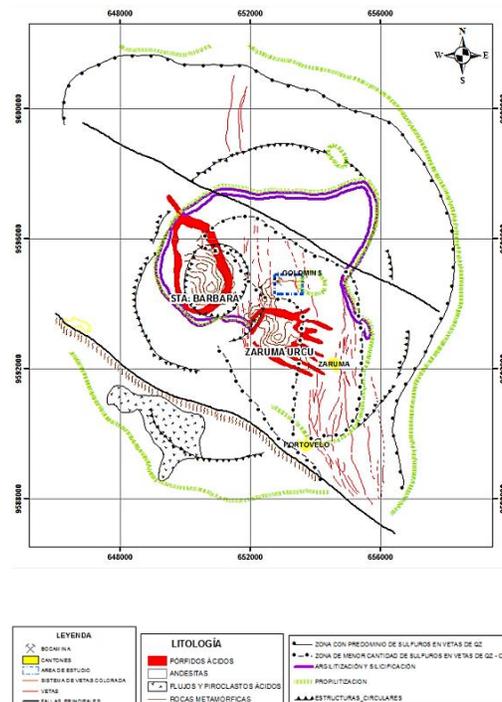


Figura 1.4. Mapa metalogénico del distrito Zaruma-Portovelo.

Fuente: Quiroga, 1995, Tomado de: (Bonilla, 2009)

1.3.1 Geología local

El área de estudio se encuentra al SW de la cordillera occidental formando parte del subdistrito Zaruma-Portovelo asociado al complejo volcano-plutónico terciario, el cual se introduce y está sobreyaciendo al complejo metamórfico El Oro. (Dunkley & Gaibor, 1997), han reconocido a la Unidad Portovelo como parte del Grupo Saraguro.

El complejo volcano-plutónico se encuentra limitado por la subprovincia II del bloque Amotape Tahuín al N (Litherland, 1994), y el sistema de fallas Jubones en sentido E-W (CODIGEM, 1994), al S se encuentra en contacto fallado-discordante con el complejo metamórfico El Oro a lo largo de la falla Piñas-Portovelo con dirección NW-SE, al E por la falla Girón que corresponde a una prolongación de la sutura Peltetec, relacionándose las dos últimas estructuras con la colisión de los terrenos metamórficos Chaucha y Tahuín con el continente sudamericano en el jurásico-cretácico inferior. (Litherland, 1994)

Durante el terciario medio-superior la subducción de la placa Nazca bajo la sudamericana da origen al volcanismo de margen continental calcoalcalino perteneciente al grupo Saraguro, el cual deja como resultado flujos piroclásticos dacíticos-riolíticos y flujos lávicos basalto andesíticas a andesitas que posteriormente en el oligoceno superior cambia a una fase explosiva generando flujos de ceniza riolítica y emplazamiento de granitoides (Dunkley & Gaibor, 1997), en el oligoceno superior-mioceno inferior se produce una desaceleración en la subducción lo que ocasiona una reactivación de las estructuras Jubones y Piñas-Portovelo que provocó movimientos directos, posiblemente permitiendo el inicio de mineralización de filones N-S del distrito. (Spencer, 2002)

Los complejos ígneos se encuentran relacionados con depósitos epitermales y pórfidos de Cu originados a partir de magmas calcoalcalinos derivados del manto en niveles poco profundos dentro de un rift de corteza continental. (Chiaradia, 2004).

Thournout et al. (1991), manifiesta al subdistrito Portovelo-Zaruma como la separación de tres bloques; el primer bloque ubicado al S de la falla Piñas-Portovelo constituido por rocas metamórficas, el segundo entre la falla Piñas-Portovelo y la falla Puente Buza Palestina suprayaciendo a rocas metamórficas, constituido por rocas volcánicas mineralizadas y el tercer bloque ubicado al N de la falla Puente Buza Palestina constituido

por rocas volcánicas indiferenciadas mineralizadas y ventanas metamórficas. (Spencer, 2002)

1.4. Geología estructural

Las tres principales divisiones tectónicas presentes en el subdistrito El Oro son: al N la falla Jubones, al sur la falla Piñas–Portovelo y al este la falla Girón. Estas fallas han dado límites por la composición metalotectónica del distrito Azuay. (PRODEMINCA, 2000)

El distrito Portovelo-Zaruma también denominado bloque tectónico está limitado por dos fallas paralelas: la principal es la falla de cabalgamiento Piñas–Portovelo que separa al grupo Saraguro del complejo metamórfico El Oro y la falla Puente Busa Palestina, con una dirección NW-SE separado 10 kilómetros aproximadamente entre sí, las cuales han sido posiblemente responsables del desarrollo de juegos dilataciones extensivos o dúplex extensionales N-S dentro de rocas andesíticas (Van Thournout, 1996), favorables para la mineralización extensional de filones con similar rumbo y buzamientos entre 40° a 70° al E, longitudes de cientos de metros hasta varios kilómetros, con potencias de vetas que varían entre 0.80 – 1.5 metros (en algunos casos hasta 3-5 metros). (Vikentyev I., 2005)

La Sociedad Civil Minera Goldmins se encuentra dentro del sistema en echelon propuesto por (Bonilla , 2009), que identifica los rasgos estructurales del distrito Zaruma-Portovelo, y los nombra como estructuras de segundo orden a la falla Jubones y Piñas-Portovelo dentro de las cuales se encuentran:

- Fallas de tercer orden de rumbos N-S, NE-SW, NW-SE, WNW-ESE y E-W.
- Fallas de bajo ángulo han sido observadas dentro del DZP con rumbos N-S y buzamientos de 0° a 30° al W.

Este complejo sistema de fallas de carácter normal, han sido consideradas como responsables de los desplazamientos de vetas, por lo tanto, mineralización posterior. (Arias, 2018)

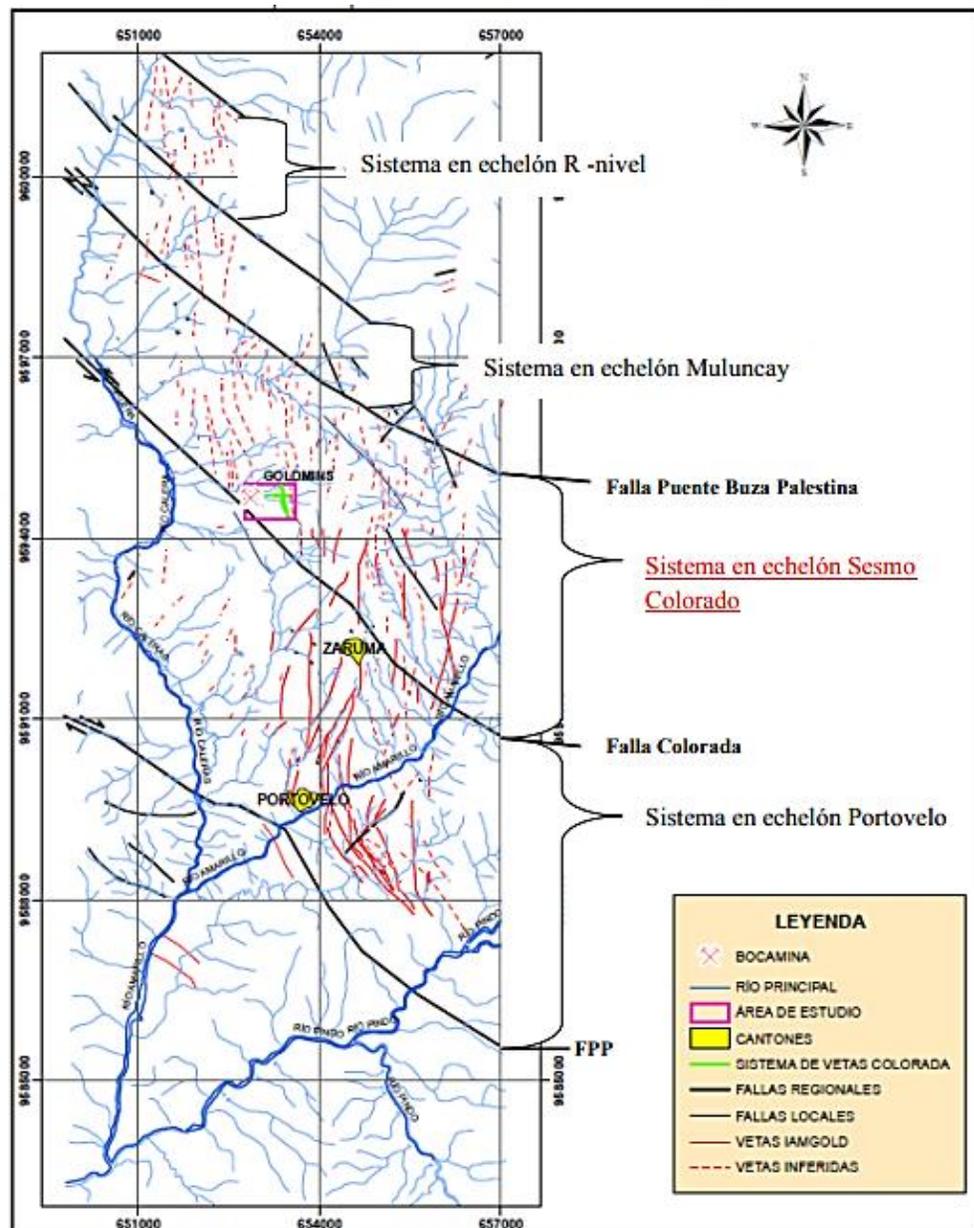


Figura 1.5. Mapa estructural del distrito Zaruma - Portovelo.

Fuente: (Arias, 2018)

1.5. Geomorfología

El área de estudio se encuentra en una zona montañosa, caracterizado por una topografía muy irregular, debido a su asentamiento en la cordillera occidental de Los Andes. Las cotas varían desde los 900 m.s.n.m hasta los 1600 m.s.n.m, con presencia de quebradas y pendientes altamente pronunciadas, las cuales determinan la morfología del terreno.

El mapa de pendientes realizado según la clasificación de Robertson permite identificar las siguientes zonas. (Ver figura 1.6)

Tabla 1.2. Categorías preliminares de pendiente para geomorfología.

Rango	Nombre	Características generales	Geo-formas comunes
0 - 0.5 °	Muy baja	Terrenos asociados con encharcamiento y pantanos	Llanuras de inundación
0.5 - 2°	Baja	Terrenos asociados con depósitos aluviales clasto-soportados	Vegas y piedemontes aluviales
2 - 7°	Levemente moderada	Terrenos con depósitos pedregosos matriz soportados	Conos torrenciales
7 - 14°	Moderada	Terrenos con sedimentos variables incluyendo coluviones y sustratos arcillo-limosos	Laderas coluviales finas
14 - 30°	Moderadamente fuerte	Terrenos con depósitos coluviales gruesos y sustrato arcillo-limoso	Laderas coluviales gruesas
30 - 60°	Fuerte	Terrenos con sustrato rocoso superficial	Laderas rocosas
> 60°	Muy fuerte	Terrenos con afloramiento rocoso superficial	Escarpes rocosos

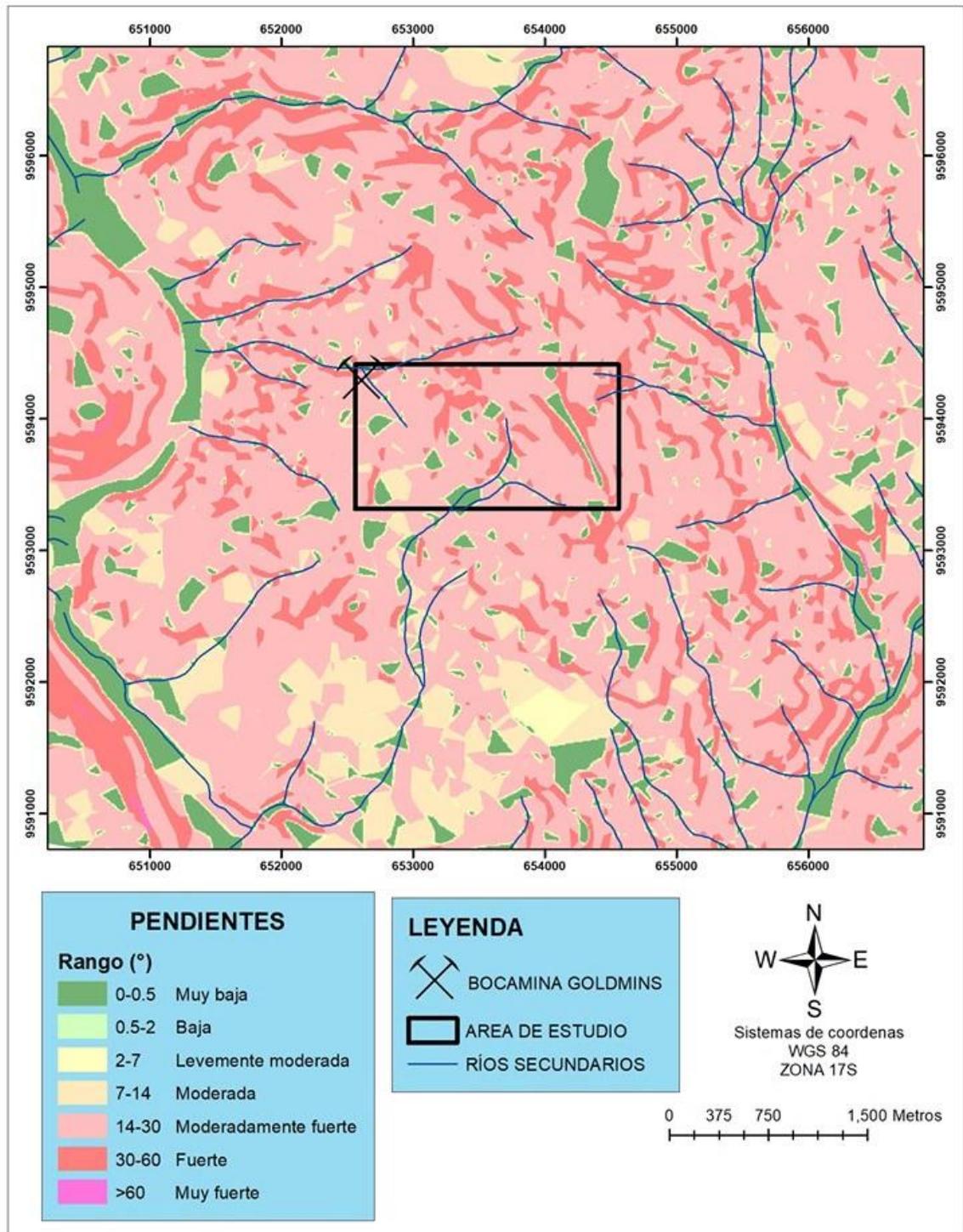


Figura 1.6. Geomorfología del área de estudio.

1.6. Mineralización

El yacimiento está localizado en rocas volcánicas, constituido por lavas andesíticas y brechas de origen hidrotermal de baja sulfuración. La mineralización se encuentra emplazada en un sistema de vetas, ramales y lazos sigmoides, caracterizado por presentarse en estructuras filoneanas. Principalmente la mineralización se aloja en rocas andesitas hornblendas porfiríticas, andesitas anfaníticas y andesitas basálticas pertenecientes a la unidad Portovelo, se ha reconocido alteración propilítica y filítica que afectan a la roca caja y veta. (Arias, 2018)

El mineral económico principal es la mena de cobre se encuentra en forma de sulfuros: calcopirita, bornita y calcosina. Actualmente, se han identificado seis vetas, potencia promedio de 0.60 metros con una longitud reconocida en interior mina, haciendo de la zona un importante potencial minero metalúrgico de cobre, plata y oro.

Con la información adquirida en mina por la empresa (Trafigura, 2018), las reservas son:

- Total, de reservas: 342216 toneladas con ley 0.80 % Cu, 1.23 gr Au/t y 32.98 gr Ag/t.
- Total, de recursos: 456288 toneladas con ley 0.83 % Cu, 1.02 gr Au/t y 35.56 gr Ag/t.

1.7. Sistema de explotación

La Sociedad Civil Minera Goldmins extrae el mineral de interés mediante una operación conjunta de perforación y voladura empleando un método de explotación mixto que combina el corte ascendente o explotación por subniveles con cámaras y pilares, denominados “chimeneas a 45°”.

1.7.1. Ciclo de minado

La secuencia del ciclo de minado presenta actividades necesarias para extraer el mineral en el siguiente orden:

1. Preparación
2. Arranque
3. Limpieza
4. Carga
5. Transporte

a. Preparación de los frentes

La preparación de los frentes de trabajos en los distintos yacimientos existentes consiste en realizar la planificación y la operación conjunta para cumplir con la explotación minera.

Esta actividad incluye la construcción de accesos, chimeneas, galerías de transporte y carguío, niveles, pozos, sistema aire comprimido, reservorios de agua, energía eléctrica, buzones de almacenamiento, mangas de ventilación, etc.

La preparación de la mina SCM Goldmins tiene hasta el momento trabajos de desarrollo hasta cortar las diferentes vetas existentes, mediante los cuales se accederá de manera segura, operativa y planificada.

b. Arranque del mineral

La extracción del mineral se basa en el aprovechamiento de las reservas económicamente explotables (vetas existentes).

El arranque del mineral en la mina Goldmins se efectúa mediante perforación y voladura; la barrenación se realiza mediante perforación rotopercutiva autónoma utilizando perforadoras manuales, con barrenos de aproximadamente 1.8 metros de longitud y la carga de explosivos, especialmente nitrato, para el respectivo arranque del material.

c. Remoción del mineral

El material producto de la voladura, en la mina Goldmins, es removido por medio de winches de arrastre hasta el descargue en los diferentes buzones existentes en el nivel principal, los mismos que son almacenados temporalmente; previa a esta operación es necesaria la evaluación geomecánica de la roca para analizar sus condiciones.

d. Carguío y transporte del mineral

El carguío del material arrancado por cada disparo se efectúa por medio de las compuertas de los buzones dirigidos al nivel principal o de forma mecánica con palas neumáticas EIMCO hacia los vagones que llegan a los diferentes niveles.

Para el transporte del material se emplea vagones con capacidad de 2 toneladas, son equipos encargados de trasladar el material volado almacenado en los buzones a lo largo de los niveles principales o en los frentes de explotación y son arrastrados hasta el acopio en superficie con la ayuda de una locomotora eléctrica.

e. Traslado del mineral a la planta de beneficio

El almacenamiento del material ubicado al frente de la bocamina, es recogido mediante un cargador frontal hacia una flota de volquetas, las cuales transportan el material extraído de la mina hasta la planta de beneficio ubicado a la entrada de la empresa, en la que se recupera el mineral de interés.

1.7.2. Método de explotación

El método de explotación propuesto para la mina en el tramo norte–sur combina el corte ascendente o explotación por subniveles con cámaras y pilares, denominado “chimeneas a 45°”, basados en:

-Factores endógenos: geometría del cuerpo, geología estructural, geomecánica, leyes del mineral, ubicación espacial, RMR de la roca mineral y estéril, factores ambientales, etc.

-Factores exógenos: flexibilidad operacional, costos de operación, recuperación de reservas, rendimiento, profundidad, etc.

El área de estudio que involucra el tramo norte–sur específicamente, se desarrollan únicamente labores de preparación para posteriormente implementar el método de explotación antes descrito.

Este método de explotación se lo emplea debido a los siguientes factores:

- a. Potencia: las potencias de las vetas oscilan entre 0.6 a 0.8 metros.
- b. Buzamiento: los cuerpos mineralizados buzan con un ángulo que fluctúa entre 35° a 38°.
- c. Dureza de la roca: la roca de caja como el mineral presentan alta resistencia a las labores de barrenación.

- d. Abrasividad: la roca presenta alta abrasividad por la presencia de cuarzo en las vetas.
- e. Estabilidad: la roca de caja, así como el mineral son competentes, por lo que no es necesario realizar fortificación; menos en zonas donde existan fallas estructurales.

1.7.3. Secuencia del método

Las labores de explotación, una vez que se ha cortado la veta, lleva la siguiente secuencia:

1. Franqueo de una galería horizontal siguiendo el rumbo de la veta de interés; que indirectamente pasa a la etapa de explotación y producción.
2. Se abren chimeneas y buzones en el lado yacente de la veta cada 5 metros, conocido como Drop Point (DP), que servirán para el acceso personal y el transporte del material arrancado aprovechando la gravedad.
3. Se inicia la perforación y voladura de chimeneas a 35°, la longitud de estas labores es de aproximadamente 30 metros. (Chimenea CH 1).
4. A medida que continúe el arranque de material se reanuda con el franqueo de la galería principal para ampliar las reservas.
5. Se continua con la explotación de nuevas chimeneas perpendicular a la CH1 en sentido descendente y se forman las siguientes labores: (CH 1A, CH 1B, CH 1C, CH 1D) con 30 metros de longitud con una separación entre ellas de 5 metros.
6. Una vez culminado el laboreo de las chimeneas (CH 1A, CH 1B, CH 1C, CH 1D. CH 1E), es necesario la intercepción de labores perpendiculares a las chimeneas principales, para dejar como base pilares y aprovechar el material arrancado.
7. Una vez terminado la primera fase de la explotación del bloque, se continúa con la preparación–explotación de bloque siguiente y así sucesivamente.

En bloques superiores es necesario la instalación de un winche de arrastre, para el acarreo del material localizado en zonas que pueda dificultar el traslado.

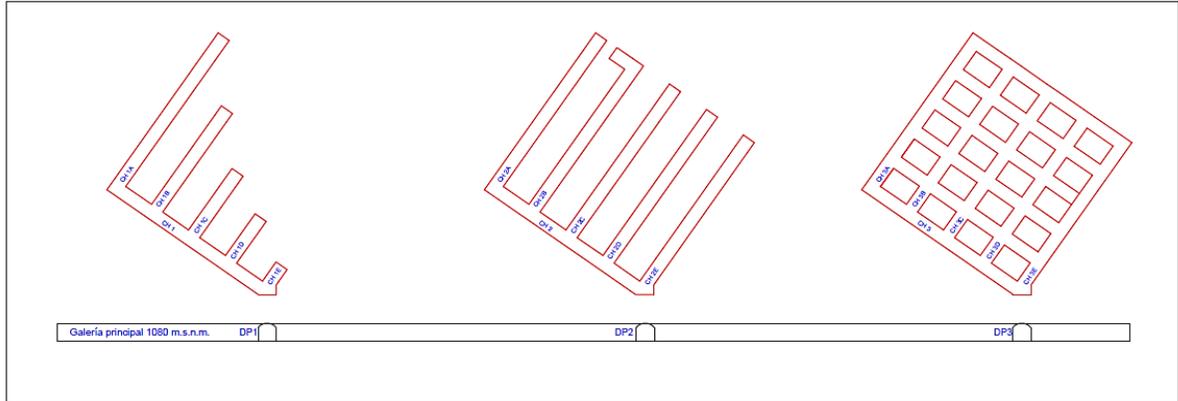


Figura 1.7. Secuencia de explotación del tramo norte-sur. (Vista lateral del método de explotación, cámaras y pilares a 35°).

1.8. Labores mineras

Una labor minera dentro de las faenas subterráneas se considera como un acceso para llegar a la zona de interés o yacimiento mineral, la cual deberá contar con las condiciones de seguridad como: sostenimiento adecuado, ventilación apropiada, instalaciones mineras (energía eléctrica, bombeo de agua, mangas de ventilación, aire comprimido, iluminación, etc.) para que el personal, maquinaria y equipos funcionen en conjunto con la finalidad de extraer el mineral.

A continuación, presentamos las labores de acceso, preparación y explotación de la SCM Goldmins:

1.8.1. Labores de acceso

- Socavón principal:** es la línea principal de la mina Goldmins, la cual sirve como vía principal para el transporte del material, ingreso del personal e instalaciones mineras para conexión entre los diferentes frentes de explotación. Esta cámara se desarrolla sobre material estéril, la cual cumple con las condiciones de estabilidad y seguridad; tiene una sección promedio de 6.25 m² pendiente aproximada de 3° para la salida del agua de mina por

gravedad y una distancia aproximada de 1.5 kilómetros de longitud hasta los polvorines de provisión.

- **Crucero:** es realizado perpendicular al socavón principal, denominado “veta del agua”. Este crucero conecta con el socavón principal que sirve para el transporte de material como acceso del personal. Tiene una sección promedio 6.25 m^2 y una distancia de 700 metros.

1.8.2. Labores de preparación

- **Chimenea:** esta labor fue anteriormente de explotación siguiendo el buzamiento del crucero (veta del agua) hasta desfondar, la cual se analizará como una posible alternativa de extracción del aire viciado o inyección de aire fresco a las labores del tramo norte-sur mediante un diseño de ventilación adecuado.
- **Piques:** es una labor vertical cuya finalidad es conectar con los diferentes niveles de explotación, que sirve para el traslado del personal, material, equipos, instalaciones, etc. En el tramo norte-sur existe la labor denominada “pozo 50”.

1.8.3. Labores de explotación:

- **Tajos:** estas labores están previstas para la explotación del material.

1.9. Infraestructura

La SCM Goldmins, cuenta con dos zonas indispensables, pero independientes en cuanto a funcionamiento y logística. Las zonas de mina y planta de beneficio, separados una distancia aproximada de 400 metros y en cotas una diferencia de 50 metros.



Figura 1.8. SCM Goldmins, instalaciones externas.

Las instalaciones necesarias dentro de la zona de mina incluyen: edificios para operaciones mineras, cuartos de vivienda para el personal, oficinas administrativas, taller de mantenimiento, departamento de salud y seguridad, comedor y demás maquinaria y equipo suficientes para el desarrollo de las operaciones subterráneas.

1.9.1 Mano de obra

El personal de producción operacional dentro de mina es de 280 personas y 20 personas conformando el personal administrativo, específicamente en el tramo norte-sur se encuentran laborando 32 personas. El personal global de la SCM Goldmins, cuenta con un total de 330 personas, sumado el personal que trabaja en el área de la planta de beneficio.

Los trabajadores operarios dentro de mina cuentan con dos turnos laborales de 8 horas cada uno, de lunes a sábado y domingo un solo turno:

- Turno diurno: 07:00 am – 15:00 pm
- Turno nocturno: 19:00 pm – 03:00 am

De esta manera el personal cumple con el horario establecido en condiciones óptimas de trabajo. Para el personal que no vive en los poblados cercanos de Zaruma, se realizan turnos de trabajo de 22 días por 8 días de descanso. Cabe recalcar que la planta de beneficio mineral, está funcionando las 24 horas.

1.9.2 Maquinaria y equipos

La SCM Goldmins cuenta con un total de 22 equipos que desarrollan su operación dentro de mina, se desarrolló un esquema de cada equipo con sus características más significativas. (Ver Anexo 1).

1.9.3 Carguío y transporte

El proceso inicia con la perforación y voladura de las labores mineras, al ser varios frentes de trabajo, da como resultado la explotación y extracción de un aproximado de 200 toneladas de material por turno, para poder cargarlo de una manera más rápida se utilizan buzones de acumulación y descarga, winches y personal dedicado a cargar el material manualmente o con la ayuda de palas neumáticas EIMCO, facilitando el trabajo.

Se utilizan dos locomotoras con 10 vagones de dos toneladas de capacidad cada una, las cuales son encargadas de llevar el material a superficie y depositarlo en un patio de stock, acumulándolo en zonas separadas dependiendo el sitio de extracción. Posteriormente, el material es cargado con una cargadora frontal hacia volquetas de 28 toneladas las cuales llevarán el material a la planta de beneficio, ubicadas en la parte superior de las instalaciones.

1.10 Servicios a la mina

1.10.1 Red eléctrica

La energía eléctrica para las operaciones dentro de mina se obtiene mediante la red pública y generadores, teniendo en cuenta que se tiene transformadores y subestaciones para conseguir el voltaje requerido por la maquinaria.

1.10.2 Planta de beneficio y procesamiento

La planta de beneficio cuenta con una zona de chancado, dos molinos de bolas M6 x 10 capacidad 180 toneladas por día y M6 x 8 capacidad 120 toneladas por día, dos tolvas de

finos y dos tolvas de gruesos, zona de flotación, zona de secado de concentrado, tanques de cianuración de oro y cinco canchas de relaves de capacidad de 3200 m³ cada una.

También cuenta con tres molinos chilenos, con el objetivo de recuperar el oro libre del mineral, donde el relave es bombeado como alimento directo hacia los molinos de bolas para su remolienda y posterior flotación para la obtención de concentrado de cobre, plata y oro. Se ha calculado un costo aproximado de producción en planta de \$15 dólares por tonelada de material procesado.

1.10.3 Agua

Dentro del área de explotación cruzan varias quebradas por encima de las labores mineras subterráneas, la cual sale por la bocamina con un caudal aproximado de 20 l/s, misma que es bombeada a la planta de beneficio para ser utilizada en la zona de molienda.

Tanto la operación de mina, como la planta aprovechan el agua de la quebrada para su funcionamiento. El agua para consumo humano utiliza agua pura en botellón que es abastecida dentro de la empresa todos los días.

1.11 Perforación y voladura

La perforación y voladura es la técnica más utilizada que se ha aplicado con el fin de extraer o arrancar la roca presente en terrenos competentes, siempre y cuando no sea posible acceder a ellos mediante un método mecánico.

Esta operación nos ayuda a conseguir grandes cantidades de material arrancado en un corto periodo de tiempo, y puede ser aplicado a rocas con diferentes características geo-mecánicas, obteniendo así una correcta fragmentación para la remoción y transporte del material.

Una buena perforación posibilita una buena voladura, por lo que la mina Goldmins, comienza sus labores con una previa planificación: diseño de la malla de perforación, cálculo de carguío de explosivos en cada labor dentro de mina y monitoreo geo-mecánico continuo. La operación empieza con la ejecución de aproximadamente 44 agujeros en la roca con la ayuda de una perforadora rotopercutiva manual neumática, que utiliza brocas de 38 milímetros de diámetro y un barreno de 1.8 metros de largo. A continuación, se

realiza la carga de la dinamita con nitrato de amonio y un fulminante para su iniciación.
(Ver figura 1.9)

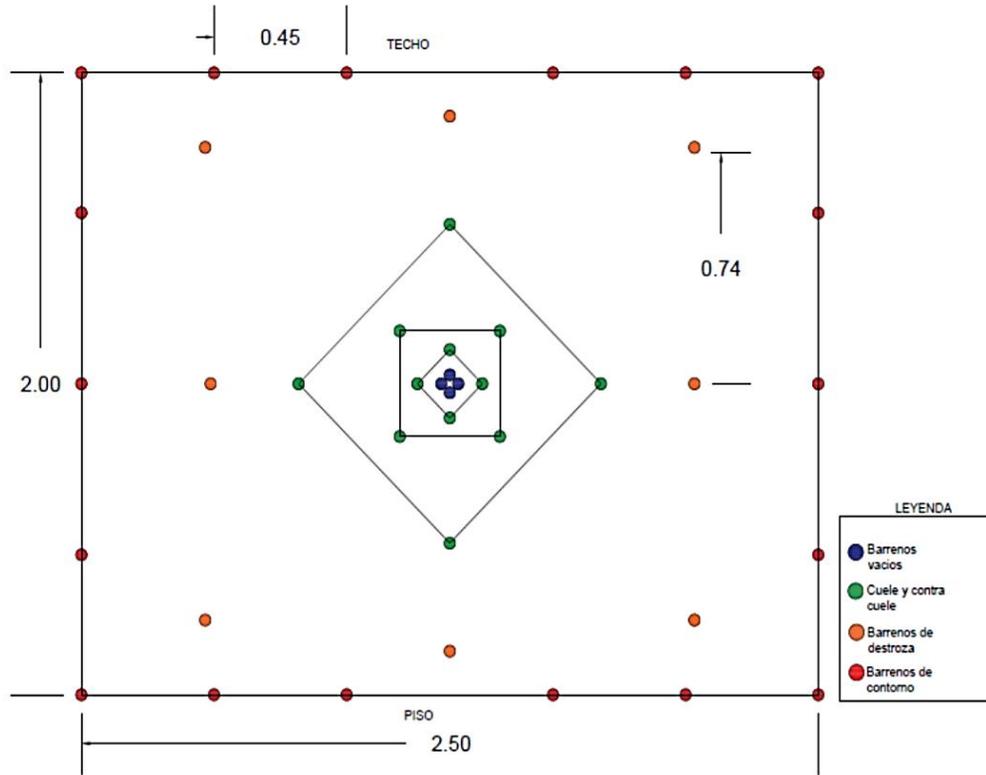


Figura 1.9. Diagrama de perforación y voladura en la SCM Goldmins.

Fuente: (Salinas, 2018)

En la siguiente tabla, se puede observar los cálculos y antecedentes de disparo del diseño de esta malla de voladura, la descripción de cada conjunto de barrenos perforados y/o cargados, el consumo de explosivos y el factor de carga o potencia de la labor. Es decir, se interpretará y dará información acerca de la Figura 1.9, mediante el análisis de Langerfors (1973) y Gustafsson (1977).

Tabla 1.3. Detalles generales del diseño de voladura

Elemento	Unidad	Cantidad
Área sección	m ²	5
Densidad de la roca	t/m ³	2.7
Longitud perforada	m	1.8
% Avance esperado	%	90
Longitud avance real	m	1.62
N° tiros cargados	unidades	40
Diámetro tiros cargados	mm	38
N° tiros vacíos	unidades	4
Diámetro de barreno vacío	mm	76
N° tiros perforados	unidades	44
Volumen de roca por voladura	m ³	8.1
Explosivo total	kg	26.55
Perforación total	m	79.2
Factor de carga	kg/m ³	3.28
Perforación específica	m/m ³	9.8

Fuente: (Salinas, 2018)

CAPITULO II

CIRCUITO ACTUAL DE VENTILACIÓN, DIAGNÓSTICO Y ANÁLISIS

La ventilación en las labores subterráneas es un proceso dentro de la explotación de minas, que permite que un profesional pueda proyectar, calcular y poner en práctica en el campo. La justificación para que el aire sea un elemento indispensable en la mina y asegure que las actividades se desarrollen normalmente es:

- La cantidad de oxígeno necesario para el personal dentro de mina.
- Eliminar los gases tóxicos producidos por las voladuras con explosivos.
- Suprimir la formación de mezclas explosivas gas-aire.
- Disminuir la concentración de material particulado productos de carga-transporte.
- Reducir la temperatura en zonas calurosas y aumentarla si es baja.
- Inyectar suficiente aire para el trabajo de equipos diésel dentro de las minas.

(Yanes, 1993)

Los sistemas de ventilación han permitido resolver estos problemas mediante métodos ingeniosos para lograr inyectar aire limpio a la mina; la ventilación natural ha sido un recurso primordial producido por la diferencia de nivel y los cambios de temperatura; antiguamente aprovechaban las caídas de agua en los piques para introducir aire y el fuego para levantarlo. (Yanes, 1993)

En la mitad del siglo XIX desarrollaron ventiladores mecánicos, de tipo centrífugo de grandes dimensiones y velocidades reducidas. El avance de la ciencia de la aerodinámica y la aviación permitió desarrollar los ventiladores axiales.

Los dos tipos de ventiladores han evolucionado industrialmente y han mejorado las variables operativas permitiendo escoger uno u otro tipo dependiendo de las características que la mina presenta.

Sin embargo, los avances tecnológicos en la fabricación de ventiladores no han sido tomados en cuenta por muchas minas de pequeña escala, que ventilan usando los medios primitivos. En estas condiciones no existe la posibilidad que se controle adecuadamente la atmósfera de la mina, presentando un ambiente contaminado dentro de las faenas.

Por otra parte, podemos encontrar minas, donde existe una buena entrada y salida de aire forzada por medio de ventiladores, pero en su interior el aire no es aprovechado adecuadamente, perdiéndose la energía consumida provocada por una mala distribución del aire dentro de mina o una regulación de los circuitos mal efectuada.

2.1. Atmósfera minera

Durante el desarrollo y la explotación de una mina u otra instalación subterránea, los peligros potenciales surgen del polvo, las emisiones de gases, el calor, la humedad y la radiación. Estos pueden generarse debido a características propias o impuestas por la naturaleza subterránea y por decisiones de diseño sobre cómo desarrollar y operar la mina.

Los parámetros ambientales en el interior de una mina subterránea, limitan el desarrollo de las labores al momento de encontrarse en niveles elevados, de éstos dependen el correcto funcionamiento de las actividades operativas y condicionan el rendimiento del personal laboral. (Yanes, 1993)

2.1.1. Aire de minas

El aire se denomina como una mezcla homogénea de gases que constituye la atmósfera terrestre y resulta esencial para la vida en el planeta. El aire es incoloro, inodoro, insípido y sustenta la combustión. En su estado puro y seco tiene la siguiente composición:

Tabla 2.1. Composición del aire de minas seco.

Gas	% en volumen	% en peso
Nitrógeno (NO ₂)	78.09	75.53
Oxígeno (O ₂)	20.95	23.14
Anhídrido carbónico (CO ₂)	0.03	0.046
Argón y otros	0.93	1.284

Fuente: (Yanes, 1993)

Se debe tomar en cuenta que, en condiciones atmosféricas normales, el aire siempre presenta cierto porcentaje de humedad que puede variar de 0.1 a 3% en volumen. En las minas subterráneas casi siempre es superior al 1%.

La composición del fluido cambia al transitar por una mina: la cantidad de oxígeno disminuye, el anhídrido carbónico aumenta, así como también el nitrógeno y vapor de agua. Se añaden también otros gases y polvos que afectan la disponibilidad de aire limpio en la mina. (Yanes, 1993)

La composición del aire en interior mina se compone: aire atmosférico, gases activos (gases explosivos o nocivos) y aire muerto (mezcla de anhídrido carbónico 5 al 15% y nitrógeno 95 a 85%). (Yanes, 1993)

2.1.1.1. La respiración humana y cuociente respiratorio

La principal función de la ventilación en minería es proporcionar aire limpio con la suficiente cantidad de oxígeno para la sustentación humana. El sistema respiratorio permite proveer oxígeno a la sangre y eliminar anhídrido carbónico, el cual es un gas que debe ser controlado.

El consumo de oxígeno de cada persona depende esencialmente de la actividad física a la que esté expuesto, cabe recalcar que el volumen de aire inhalado es varias veces superior al oxígeno consumido.

La composición del aire exhalado es:

- N₂: 79%
- O₂: 16%
- CO₂: 5%

El cuociente respiratorio o “CR” es la razón entre el CO₂ expelido con el oxígeno consumido, en volumen:

$$CR = \frac{CO_2 \text{ expelido}}{O_2 \text{ consumido}} \quad (1)$$

Un cuociente respiratorio cerca de la unidad significa un esfuerzo mayor por parte de la persona, y lejos menor de “1” significa que la persona está en reposo. (Yanes, 1993)

Tabla 2.2. Cuociente respiratorio con relación a la actividad física

Actividad	Reposo	Moderada	Muy vigorosa
Ritmo respiratorio por minuto	12-1	30	40
Aire inhalado por respiración (m ³ /s x 10 ³)	5-13	46-59	98
Oxígeno consumido (m ³ /s x 10 ⁻⁶)	4.7	33.04	47.2
Cuociente respiratorio "CR"	0.75	0.9	1

Fuente: (Yanes, 1993).

2.1.1.2. Deficiencia de oxígeno

Es cualquier cantidad de disminución de oxígeno del 20.99% que tiene el aire a nivel del mar y se va reduciendo hasta el 19.5% que es el límite mínimo permitido, por debajo del 18.5% provoca efectos en el cuerpo humano, como dolor de cabeza, desgano, sueño, agitación frecuente o zumbidos a los oídos, nunca debe estar por debajo del 16% donde ocurre el desvanecimiento y cuando el oxígeno baja al 13% y la exposición es prolongada viene la pérdida total del conocimiento.

En cualquier caso, de deficiencia de oxígeno en una mina subterránea, el tratamiento es sacarlo al aire limpio, proveerle de oxígeno o podría usarse el aire comprimido, abrigarlo y hacerle respiración boca a boca.

2.1.2. Gases de minas

2.1.2.1. Origen de los gases de minas

El origen de los gases más comunes presentes en el aire minas pueden producirse por las siguientes razones:

- Gases de estratos: el más común es el gas grisú o metano, el cual se encuentra principalmente en yacimientos de carbón, en donde se libera de 0.6 a 1.2 m³/min por m² de superficie expuesta. Existen puntos en que la cantidad que emana el estrato sube drásticamente, pudiendo llegar hasta 120 m³/min. (Yanes, 1993)
- Gases de voladura: Los gases provenientes de las voladuras permiten distinguir el tipo de explosivo utilizado, por lo que los fabricantes deben informar la cantidad de gases por kilogramo de explosivo.

- Máquinas de combustión interna: éstas pueden liberar gran cantidad de gases nocivos, como: CO, NO₂, aldehídos, humos, metano y SO₂; los cuales pueden variar de acuerdo a las características de la maquinaria, propiedades del combustible y condiciones atmosféricas. (Yanes, 1993)
- Fuegos y explosiones: en el caso de fuegos y explosiones casi siempre se producen combustiones incompletas, por lo que se genera monóxido de carbono y otros gases.
- Respiración humana: la respiración genera un promedio muy alto de CO₂ por persona.
- Baterías: cuando son recargadas producen en pequeñas cantidades hidrógeno.

2.1.2.2. Tipos de gases de minas

Los principales gases presentes en las minas con sus respectivas características son:

- Nitrógeno (N₂): gas inodoro, incoloro e insípido, de peso específico 0.81; químicamente inerte. Al respirar causa asfixia de forma similar al agua por la falta de oxígeno.

El aumento de este gas en las minas puede deberse a las reacciones químicas de putrefacciones orgánicas, explosivos y proveniente de los estratos en yacimientos metálicos. Se calcula de forma indirecta al conocer la cantidad de oxígeno presente en la mina.

Al ser un gas levemente más ligero que el aire, se concentra en la parte alta de las labores donde no existe una correcta ventilación por la diferencia de densidades; especialmente en chimeneas donde no hay movimiento de aire, pudiendo ocasionar asfixia al personal. (Yanes, 1993)

- Anhídrido carbónico (CO₂): gas incoloro, inodoro con sabor ligeramente ácido, de peso específico 1.53; se disuelve en agua.

Este gas es un estimulante de la respiración, aunque no es altamente tóxico puede ocasionar los siguientes efectos bajo diferentes concentraciones:

- 0.5 % causa ligero aumento en la ventilación pulmonar, produciendo que la persona respire más profundamente y rápido.
- 2 % produce que la ventilación pulmonar aumente en un 50 %.
- 5 % hará que la ventilación de los pulmones aumente en un 300 %, resultando que respirar sea fatigante.
- 10 % no se resiste más de unos pocos minutos.

Todo esto si el porcentaje de oxígeno sigue siendo el normal y la persona se encuentra en reposo, si se encuentra en actividad física los síntomas serán más pronunciados y peligrosos. Así también un bajo contenido de oxígeno y la temperatura por encima de los 27 °C aumentan los efectos del anhídrido carbónico. Los mineros experimentados reconocen fácilmente la presencia de CO₂ por el calentamiento de las piernas, la piel enrojecida, dolor de cabeza y decaimiento en general. Cuando está en mayores concentraciones produce tos y aceleración de la respiración. (Yanes, 1993)

El anhídrido carbónico se produce por la putrefacción de la madera utilizada en fortificación, descomposición de rocas carbonatadas con agua ácida, explosivos, combustión y respiración del personal; siendo la última una fuente relativamente pequeña con respecto a las demás.

En zonas de una incorrecta ventilación se acumula en puntos bajos debido a su densidad, resultando peligroso en concentraciones altas ya que poco a poco se difunde a partes superiores. (Yanes, 1993)

- Monóxido de carbono (CO): gas inodoro, incoloro, insípido, débilmente soluble en agua, peso específico 0.97. Explota en el aire cuando su porcentaje fluctúa entre 13 y 75%.

Es el causante de más del 90 % de casos fatales en los incendios de las minas, su presencia en el aire no es común y es producida por la combustión incompleta de cualquier materia carbonosa que se quema.

La peligrosidad está en la afinidad química que contiene la hemoglobina de la sangre con el monóxido de carbono, éstos se mezclan y forman la carboxihemoglobina, que es un compuesto químico relativamente estable que

provoca que los glóbulos rojos pierdan la capacidad de admitir oxígeno. Resultando que el CO sea un gas tóxico y muy peligroso aún en pequeñas concentraciones. Su peligrosidad está ligada con el tiempo de exposición. (Yanes, 1993)

- Ácido sulfhídrico (H_2S): gas incoloro, de sabor azucarado y olor a huevo podrido, de peso específico 1.19. Arde y forma una mezcla explosiva cuando su concentración alcanza el 6%. Soluble en agua.

Es más venenoso que el CO, pero su olor de fácil distinción lo hace menos peligroso. Causa irritación en las mucosas de los ojos y conductos respiratorios y ataca al sistema nervioso. Con una concentración del 0.05 % de H_2S produce envenenamiento en media hora y con 0.1% rápidamente causa la muerte.

Las fuentes de producción de este gas en las minas son: putrefacción de sustancias orgánicas, descomposición de minerales, desprendimiento de grietas, explosivos con combustión incompleta. Debido a su solubilidad se debe tener cuidado al remover agua empozada en labores antiguas pues liberarían parte del H_2S . (Yanes, 1993)

- Anhídrido sulfuroso: gas incoloro, sofocante, con olor sulfuroso; peso específico de 2.26, se disuelve fácilmente en agua.

Irrita con facilidad los ojos, nariz y garganta en concentraciones bajas y puede provocar graves daños a los pulmones al ser inhalado en concentraciones altas. En concentraciones del 0.05% puede ocasionar la muerte.

No es común que se encuentre en las minas, pero puede estar presente debido a la combustión de carbones con alto contenido en azufre, durante las voladuras de minerales sulfurosos. Así como en minas de pirita cuprífera, calientes y secas durante los disparos se pueden producir grandes cantidades de SO_2 . (Yanes, 1993)

- Óxidos de nitrógeno: se forman por combustión o descomposición del nitrato y materias nitradas, combustión retardada y al detonar explosivos, especialmente ANFO. Son componentes también de los gases de escape de motores diésel y gasolina, así como resultado de la reacción del oxígeno y el nitrógeno del aire con los arcos y chispas eléctricas.

Este es un gas de color rojo pardusco, no visible en las minas y en concentraciones bajas. Su toxicidad es aplicada en las vías respiratorias, en especial los pulmones al disolverse en agua y formar ácido nítrico y nitroso que recorren los tejidos.

Con una concentración del 0.2 % puede resultar fatal en exposiciones cortas. (Yanes, 1993)

- Gas grisú: está compuesto principalmente por metano (CH_4) en un 95%, los otros compuestos son: anhídrido carbónico, nitrógeno, etano (C_2H_6), ácido sulfúrico y a veces hidrógeno y óxido de carbono.

El metano es considerado una de las impurezas más peligrosas de la atmósfera por su propiedad de formar mezclas explosivas en el aire. Las explosiones de metano han generado centenares de muertes en las minas de carbón. Las explosiones por chispazo o aumento de temperatura se dan cuando el metano se encuentra en concentraciones entre el 5% y el 16%.

El metano tiene una densidad de 0.544, es decir, casi dos veces más liviano que el aire por lo que es acumulado en las partes altas de las labores mineras. Debido a su poca reactividad química a temperatura normal, la única manera de eliminar este gas de manera segura es mediante un buen sistema de ventilación. Gracias a las minas de carbón se han podido realizar grandes avances en tecnología de ventilación y prevención de accidentes laborales. (Yanes, 1993)

2.1.3. Polvos de minas

El polvo de minas, puede estar presente en el aire, paredes, techos y piso de las labores mineras. Cuando este polvo se encuentra como partículas en suspensión en el aire, forma un sistema disperso conocido como “aerosol”, permanece ahí dependiendo de los siguientes factores: tamaño de las partículas, forma, densidad, velocidad del flujo de aire, su contenido de humedad y temperatura. (Yanes, 1993)

2.1.4. Clima subterráneo

2.1.4.1. Temperatura de la mina

El aire dentro de mina depende de varios factores para mantener una temperatura adecuada, los más importantes son:

- **Temperatura del aire exterior**

Este factor es propio de cada región, lo que conlleva a que pueda oscilar con el tiempo.

- **Compresión del aire**

Este factor está ligado intrínsecamente al diseño que tiene una mina y los niveles en profundidad que pueda llegar a tener. El aire al descender desde la superficie a niveles inferiores se comprime, el cual es un proceso exotérmico que conlleva a la generación de calor y por lo tanto incrementa la temperatura ambiental de la mina.

La temperatura del aire sometido a la presión atmosférica está dada por:

$$T = T_0 + 0.0098 H \quad (2)$$

Donde:

T: temperatura a la profundidad H (°C)

To: temperatura en superficie o ambiental (°C)

H: profundidad de la mina (m)

- **Temperatura de las rocas**

Este factor influye en el calentamiento que pueda percibir el aire durante su deslizamiento por la mina, ya sea vertical u horizontal. La temperatura de las rocas aumenta con la profundidad, pero en las primeras decenas de metros, a partir de la superficie, varía conforme a la temperatura exterior.

El grado geotérmico, el cual representa la profundidad en metros para el aumento de 1 °C de temperatura, se suele considerar de 33 metros. Sin embargo, depende del tipo de material al que esté expuesto, como nos indica la siguiente tabla:

Tabla 2.3. Tipo de material rocoso y grado geotérmico

Terreno	Grado geotérmico
Bituminosos y petrolíferos	10-15 m
Carboníferos	30-35 m
Metalíferos	35-50 m

Fuente: (Yanes, 1993).

El grado geotérmico, puede ser calculado por la siguiente fórmula:

$$G^{\circ} = \frac{H - h}{T - t_m} \quad (3)$$

Donde:

H: profundidad de la medición (m)

h: profundidad de la zona a temperatura constante (m)

T: temperatura a la profundidad H (°C)

t_m: temperatura promedio anual de la región (°C)

- **Procesos químicos:**

Dentro de los procesos exotérmicos se encuentran todos los tipos de oxidación (carbón, pirita, materiales sulfurados), putrefacción de la madera, descomposición del agua estancada, etc.

- **Evaporación del agua:**

Este factor es un proceso endotérmico, que pretende revertir la elevación de temperatura. Pero no es deseable en cantidades considerables, pues eleva la humedad relativa, creando condiciones de trabajo intolerables.

- **Velocidad del aire:**

Este es un parámetro de gran importancia para mantener en condiciones óptimas el clima en interior mina. El personal que tenga un flujo de aire óptimo, laborará de manera

eficiente, pues el calor producido por su cuerpo no se eliminará en una atmósfera de aire sin movimiento.

Existen también factores aparte de los mencionados que producen que la temperatura y flujo de aire en la mina se vea afectado, estos se deben a procesos o equipos indispensables para el desarrollo de la mina y que se deben tomar en cuenta al momento de desarrollar un circuito de ventilación óptimo. Tenemos los siguientes:

- Voladura con explosivos.
- Combustión de equipos diésel.
- Cañerías de aire comprimido.
- Motores eléctricos.
- Respiración del personal.

2.2. Ventilación minera

2.2.1. Ventilación natural

La ventilación natural se considera como el ingreso de aire fresco (atmosférico) a una labor subterránea, sin necesidad de equipos mecánicos que ayuden a la inyección o succión.

El objetivo de este sistema consiste en que el aire fresco que ingresa por la bocamina, circule por todas las labores en desarrollo, de manera que se junte con el material particulado, gases y se convierta en aire viciado, que sale por otra bocamina o chimenea.

La diferencia de presiones producidas por la entrada y salida de aire provocan el movimiento (velocidad del flujo de aire) y aumento (caudal) de aire fresco, que da lugar a un intercambio termodinámico. La energía térmica agregada al sistema se transforma en energía de presión. El cambio entre el peso específico del aire fresco y viciado es consecuencia de la adición de la energía térmica que da lugar que el aire caliente suba y dando paso al aire fresco, produciendo circulación. La industria minera aprovecha la ventilación natural, como un sistema único en algunos casos.

La ventilación natural cambia debido a la época del año e incluso, en algunos casos, de la noche y el día. Por lo que es necesario controlar y calcular la entrega de aire fresco a interior de mina tomando en consideración estas variables, por lo que, las minas modernas no utilizan como un sistema único y confiable, sino es parte de un conjunto adicional a la ventilación auxiliar.

2.2.2. Ventilación artificial o mecánica

La ventilación artificial se considera como un sistema secundario que tiene como finalidad utilizar o hacer uso de ductos y ventiladores auxiliares que permitan el ingreso de aire fresco a las labores en desarrollo en la que su concentración de aire sea mínima, para ello se utilizan circuitos de alimentación de aire fresco y de evacuación del aire viciado.

El objetivo de la ventilación auxiliar es inyectar permanentemente aire fresco a las galerías de desarrollo, manteniendo un ambiente adecuado para cubrir los requerimientos de aire.

La eficacia de la ventilación auxiliar además de proporcionar ambientes confortables de trabajo, permite obtener mejores rendimientos y acortar tiempos de espera para la evacuación de los gases de tronadura, lo que significa mejorar en la productividad de los hombres y equipos, la seguridad, el desempeño y otros beneficios, que al final consiguen una rebaja de los costos de producción.

2.2.2.1. Tipos de ventilación

Los siguientes sistemas de ventilación auxiliar que pueden emplearse en el desarrollo de las labores subterráneas, pueden utilizar ductos y ventiladores auxiliares.

- **Sistema impelente (inyección):** El aire es impulsado dentro del ducto mediante presión, inyecta aire a la atmosfera minera provocando la salida del aire viciado.

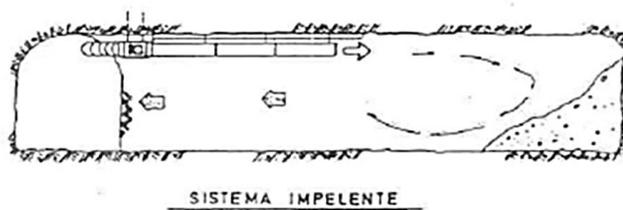


Figura 2.1. Sistema impelente.

Fuente: (Gallardo, 2008)

- **Sistema aspirante (succión):** El aire fresco ingresa a las galerías en desarrollo y el aire contaminado (viciado) es extraído hacia el ducto mediante succión.

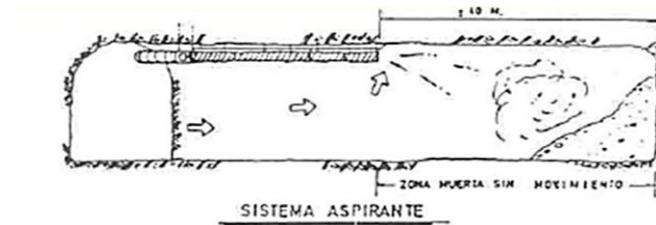


Figura 2.2. Sistema aspirante.

Fuente: (Gallardo, 2008)

- **Sistema combinado (inyección – succión):** Este sistema combinado de ventilación por inyección – succión, se requieren utilizar dos ductos, uno para impulsar aire limpio a la frente en avance y otro para extraer el aire viciado.

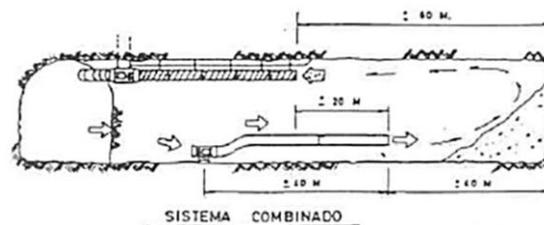


Figura 2.3. Sistema combinado.

Fuente: (Gallardo, 2008)

2.2.3. Descripción de las labores de ventilación

2.2.3.1. Circuito de ventilación actual

La ventilación actual con la que cuenta la SCM Goldmins, es un sistema combinado que utiliza ingreso de aire comprimido y extracción de aire viciado de los frentes de explotación. La chimenea “tres mosqueteros” tiene el objetivo de expulsar el aire viciado hacia la superficie con la ayuda de ventiladores extractores. Ver figura 2.4

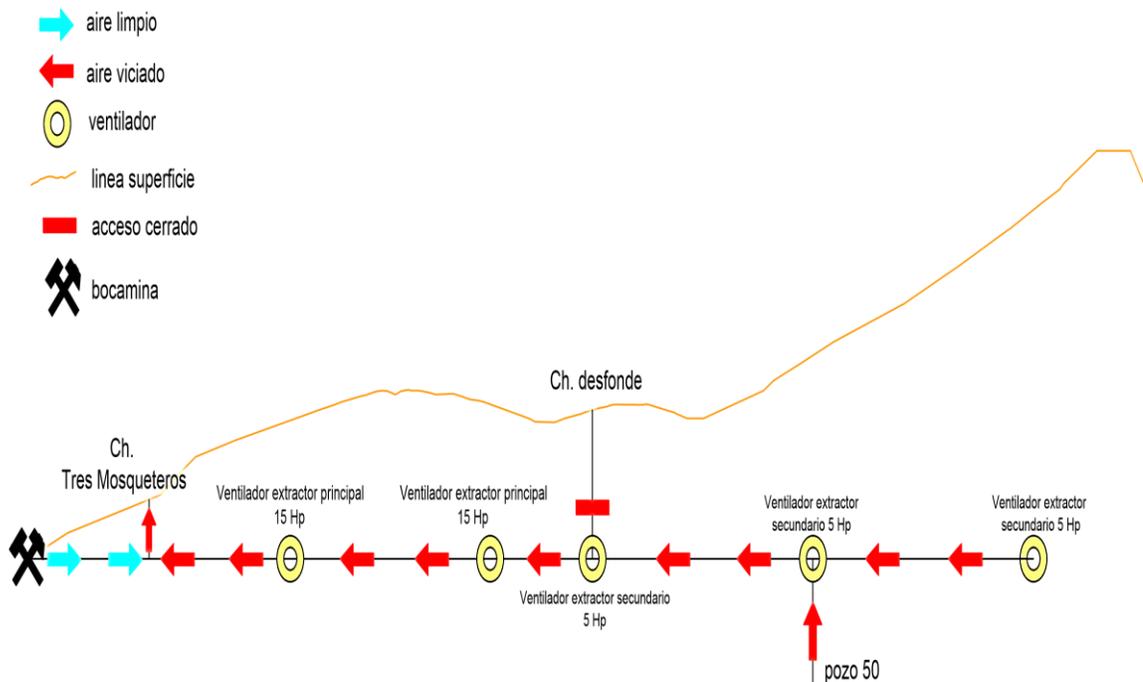


Figura 2.4. Esquema del circuito ventilación actual tramo norte-sur de la mina Goldmins.

Ingreso de aire fresco

Se utiliza los métodos de ventilación natural, auxiliar y mediante aire comprimido, cubriendo los siguientes circuitos:

- **Ventilación natural**

El aire limpio ingresa por la bocamina de manera natural hasta las diferentes labores y niveles de desarrollo en dirección este-oeste. El socavón principal tiene una distancia aproximada de 3000 metros, pero a los 1500 metros aproximadamente en la intersección perpendicular en dirección norte-sur denominada la veta del agua, el flujo de aire se ha

reducido considerablemente. Después de esto en el tramo norte-sur la disminución del caudal continúa, producido por las resistencias de las galerías, así como las conexiones entre las diferentes labores mineras (chimeneas, cruceros, etc.), conociendo de esta manera que el aire natural solo llega en cantidad suficiente hasta la intersección en la zona del crucero, por lo que la mina cuenta con un sistema auxiliar descrito a continuación.

- **Ventilación auxiliar, aire comprimido**

El aire comprimido es inyectado mediante 2 compresores de 125 psi y uno de 150 psi, generando un caudal aproximado de 4340 cfm que pasan a dos pulmones de aire (capacidad 30 m³) y direccionado a los diferentes puntos de la mina mediante tubos. El caudal que ingresa resulta ineficiente a lo largo de las labores por la existencia de averías en los mismos, la gran cantidad de ramificaciones, utilización de maquinaria neumática y distancia de recorrido, creando resistencias e insuficiente caudal de aire hacia los puntos más lejanos dentro del tramo norte-sur. Cabe recalcar que no es recomendable utilizar aire comprimido para ventilar y mantener las condiciones normales de trabajo del personal, sino cuando las medidas y condiciones geométricas del túnel así lo requieran.

Existe también el ingreso de aire fresco mediante un ventilador centrífugo, que ocupa un motor WEG de 25 HP. Este es direccionado mediante tubería PVC (200 x 3.9) milímetros y utilizado principalmente para ventilación de los polvorines provisionales que se encuentran a continuación de la veta del agua, cabe recalcar que se encuentran fallas dentro de las instalaciones y conexiones del sistema (fugas).

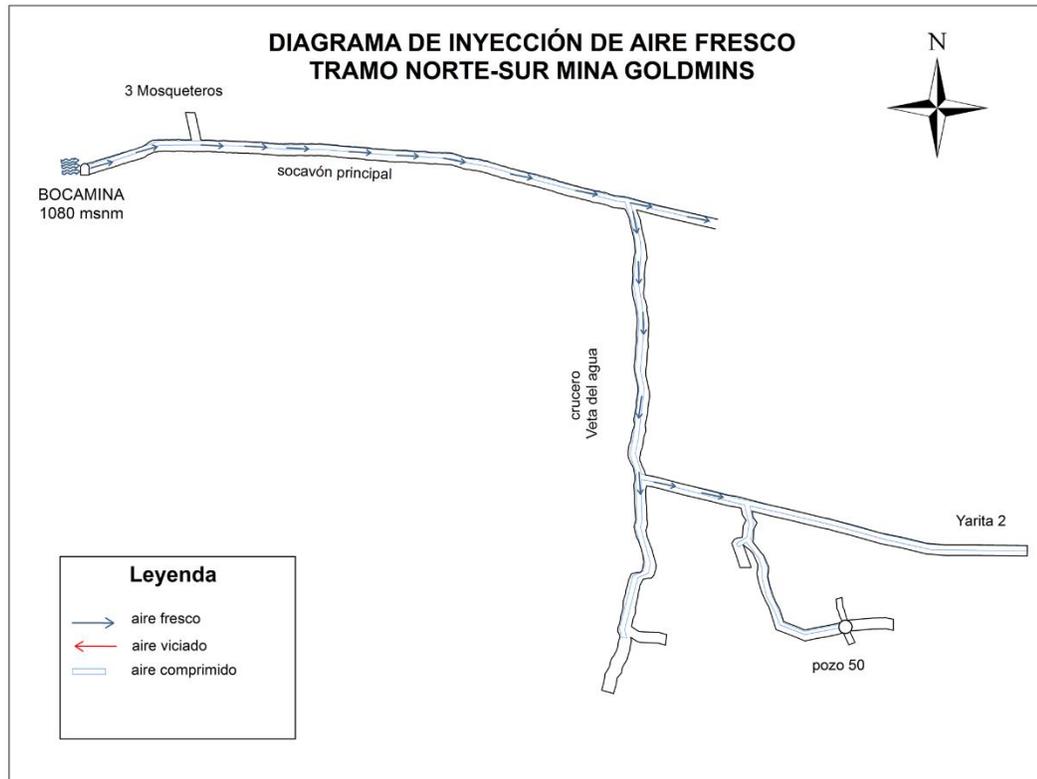


Figura 2.5. Ingreso de aire fresco en la mina Goldmins.

Evacuación del aire viciado

El aire viciado de la mina Goldmins, sale a superficie mediante extractores y naturalmente por las galerías dentro del tramo norte-sur.

- **Ventilación aspirante**

Se utilizan dos blowers principales de extracción de 15 HP y cinco ventiladores extractores secundarios de 5 HP cada uno, cubriendo el tramo norte-sur desde los frentes de explotación de “yarita 2” y el “pozo 50” hasta su posterior salida en superficie mediante la galería “tres mosqueteros” (antigua labor de explotación ubicada a 200 metros de la bocamina). Estos están conectados en serie y paralelo mediante tubería PVC (200 x 3.9) milímetros, los cuales según la necesidad los ha llevado a succionar los gases producidos por las voladuras.



Figura 2.6. Salida de aire viciado en la mina Goldmins.

2.2.4. Particularidades generales del sistema actual de ventilación en el tramo norte-sur.

El caudal de aire que ingresa al tramo norte-sur es insuficiente para mantener en condiciones normales la atmósfera minera dentro de estas galerías.

Existe una gran acumulación de gases y polvo al final de las labores “yarita 2” y el “pozo 50”, provenientes de las tronaduras realizadas, carguío del mineral, enmaderado, etc. Esto es causado por el escaso ingreso de aire fresco, siendo el aire comprimido insuficiente para generar una ventilación adecuada y provocando una recirculación del aire viciado, aun teniendo un sistema de extracción del mismo. Esto pone en riesgo la vida de los trabajadores y dificulta el rendimiento de producción de la mina.

Por lo cual es necesario el análisis de un sistema de ventilación que contenga todos los factores necesarios para incrementar el caudal de aire fresco y poder eliminar los cortos circuitos generados a lo largo del tramo norte-sur.



Figura 2.7. Recirculación de aire fresco-viciado en la mina Goldmins.

2.3. Diseño de la red de ventilación: Parámetros básicos

2.3.1. Peso específico o densidad del aire

Es el peso del aire en una unidad de volumen, en la ventilación de minas varía en función de altura siendo más alto a cotas más bajas y menores a medida que aumenta la altura, a 1080 msnm cota en la que se encuentra la mina la presión barométrica es aproximado a 668 mm Hg (Yanes, 1993). El peso específico se obtiene mediante la siguiente ecuación:

$$\gamma = \frac{0.455 P_b}{273 + T} \quad (4)$$

Donde:

γ : peso específico (kg/m^3)

P_b : presión barométrica (mm Hg)

T: temperatura del aire ($^{\circ}\text{C}$)

Resolviendo la ecuación (4) para determinar el peso específico promedio de la mina, teniendo en cuenta con la temperatura promedio de 26.8°C obtenido en los puntos aforo, tenemos que:

$$\gamma = \frac{0.455 \times 668 \text{ mm Hg}}{(273 + 26.8) \text{ K}}$$

$$\gamma = 1.014 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

2.3.2. Presión

La presión de un gas es expresada en atmósferas absolutas o atmósferas técnicas. Se entiende por una atmósfera absoluta a la presión $P_0=1.0333 \text{ kg/cm}^2$ de una columna de 760 mm Hg a 0°C y al nivel del mar. La presión P puede variar con el cambio de altura sobre el nivel del mar y temperatura, según la siguiente relación:

$$\log P = \log P_0 - \frac{h}{18.04 - 0.667 T} \quad (5)$$

Donde:

P_0 : 760 mm Hg, presión al nivel del mar

h: altura sobre el nivel del mar (m)

P: presión en la altura h (mm Hg)

T: temperatura media del aire entre el nivel del mar y el punto considerado ($^{\circ}\text{C}$)

Para facilitar los cálculos en la práctica se utiliza la atmósfera técnica o métrica, igual a 1 kg/cm^2 o 737, 5 mm Hg.

En la ventilación minera las presiones que se encuentran son valores muy bajos por lo que se miden en kilogramos por metro cuadrado (kg/m^2) o en milímetro de columna de agua (mm.c.a) los que numéricamente son iguales acuerdo a la atmósfera técnica.

Para transformar los milímetros de columna de agua de presión atmosférica se debe multiplicar por el peso específico del Hg, siendo $13,6 \text{ kg/m}^3$.

Tabla 2.4. Variación de la presión según la altura

Altura (msnm)	0	500	1000	1500	2000
Indicación del barómetro (mm Hg)	760	716	674	635	598
Presión (mm.c.a)	10.33	9.7	9	8.6	8.1

Fuente: Yanes, 1993.

La presión de una labor minera puede ser calculada en base a la siguiente formula:

$$P = P_0 + \gamma \frac{h}{13,6} \quad (6)$$

Donde:

P_0 : presión en la superficie (mm Hg)

13,6: peso específico del Hg (kg/l)

h : profundidad de la labor (m)

γ : peso específico

Se puede afirmar que, con el aumento de profundidad, la presión aumenta en 9 a 10 mm Hg cada metro.

Tomando en cuenta la tabla 2.4 se pudo determinar la presión promedio de la mina, teniendo como referencia la temperatura promedio de $26.8 \text{ }^\circ\text{C}$ obtenido en los puntos aforo, da como resultado:

$$P = 668 \text{ mm Hg}$$

2.3.3. Caudal de aire

El caudal de aire es la medida de volumen de aire por unidad de tiempo. Para obtenerlo, debemos conocer la sección del túnel y la velocidad de aire que la atraviesa. La normativa internacional señala un caudal mínimo de $0.2 \text{ m}^3/\text{s}$.

Para su medición se debe tomar en cuenta que la velocidad del aire no es homogénea en la galería, pues aumenta en el centro y disminuye hacia los extremos, en una sección más o menos circular.

2.3.4. Equipos de medición

Los instrumentos utilizados para el tema de estudio involucran tener en cuenta equipos de medición para datos de ventilación y equipos para gases contaminantes. A continuación, se describirán cada uno de los equipos que se utilizarán para el estudio, teniendo en cuenta su función principal:

Tabla 2.5 Instrumentos utilizados para la campaña de medición

Descripción	
<p style="text-align: center;">Anemómetro térmico con telescopio de montaje testo 405</p> <p>El anemómetro permite a los usuarios realizar mediciones en conductos de ventilación o en lugares con corrientes de aire, este equipo cuenta con un telescopio montado permanentemente y permite a los usuarios medir el flujo de aire, el flujo volumétrico y la temperatura del aire.</p>	
<p style="text-align: center;">Equipo de previsión meteorológica (fr500)</p> <p>Este equipo incorpora funciones de altímetro, barómetro, termómetro, higrómetro, brújula, linterna y pronóstico del tiempo, etc. Adoptando un sensor de alta precisión y un registro de datos confiable.</p>	

Psicrómetro digital

Este medidor de temperatura y humedad se puede utilizar ampliamente para laboratorio, conductos de ventilación, pruebas de ingeniería y otras aplicaciones; y se utiliza exclusivamente para medir la humedad, la temperatura del aire, la temperatura de la bombilla húmeda y la temperatura del punto de investigación.



Manómetro

Utilizado para medir la presión diferencial positiva-negativa, adecuado para la medición y verificación en campo del sistema de ventilación o cualquier sistema de presión de gas.



Equipos de medición para gases contaminantes

La mina Goldmins cuenta con 2 equipos de monitoreo Detector Multigas Altair 4x. Mide niveles de gases como el rango de porcentaje de oxígeno, monóxido de carbón y ácido sulfhídrico simultáneamente.

Estos detectores permiten al departamento de seguridad y operaciones realizar mediciones en los frentes de explotación para proporcionar un ambiente seguro de trabajo, y ser los responsables que se pueden realizar actividades bajo una supervisión constante.



2.4. Metodología de aforo

Para realizar un diagnóstico del sistema de ventilación actual, se debe realizar varias mediciones de los distintos parámetros que conforman la ventilación de la mina. Con esto se logrará conocer las condiciones presentes de ventilación, y después establecer probables mejoras necesarias, basándonos en los cálculos y modelamiento del circuito de manera representativa.

2.4.1. Designación de puntos de medición

Se iniciará realizando un plano general de la mina y un esquema de ventilación actualizada, esto nos permitirá determinar estaciones de medida en donde se procederá a la toma de datos. Es muy importante el apoyo del personal encargado de la topografía de la mina para recolectar información necesaria. (Ver anexo 2)

Se identificará y señalará cada estación de medida. Con esto se procede a realizar una planificación de las actividades a realizar dentro de mina, donde se tomará los siguientes datos:

- Medida aproximada de la sección útil de la galería.
- Velocidad media e instantánea de la corriente de ventilación.
- Temperatura y humedad relativa.
- Contenido de gases (O_2 , CO y H_2S)

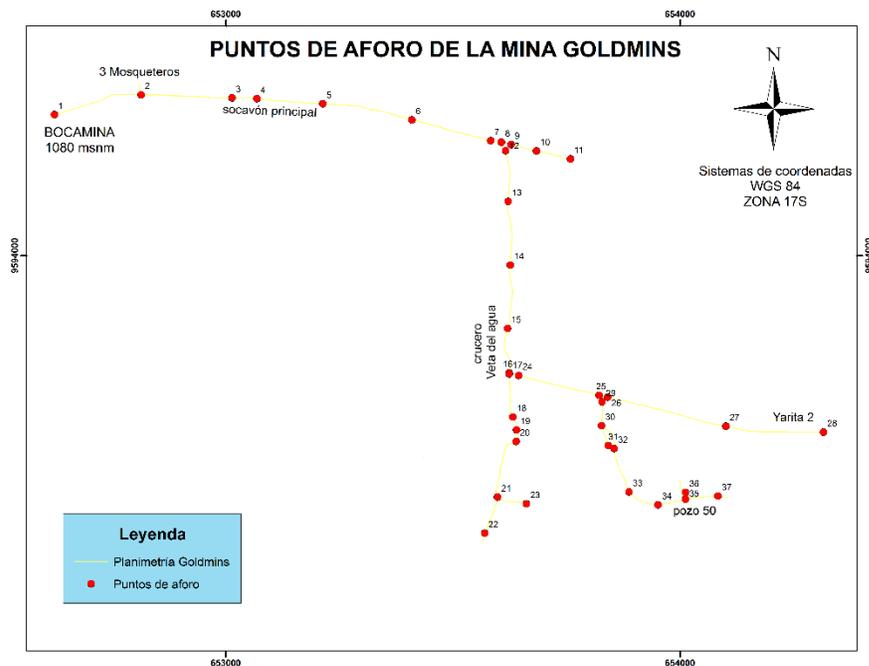


Figura 2.8. Designación de puntos de medición.

2.4.2. Medición de la sección útil en una galería

Se procederá a calcular la sección o el área en cada punto designado con anterioridad. Para esto se medirá la base y la altura máxima de la galería con un flexómetro, después se

observará y multiplicará por el factor k que más semejanza tenga con la sección de ese punto, con la finalidad de obtener el área aproximada de la misma. (Ver anexo 3)

De la siguiente manera:

$$S = k b h \quad (7)$$

Donde:

S : sección en el punto designado (m^2)

k : factor de forma del túnel

b : base (m)

h : altura máxima (m)

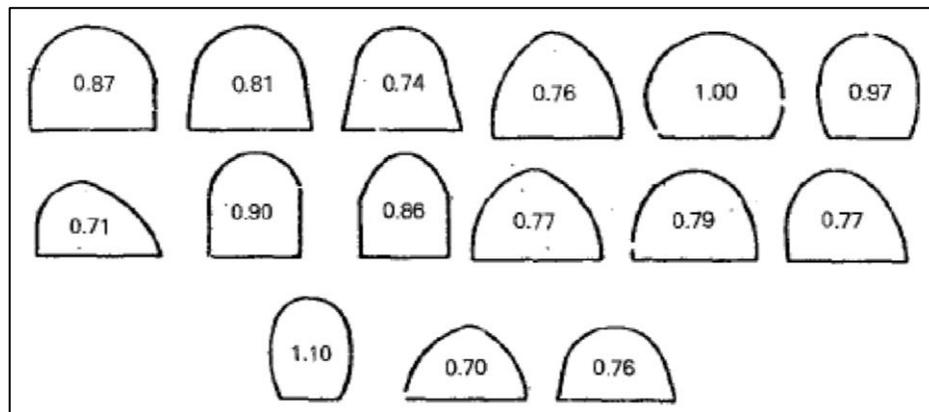


Figura 2.9. Criterio de selección del parámetro k .

Fuente: (Campillo Prieto, 2015)

2.4.3. Medición de la velocidad del flujo de aire

Con la ayuda del anemómetro se procederá a tomar datos de la velocidad del aire, se conoce que en las minas existe un movimiento turbulento por lo que no es constante con el tiempo ni homogéneo en toda la sección.

En una galería la velocidad tiende a disminuirse en los bordes y alcanzar su velocidad máxima en el centro, para el cálculo del caudal necesitamos encontrar la velocidad media, por lo que se debe obtener un promedio aproximado a la realidad.

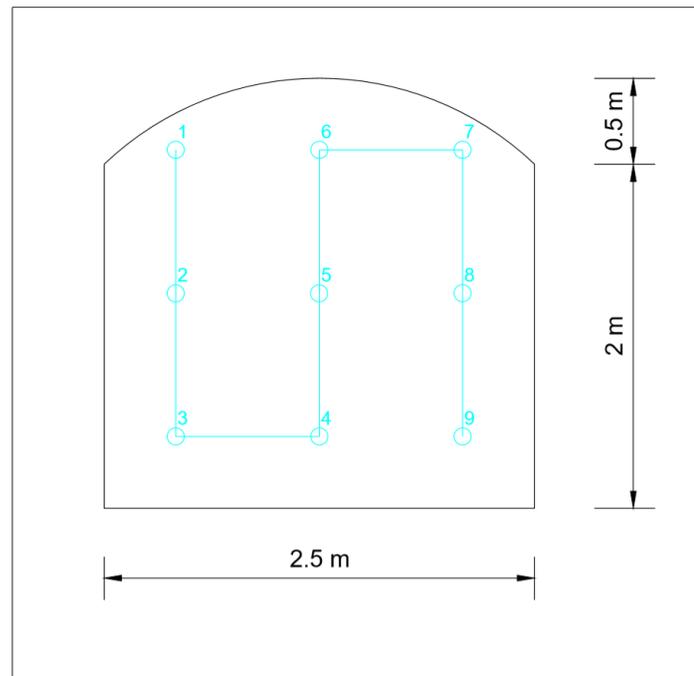


Figura 2.10. Medición de velocidad media con anemómetro

Se medirá la velocidad de corriente de aire en cada sección designada de la galería, intentando obtener un dato válido y coherente para el análisis. Con el anemómetro, se mantendrá un tiempo prudente en el sentido del flujo de aire en cada punto hasta que logre estabilizarse el valor y se pueda tomar el dato. (Ver anexo 4)

Se tomará los 9 datos correspondientes en cada sección y se sacará un promedio:

$$V_m = \frac{\sum_1^9 V}{9} \quad (8)$$

Donde:

V_m : velocidad media de aire (m/s)

V : velocidad de aire en cada punto (m/s)

2.4.4. Medición de temperatura y humedad relativa

Como se habló anteriormente son varios los factores que condicionan la temperatura en interior mina, siendo el más importante la temperatura externa. Existen fórmulas que relacionan el caudal de aire con los intercambios de temperatura, generalmente utilizados en minas a gran profundidad y con escasas legislaciones de seguridad.

La temperatura y humedad de la mina nos indicará la velocidad mínima que debe existir en cada estación de medida, así como los tiempos de permanencia del personal en los frentes de trabajo. Los valores que se tomarán como referencia serán los siguientes:

Tabla 2.6. Cálculo del caudal de aire respecto a la temperatura.

HR (%)	Temperatura seca (°C)	Velocidad mínima (m/min)
≤ 85	24 - 30	30
> 85	> 30	120

Fuente: (Yanes, 1993)

Tabla 2.7. Tiempo de permanencia del personal según la temperatura en interior mina.

T (°C)	Tiempo de permanencia (h)
28	Sin limitaciones
29	6
30	4
31	2
32	0

Fuente: (Castillo, 2017)

Con temperaturas entre los 21 °C y 25° el cuerpo humano en reposo, está en un estado ideal. Los problemas comienzan en temperaturas ambientales altas y cuando el cuerpo humano está en excesivo esfuerzo físico; de esta manera, a 38 °C en temperatura seca y 32 °C en húmedo, no se puede realizar ningún trabajo duradero.

Con la ayuda del psicrómetro digital se procedió a medir las temperaturas y la humedad relativa, observando que la temperatura se incrementa conforme se avanza en la labor, en cambio con la humedad relativa los datos son muy esporádicos. (Ver figura 2.11 y 2.12)

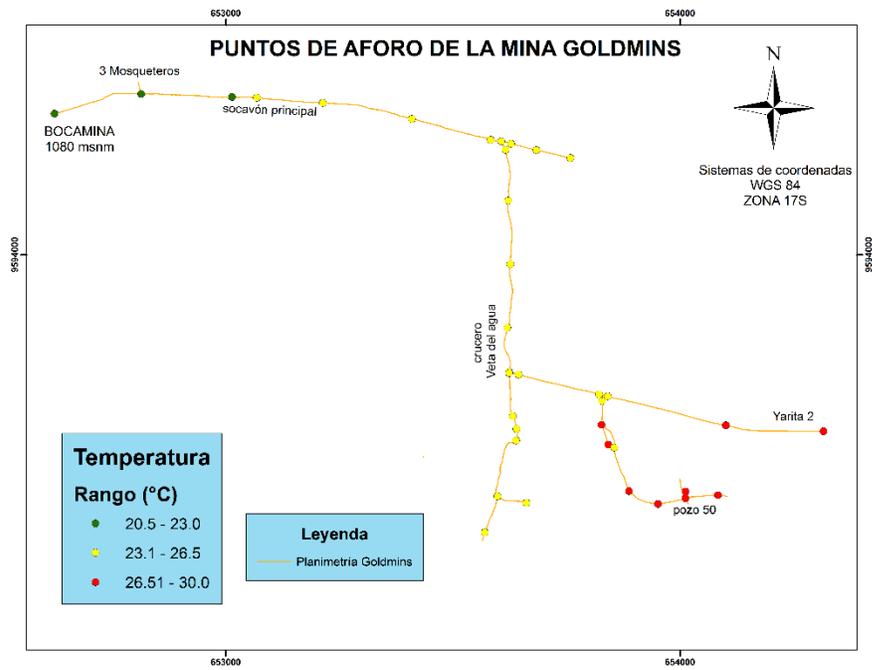


Figura 2.11. Temperatura en los puntos designados.

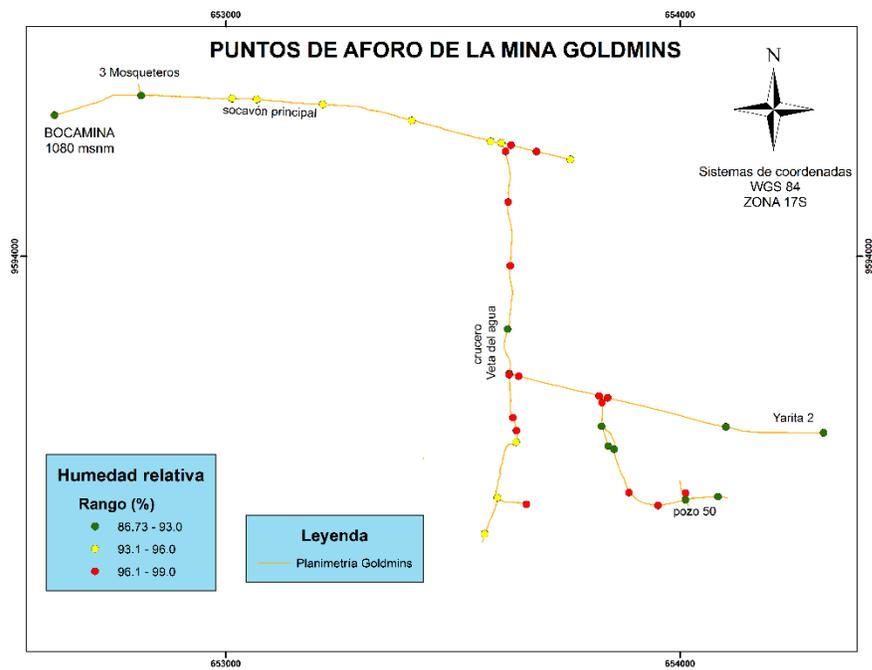


Figura 2.12. Humedad relativa en los puntos designados.

2.4.5. Cálculo del caudal de aire actual

Para calcular el caudal que atraviesa cada sección, se deberá multiplicar la velocidad media de aire por la sección aproximada en cada punto de medición, se debe tomar en cuenta la ecuación de la continuidad.

$$Q = S V_m \quad (9)$$

Donde:

Q: caudal de aire (m³/s)

S: sección (m²)

V_m: velocidad media (m/s)

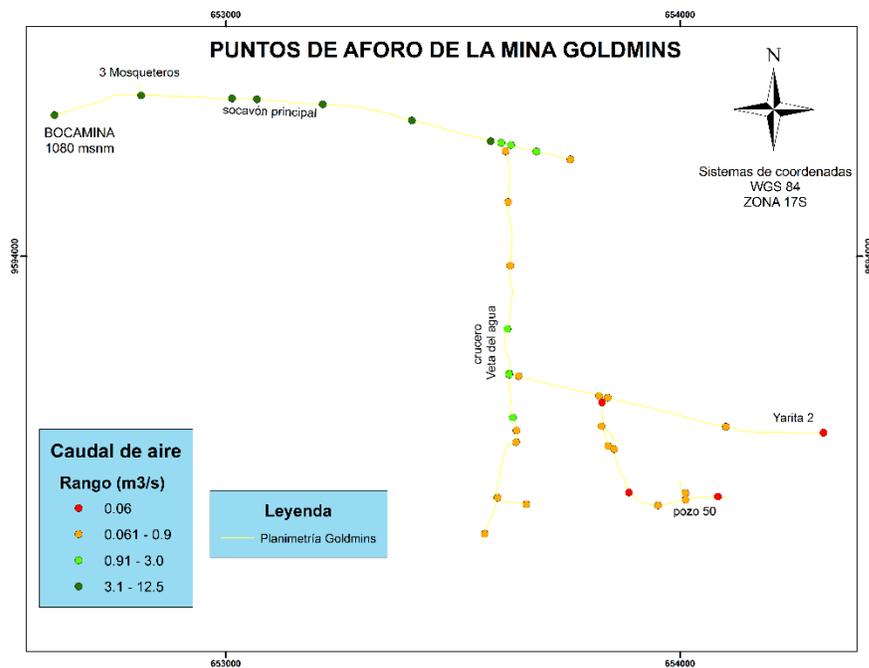


Figura 2.13. Caudal de aire en los puntos designados.

Para este proceso se realizó una metodología de campo de tres meses diferentes, donde se calculó en promedio para una estimación más certera. (Ver anexo 3)

Tabla 2.8. Cálculo del caudal promedio de cada punto de medición.

CÁLCULO DEL CAUDAL PROMEDIO EN CADA GALERÍA			
Estaciones de medición	Sección m ²	Velocidad media m/s	Caudal de aire m ³ /s
1	7.61	0.80	6.09
2	5.72	1.20	6.88
3	5.61	1.78	9.96
4	5.65	2.16	12.18
5	5.75	1.31	7.55
6	6.17	1.30	8.03
7	5.93	1.43	8.47
8	6.38	0.40	2.56
9	5.46	0.37	2.04
10	5.29	0.18	0.93
11	5.47	0.04	0.19
12	5.22	0.15	0.78
13	5.59	0.10	0.56
14	5.14	0.07	0.34
15	5.57	0.33	1.82
16	5.16	0.38	1.98
17	5.17	0.47	2.44
18	5.75	0.37	2.11
19	5.60	0.13	0.72
20	5.70	0.10	0.58
21	5.39	0.02	0.11
22	5.21	0.01	0.07
23	4.76	0.01	0.06
24	5.21	0.04	0.21
25	5.26	0.02	0.10
26	5.03	0.02	0.09
27	4.80	0.01	0.06
28	4.18	0.01	0.05
29	4.67	0.01	0.06
30	4.95	0.06	0.30
31	4.45	0.02	0.08
32	3.69	0.04	0.13
33	4.56	0.01	0.06
34	3.97	0.02	0.07
Pozo inicio	4.61	0.03	0.13
Pozo final	4.57	0.01	0.06
35	4.61	0.01	0.06

2.4.6. Cálculo del caudal requerido

El principal problema que debemos tomar en cuenta en ventilación minera subterránea, es acerca del caudal de aire más eficiente que debe circular por las labores.

Existen varios factores que se deben tomar en cuenta al momento de ver el caudal más conveniente y a ello se suma que en minería metálica no será constante durante el periodo diario de trabajo, variando desde un mínimo estándar durante el turno de labor a un caudal significativo durante las tronaduras y máximos después de las explosiones, de manera de ventilar lo más pronto posible el aire viciado producido.

Los factores más importantes que se calcularán son:

2.4.6.1. Caudal por personal que labora en interior mina

En la República del Ecuador según el artículo 88 del reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ámbito minero (Capítulo IV, ventilación). El flujo mínimo de aire necesario por persona, será de 3 m³/min. Para el cálculo del caudal de aire según esta normativa se utilizará la siguiente fórmula:

$$Q_1 = f N \quad (10)$$

Donde:

Q₁: caudal de aire necesario para todo el personal (m³/min)

f: caudal de aire necesario por persona (3 m³/min)

N: número de trabajadores

Para la mina Goldmins en el sector norte-sur se ha tomado una media de 32 personas que laboran dependiendo el turno. Teniendo como consecuencia un caudal de:

$$Q_1 = 3 \text{ m}^3/\text{min} * 32 \text{ personas}$$

$$Q_1 = 96 \text{ m}^3/\text{min}$$

Tabla 2.9. Requerimiento de caudal de aire según los trabajadores.

Requerimiento de aire según personal	
Requerimiento (m ³ /min)	Requerimiento (cfm)
96	3390.2083

2.4.6.2. Caudal por consumo de explosivos

Al tratarse de una mina subterránea polimetálica se toma en cuenta los gases que son producidos por voladura y el tiempo de dilución de los mismos según normas internacionales.

Aunque el siguiente método experimental es el más utilizado, simula un espacio cerrado, lo que no es así pues parte de los gases se elimina continuamente por el frente de trabajo, de la misma manera cada gas tiene un distinto porcentaje de dilución según sus características físico químicas lo que se tendrá en cuenta para el cálculo.

$$Q_2 = \frac{G E}{T f} \quad (11)$$

Donde:

Q₂: caudal de aire necesario por voladura (m³/s)

G: formación de gases en m³, por 1 kg de explosivo.

E: cantidad de explosivo a detonar (kg)

T: tiempo de dilución (min)

F: porcentaje de dilución de los gases en la atmósfera (%)

Gracias a estudios anteriores se sabe que: 1 kg de explosivo puede generar 1.59 x 10⁻² m³ de CO y 8.42 x 10⁻³ m³ de NO₂. Con la información recolectada dentro de la empresa se puede conocer el consumo de explosivos/día, siendo de: 109 kg de dinamita y 250 kg de nitrato. Al destinarse el 60% de esto a la zona norte-sur de la empresa, se utilizarán valores de 107.7. kg de explosivos por turno de trabajo.

De esta manera podemos calcular los valores de caudal de aire requerido para el CO y el NO₂, gases formados por los explosivos.

Donde:

G: 0.015895 m³/kg para el CO y 0.008415 m³/kg para el NO₂.

E: 107.7 kg/turno.

T: Goldmins maneja un tiempo de 45 min.

f: 25 ppm para el CO y 0.2 ppm para el NO₂.

Para el CO₂:

$$Q_{2CO_2} = \frac{0.01585 \frac{m^3}{kg} \times 107.7 \text{ kg}}{45 \text{ min} \times 0.0025 \%}$$

$$Q_{2CO_2} = 15.1737 \text{ m}^3/\text{min}$$

Para el NO₂:

$$Q_{2NO_2} = \frac{0.008415 \frac{m^3}{kg} * 107.7 \text{ kg}}{45 \text{ min} * 0.00002 \%}$$

$$Q_{2NO_2} = 1006.989 \text{ m}^3/\text{min}$$

Tabla 2.10. Requerimiento de caudal de aire según los tipos de gases producidos por la voladura.

Requerimiento de aire por explosivos		
Descripción	Requerimiento (m ³ /min)	Requerimiento (cfm)
CO ₂	15.1737	535.8542
NO ₂	1006.989	35561.48
Total	1022.1626	36097.332

2.4.6.3. Caudal por producción y polvos

Según los datos de producción en la mina Goldmins, es aproximadamente de 200 toneladas por día, tomando en cuenta que se ha de analizar la zona norte – sur y los frentes de explotación que ahí se encuentran, tomaremos como dato de referencia 90 toneladas de producción por turno.

Este método en minas metálicas, básicamente se ha de referir al consumo de madera y a la formación de polvos que se tiene de acuerdo al avance de las labores. Utilizando la siguiente fórmula:

$$Q_3 = T u \quad (12)$$

Donde:

Q_3 : caudal de aire por producción

u : norma de aire por tonelada de producción ($m^3/min \cdot ton$)

T : producción por turno (ton)

En minas con poco consumo de madera, establece un rango de 0,6 a 1 m^3/min . Al ser Goldmins una mina con roca competente, que no tiene mucha necesidad de fortificación, salvo ciertos tramos inestables; pero con mucha formación de polvo considerable, se tomará un valor de 0.8. Dando como resultado:

$$Q_3 = 90 \text{ ton} * 0.8 \frac{m^3}{\text{min} * \text{ton}}$$

$$Q_3 = 72 \text{ m}^3/\text{min}$$

Tabla 2.11. Requerimiento de aire según la producción del tramo norte-sur

Requerimiento de aire según producción	
Requerimiento (m^3/min)	Requerimiento (cfm)
72	2542.656

2.4.6.4. Caudal total

Una vez analizado los factores más importantes para el caudal requerido; tomando en cuenta que no existe maquinaria a combustión en el interior de la mina, se calcula mediante la suma de los requerimientos por personal, explosivos y producción. (Ver tabla 2.12).

Tabla 2.12. Caudal requerido

Caudal de aire requerido	
Requerimiento de aire según personal	96 m ³ /min
Requerimiento de aire por explosivos	1022.1626 m ³ /min
Requerimiento de aire según producción	72 m ³ /min
Caudal requerido ($Q_{\text{requerido}}$)	1190.1626m ³ /min – 42030.196 cfm

Para conocer el caudal total, se debe tomar en cuenta el caudal de aire por concepto de fugas y filtraciones, así como el caudal efectivo. Se muestran los siguientes cálculos:

- **Caudal por fugas y filtraciones:**

$$Q_{\text{ff}} = 15\% * Q_{\text{requerido}} \quad (13)$$

$$Q_{\text{ff}} = 15\% * 1190.1626 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{\text{ff}} = 178.52439 \text{ m}^3/\text{min}$$

- **Caudal efectivo:**

$$Q_{\text{efectivo}} = (Q_{\text{ff}} + Q_{\text{requerido}}) * 20\% \quad (14)$$

$$Q_{\text{efectivo}} = (100.74 + 1190.1626) \text{ m}^3/\text{min} * 20\%$$

$$Q_{\text{efectivo}} = 273.7374 \text{ m}^3/\text{min}$$

- **Caudal total:**

$$Q_{\text{total}} = Q_{\text{requerido}} + Q_{\text{ff}} + Q_{\text{efectivo}} \quad (15)$$

$$Q_{\text{total}} = (1190.1626 + 178.52439 + 273.7374) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{\text{total}} = 1642.4244 \text{ m}^3/\text{min}$$

2.4.7. Medición de gases contaminantes

Para el cálculo de la concentración de gases contaminantes se utilizará el equipo Multigas Altair 4x, el cual medirá con precisión los porcentajes de gases que están presentes en cada punto designado. (Ver Anexo 5). Esto nos servirá como referencia para conocer el estado de la mina y los puntos con mayor déficit de oxígeno y/o concentración de CO y H₂S, para un posterior análisis de ventilación. Como se podrá observar en las siguientes figuras, la cantidad de oxígeno disminuye al final de la veta del agua y en el “pozo 50”, siendo los puntos más críticos o de ahogamiento en el tramo norte- sur. Así mismo ocurre con la concentración de CO pues aumenta al final de las labores mostrándonos una ausencia de ventilación eficiente. En cambio, con la cantidad de H₂S ocurre de manera eventual en el “pozo 50” y en ciertos tramos de la “yarita 2”, lo cual puede deberse a estancamiento de lodos en el transcurso de las galerías subterráneas.

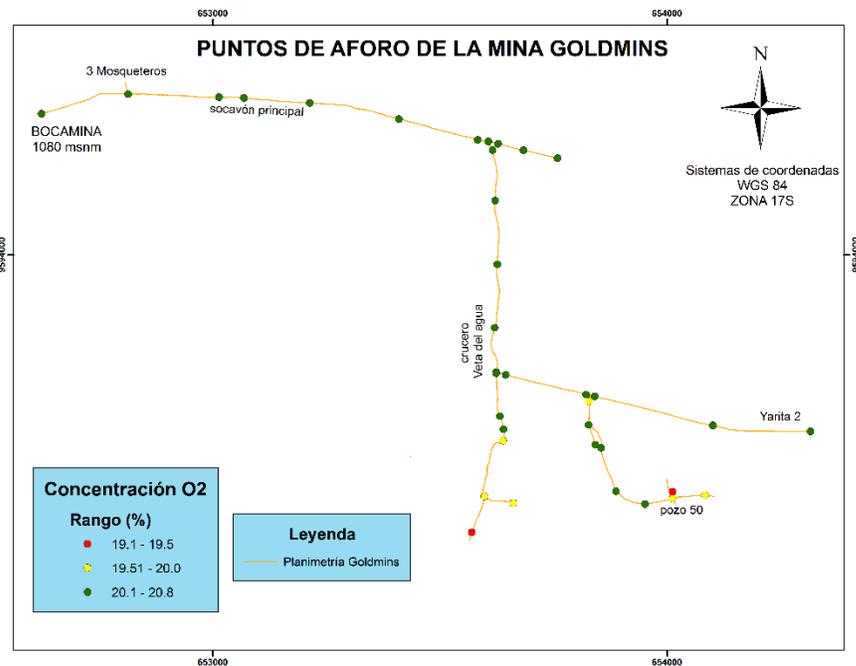


Figura 2.14. Porcentaje de oxígeno en los puntos designados.

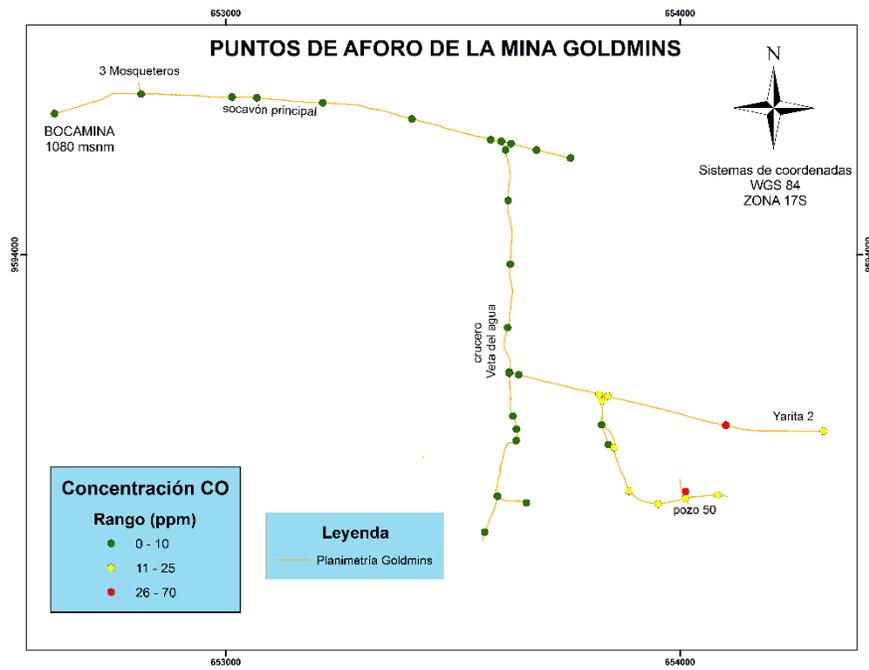


Figura 2.15. Concentración de CO en los puntos designados.

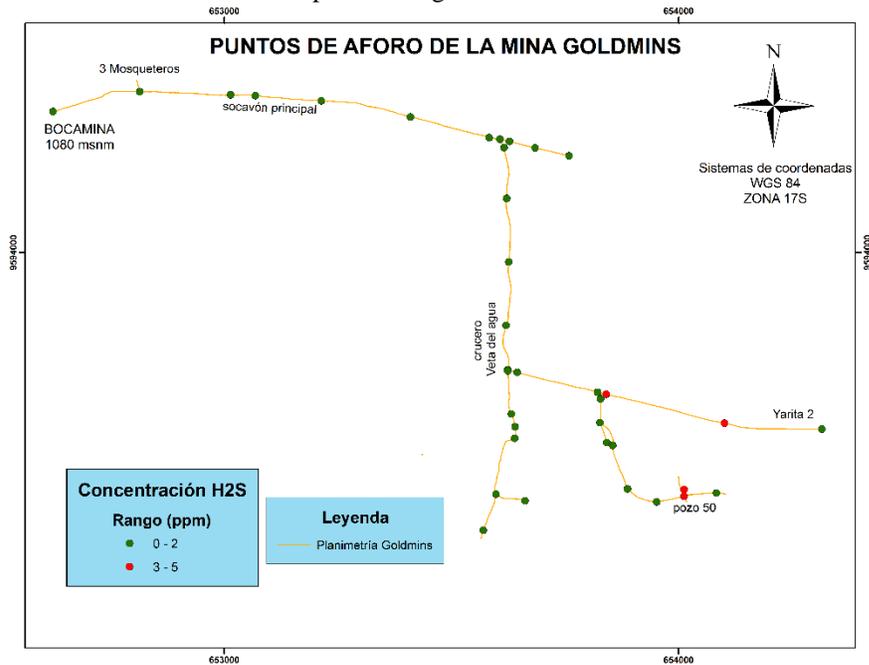


Figura 2.16. Concentración de H₂S en los puntos designados.

2.5. Pérdida de carga

El movimiento de un fluido en las galerías de minas subterráneas se va a mover en un medio real, es decir está sujeta a esfuerzos constantes expresados por resistencias al movimiento del aire, en la que la ecuación de Bernoulli se transforma en:

$$hs_1 = H + hs_2 \quad (16)$$

Siendo “H” la pérdida de carga o pérdida de presión provocada por la fricción en las paredes del medio real donde se produce el movimiento del aire o por las singularidades del recorrido del fluido, entre los puntos 1 y 2.

El cálculo de este término “H” es necesario para conocer y poder entregar la energía equivalente al sistema que permite el movimiento del aire.

Es entonces, la presión estática la que tendrá que incrementar para vencer “H”.

2.6. Caída de presión o pérdidas.

La ventilación de minas está en función de la mecánica de fluidos, por lo que es necesario determinar la diferencia de presión entre dos puntos para determinar el flujo de aire necesario para agregar energía al sistema. La entrega de energía sirve para romper las resistencias ejercidas por la forma de las labores mineras, originando una caída o pérdida de presión “H” y está en milímetros de columna de agua.

La caída de presión o pérdidas están expresados por la siguiente función:

$$H = RQ^2 \quad (17)$$

Donde:

H: caída o pérdida de presión de las galerías (mm H₂O)

R: resistencia equivalente de las galerías (kμ)

Q: caudal (m³/s)

El cálculo de este término “H” permitirá seleccionar el ventilador adecuado para el tramo norte-sur de la mina Goldmins que pueda tener una cobertura 100% del requerimiento de aire.

2.7. Resistencia al movimiento del aire

La resistencia ofrecida por un circuito de ventilación es una de las variables más importantes y de mayor cuidado; es la diferencia que presenta las características de una labor minera a otra provocando desplazamientos del aire en el circuito de ventilación. (Castillo, 2017).

$$R = \frac{10^3 \lambda \gamma P L}{8gA^3} \quad (18)$$

Donde:

R: resistencia equivalente de las galerías (μ)

λ : coeficiente de fricción

γ : peso específico del aire (kg/m^3)

P: perímetro de la labor (m)

L: longitud de la labor (m)

g: aceleración de la gravedad, 9.8 m/s^2

A: sección de la galería (m^2)

Si las características de la galería varían entre sus extremos, se la puede descomponer en tramos L_i y la resistencia total se calcula de la siguiente manera: (Zitrón, 2010)

$$R = \sum R_i = \sum \left(\frac{10^3 \lambda_i \gamma_i P_i L_i}{8gA_i^3} \right) \quad (19)$$

2.7.1. Coeficiente de forma

Se define el coeficiente de forma de una galería por la expresión:

$$\varphi = \frac{P}{2\sqrt{\pi A}} = 0.282 \frac{P}{\sqrt{A}} \quad (20)$$

En función de la cual la resistencia viene dada por:

$$R = 45 \lambda \gamma \varphi \frac{L}{A^{2.5}} \quad (21)$$

Si la galería está ocupada con material o/y obstáculos, (tuberías, cintas transportadoras, trenes, etc.) su resistencia aumenta. El nuevo valor se obtiene multiplicando la resistencia de la galería vacía por un coeficiente de obstáculos E, con la cual se obtiene:

$$R = 45 \lambda \gamma \varphi \frac{L}{A^{2.5}} E \quad (22)$$

2.7.2. Coeficiente de fricción

El coeficiente de fricción es calculado mediante la siguiente ecuación:

$$\lambda = 0.7\lambda_p + 0.3\lambda_s \quad (23)$$

Donde;

λ_p : coeficiente de frotamiento de las paredes

λ_s : coeficiente de frotamiento del suelo

Tabla 2.13. Coeficiente de frotamiento del suelo.

Coeficiente de frotamiento del suelo																			
Condiciones del suelo	λ_s																		
sin vía	<table border="1" style="margin: auto;"> <tr> <th colspan="4" style="text-align: center;">SIN VIA</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">0,025</td> <td style="text-align: center;">0,058</td> <td style="text-align: center;">0,084</td> <td style="text-align: center;">0,108</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;">$i = 5$ </td> <td style="text-align: center;">$i = 15$ </td> <td style="text-align: center;">$i = 30$ </td> </tr> </table>	SIN VIA				0,025	0,058	0,084	0,108		$i = 5$ 	$i = 15$ 	$i = 30$ 						
SIN VIA																			
0,025	0,058	0,084	0,108																
	$i = 5$ 	$i = 15$ 	$i = 30$ 																
1 vía	<table border="1" style="margin: auto;"> <tr> <th colspan="6" style="text-align: center;">1 VIA</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">0,031</td> <td style="text-align: center;">0,090</td> <td style="text-align: center;">0,094</td> <td style="text-align: center;">0,099</td> <td style="text-align: center;">0,102</td> <td style="text-align: center;">0,109</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;">$i = 10$ </td> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;"></td> </tr> </table>	1 VIA						0,031	0,090	0,094	0,099	0,102	0,109		$i = 10$ 				
1 VIA																			
0,031	0,090	0,094	0,099	0,102	0,109														
	$i = 10$ 																		
2 vías	<table border="1" style="margin: auto;"> <tr> <th colspan="6" style="text-align: center;">2 VIAS</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">0,040</td> <td style="text-align: center;">0,099</td> <td style="text-align: center;">0,107</td> <td style="text-align: center;">0,115</td> <td style="text-align: center;">0,123</td> <td style="text-align: center;">0,131</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;">$i = 10$ </td> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;"></td> <td style="text-align: center;"></td> </tr> </table>	2 VIAS						0,040	0,099	0,107	0,115	0,123	0,131		$i = 10$ 				
2 VIAS																			
0,040	0,099	0,107	0,115	0,123	0,131														
	$i = 10$ 																		

Fuente: (Zitrón, 2010)

Tabla 2.14. Coeficiente de frotamiento en las paredes.

Coeficiente de frotamiento de las paredes	
Condiciones de las galerías subterráneas	λ_p
Roca desnuda	
Pared bien recortada	0.058
Pared media	0.084
Pared irregular	0.108
Galerías bulonadas	
Pared bien recortada	0.058
Pared media	0.084
Pared irregular	0.108
Pared con tela metálica	0.130
Galerías revestidas	
Hormigón liso	0.022
Albañilería-buen estado	0.025
Albañilería-estado medio	0.030
Albañilería-irregular	0.040

Fuente: (Zitrón, 2010)

Los valores de λ que se exponen, corresponden a una galería de 10 m² de sección. Para valores distintos, el valor correspondiente puede obtenerse por la expresión:

$$\lambda = \frac{\lambda_{10}}{(0.75 + 0.25 \log A)^2} \quad (24)$$

2.7.3. Resistencias locales

Las resistencias locales se consideran como resistencias adicionales de un circuito de ventilación, debido que existen casos singulares representados por estrechamientos o ensanchamientos bruscos de la sección que pasa el aire y a cambios pronunciados de la dirección de circulación de los conductos, se calculan de la siguiente manera:

$$RL = 64.487 \frac{\varepsilon}{A^2} \quad (25)$$

R_L = resistencia local (μ)

ε = coeficiente de pérdida de carga singular

A = sección transversal de la galería (m^2)

Los codos existen a lo largo de las galerías provocan cambio de dirección de la corriente y estos son angulares y curvos.

- **Codos angulares**

$$\varepsilon = 0.2 \left(\frac{\delta^\circ}{90} \right) + \left(\frac{\delta^\circ}{90} \right)^2 \quad (26)$$

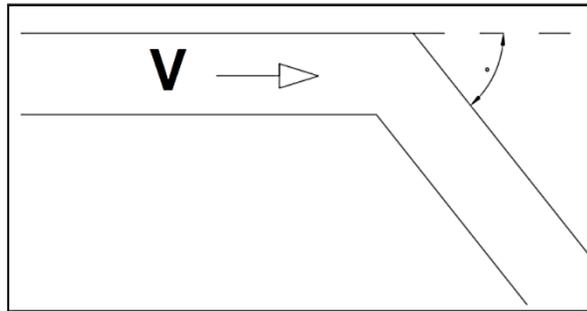


Figura 2.17. Resistencia en codos angulares.

Fuente: (Carabajo, 2015)

- **Codos curvos**

$$\varepsilon = 0.4 \left(\frac{\delta^\circ}{90} \right) + \sqrt{\frac{D}{r}} \quad (27)$$

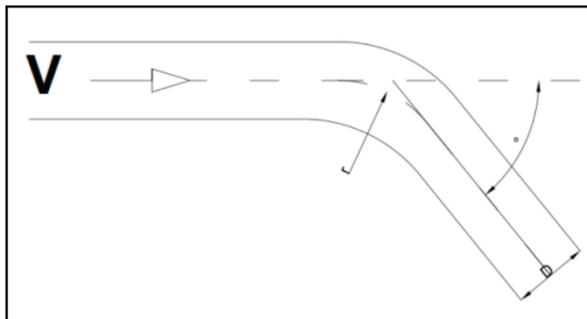


Figura 2.18. Resistencia en codos curvos

Fuente: (Carabajo, 2015)

2.8. Cálculo de resistencia de la red de ventilación

El cálculo de la resistencia de la red de ventilación consiste en determinar el reparto del caudal total de aire que entra en la mina. Se obtiene luego de hacer la sumatoria de las resistencias de cada tramo y las distintas labores: galerías, pozos, chimeneas, etc. para comprobar que si los caudales igualan o superan a los necesarios que permita un trabajo en condiciones normales y con las normas establecidas.

La sumatoria del circuito de ventilación puede realizarse en función de la unión de las galerías, pudiendo ser en paralelo o en serie o bien sea de forma compleja mediante transformaciones en estrella.

El cálculo de minas sencillas, con una sola entrada y salida, en la que las resistencias de las galerías se reducen al cálculo de las resistencias en serie, paralelo y diagonal.

Resistencia equivalente en serie:

$$R_{eq} = R_1 + R_2 + \dots + R_n \quad (28)$$



Figura 2.19. Unión en serie

Resistencia equivalente en paralelo:

$$\frac{1}{\sqrt{R_{eq}}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_n}} \quad (29)$$

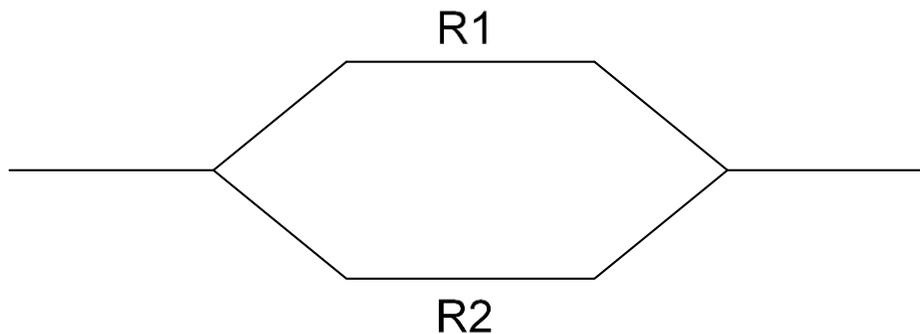


Figura 2.20. Unión en paralelo

Transformación estrella:

$$R_{1-2} = \frac{1}{2}(a_1 + a_2 - a_3) \quad (30)$$

$$R_{1-3} = \frac{1}{2}(a_1 + a_3 - a_2)$$

$$R_{2-3} = \frac{1}{2}(a_2 + a_3 - a_1)$$

$$a_1 = \frac{R_1 \times (\sum R - R_1)}{\sum R + 2(R_1 \times (\sum R - R_1))^{1/2}} \quad (31)$$

$$a_2 = \frac{R_2 \times (\sum R - R_2)}{\sum R + 2(R_2 \times (\sum R - R_2))^{1/2}}$$

$$a_3 = \frac{R_3 \times (\sum R - R_3)}{\sum R + 2(R_3 \times (\sum R - R_3))^{1/2}}$$

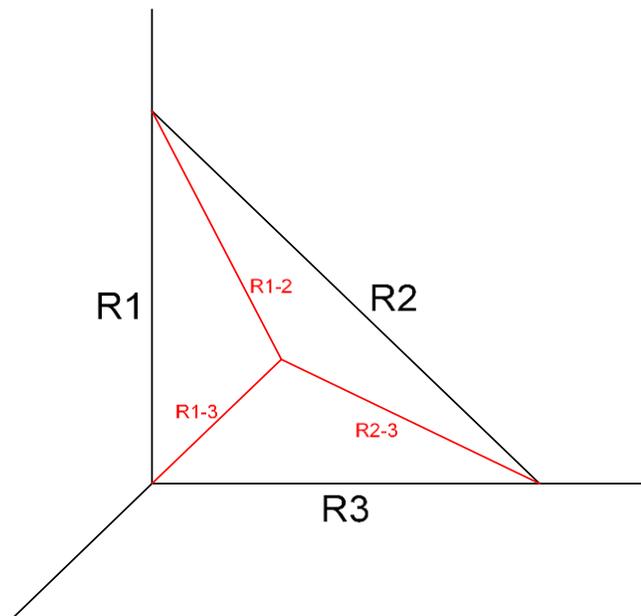


Figura 2.21. Unión en diagonal, transformación estrella

2.8.1. Resistencias del circuito de ventilación mina Goldmins

El circuito de ventilación de la mina Goldmins en el tramo norte-sur tiene resistencias del movimiento de aire en galerías, chimeneas y pozos; además de resistencias locales en los cambios bruscos angulares y curvos. A continuación, se va a calcular la resistencia

equivalente de la mina que puede ser deducida mediante sistemas en serie, paralelo y estrella, según corresponda la unión de cada tramo y se representa en el siguiente esquema.

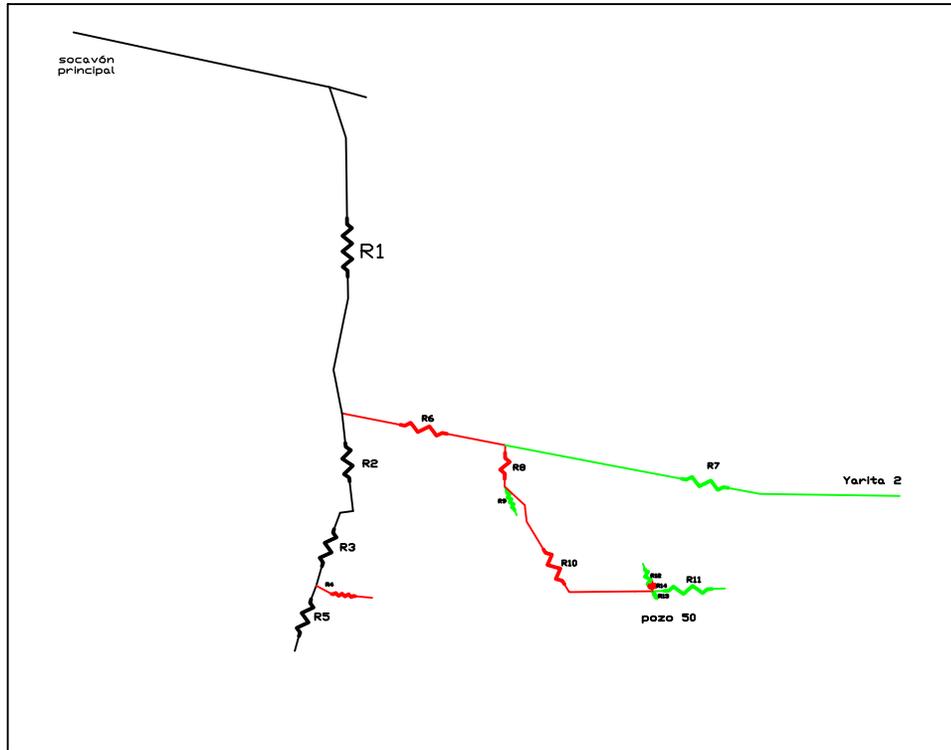


Figura 2.22. Diagrama con vista frontal del esquema circuito de resistencia actual.

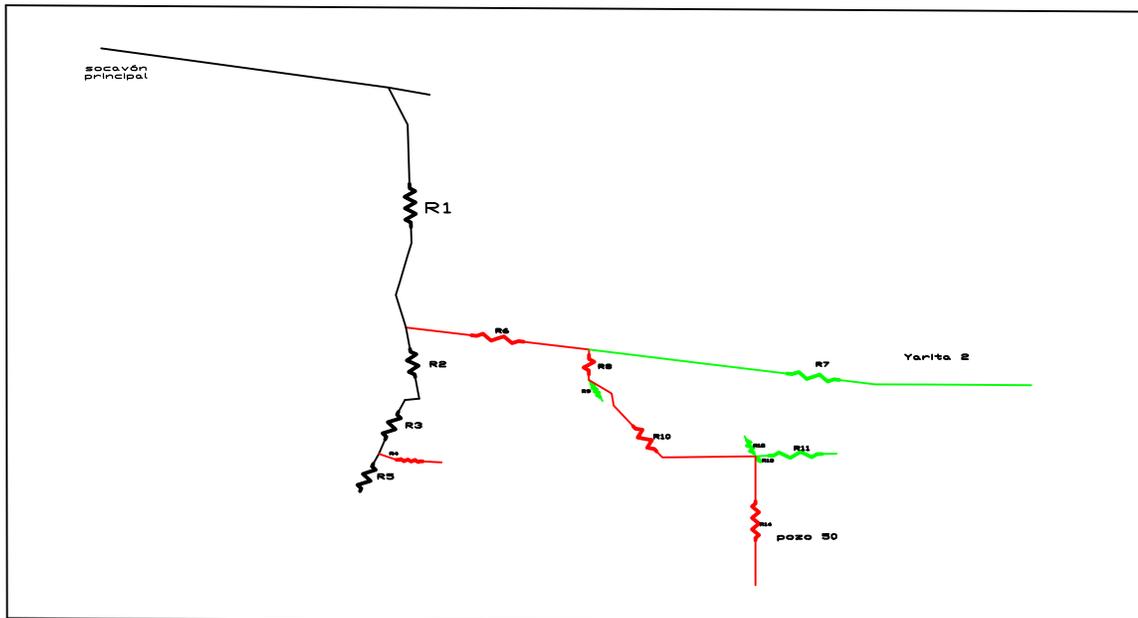


Figura 2.23. Diagrama con vista isométrica del esquema circuito de resistencia actual.

2.8.1.1. Resistencia en el “pozo 50”

En el tramo norte-sur de la mina existe un pozo de aproximadamente de 135 metros de longitud con un área de 4 m². Se plantea el cálculo de la resistencia de chimeneas o pozos por metro lineal de avance, usando la ecuación de resistencia al movimiento del aire, planteada anteriormente.

Para determinar el coeficiente de fricción en esta labor, este pozo no cuenta con piso y no está cubierta con sostenimiento alguno, según (Zitrón, 2010) se le asigna el siguiente coeficiente:

$$\lambda = 0.07$$

El coeficiente de obstáculos en el pozo, según (Zitrón, 2010) con mecanismos de traslado de material se le toma el valor de:

$$E = 81$$

El coeficiente de forma de una galería de acuerdo a la ecuación (20), toma el siguiente valor:

$$\varphi = 0.282 \times \frac{8 \text{ m}}{\sqrt{4 \text{ m}^2}} = 1.128$$

Retomando la ecuación (22), de pérdidas de presión de una galería por un coeficiente de obstáculos, se tiene que por metro lineal la resistencia es de:

$$R = 45 \lambda \gamma \varphi \frac{L}{A^{2.5}} E$$

$$R = 45 \times 0.07 \times 1.128 \times 1.014 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \times \frac{1 \text{ m}}{(4 \text{ m}^2)^{2.5}} \times 8$$

$$R = 0.90 \frac{\mu}{\text{m}} \text{ Resistencia del pozo por metro lineal}$$

En el tramo norte-sur se diseñó este pozo que permita la inyección de aire fresco para el laboreo en próximos niveles que cuenta con una longitud de 135 metros, por la que la resistencia será de:

$$R = 0.90 \frac{\mu}{m} \times 135 \text{ m} = 121.5 \mu$$

$$\mathbf{Req_{pozo 135m} = 121.5 \mu}$$

2.8.1.2. Resistencia de galerías

La infraestructura para el circuito de ventilación del tramo norte-sur de la mina Goldmins, permite establecer la relación que existe entre el tramo del “pozo 50”, la “yarita 2” y el crucero de la veta del agua, mediante la unión de las resistencias en serie, en paralelo, y en estrella.

La mayoría de las galerías de la mina Goldmins se encuentra rodeadas de pared irregular, para el factor de fricción define un coeficiente de 0.108 según la tabla 2.14 y para el suelo sin vías define el valor del coeficiente en 0.025 según la tabla 2.13, aplicando la ecuación (23) del coeficiente de frotamiento se tiene:

$$\lambda_{10} = 0.7(0.108) + 0.3(0.025)$$

$$\lambda_{10} = 0.0831$$

Para establecer el coeficiente de frotamiento en galerías con un área menor de 10 m², se aplica la ecuación (24):

$$\lambda = \frac{0.0813}{(0.75 + 0.25 \log A)^2}$$

- **Resistencia de las galerías que unen al pozo de 50**

Las galerías en este tramo, en su mayoría forman una sección de 4 m² de la bóveda; uniéndose entre sí, con siete galerías de diferente longitud debido a la forma del cuerpo mineralizado. En la tabla 2.15 se muestran las resistencias.

El coeficiente de frotamiento para este tramo es:

$$\lambda = \frac{0.0813}{(0.75 + 0.25 \log 4)^2} = 0.1024$$

Aplicando la ecuación de la resistencia:

$$R = 12.742 \left(\frac{0.1024 \times 1.014 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \times 8 \text{ m} \times 1 \text{ m}}{(4 \text{ m}^2)^3} \right)$$

$$R = 0.166 \frac{\mu}{\text{m}}; \text{ Resistencia por metro lineal}$$

Se procede al cálculo de resistencias por galería:

Tabla 2.15. Resistencias de las galerías en el tramo del “pozo 50”.

Zona	Longitud (m)	Resistencia (μ /m)	Resistencia (μ)
R13	13.76	0.166	2.285
R12	44.34		7.361
R11	92.1		15.289
R10	289.65		48.082
R9	47		7.802
R8	64		10.624

- **Resistencias de las galerías de la “yarita 2”**

Las galerías que llegan hasta la “yarita 2” forman una sección de 5 m² de la bóveda, mediante la unión de dos galerías de diferente longitud. En la tabla 2.16 se muestra las resistencias.

El coeficiente de frotamiento para este tramo es:

$$\lambda = \frac{0.0813}{(0.75 + 0.25 \log 5)^2} = 0.09717$$

Aplicando la ecuación de la resistencia:

$$R = 12.742 \left(\frac{0.09717 \times 1.014 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \times 9 \text{ m} \times 1 \text{ m}}{(5 \text{ m}^2)^3} \right)$$

$$R = 0.091 \frac{\mu}{\text{m}}; \text{ Resistencia por metro lineal}$$

Se procede al cálculo de resistencias por galería:

Tabla 2.16. Resistencia de las galerías de la “yarita 2”.

Zona	Longitud (m)	Resistencia (μ /m)	Resistencia (μ)
R7	501.37	0.091	45.625
R6	210		19.11

- **Resistencias de las galerías del crucero de la veta del agua**

Es la galería de ingreso de aire al tramo norte-sur, del cual se unen y ramifican cinco resistencias de diferente longitud, forman una sección de 6.25 m² de la bóveda. En la tabla 2.17 se muestra las resistencias.

El coeficiente de frotamiento para este tramo es:

$$\lambda = \frac{0.0813}{(0.75 + 0.25 \log 6.25)^2} = 0.09227$$

Aplicando la ecuación de la resistencia:

$$R = 12.742 \left(\frac{0.09227 \times 1.014 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \times 10 \text{ m} \times 1 \text{ m}}{(6.25 \text{ m}^2)^3} \right)$$

$$R = 0.049 \frac{\mu}{\text{m}}; \text{ Resistencia por metro lineal}$$

En tabla se muestran las demás resistencias:

Tabla 2.17. Resistencia de las galerías del crucero veta del agua.

Zona	Longitud (m)	Resistencia (μ /m)	Resistencia (μ)
R5	104.57	0.049	5.124
R4	74.09		3.631
R3	117.14		5.74
R2	152.25		7.461
R1	510.77		25.028

- **Resistencias de las galerías del socavón principal**

Es la galería de ingreso de aire fresco de toda la mina del cual se unen de forma perpendicular al tramo norte sur, forman una sección de 6.25 m² de la bóveda. En la tabla 2.18 se muestra la resistencia principal.

El coeficiente de frotamiento para este tramo es:

$$\lambda = \frac{0.0813}{(0.75 + 0.25 \log 6.25)^2} = 0.09227$$

Aplicando la ecuación de la resistencia:

$$R = 12.742 \left(\frac{0.09227 \times 1.014 \frac{kg}{m^3} \times 10 m \times 1 m}{(6.25 m^2)^3} \right)$$

$$R = 0.049 \frac{\mu}{m}; \text{ Resistencia por metro lineal}$$

Tabla 2.18. Resistencia de la galería del socavón principal.

Zona	Longitud (m)	Resistencia (μ /m)	Resistencia (μ)
Rsvp	1005.23	0.049	49.257

2.8.2. Resistencia equivalente de la mina Goldmins

Los datos calculados anteriormente nos permiten deducir la resistencia equivalente de la mina mediante conexiones en serie y en paralelo; la figura 2.23. del circuito actual de la mina nos permite visualizar y comprender la secuencia del circuito.

A continuación, se va a calcular por tramos las resistencias equivalentes del tramo norte-sur de la mina Goldmins.

- **R10'(paralelo)**

Se puede analizar en la imagen que los tramos comprendidos entre los puntos 1-2-3-4 se encuentran en paralelo, de forma que la resistencia es:

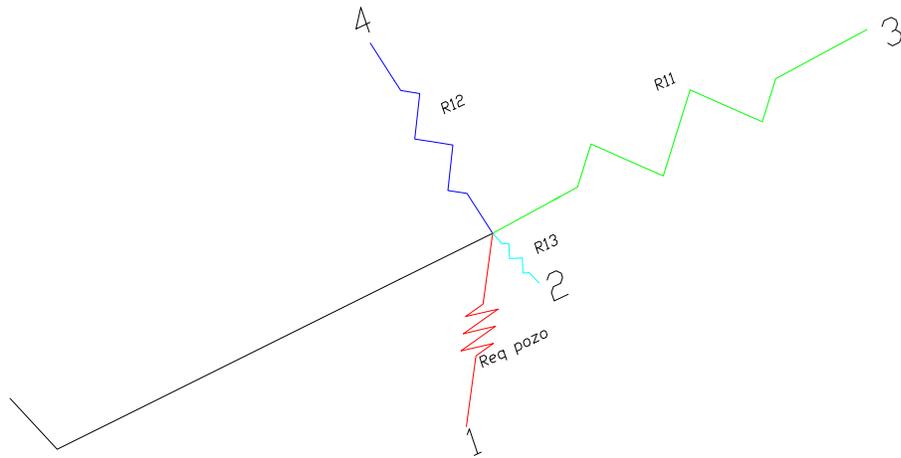


Figura 2.24. Esquema ($R_{eq \text{ pozo } 135m}$, R_{13} , R_{12} , R_{11}) en paralelo.

$$\frac{1}{\sqrt{R_{10}'}} = \frac{1}{\sqrt{R_{eq_{pz(50)}}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{13}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{12}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{11}}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R_{10}'}} = \frac{1}{\sqrt{121.5\mu}} + \frac{1}{\sqrt{2.285\mu}} + \frac{1}{\sqrt{7.361\mu}} + \frac{1}{\sqrt{15.289\mu}}$$

$$R_{10}' = 0.527\mu$$

- **R9'(serie)**

Se calcula la resistencia resultante $R_{9'}$ en serie comprendido entre los puntos 1 y 3; tener en cuenta que la resistencia local RL_3 no ingresa al cálculo.

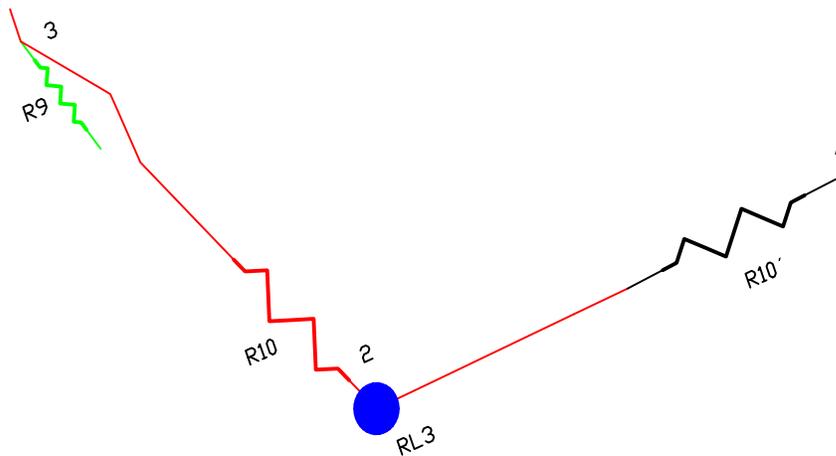


Figura 2.25. Esquema (R_{10} , RL_3 , R_{10}') en serie.

$$R9' = R10' + R10$$

$$R9' = 0.537\mu + 48.082\mu$$

$$\mathbf{R9' = 48.61 \mu}$$

- **R8'(paralelo)**

La resistencia resultante R8' se encuentra en paralelo comprendido entre los puntos 1 y 2, ver en la siguiente imagen.

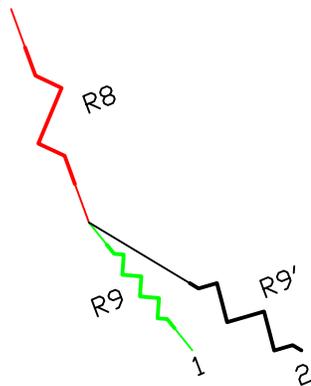


Figura 2.26. Esquema (R9, R9') en paralelo.

$$\frac{1}{\sqrt{R8'}} = + \frac{1}{\sqrt{R9}} + \frac{1}{\sqrt{R9'}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R8'}} = \frac{1}{\sqrt{7.802\mu}} + \frac{1}{\sqrt{48.61\mu}}$$

$$\mathbf{R8' = 3.97\mu}$$

- **R7'(serie)**

La resistencia resultante R7' se encuentra en serie entre los puntos 1 y 2.

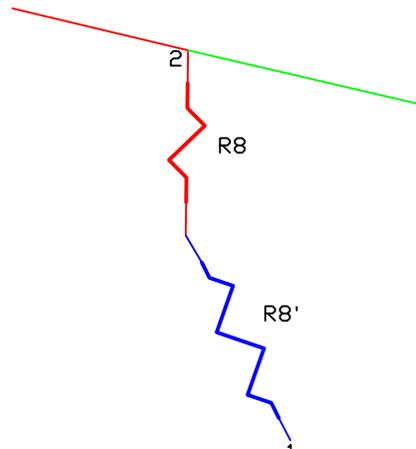


Figura 2.27. Esquema (R8, R8') en serie.

$$R7' = R8 + R8'$$

$$R7' = 3.97\mu + 10.624\mu$$

$$R7' = 14.601 \mu$$

- **R6' (paralelo)**

Ahora el cálculo se realiza entre los puntos 1 y 2 en paralelo.



Figura 2.28. Esquema (R7, R7') en paralelo.

$$\frac{1}{\sqrt{R6'}} = + \frac{1}{\sqrt{R7}} + \frac{1}{\sqrt{R7'}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R6'}} = \frac{1}{\sqrt{45.625\mu}} + \frac{1}{\sqrt{14.602\mu}}$$

$$R6' = 5.956\mu$$

- **R6''(serie)**

La resistencia resultante R6'' se encuentra en serie entre los puntos 1 y 2.

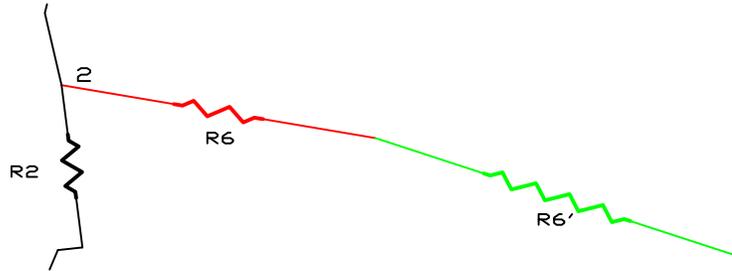


Figura 2.29. Esquema (R6, R6') en serie.

$$R6'' = R6 + R6'$$

$$R6'' = 19.11\mu + 5.956\mu$$

$$R6'' = 25.067\mu$$

- **R4'(paralelo)**

La resistencia resultante R4' se encuentra en paralelo entre los puntos 1 y 2.

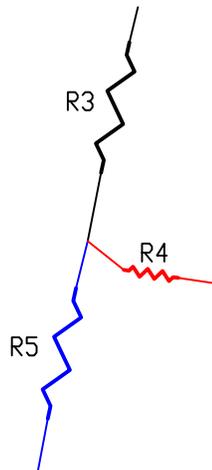


Figura 2.30. Esquema (R5, R4) paralelo.

$$\frac{1}{\sqrt{R4'}} = + \frac{1}{\sqrt{R5}} + \frac{1}{\sqrt{R4}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R4'}} = \frac{1}{\sqrt{5.124\mu}} + \frac{1}{\sqrt{3.263\mu}}$$

$$R4' = 1.070 \mu$$

- **R2'(serie)**

Para este tramo, la resistencia resultante R2' se encuentra en serie entre los puntos 1,2,3 y 4; no tener en cuenta la resistencia local RL2 en este cálculo.

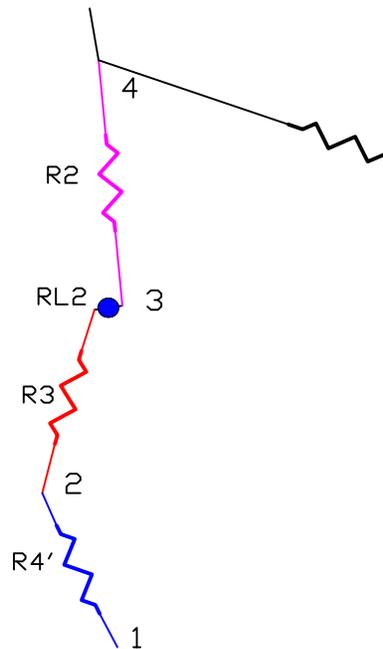


Figura 2.31. Esquema (R4', R3, RL2, R2) en serie.

$$R2' = R4' + R3 + R2$$

$$R2' = 1.07\mu + 5.74\mu + 7.461\mu$$

$$R2' = 14.27\mu$$

- **R1'(paralelo)**

Estas dos resistencias restantes se calculan en paralelo.

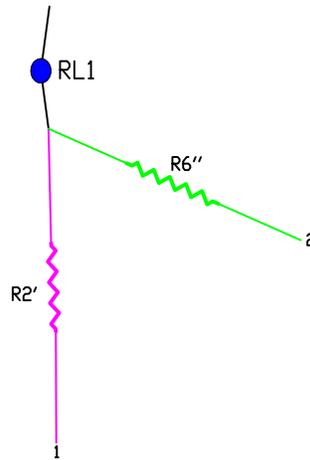


Figura 2.32. Esquema (R2', R6'') en paralelo.

$$\frac{1}{\sqrt{R1'}} = \frac{1}{\sqrt{R2'}} + \frac{1}{\sqrt{R6''}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R1'}} = \frac{1}{\sqrt{14.27\mu}} + \frac{1}{\sqrt{25.066\mu}}$$

$$\mathbf{R1' = 4.64\mu}$$

- **Resistencia equivalente tramo norte-sur (serie)**

Para hallar la resistencia equivalente del tramo norte-sur de la mina Goldmins se calcula las tres resistencias restantes en serie.

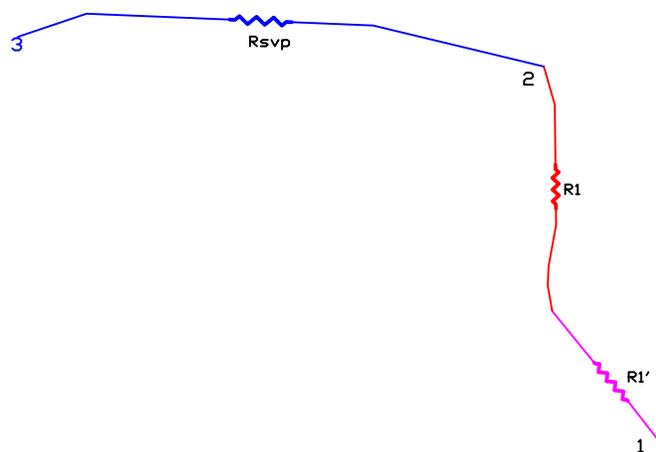


Figura 2.33. Esquema (R1', RL1, Rsvp) en serie.

$$Req_{\text{norte-sur}} = R1' + R1 + Rsvp$$

$$Req_{\text{norte-sur}} = 4.64\mu + 25.028\mu + 49.26\mu$$

$$Req_{\text{norte-sur}} = 78.92\mu$$

2.8.2.1. Resistencias locales en el tramo norte-sur de la mina Goldmins

Se han determinado seis puntos dentro de la red de ventilación, donde se ha visto necesario el análisis y cálculo de resistencias locales debido específicamente al cambio brusco de dirección.

Para esto se utilizará la fórmula descrita anteriormente, en resistencias locales para codos angulares.

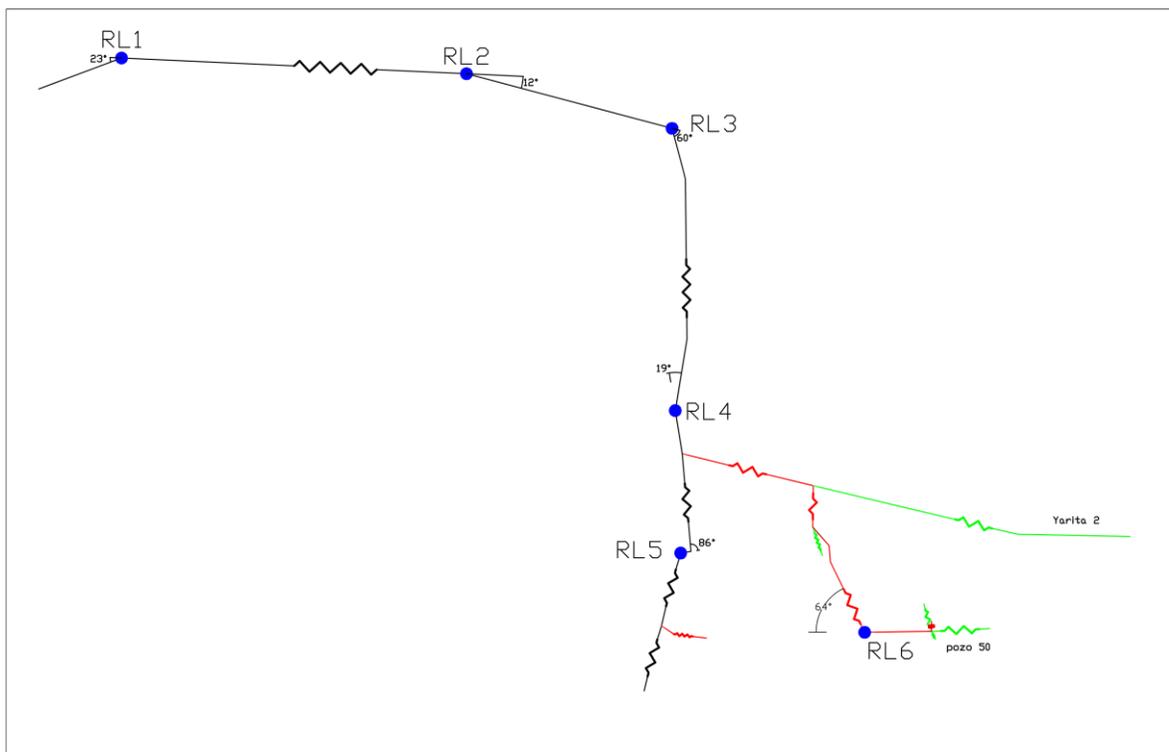


Figura 2.34. Diagrama de resistencias locales con ángulos

- **Codos angulares en el socavón principal**

En este tramo se encontraron tres puntos críticos, conectados entre sí.

-Se calcula la primera resistencia local, con un ángulo 23°

a) Coeficiente de pérdida de carga singular (1):

$$\varepsilon_1 = 0.2 \left(\frac{23^\circ}{90} \right) + \left(\frac{23^\circ}{90} \right)^2$$

$$\varepsilon_1 = 0.116$$

b) Resistencia local (1):

$$RL_1 = 64.487 \frac{0.116}{6.25^2}$$

$$RL_1 = 0.1915 \mu$$

-Se calcula la segunda resistencia local, con un ángulo 12°

a) Coeficiente de pérdida de carga singular (2):

$$\varepsilon_2 = 0.2 \left(\frac{12^\circ}{90} \right) + \left(\frac{12^\circ}{90} \right)^2$$

$$\varepsilon_2 = 0.044$$

b) Resistencia local (2):

$$RL_2 = 64.487 \frac{0.044}{6.25^2}$$

$$RL_2 = 0.073 \mu$$

-Se calcula la tercera resistencia local, con un ángulo 60°

a) Coeficiente de pérdida de carga singular (3):

$$\varepsilon_3 = 0.2 \left(\frac{60^\circ}{90} \right) + \left(\frac{60^\circ}{90} \right)^2$$

$$\varepsilon_3 = 0.577$$

b) Resistencia local (3):

$$RL_3 = 64.487 \frac{0.577}{6.25^2} = 0.9526 \mu$$

- **Codo angular en la zona del cruceo veta del agua**

Aquí se encontraron dos puntos críticos dentro del desplazamiento por estas galerías, la una conecta con la galería principal y el otro es pasando la galería que lleva a la “yarita 2”.

- Se calculará la cuarta resistencia local del tramo con un ángulo de 19°:

c) Coeficiente de pérdida de carga singular (4):

$$\varepsilon_4 = 0.2 \left(\frac{19^\circ}{90} \right) + \left(\frac{19^\circ}{90} \right)^2$$

$$\varepsilon_4 = 0.0868$$

d) Resistencia local (4):

$$RL_4 = 64.487 \frac{0.0868}{6.25^2}$$

$$RL_4 = 0.1433 \mu$$

-Ahora, se procede a calcular la quinta resistencia local, con un ángulo de 86°:

a) Coeficiente de pérdida de carga singular (5):

$$\varepsilon_5 = 0.2 \left(\frac{86^\circ}{90} \right) + \left(\frac{86^\circ}{90} \right)^2$$

$$\varepsilon_5 = 1.1466$$

b) Resistencia local (5):

$$RL_5 = 64.487 \frac{1.1466}{5^2}$$

$$RL_5 = 2.957 \mu$$

- **Codo angular en la zona del “pozo 50”.**

-En esta zona se encontró un punto en donde el cambio de dirección está con un ángulo de 64°:

a) Coeficiente de pérdida de carga singular (6):

$$\varepsilon_6 = 0.2 \left(\frac{64^\circ}{90} \right) + \left(\frac{64^\circ}{90} \right)^2$$

$$\varepsilon_6 = 0.6479$$

b) Resistencia local (6):

$$RL_6 = 64.487 \frac{0.6479}{5^2}$$

$$RL_6 = 1.68 \mu$$

2.8.2.2. Cálculo de la resistencia total del tramo norte-sur de la mina

La resistencia equivalente del tramo norte-sur de la mina Goldmins (R_e) es igual a la resistencia por rozamiento de las galerías más el total de las resistencias locales, según lo cual se tiene:

$$R_e = R_{eq_{norte-sur}} + RL_1 + RL_2 + RL_3 + RL_4 + RL_5 + RL_6$$

$$R_e = 78.92\mu + 0.1915\mu + 0.073\mu + 0.9526\mu + 0.1433\mu + 2.957\mu + 1.68\mu$$

$$R_e = 84.92\mu$$

La mayoría de las galerías de la mina Goldmins cuenta con vías de transporte de personal, vagones y obstáculos (madera estéril, relleno, etc.), se considera un incremento del 30% de la resistencia equivalente del tramo norte-sur para el cálculo de la resistencia total (R_t).

$$R_t = R_e + (R_e * 0.3)$$

$$R_t = 110.4\mu$$

2.9. Cálculo de la curva característica del tramo norte-sur de la mina

La curva característica es la relación existente entre el caudal y la depresión del tramo norte-sur de la mina; se la expresa mediante la ecuación (17) anteriormente descrita:

$$H = R Q^2$$

Conociendo la resistencia, asignamos valores a Q para determinar los valores de H, ver la tabla 2.19.

$$H = 0.1104 Q^2$$

Tabla 2.19. Valores de la curva característica del tramo norte-sur de la mina Goldmins

Resistencia $k\mu$	Q (m³/s)	H (mm H₂O)	H (in H₂O)	cfm
	0	0	0	0
	1	0.1104	0.00434655	2118.88
	2	0.4416	0.01738621	4237.76001
	3	0.9936	0.03911898	6356.64001
	4	1.7664	0.06954485	8475.52001
	5	2.76	0.10866383	10594.4
	6	3.9744	0.15647592	12713.28
0.1104	7	5.4096	0.21298112	14832.16
	8	7.0656	0.27817942	16951.04
	9	8.9424	0.35207083	19069.92
	10	11.04	0.43465534	21188.8
	20	44.16	1.73862136	42377.6001
	30	99.36	3.91189806	63566.4001
	40	176.64	6.95448543	84755.2001
	50	276	10.8663835	105944

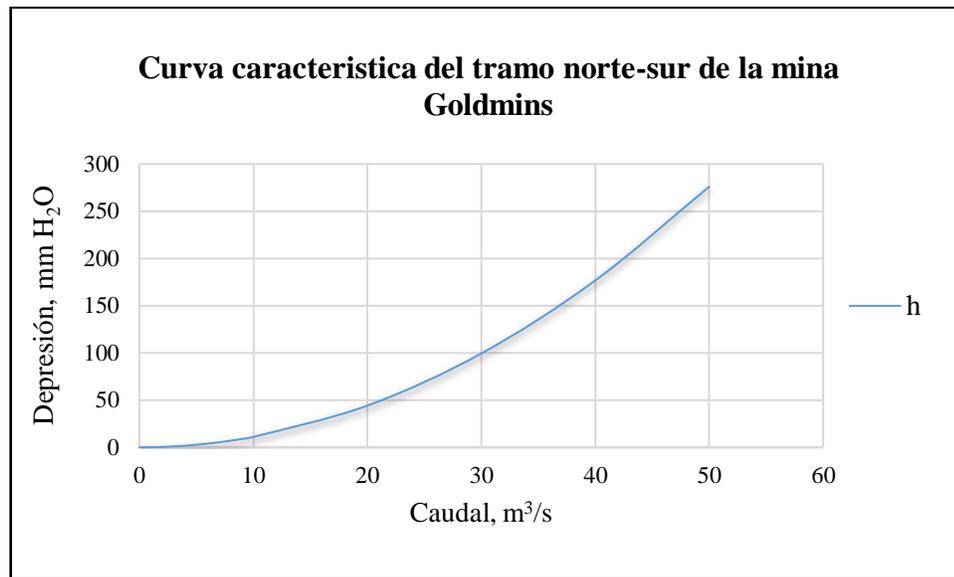


Figura 2.35. Curva característica del tramo norte-sur de la mina Goldmins.

2.10. Pérdida de la carga del circuito de ventilación

La depresión del circuito de ventilación se define como la disminución de la presión por frotamiento del aire en contras de las paredes y para conseguir superar esta diferencia se necesita agregar energía al sistema. Esta pérdida corresponde a la transformación de un trabajo en calor.

Estas pérdidas de presión, llamada depresión y designada con la letra H, cuyos valores están dados en mm H₂O.

Para hallar la pérdida de carga total se utiliza la ecuación (17):

$$H = 0.1104 K\mu \left(27.4 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}\right)^2$$

$$H = 82.88 \text{ mm H}_2\text{O}$$

2.11. Análisis del sistema de ventilación actual

En una mina subterránea debe existir siempre el monitoreo constante del sistema de ventilación, de esta manera se podrá conseguir una circulación permanente de aire limpio hacia todos los puntos dentro de la mina. En los últimos meses a medida que se expanden los niveles de explotación del tramo norte-sur se han registrado constantes problemas de inhalación de gases por parte de personal. Estos son llevados inmediatamente al centro médico de la empresa, a causa de la falta de ventilación en los frentes, pues existen elevados niveles de material particulado en las zonas de carga-transporte, gases y elevados niveles de temperatura, según registros alcanzo valores máximos de 30 °C.

La toma de datos, los cálculos y estimaciones realizadas con anterioridad, han mostrado dos puntos donde ocurren mezclas no deseadas de aire limpio y viciado.

Esto puede ser causado por varios factores; principalmente la ausencia de un sistema de ventilación artificial que pueda contribuir al ingreso de aire fresco necesario para las labores, siendo la utilización de aire comprimido el único sistema auxiliar existente, resultando ineficaz y con efectos negativos para la salud de los trabajadores además de una extracción ineficiente del aire viciado en el tramo norte-sur.

El aire ingresa en cantidades muy bajas hasta el cruce veta del agua, en donde hasta ese punto el flujo de aire se encuentra con normalidad y por el desvío perpendicular ocasiona la disminución del caudal de aire. Esto ocasiona que el aire viciado recircule en estas zonas y no pueda salir de una manera adecuada ocasionada por los siguientes corto circuitos.

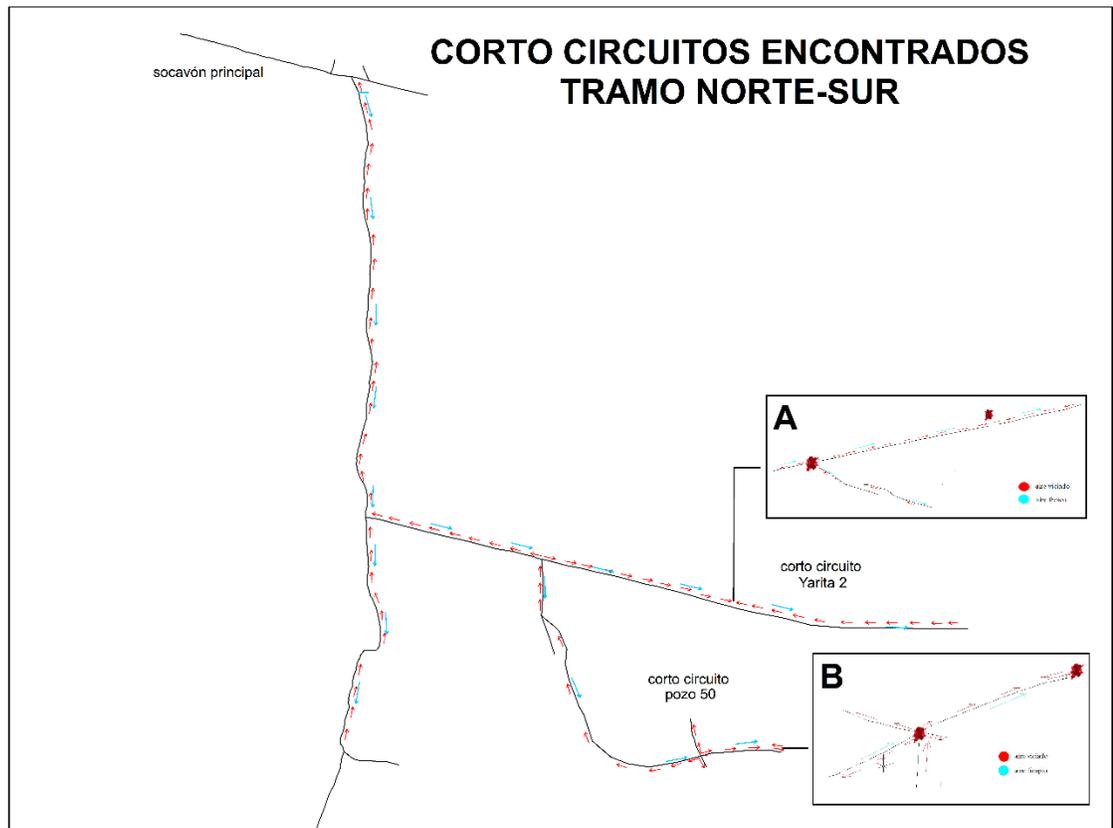


Figura 2.36. Corto circuitos encontrados tramo norte-sur

2.11.1. Corto circuito a la salida del “pozo 50”

El “pozo 50” funciona como ingreso y salida de personal, extracción de material de interés, así como vía próxima para llegar a los diferentes niveles (50 metros y 135 metros aproximadamente). Es el primer corto circuito presente en el tramo norte-sur. Sobre este punto y dentro del “pozo 50” se desprenden 4 labores contiguas que se direccionan para diferentes lados; creando de esta manera que el aire viciado no pueda ser extraído de una manera adecuada en su totalidad. Ver figura 2.37

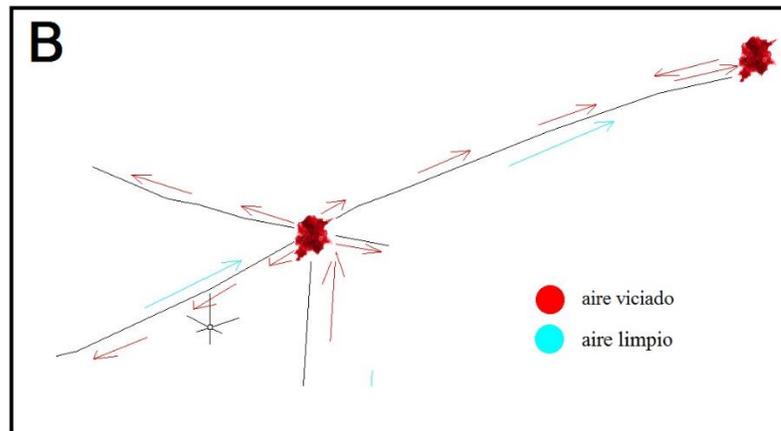


Figura 2.37. Corto circuito a salida del “pozo 50”.

2.11.2. Corto circuito en la galería de la “yarita 2”

La galería de la “yarita 2” tiene como función el ingreso y salida del personal, así como el transporte del material extraído, donde existen aproximadamente tres chimeneas a 45° en dirección norte-sur, con sus respectivos frentes de explotación. Aquí existe el segundo corto circuito y se debe al estancamiento de gases producido por el choque este-oeste entre los mismos, los flujos de aire viciado provienen tanto de las voladuras que se realizan en la “yarita 2” y el “pozo 50”. Ver figura 2.38

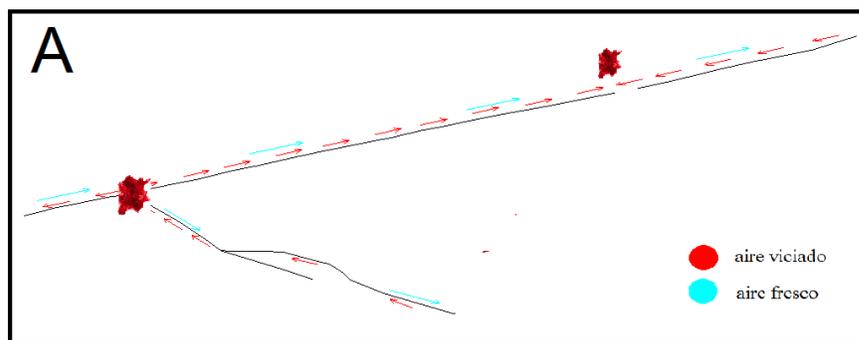


Figura 2.38. Corto circuito en la galería “yarita 2”.

La mina Goldmins no cuenta con personas encargadas para realizar una planificación en mediciones, cálculos periódicos y el dimensionamiento del sistema de ventilación a corto y largo plazo. A su vez, no se realiza un mantenimiento preventivo de los ventiladores extractores, vías de ventilación, sistemas de control eléctrico, para evitar daños al circuito

que pueda interrumpir el flujo de inyección y extracción. No se cuenta con los equipos de medición de gases de forma permanente por los jefes de minas, solo se saben los valores de concentración hasta que el jefe de seguridad realiza su ronda periódica en el turno de la mañana.

Las tronaduras generan la cantidad más elevada de volumen de aire contaminante en el tramo norte-sur, el cual se evidencia teóricamente y experimentalmente. El tiempo de espera post voladura es de aproximadamente tres horas, lo cual es excesivo para la ventilación total de una mina, esto conlleva a un olvido del funcionamiento efectivo del sistema lo que da como resultado problemas de salud para el personal y pérdidas de producción.

2.12. Cobertura actual

Con los datos que fueron recopilados con anterioridad se pudo obtener un promedio de la cobertura actual del tramo norte-sur, se realiza una tabla resumen del ingreso y salida de caudales, además del requerimiento necesario.

Tabla 2.20. Cobertura actual del tramo norte-sur de la mina Goldmins

Resumen	Caudal (cfm)
Ingreso de aire fresco	8677
Salida de aire viciado	5792.85
Requerimiento de aire	58000
% Cobertura actual	10 %

Muestra una cobertura muy baja y evidencia en teoría la falla que existe en el sistema de ventilación actual.

2.13. Modelamiento del circuito actual de ventilación del tramo norte-sur de la mina Goldmins – Software Ventsim

La ventilación en la industria minera de pequeña escala a lo largo de la historia ha sido uno de los principales problemas en las minas subterráneas, pero con la ayuda de programas informáticos permiten realizar análisis en modelos computarizados y planificar las operaciones mineras sin tener inconvenientes.

La planificación minera y los modelos digitales eran ciencias no conocidas que se basaban en las experiencias y suposiciones, causando complicaciones graves en la industria. Ventsim, mediante la licencia educativa, permite diseñar, mejorar y optimizar visualmente los sistemas de ventilación subterráneos.

La simulación del circuito actual del tramo norte-sur en el software, se hizo necesario previamente el uso del software AutoCAD, para el análisis de las conexiones entre labores. En el software Ventsim se calibró las condiciones presentes en la mina y se efectuó la simulación de la ventilación.

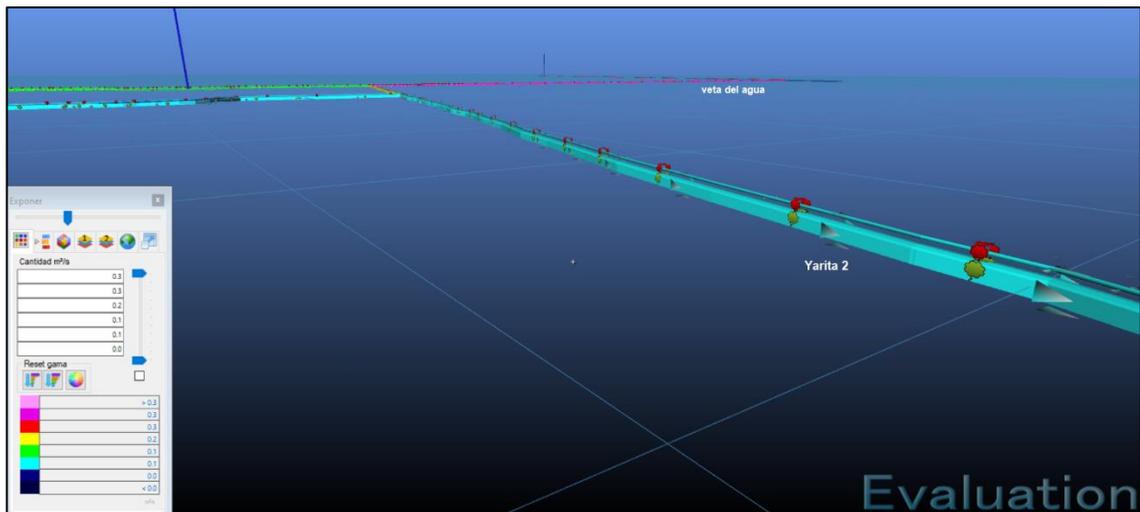


Figura 2.39. Vista 2. Modelamiento del circuito de ventilación actual

Se muestra la ubicación de los ventiladores extractores 3, 4, 5, 6 y 7 que se están usando y su funcionamiento, además de las zonas contaminadas y el flujo que lleva el aire hacia las diferentes labores de la mina, estas figuras están representadas con nubes rojas el aire viciado y las nubes verdes las concentraciones de gases contaminantes, según los puntos aforo.

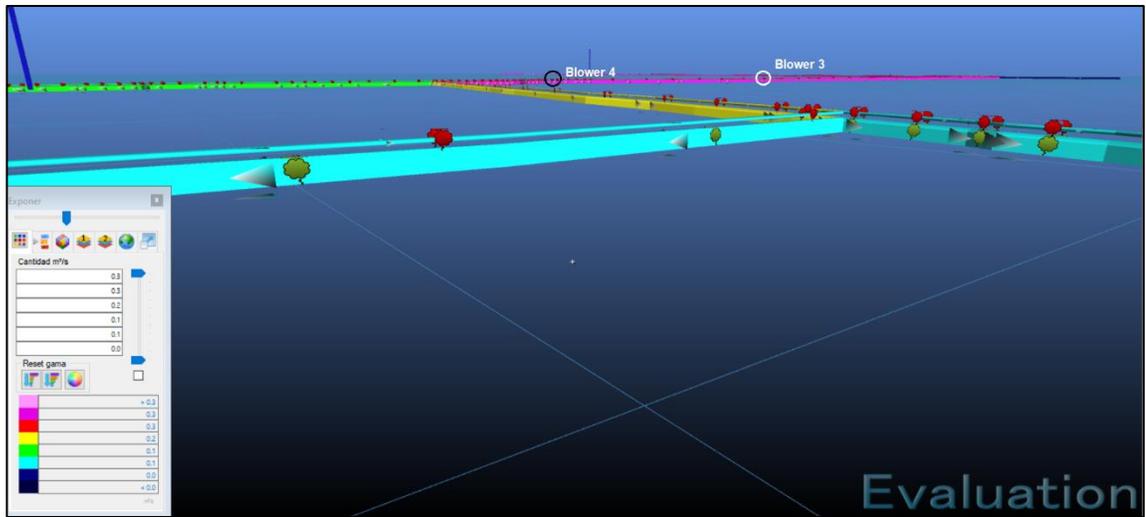


Figura 2.40. Vista 2. Modelamiento del circuito de ventilación actual.

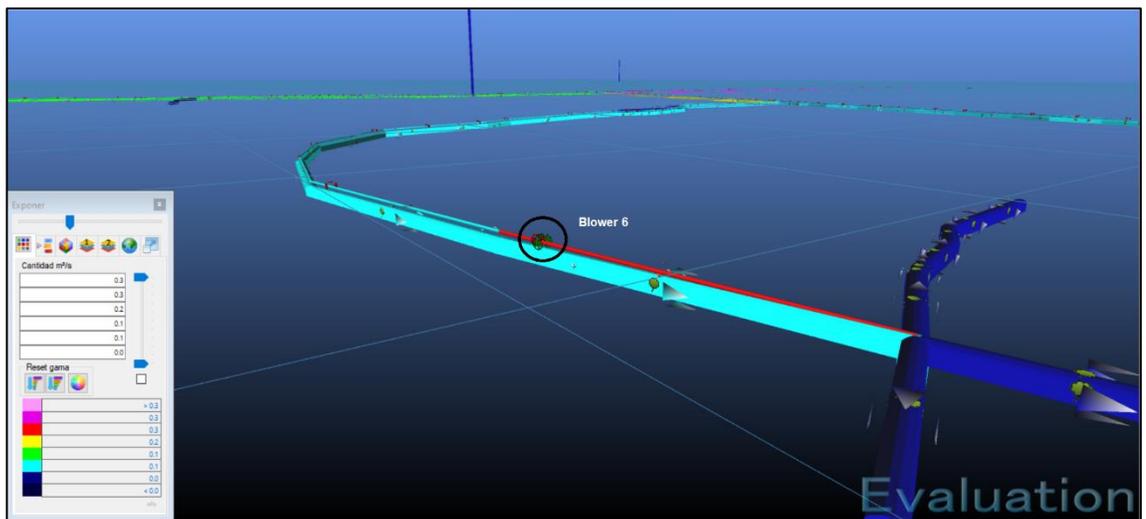


Figura 2.41. Vista 3. Modelamiento del circuito de ventilación actual.

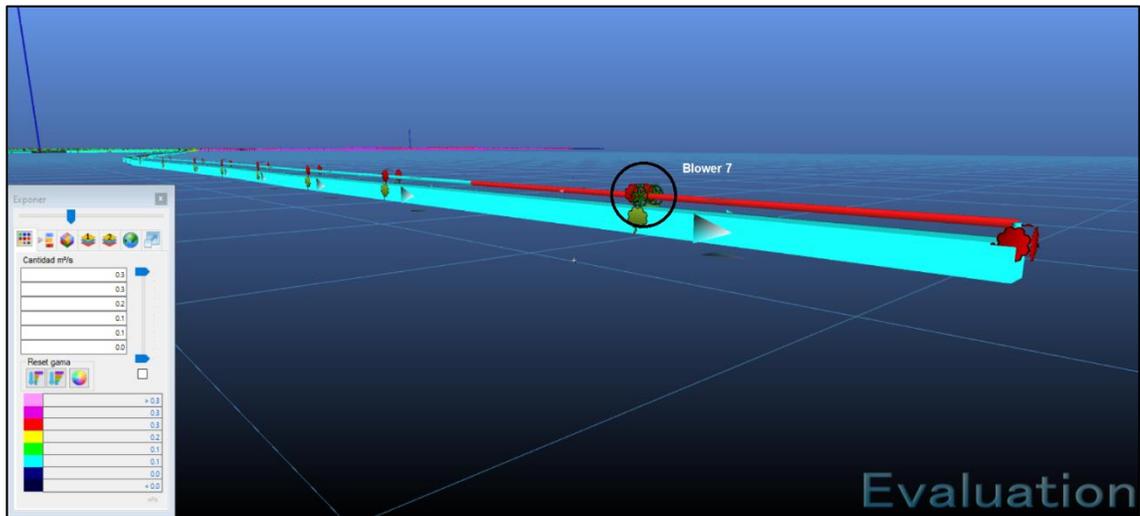


Figura 2.42. Vista 4. Modelamiento del circuito de ventilación actual.

CAPITULO III

DISEÑO DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN PROPUESTO

3.1. Optimización del sistema de ventilación

La optimización del sistema de ventilación se centra en distribuir de manera eficiente el aire limpio y la extracción del aire viciado, cabe destacar que la mina cuenta con un sistema de aire comprimido implementado para todas las labores mineras y además utilizado para la ventilación en interior mina, por lo que si el circuito tiene deficiencias en el sistema, la implementación de un nuevo mecanismo mecánico adicional incrementaría los costos exponencialmente cuando se aumente el caudal de ingreso de aire, por el consumo de energía.

Los puntos de medición del tramo norte-sur determinaron que las condiciones de oxígeno son normales con un promedio de 20.4% O₂, cumpliendo con los límites permisibles de trabajo, pero la presencia constante de monóxido de carbono en las labores de explotación es el resultado de una posible deficiencia en la extracción de aire viciado.

3.1.1. Rediseño del circuito actual de los ventiladores extractores

Los ventiladores extractores secundarios tienen una potencia de 5 HP. Estos están ubicados según la necesidad los ha llevado a colocarlos, sin conocer si la energía que presenta los mismos pueda abastecer la salida total del aire viciado, por lo que se plantea o sugiere la colocación de ventiladores extractores de acuerdo a su exigencia.

3.1.1.1. Conexiones del circuito de extracción de aire viciado

Con el trabajo en serie de dos ventiladores extractores, el caudal de extracción de aire que pasa por ambos, debe ser igual al valor del caudal Q1 es decir ($Q_1=Q_2$) y la resistencia total es igual a la suma de las resistencias producidas (R_1+R_2) por cada ventilador y el sistema de trabajo de dos ventiladores en paralelo es totalmente contrario al sistema en serie.

Dicho esto, encontramos in-situ que el sistema actual de extracción de aire viciado tiene problemas en la selección de ventiladores extractores y la ubicación de los mismos, lo que no permite extraer el caudal efectivo de gases producidos en el circuito.

El caudal de los blowers 5, 6 y 7 están en una conexión en paralelo al blower 4, que si bien tiene las mismas características técnicas no está en capacidad de poder extraer el caudal total, es decir:

$$Q_4 < Q_5 + Q_6 + Q_7$$

Lo que da resultado que el 30% de la totalidad del aire viciado sea extraído, lo que provoca el estancamiento de gases en el tramo norte-sur.

3.1.1.2 Mejoras al sistema de ventilación actual

La solución para poder mejorar el sistema actual es aumentar la potencia 3 veces al blower 4 y por consiguiente eliminar al blower 3 (Ver Figura 2.6.). Es decir, si la potencia de los blowers 5, 6 y 7 es 5 HP, la potencia del blower 3 y 4 deben ser de aproximadamente 15 HP, con esto permitiría que se cumpla una eficiente extracción de gases y evitar los cortos circuitos encontrados.

$$Q_3 = Q_4 = Q_5 + Q_6 + Q_7$$

El planteamiento de esta mejora, propone una eficiencia que pueda llegar hasta el 90% de extracción de gases en el tramo norte-sur, pero al depender del sistema general de extracción de la mina Goldmins, no se puede asegurar que los circuitos adyacentes estén conectados correctamente.



Figura 3.1. Esquema de mejoras en el sistema de extracción de aire viciado tramo norte-sur, mina Goldmins

3.1.2. Modelamiento del circuito actual con el análisis de optimización

El modelamiento del circuito de ventilación actual, consistió en analizar el funcionamiento del sistema mediante el aumento de la capacidad del blower 4 a 15 HP.

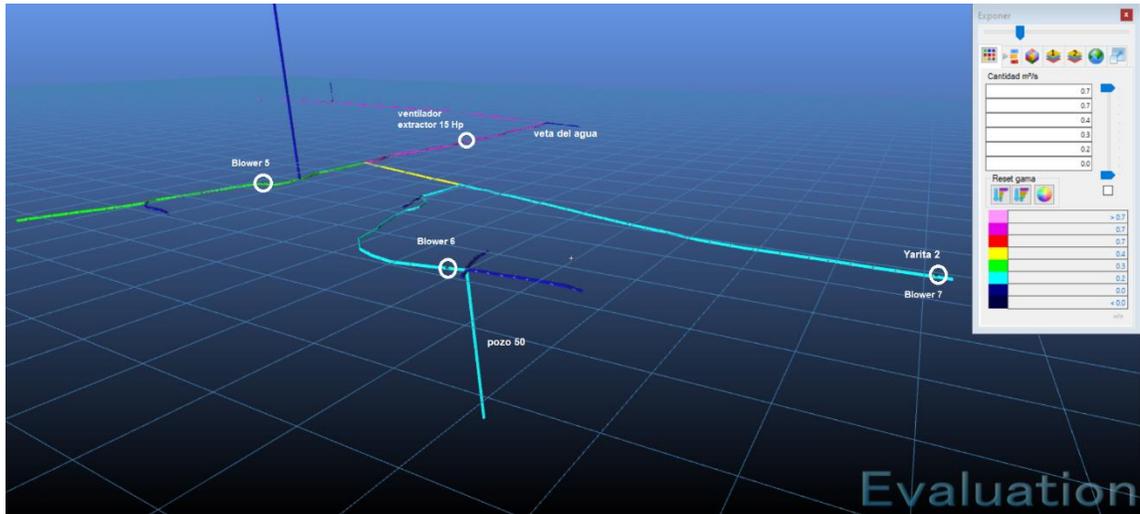


Figura 3.2. Vista 1. Modelamiento de la modificación del circuito actual.

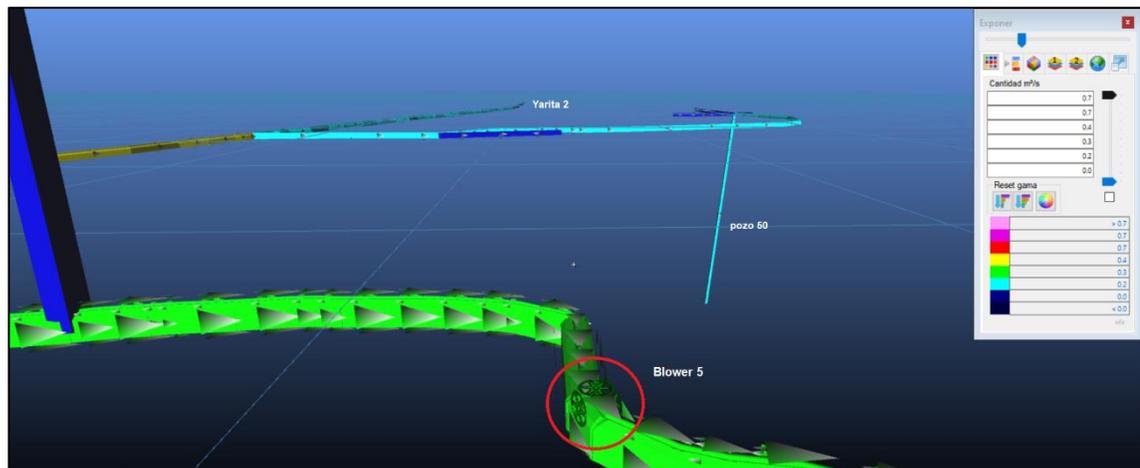


Figura 3.3. Vista 2. Modelamiento de la modificación del circuito actual.

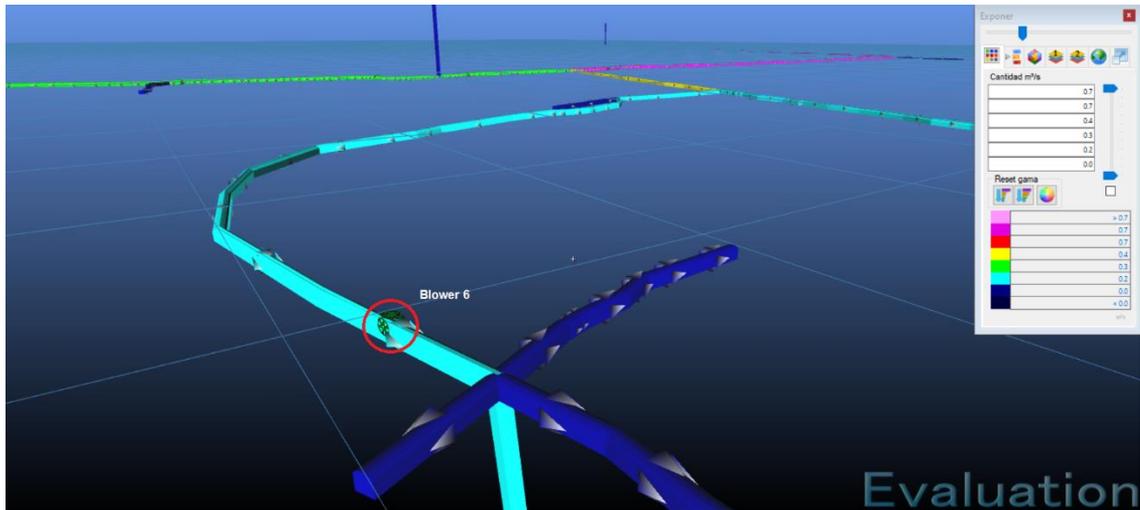


Figura 3.4. Vista 3. Modelamiento de la modificación del circuito actual.

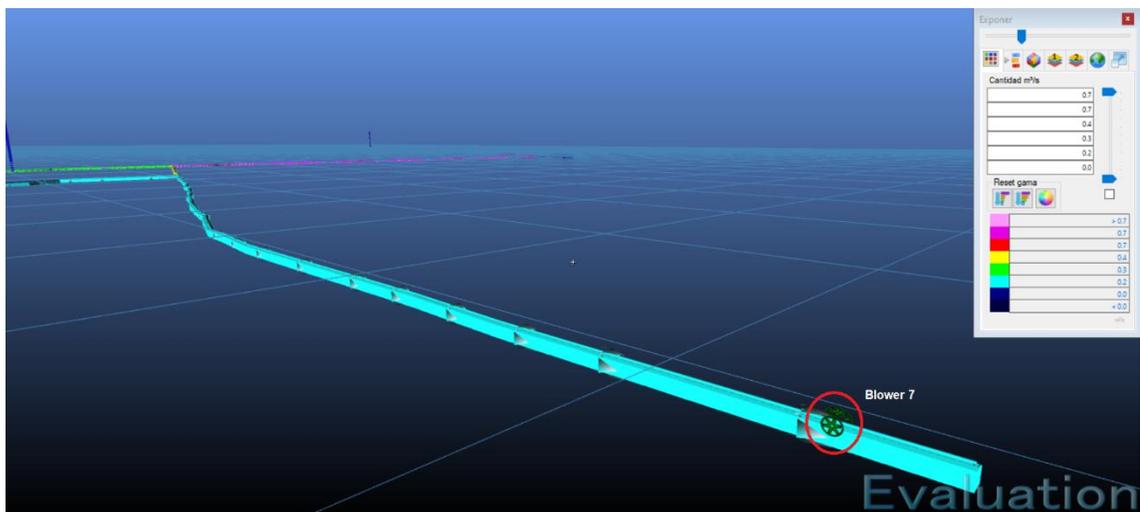


Figura 3.5. Vista 4. Modelamiento de la modificación del circuito actual.

Otra alternativa que según el análisis teórico y práctico realizado in-situ se plantea, es tomar en cuenta una antigua chimenea de explotación que sale a superficie, sirviendo como una alternativa de entrada o salida de aire fresco o viciado, ubicada en el cruce veta del agua.

La instalación de un nuevo ventilador extractor en dirección a la chimenea que sale a superficie, da lugar que alrededor de 4 ventiladores extractores secundarios salgan del funcionamiento del circuito general de extracción del aire viciado de la mina Goldmins,

lo que proporciona un índice de consumo de energía menor y una eficiente extracción de aire viciado además de tener autonomía de la salida del aire viciado. Adicionalmente, se reducirán las resistencias del tramo norte-sur y las indeseadas recirculaciones que provocaban que el aire contaminado se mantenga en este tramo, tal como se evidencia en la toma de datos la cantidad de oxígeno cumple con los límites permisibles establecidos por la ley, pero los estancamientos de gases contaminantes como CO, provocan que las labores no se cumplan con seguridad.

En la figura 3.6, se muestra la chimenea propuesta en color rojo, que conecta a las labores del tramo norte-sur.

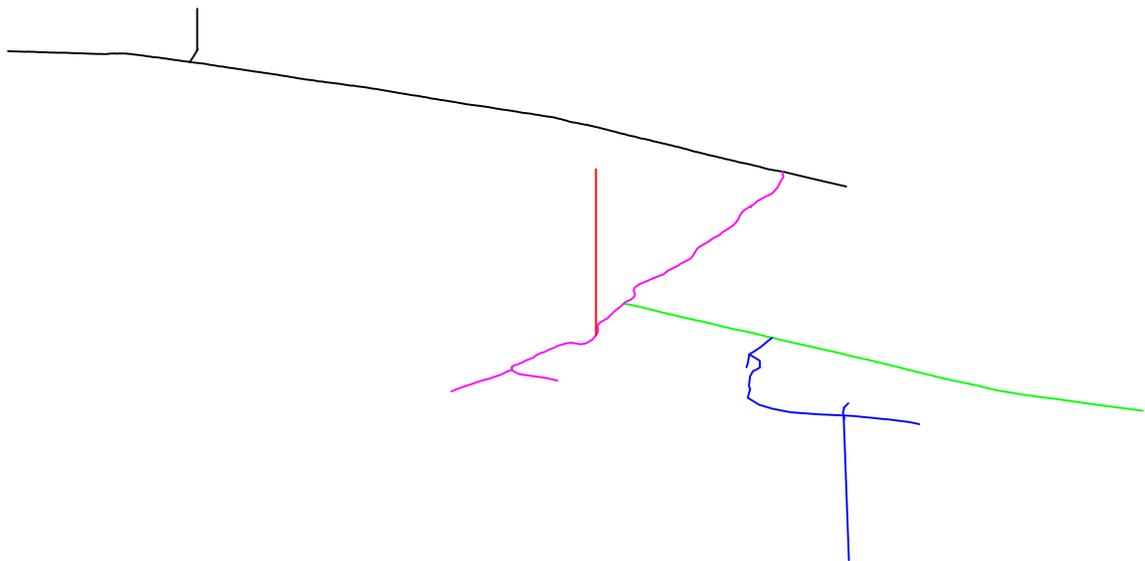


Figura 3.6. Vista isométrica tramo norte-sur de la mina Goldmins, chimenea propuesta.

Se pretende con esta alternativa llegar a una cobertura del 80 al 90% de la extracción de gases contaminantes y establecer una nueva salida, más cercana a las labores del tramo norte-sur.

3.2. Circuito de ventilación propuesto

De acuerdo a las fallas encontradas en el sistema de ventilación, los cálculos realizados y el análisis del circuito de ventilación; se propone implementar nueva salida del aire viciado ubicado en una chimenea antigua en dirección a superficie y sugiere un nuevo ventilador extractor principal ubicado en veta del agua, además de un ventilador centrífugo que inyecte aire limpio al tramo norte sur.

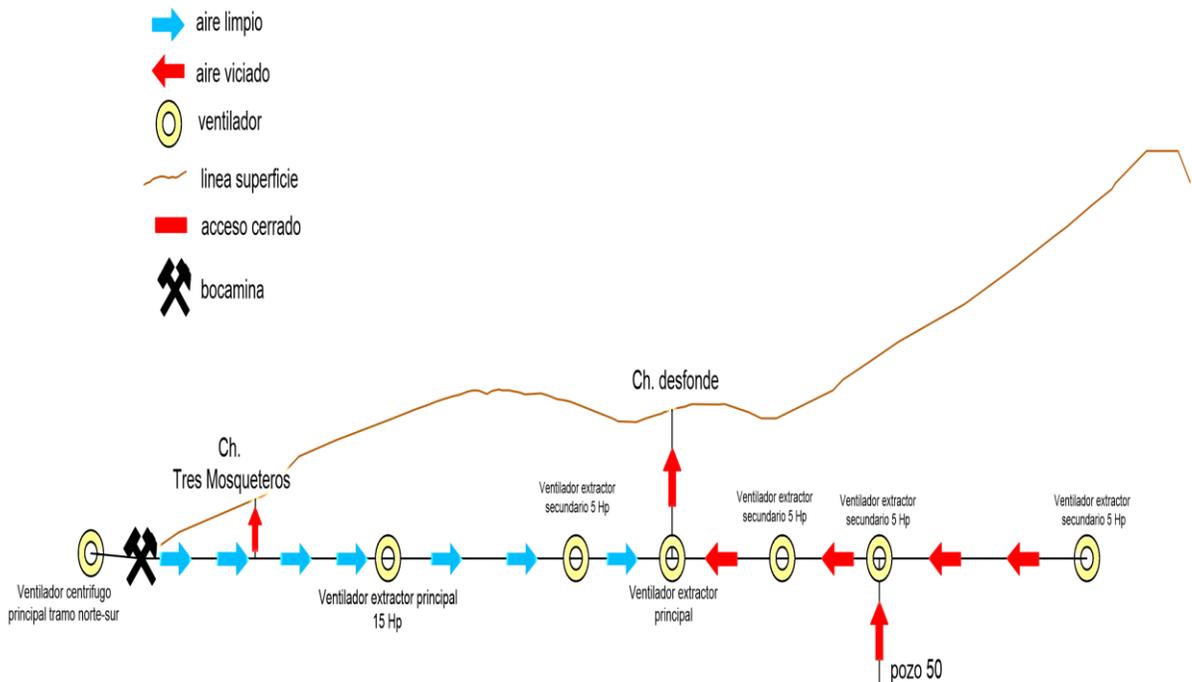


Figura 3.7. Esquema de circuito de ventilación propuesta tramo norte-sur mina Goldmins

3.2.1. Ventilador extractor propuesto

El circuito actual de extracción de aire viciado de la mina Goldmins comprende una serie de ventiladores extractores ubicados a lo largo del socavón principal y en el cruce veta de agua, cabe destacar que existen más de estos equipos para las demás labores mineras. Se propone un nuevo circuito de extracción de aire viciado con total autonomía para el tramo norte-sur con salida a superficie por una antigua chimenea de explotación, ubicada en el cruce veta del agua, tal como se indica en la Figura 3.7. El nuevo ventilador extractor tendrá la función principal de extraer el aire viciado de este tramo, mediante una conexión en serie y paralelo de los ventiladores extractores secundarios existentes; al

existir un circuito con conexiones de tuberías PVC del sistema de extracción actual, con diámetro aproximado de 25 centímetros, se ocupará los mismos elementos, direccionados hacia el ventilador extractor ubicado a una distancia próxima de la chimenea de desfonde.

3.2.1.1. Cálculo y selección del ventilador extractor

- **Cálculo de la presión estática del tramo norte-sur**

En la ecuación (Pe), se tomó en cuenta la caída de presión hasta el crucero veta del agua.

$$P_t = P_d + P_e \quad (32)$$

Donde:

P_t: presión total (35.06 mm H₂O)

P_e: presión estática

P_d: presión dinámica

Despejando la presión estática (P_e) de la ecuación tenemos.

$$P_e = P_t - \left(\frac{Q_t}{A}\right)^2 \left(\frac{\gamma}{2g}\right) \quad (33)$$

Donde:

Q_t: caudal requerido en la mina (27.4 m³/s)

A: área de salida del aire (5m²)

γ: peso específico del aire de la mina (1.014 kg/m³)

g: gravedad (9.81 m/s²)

Reemplazando los valores tenemos que:

$$P_e = 35.06 \text{ mm H}_2\text{O} - \left(\frac{27.4 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}}{5 \text{ m}^2}\right)^2 \left(\frac{1.014 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}{2(9.81 \frac{\text{m}}{\text{s}^2})}\right)$$

$$P_e = 33.507 \text{ mm H}_2\text{O}$$

- **Cálculo de la potencia útil del ventilador extractor**

La potencia útil del ventilador extractor es:

$$P = \frac{H Q}{75 \eta D_E M_E} \quad (34)$$

Donde:

P: potencia del ventilador, HP

H: depresiones del circuito en mm H₂O

Q: caudal de aire, m³/s

η: eficiencia del ventilador, su eficiencia varia normalmente entre 70 a 80%

D_E: eficiencia de la transmisión, varía entre 90% para transmisión por poleas y correas, a 100% para transmisión directa

M_E: eficiencia del motor, varía entre 85 a 95%

Resolviendo la ecuación,

$$P = \frac{35.06 \text{ mm H}_2\text{O} \times 27.4 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}}{75 \times 0.75 \times 0.95 \times 0.85}$$

$$\mathbf{P = 21 \text{ HP}}$$

- **Selección del ventilador extractor propuesto**

El ventilador extractor debe cumplir con los requerimientos necesarios del tramo norte-sur de la mina Goldmins y desempeñar eficientemente con los siguientes parámetros operacionales: la presión estática (P_e) de la mina, altura sobre el nivel del mar, caudal total (Q_t).

Tabla 3.1. Resultados de los parámetros operacionales obtenidos

Parámetros operacionales	
Qt (caudal total requerido)	27.4 m ³ /s
H (pérdida de carga)	35.06 mm H ₂ O
Pe (presión estática)	33.507 mm H ₂ O
Altura sobre el nivel del mar	1080 msnm
Peso específico del aire	1014 kg/m ³
Características de los ventiladores	
Tipo de ventilador	extractor
Diámetro	25 cm
Caudal	27.4 m ³ /s
Potencia	21 HP

3.2.2. Ventilador centrífugo propuesto

La inyección de aire limpio al tramo norte-sur a medida que la planificación de explotación avance, se sugiere aumentar el caudal de aire mediante un nuevo ventilador.

Se propone la compra de un ventilador centrífugo ubicado en superficie que abarque el caudal requerido del tramo norte-sur. Esto se logrará mediante la instalación con tubos de 25 centímetros aproximadamente. Actualmente existe una conexión de un ventilador centrífugo destinado a los polvorines en interior mina, se aprovechará esta línea sumándole un nuevo ventilador centrífugo que puede inyectar aire limpio.

Así se ventilará el tramo norte-sur mediante un sistema impelente, que pueda direccionar el aire viciado hacia una nueva salida en la chimenea de desfonde. Cabe recalcar que el

ventilador funcionará a su máxima potencia después de las voladuras, en un periodo de 45 min.

3.2.2.1. Cálculo y selección del ventilador centrífugo

La selección del ventilador es aquel que suministra el caudal requerido para las labores del tramo norte-sur de la mina Goldmins, teniendo en cuenta que una ventilación suficiente y estable puede obtenerse con la ayuda de ventiladores.

3.2.2.2. Cálculo de la presión estática del tramo norte-sur

La presión estática depende de la presión dinámica y la presión total; la cual se obtiene mediante la ecuación (32):

$$P_t = P_d + P_e$$

Donde:

P_t : presión total (82.88 mm H₂O)

P_e : presión estática

P_d : presión dinámica

Despejando la presión estática (P_e) de la ecuación (33) tenemos:

$$P_e = P_t - \left(\frac{Q}{A}\right)^2 \left(\frac{\gamma}{2g}\right)$$

Donde:

Q : caudal requerido en la mina (27.4 m³/s)

A : área de salida del aire (5m²)

γ : peso específico del aire de la mina (1.014 kg/m³)

g : gravedad (9.81 m/s²)

Reemplazando los valores tenemos que:

$$P_e = 82.88 \text{ mm H}_2\text{O} - \left(\frac{27.4 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}}{5 \text{ m}^2} \right)^2 \left(\frac{1.014 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}{2(9.81 \frac{\text{m}}{\text{s}^2})} \right)$$

$$P_e = 81.33 \text{ mm H}_2\text{O}$$

3.2.2.3. Cálculo de la potencia útil del ventilador centrífugo

La potencia útil de la ventilación depende de la pérdida de carga y caudal requerido, y se calcula mediante la ecuación (34):

$$P = \frac{H Q}{75 \eta D_E M_E}$$

Donde,

P: potencia del ventilador, HP

H: depresiones del circuito en mm H₂O

Q: caudal de aire, m³/s

η: eficiencia del ventilador, su eficiencia varía normalmente entre 70 a 80%

D_E: eficiencia de la transmisión, varía entre 90% - 100%

M_E: eficiencia del motor, varía entre 85 a 95%

Resolviendo la ecuación:

$$P = \frac{81.33 \text{ mm H}_2\text{O} \times 27.4 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}}{75 \times 0.75 \times 0.95 \times 0.85}$$

$$P = 50 \text{ HP}$$

3.2.2.4. Selección del ventilador centrífugo propuesto

El ventilador centrífugo debe cumplir con los requerimientos necesarios del tramo norte-sur de la mina Goldmins y desempeñar eficientemente con los siguientes parámetros operacionales: la presión estática (P_e) de la mina, altura sobre el nivel del mar, caudal total (Q_t).

Tabla 3.2. Resultados de los parámetros operacionales obtenidos

Parámetros operacionales	
Qt (caudal total requerido)	27.4 m ³ /s
H (pérdida de carga)	82.88 mm H ₂ O
Pe (presión estática)	81.33 mm H ₂ O
Altura sobre el nivel del mar	1080 msnm
Peso específico del aire	1014 kg/m ³

Características de los ventiladores	
Tipo de ventilador	Centrífugo
Diámetro	25 cm
Caudal	27.4 m ³ /s

3.3. Descripción de los equipos de ventilación sugeridos

El circuito propuesto de ventilación en el tramo norte-sur sugiere la adquisición de dos equipos con las características antes mencionadas:

- Ventilador extractor de 20 HP
- Ventilador centrífugo de 50 HP

3.3.1. Características del ventilador extractor

Se propone la compra de un ventilador extractor con motor W22 Ventilación 200°- 2h-IE1-Trifásico de 50000 cfm, 20 HP, con acoplamiento a la estructura del rodete de 25 centímetros de diámetro tanto de entrada y salida. Se escoge este motor para el ventilador extractor ya que sus características lo hacen efectivo para el requerimiento de aire. Ver anexo 8.



Figura 3.8. Motor W22 Ventilación 200°- 2h-IE1-Trifásico, 20 HP

Fuente: (WEG Productos, 2019)

3.3.2. Características del ventilador centrífugo propuesto

Se sugiere la compra de un ventilador centrífugo con motor W22 Ventilación IE1 trifásico, 50 HP de 50000 cfm, con acoplamiento a la estructura del rodete de 25 centímetros de diámetro tanto de entrada y salida. Estos equipos son diseñados para aplicaciones como: ventiladores y extractores, túneles, metros, minas de carbón, etc. Ver anexo 9.



Figura 3.9. Motor W22 Ventilación IE1-Trifásico, 50 HP

Fuente: (WEG Productos, 2019)

3.4. Cobertura propuesta

La adquisición de un nuevo ventilador extractor principal que permita la extracción de aproximadamente 60000 cfm y un ventilador centrífugo en superficie de 50000 cfm, se calculó la salida del aire viciado para 60000 cfm, obteniendo una cobertura de 100%.

Tabla 3.3. Cobertura propuesta del tramo norte-sur de la mina Goldmins

Resumen	Caudal cfm
Ingreso de aire fresco	58677
Salida de aire viciado	60000
Requerimiento de aire	58000
Cobertura actual %	88.4 %

El cálculo numérico con los datos de los equipos proporciona una cobertura óptima, pero se necesita un ajuste a la realidad, teniendo en cuenta fallas, y otros factores de incidente de la explotación minera en el sistema, para que se considere un ajuste del 15% de error en el circuito.

3.5. Modelamiento del circuito propuesto-Software Ventsim

El modelamiento de la ventilación propuesta en el software Ventsim, consistió en la ubicación idónea de los equipos propuestos para observar el funcionamiento del circuito con la inclusión de la nueva salida de aire viciado.

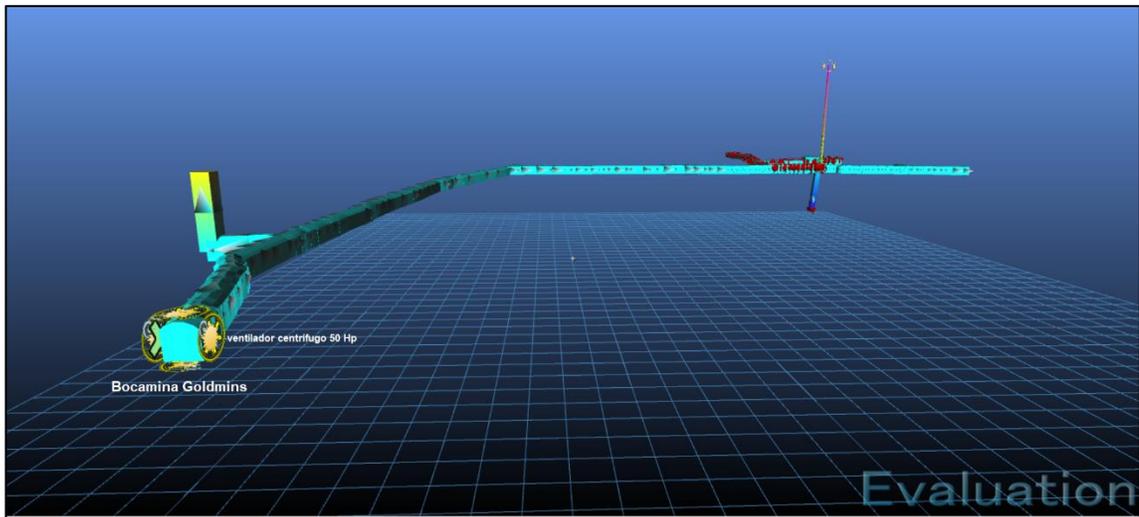


Figura 3.10. Vista 1. Modelamiento del circuito de ventilación propuesto.

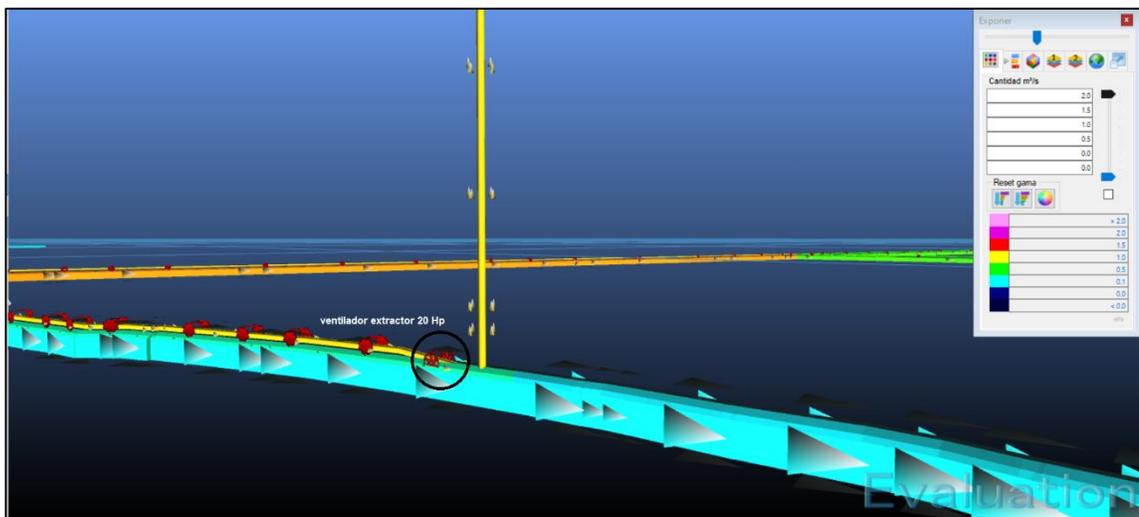


Figura 3.11. Vista 2. Modelamiento del circuito de ventilación propuesto.

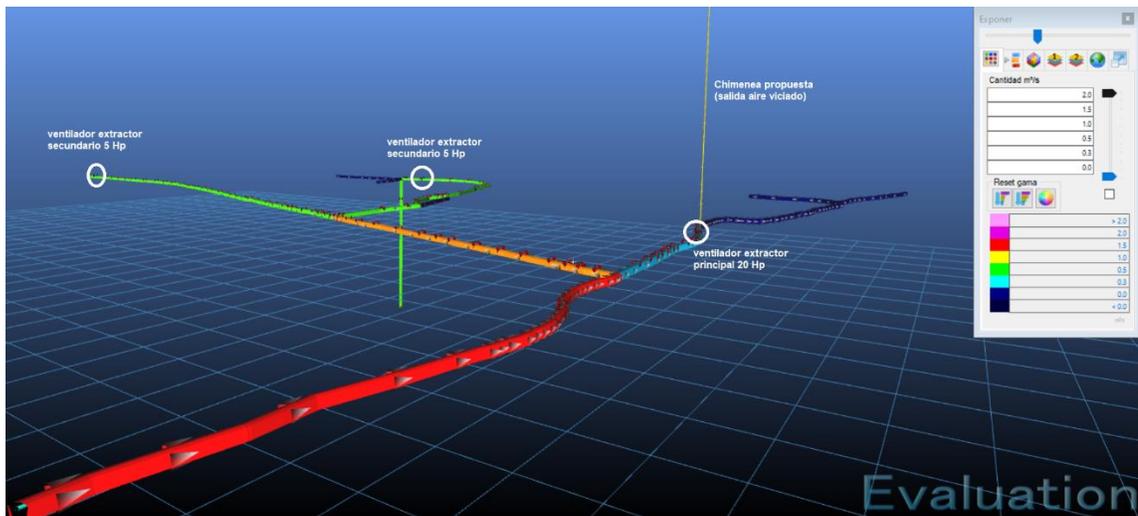


Figura 3.12. Vista 3. Modelamiento del circuito de ventilación propuesto.

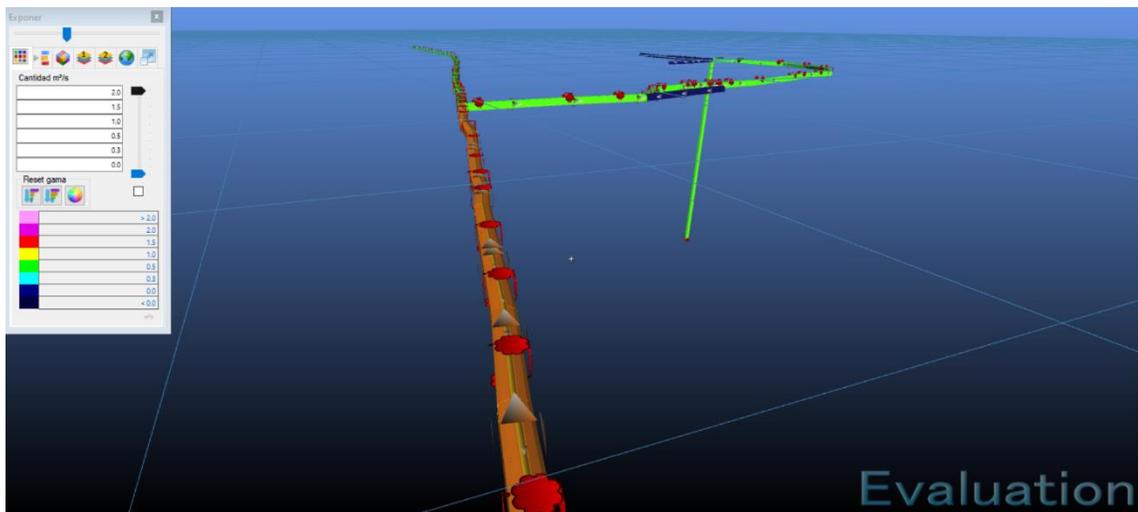


Figura 3.13. Vista 4. Modelamiento del circuito de ventilación propuesto.

CONCLUSIONES

La evaluación del sistema de ventilación actual del tramo norte-sur permitió conocer las condiciones de operación de la red de entrada y salida tanto de aire fresco como de aire viciado, además de identificar las fallas, inconvenientes y factores que afectan la circulación de aire en el circuito principal mediante el empleo de equipos de medición en campo y el modelamiento en el software Ventsim, conociendo de esta manera la situación actual y sugerir una solución acorde a la realidad de la empresa.

Las mediciones realizadas en campo con instrumentos propios de ventilación: anemómetro y psicrómetro proporcionaron datos de velocidad del flujo de aire, temperatura, humedad relativa, etc. y mediante un análisis se determinó que a medida que las operaciones mineras avanzan especialmente labores verticales y niveles inferiores, la velocidad de aire disminuye considerablemente. Los sitios como “yarita 2” y el “pozo 50” registran velocidades tendiendo a cero 0 m/s y la solución empleada por la mina es la utilización de aire comprimido cuando la situación es crítica, lo que genera una incorrecta planificación y un mal diseño del circuito actual de ventilación.

En los sectores como “pozo 50” y “yarita 2” se concentran los gases especialmente CO, producto del franqueo y avance de labores del tramo norte-sur, que ocasiona un estancamiento de gases en distintos puntos de este sector, lo que dificulta el desempeño de los trabajadores y un ambiente inestable en interior mina (se han registrado cuadros críticos de salud de los trabajadores).

La cobertura del actual sistema de ventilación del tramo norte-sur de la mina Goldmins es de aproximadamente 10%, cuenta con una entrada de aire fresco y una salida de aire viciado que se conectan en aproximadamente 200 metros desde la bocamina, obligando a mecanizar el sistema de extracción de aire viciado. El problema se ha evidenciado en la capacidad de los extractores secundarios; si existe una conexión en paralelo, la capacidad del ventilador extractor resultante aumenta según las ramificaciones del circuito existente.

Las voladuras generan la cantidad más elevada de volumen de aire contaminante en el tramo norte-sur de la mina (36000 cfm). El tiempo post-voladura para extracción y ventilación para la mina Goldmins es de tres horas.

Se sugiere una alternativa para el mejoramiento del sistema de ventilación actual mediante la utilización de una chimenea antigua que se conecta a superficie de aproximadamente 200 metros de longitud, lo que generaría una nueva salida de aire viciado de forma óptima en menor tiempo posible y con un menor consumo de energía.

Se propone el aumento de la potencia de los ventiladores extractores principales para mejorar el sistema de succión, pero al ser parte del circuito general de extracción no podemos asegurar un funcionamiento efectivo, por lo que se presenta una alternativa de diseño de circuito autónomo para el tramo norte-sur con la adquisición de motor de un 50 HP para la inyección de aire fresco y un motor de 20 HP para la extracción de aire viciado utilizando los ductos existentes en esta mina.

La cobertura que se pretende llegar para este nuevo sistema de ventilación en el tramo norte-sur es de aproximadamente 88.4%.

No se ha determinado la viabilidad y beneficio económico, pero aseguramos de manera técnica que la adquisición de estos equipos a largo plazo permitirá tener una planificación adecuada de las operaciones mineras; el aumento de un nuevo turno de trabajo, menores consumos de energía, aumento de la productividad, condiciones adecuadas de trabajo y otros.

RECOMENDACIONES

Según el análisis técnico previsto en este trabajo y las visitas realizadas in situ en la mina, se pueden conocer las fallas más importante y consecuentes recomendaciones para obtener una mejora importante en la red del circuito de ventilación.

- Es de suma importancia restablecer el circuito de ventilación actual de la mina Goldmins, de manera que se optimice la entrada de aire fresco al sistema y posterior salida de aire viciado, cumpliendo con el requerimiento de la misma y porcentaje de cobertura. De esta manera se podrán reducir tiempos de pérdida y aprovecharlos para una continua producción de la mina.
- Se recomienda la instalación un motor de un 50 HP para la inyección de aire fresco y un motor de 20 HP para la extracción de aire viciado, que abarque todo el tramo norte-sur.
- Al no existir un equipo técnico que pueda realizar un monitoreo y una planificación constante dentro del sistema de ventilación en la mina, es imposible encontrar soluciones rápidas y eficientes que puedan contrarrestar los efectos negativos que el sistema actual de ventilación esté produciendo, viéndose afectado la salud del personal que trabaja en interior mina. Por lo que se recomienda contar con profesionales en el área que realicen aforos de medición por lo menos una vez por semana y posterior análisis de mejoras en el sistema.
- Es necesario la adquisición de equipos portátiles que puedan ayudar en la toma de datos para un conocimiento a exactitud del actual sistema de ventilación, esto podrá ayudar en cálculos posteriores y consiguiente toma de decisiones.
- Se sugiere a la empresa adquirir una licencia en software de ventilación de manera de recrear y modelar el estado en el que se encuentra la mina, para conseguir mejoras de manera rápida y segura al momento de pensar en alternativas de solución.

- Todo el personal que se encuentra laborando en interior mina, deberá contar con instrucciones básicas para un correcto uso de los extractores, de manera de prenderlos cuando sea necesario. (post voladuras)
- Instalar compuertas en galerías abandonadas, para evitar fugas de aire, resistencias y contrapresiones que conducen a una recirculación del aire viciado.
- Verificar el correcto funcionamiento de todos los equipos (extractores, ventiladores, pulmones, compresores), que son utilizados en el circuito de ventilación, así también, las tuberías y conexiones que transportan el aire ya sea fresco o viciado y se encuentren en excelente estado. Esto se puede lograr con chequeos periódicos y mantenimiento, en caso de ser necesario.

BIBLIOGRAFÍA

- Albuja, J. (2017). *Caracterización geológica y cálculo de reservas de la veta Jane, en la mina Golden Comunitaria de la parroquia Huertas*. Quito.
- Arias, G. (2018). *Zonificación de paragénesis de las vetas Colorada, Katherine y Gaby norte en la Sociedad Civil Minera Goldmins ubicada en el distrito aurífero polimetálico PortoveloZaruma*. Quito, Ecuador.
- Benavides Perez, D. (2011). *Aplicación de la geoestadística en el estudio de la variabilidad espacial de metales pesados*. Loja: Universidad técnica particular de Loja.
- Bonilla , W. (2009). *Metalogenia del distrito minero Zaruma - Portovelo*. Buenos Aires, Argentina: República del Ecuador, tesis presentada para optar al título de Doctor en Ciencias Geológicas de la Universidad de Buenos Aires.
- Campillo Prieto, A. (2015). *Optimización y modelización del circuito de ventilación de la mina "El Roble"*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid. Obtenido de http://oa.upm.es/36496/1/PFC_Alberto_Campillos_Prieto.pdf
- Carabajo, C. (2015). *Diseño del circuirto de ventilación de la zona norte de la mina cabo de hornos, ubicada en el distrito aurifero-polimetálico Portovelo-Zaruma*. Quito, Ecuador: Universidad Central.
- Carrascal, A. (2014). *Evaluación y propuesta del mejoramiento de la ventilación para la mina "El Maracaibo"*. Bogota, Colombia.
- Castillo, R. (2017). *Evaluación del sistema de ventilación de la mina El Roble*. Bogota: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia .
- Chacha, B. (2016). *Sistema de ventilación para labores subterráneas de la empresa Produmin S.A. ESPOL extensión Morona Santiago*.
- Chiaradia. (2004). *Dinamica*. quitu.

- CODIGEM, B. (1994). *Geological and Metal Occurrence maps of the Southern Cordillera Real and El Oro Metamorphic Belts*. Ecuador.
- Condori, J., & Hidalgo, L. (2012). *Evaluación del sistema de ventilación de Mina Colquechaquita*. Bolivia.
- Córdoba, C., & Molina, J. (2011). *Caracterización del sistema de ventilación en minería subterránea*. Medellín, Colombia.
- Dunkley, P., & Gaibor, A. (1997). *Geology of the Cordillera Occidental of Ecuador between 2°-3° S*. Quito, Ecuador: Proyecto de Desarrollo Minero y Control Ambiental, Programa de Información Cartográfica y Geológica.
- Ecuador, A. N. (2014). *Reglamento de seguridad minera*. Quito, Ecuador.
- Gallardo, I. S. (2008). *Guía metodológica de seguridad para ventilación de minas*. Santiago de Chile.
- Litherland, M. A. (1994). *The Metamorphic Belts of Ecuador*. Nottingham, Inglaterra.
- López, J. (2003). *Manual de perforación y voladura de riocas*. Madrid: Ingeopress.
- Mepherston, M. (2015). *Subsurface Ventilation Engineering* (2 ed.). Mine Ventilation Services Incorporated.
- Milagros, E. (2018). *Ventilación del tunel carretero en la N-625*. Bilbao.
- PRODEMINCA. (2000). *Depósitos epitermales de la Cordillera Andina: Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador*. Quito, Ecuador: UCP PRODEMINCA.
- Salinas, R. (2018). *Diseño para la construcción de un pique minero en la mina Goldmins*. Cuenca, Ecuador: Universidad del Azuay.
- Spencer, R. (2002). *The Portovelo-Zaruma Mining Camp, Southwest Ecuador: Porphyry and Epithermal Environments*. Society of Economic Geologists Newsletter.
- Trafigura. (2018). *Informe técnico de la visita a la empresa Goldmins*.

Tutivén, A. (2017). *Determinación de las asociaciones minerales con contenido de oro en la veta hidrotermal del distrito minero Zaruma-Portovelo*. Guayaquil: Universidad de Guayaquil.

Van Thournout, F. S. (1996). *Portovelo: a volcanic-hosted epithermal vein-system in Ecuador, South America*. . Mineralium Deposita.

Vikentyev I., B. R. (2005). *Mineralogy and formation conditions of Portovelo-Zaruma goldsulphide vein deposit, Ecuador*. . Bulgaria Academy of Science, Geochemistry, Mineralogy and Petrology. .

WEG Productos. (2019). Colombia. Obtenido de info-co@weg.net

Yanes, E. (1993). *Ventilación de minas*. Santiago, Chile: Departamento de seguridad minera SERNAGEOMIN.

Zambrano, R. (2017). *Análisis de flujos de aire con base en la sección del tunel para ventilación de minas subterráneas de carbon*. Cuenca, Ecuador: Universidad del Azuay.

Zitrón. (2010). *Ventilación de minas*. (A. Fernández, Ed.) Gijón, España.

ANEXOS

Anexo 1. Descripción maquinaria y equipos mina Goldmins.

Equipo	Características/ Descripción
<p style="text-align: center;">Perforadora manual</p> 	<p>Es una máquina manual accionada mediante aire comprimido, utilizada principalmente para perforación de agujeros, voladuras de rocas. Adecuada en diversos ángulos de dirección, su diámetro de perforación es de 32 mm hasta 42 mm con una profundidad máxima de 5 m.</p> <ul style="list-style-type: none"> -Consumo de aire: 83.3 l/s -Rotación: 300 rpm
<p style="text-align: center;">Locomotora</p> 	<p>Especificaciones técnicas:</p> <ul style="list-style-type: none"> -Peso adhesivo: 6 t -Velocidad: 7 km/h -Fuente de alimentación <ul style="list-style-type: none"> Tensión: 90 V Capacidad: 385 Ah -Potencia del motor x sets: 7.5 kW x 2
<p style="text-align: center;">Vagones</p> 	<p>Especificaciones técnicas:</p> <ul style="list-style-type: none"> -Volumen: 1.2 m³ -Carga: 2 t -Máx. carga: 2.8 t -Peso total ≤ 650 kg
<p style="text-align: center;">Winche arrastre</p> 	<p>Especificaciones técnicas:</p> <ul style="list-style-type: none"> -Tipo: arrastre -Motor: 10 HP (eléctrico) -Velocidad de arrastre: 54 m/s -Capacidad de arrastre: 500 kg -Eficiencia: 60 %

Equipo	Características/ Descripción
<p style="text-align: center;">Pala neumática</p> 	<p>Especificaciones técnicas:</p> <ul style="list-style-type: none"> -Consumo de aire: 250 cfm -Capacidad de cuchara: 0.13 - 0.17 m³ -Capacidad de carga: 0.5 - 1 m³/min -Motores (Neumáticos): 2 -Ancho general: 735 mm -Ancho de operación: 865 mm -Largo General: 1120 mm
<ul style="list-style-type: none"> • Blower motor WEG 22 15 HP 	<p>Especificaciones técnicas:</p> <ul style="list-style-type: none"> -Potencia: 15 HP (11 kW) -Número de polos: 4 -Frecuencia: 60 Hz -Rotación nominal: 1765 rpm -Tensión nominal: 208-230/460 V -Altitud: 1000m -Dirección de rotación: ambos -Nivel de ruido: 64.0 dB(A) -Masa aproximada: 257 lb
<ul style="list-style-type: none"> • SullAir Compresor TS 32 	<p>Es un equipo que ofrece aire comprimido que incluye un compresor a tornillo rotativo, secador desecante o refrigerado</p> <p>Especificaciones técnicas:</p> <ul style="list-style-type: none"> -Motor: 250 HP -100 psi = 1335 cfm -125 psi = 1240 cfm -150 psi = 1100 cfm
<p style="text-align: center;">Compresor SIGMA ESD 250</p> 	<p>Especificaciones técnicas:</p> <ul style="list-style-type: none"> -125 psi = 1260 cfm -175 psi = 978 cfm -217 psi = 816 cfm -Potencia de motor: 250 HP -Altitud 1000 m

Anexo 2. Designación de puntos de aforo

DESIGNACIÓN DE PUNTOS DE MEDICIÓN		
ESTACIONES DE MEDICIÓN		
Puntos aforo	Coordenada X	Coordenada Y
1	652622.71	9594310.86
2	652813.68	9594354.54
3	653013.69	9594347.61
4	653068.41	9594346.0
5	653213.56	9594334.65
6	653409.6	9594299.17
7	653583.21	9594253.17
8	653606.8	9594249.98
9	653627.95	9594244.61
10	653683.92	9594230.83
11	653758.82	9594213.12
12	653615.7	9594231.42
13	653621.57	9594119.66
14	653626.23	9593979.66
15	653620.14	9593839.66
16	653623.79	9593741.98
17	653623.94	9593739.6
18	653632.06	9593644.58
19	653640.02	9593616.26
20	653639.28	9593590.94
21	653598.06	9593468.38
22	653569.78	9593388.66
23	653661.85	9593453.67
24	653644.84	9593736.09
25	653821.65	9593692.72
26	653840.67	9593688.15
27	654100.88	9593624.54
28	654315.62	9593611.34
29	653828.21	9593677.97
30	653827.11	9593625.53
31	653841.94	9593581.7
32	653855.18	9593575.5
33	653887.36	9593479.63
34	653951.53	9593451.03
Pozo inicio	654012	9593463.53
Pozo final	654012	9593478.53
35	654083.42	9593470.58

Anexo 3. Cálculo de la sección útil de la galería

CÁLCULO DE LA SECCIÓN O ÁREA DE CADA GALERÍA				
Estaciones medición	ALTURA Max	LUZ	FACTOR	SECCIÓN
	(m)	(m)	(k)	(m ²)
1	3.50	2.68	0.81	7.61
2	2.69	2.62	0.81	5.72
3	2.64	2.70	0.79	5.61
4	2.69	2.59	0.81	5.65
5	2.60	2.54	0.87	5.75
6	2.68	2.65	0.87	6.17
7	2.61	2.61	0.87	5.93
8	2.75	2.57	0.9	6.38
9	2.63	2.57	0.81	5.46
10	2.53	2.64	0.79	5.29
11	2.64	2.55	0.81	5.47
12	2.51	2.63	0.79	5.22
13	2.74	2.69	0.76	5.59
14	2.52	2.59	0.79	5.14
15	2.53	2.54	0.87	5.57
16	2.44	2.43	0.87	5.16
17	2.44	2.43	0.87	5.17
18	2.58	2.56	0.87	5.75
19	2.57	2.42	0.9	5.60
20	2.57	2.46	0.9	5.70
21	2.49	2.49	0.87	5.39
22	2.51	2.42	0.86	5.21
23	2.44	2.41	0.81	4.76
24	2.44	2.45	0.87	5.21
25	2.59	2.51	0.81	5.26
26	2.58	2.40	0.81	5.03
27	2.53	2.49	0.76	4.80
28	2.38	2.31	0.76	4.18
29	2.46	2.11	0.9	4.67
30	2.43	2.26	0.9	4.95
31	2.33	2.12	0.9	4.45
32	2.36	2.12	0.74	3.69
33	2.29	2.29	0.87	4.56
34	2.31	2.12	0.81	3.97
Pozo inicio	2.37	2.16	0.9	4.61
Pozo final	2.48	2.14	0.86	4.57
35	2.37	2.16	0.9	4.61

Anexo 4. Cálculo de la velocidad media de aire

Cálculo de la velocidad del aire (anemómetro térmico testo 405)										
Estaciones	Junio									
Medición	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Σ
1	0.76	0.79	0.77	0.75	0.83	0.77	0.79	0.83	0.82	0.79
2	1.17	1.15	1.12	1.30	1.38	1.13	1.29	1.10	1.11	1.20
3	1.77	1.76	1.75	1.76	1.81	1.79	1.80	1.76	1.76	1.77
4	2.16	2.17	2.12	2.14	2.18	2.17	2.19	2.12	2.11	2.15
5	1.30	1.31	1.34	1.31	1.34	1.28	1.31	1.33	1.31	1.31
6	1.28	1.30	1.28	1.30	1.33	1.29	1.31	1.31	1.29	1.30
7	1.42	1.43	1.43	1.44	1.43	1.44	1.43	1.44	1.40	1.43
8	0.43	0.43	0.40	0.39	0.42	0.39	0.43	0.41	0.42	0.41
9	0.36	0.37	0.39	0.35	0.40	0.36	0.40	0.36	0.40	0.38
10	0.18	0.19	0.16	0.18	0.18	0.16	0.19	0.15	0.17	0.17
11	0.04	0.03	0.04	0.03	0.04	0.05	0.04	0.04	0.03	0.04
12	0.16	0.16	0.13	0.17	0.16	0.15	0.12	0.13	0.17	0.15
13	0.09	0.11	0.10	0.11	0.10	0.11	0.09	0.11	0.09	0.10
14	0.07	0.07	0.08	0.06	0.06	0.08	0.06	0.07	0.06	0.07
15	0.35	0.30	0.35	0.35	0.35	0.32	0.32	0.35	0.33	0.33
16	0.39	0.37	0.37	0.36	0.39	0.40	0.36	0.40	0.39	0.38
17	0.45	0.48	0.46	0.48	0.48	0.47	0.45	0.45	0.48	0.47
18	0.38	0.36	0.35	0.37	0.37	0.38	0.38	0.37	0.36	0.37
19	0.13	0.12	0.14	0.12	0.13	0.13	0.13	0.13	0.12	0.13
20	0.09	0.12	0.09	0.08	0.11	0.11	0.11	0.09	0.10	0.10
21	0.02	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.03	0.01	0.02
22	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
23	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
24	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04
25	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
26	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
27	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
28	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
29	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
30	0.06	0.06	0.06	0.05	0.07	0.05	0.06	0.05	0.07	0.06
31	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
32	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.03	0.04
33	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
34	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
Pozo inicio	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03
Pozo final	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
35	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01

Cálculo de la velocidad del aire (anemómetro térmico testo 405)										
Estaciones medición	Julio									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Σ
1	0.82	0.81	0.76	0.79	0.83	0.84	0.81	0.82	0.78	0.81
2	1.29	1.14	1.21	1.14	1.29	1.29	1.11	1.18	1.17	1.20
3	1.77	1.79	1.78	1.76	1.78	1.76	1.79	1.79	1.76	1.78
4	2.19	2.15	2.19	2.17	2.17	2.13	2.14	2.14	2.11	2.16
5	1.32	1.34	1.35	1.33	1.34	1.30	1.33	1.32	1.26	1.32
6	1.31	1.29	1.29	1.30	1.30	1.29	1.31	1.32	1.32	1.30
7	1.43	1.42	1.41	1.40	1.44	1.41	1.42	1.41	1.43	1.42
8	0.39	0.41	0.36	0.43	0.42	0.36	0.35	0.37	0.38	0.38
9	0.39	0.40	0.39	0.36	0.39	0.38	0.37	0.35	0.36	0.38
10	0.17	0.17	0.17	0.20	0.19	0.17	0.17	0.19	0.18	0.18
11	0.05	0.03	0.04	0.05	0.04	0.03	0.03	0.04	0.05	0.04
12	0.16	0.14	0.14	0.17	0.15	0.14	0.14	0.15	0.14	0.15
13	0.11	0.11	0.09	0.10	0.10	0.11	0.12	0.08	0.09	0.10
14	0.08	0.07	0.07	0.07	0.06	0.06	0.07	0.07	0.06	0.07
15	0.30	0.31	0.32	0.31	0.33	0.34	0.35	0.32	0.33	0.32
16	0.37	0.39	0.40	0.40	0.39	0.36	0.39	0.40	0.36	0.38
17	0.45	0.49	0.47	0.47	0.50	0.48	0.46	0.47	0.49	0.48
18	0.36	0.38	0.36	0.37	0.37	0.37	0.35	0.37	0.38	0.37
19	0.12	0.13	0.13	0.13	0.13	0.12	0.14	0.12	0.12	0.13
20	0.12	0.10	0.09	0.10	0.11	0.08	0.08	0.10	0.12	0.10
21	0.02	0.03	0.02	0.03	0.02	0.02	0.03	0.02	0.02	0.02
22	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
23	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
24	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04
25	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
26	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
27	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
28	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
29	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
30	0.06	0.06	0.06	0.06	0.07	0.05	0.06	0.06	0.07	0.06
31	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
32	0.04	0.04	0.03	0.04	0.04	0.04	0.03	0.03	0.03	0.03
33	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
34	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
Pozo inicio	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03
Pozo final	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
35	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01

Cálculo de la velocidad del aire (anemómetro térmico testo 405)										
Estaciones medición	Agosto									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Σ
1	0.79	0.84	0.82	0.78	0.80	0.82	0.81	0.80	0.80	0.81
2	1.17	1.21	1.24	1.29	1.24	1.23	1.10	1.23	1.24	1.22
3	1.78	1.79	1.79	1.77	1.80	1.77	1.77	1.76	1.75	1.78
4	2.19	2.12	2.19	2.17	2.19	2.12	2.20	2.17	2.11	2.16
5	1.31	1.31	1.28	1.30	1.34	1.34	1.32	1.27	1.26	1.30
6	1.30	1.30	1.31	1.29	1.32	1.31	1.30	1.29	1.30	1.30
7	1.44	1.45	1.45	1.43	1.43	1.41	1.42	1.42	1.45	1.43
8	0.41	0.41	0.44	0.42	0.45	0.37	0.45	0.36	0.38	0.41
9	0.36	0.35	0.37	0.36	0.39	0.35	0.37	0.39	0.37	0.37
10	0.18	0.18	0.20	0.16	0.18	0.16	0.16	0.16	0.19	0.17
11	0.02	0.03	0.03	0.04	0.05	0.03	0.04	0.02	0.02	0.03
12	0.13	0.14	0.17	0.17	0.15	0.15	0.16	0.13	0.14	0.15
13	0.09	0.09	0.08	0.11	0.11	0.09	0.08	0.09	0.11	0.10
14	0.05	0.07	0.06	0.08	0.06	0.06	0.08	0.05	0.07	0.06
15	0.30	0.33	0.30	0.31	0.35	0.34	0.32	0.30	0.32	0.32
16	0.38	0.39	0.40	0.37	0.38	0.39	0.37	0.39	0.39	0.38
17	0.48	0.45	0.47	0.48	0.48	0.46	0.47	0.47	0.48	0.47
18	0.36	0.37	0.37	0.37	0.36	0.35	0.37	0.38	0.37	0.37
19	0.13	0.13	0.14	0.12	0.14	0.13	0.12	0.14	0.12	0.13
20	0.08	0.10	0.12	0.12	0.11	0.10	0.12	0.10	0.11	0.11
21	0.02	0.02	0.03	0.01	0.03	0.03	0.02	0.02	0.02	0.02
22	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
23	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
24	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04
25	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
26	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
27	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
28	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
29	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
30	0.05	0.07	0.06	0.06	0.07	0.07	0.05	0.07	0.06	0.06
31	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
32	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.03	0.04	0.03	0.04
33	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
34	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
Pozo inicio	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03
Pozo final	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
35	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01

Anexo 5. Medición de oxígeno, dióxido de carbono y ácido sulfhídrico

Cálculo de la cantidad de gases presentes en tramo norte-sur (MSA altar 4x)			
Estaciones medición	O₂ %	CO₂ ppm	HS₂ ppm
1	20.8	0.0	0.0
2	20.8	0.0	0.0
3	20.8	0.0	0.0
4	20.8	0.0	0.0
5	20.8	0.0	0.0
6	20.8	0.0	0.0
7	20.8	0.0	0.0
8	20.8	0.0	0.0
9	20.8	0.0	0.0
10	20.8	0.0	0.0
11	20.8	0.0	0.0
12	20.8	0.0	0.0
13	20.8	2.0	0.0
14	20.8	1.0	0.0
15	20.8	0.0	0.0
16	20.8	1.0	0.0
17	20.4	4.0	0.0
18	20.8	7.0	0.0
19	20.8	1.0	0.0
20	19.9	3.0	0.0
21	19.8	0.0	0.0
22	19.1	0.0	0.0
23	19.7	0.0	0.0
24	20.8	1.0	0.0
25	20.3	11.0	0.0
26	20.2	17.0	0.0
27	20.3	70.0	0.0
28	20.1	22.0	0.0
29	20.0	13.0	0.0
30	20.4	8.0	0.0
31	20.3	8.0	0.0
32	20.2	16.0	0.0
33	20.1	13.0	0.0
34	20.2	13.0	0.0
Pozo inicio	20.0	14.0	0.0
Pozo final	19.2	28.0	0.0
35	19.7	14.0	0.0

Anexo 6. Cobertura de aire actual del tramo norte sur de la mina Goldmins

BALANCE GENERAL DE INGRESOS, SALIDAS Y REQUERIMIENTO DE AIRE				
Ingresos de aire				
Aforo	Velocidad promedio (m/s)	Área (m ²)	Caudal (m ³ /s)	cfm
Ingreso tramo norte-sur	0.78	5.25	4.095	8677
Salida de aire				
Aforo	Velocidad promedio (m/s)	Área (m ²)	Caudal (m ³ /s)	cfm
“tres mosqueteros”	1.35	4.5	6.075	5792.85
Requerimiento de aire	58000	cfm		

Resumen	Caudal (cfm)
Ingreso de aire fresco	8677
Salida de aire viciado	5792.85
Requerimiento de aire	58000
Cobertura actual %	10%

Anexo 7. Cobertura de aire propuesta del tramo norte sur de la mina Goldmins

COBERTURA PROPUESTA CON EL NUEVO CIRCUITO Y UTILIZACIÓN DE EQUIPOS

Ventiladores	Número	Capacidad (cfm)	Tipo	Observación
Principal	1	50000	Centrífugo	Nuevo
Principal	1	60000	Extractor	Nuevo
Nueva extracción		60000		

Cobertura proyectada	100%
Requerimiento	58000
Salida	60000

Resumen	Caudal (cfm)
Ingreso de aire fresco	58677
Salida de aire viciado	60000
Requerimiento de aire	58000
Cobertura actual %	88.4%
	Ajuste 15%

Anexo 8. Hoja técnica del motor W22 Ventilación 200°-2h-IEI-Trifásico, 20 HP

HOJA DE DATOS			
Motor Trifásico de Inducción - Rotor de Jaula			
Cliente	: Paul Barrera		
Línea del producto	: W22 Ventilación 200°C 2h IE1 Trifásico	Código del producto :	12980625
Carcasa	: 160M	Método de refrigeración	: IC410 - TEAO
Clase de aislamiento	: F	Forma constructiva	: B30L(D)
Régimen de servicio	: S1	Sentido de giro ¹	: Ambos
Temperatura ambiente	: -20°C hasta +40°C	Método de Arranque	: Partida directa
Altitud	: 1000 m	Masa aproximada ²	: 108 kg
Grado de protección	: IP55	Momento de inercia (J)	: 0.0517 kgm ²
Categoría	: N		
Potencia [kW]	15		15
Polos	2		2
Frecuencia [Hz]	50		60
Tensión nominal [V]	400/690		480
Corriente nominal [A]	28.1/16.3		24.6
Corriente de arranque [A]	202/117		209
I _p /I _n [A]	7.2		8.5
Corriente en vacío [A]	11.0/6.38		9.80
Rotación nominal [RPM]	2930		3540
Resbalamiento [%]	2.33		1.67
Torque nominal [Nm]	48.9		40.5
Torque de arranque [%]	260		300
Torque máximo [%]	310		380
Factor de servicio	1.00		1.15
Elevación de temperatura	80 K		80 K
Tiempo de rotor bloqueado	16s (frío) 9s (caliente)		16s (frío) 9s (caliente)
Nivel de ruido ²	67.0 dB(A)		72.0 dB(A)
Rendimiento (%)	25%		
	50%	89.5	88.7
	75%	89.8	90.0
	100%	89.5	90.1
Cos Φ	25%		
	50%	0.71	0.68
	75%	0.81	0.80
	100%	0.86	0.85
Tipo de cojinete	Delantero : 6309 ZZ C3	Trasero : 6209 ZZ C3	Fuerzas en la fundación
Sello	: VRing	VRing	Tracción máxima : 1893 N
Intervalo de lubricación	: -	-	Compresión máxima : 2952 N
Cantidad de lubricante	: -	-	
Tipo de lubricante	: Mobil Polyrex EM		

Fuente: (WEG Productos, 2019)

Anexo 9. Hoja técnica del motor W22 Ventilación IEI-Trifásico, 50 HP

HOJA DE DATOS					
Motor Trifásico de Inducción - Rotor de Jaula					
Cliente : _____					
Línea del producto		: W22 Ventilación IE1 Trifásico		Código del producto : 12979325	
Carcasa		: 250S/M		Tiempo de rotor bloqueado : 25s (frío) 14s (caliente)	
Potencia		: 37 kW		Elevación de temperatura : 80 K	
Polos		: 6		Régimen de servicio : S1	
Frecuencia		: 60 Hz		Temperatura ambiente : -20°C hasta +40°C	
Tensión nominal		: 480 V		Altitud : 1000 m	
Corriente nominal		: 58.6 A		Grado de protección : IP55	
Corriente de arranque		: 440 A		Método de refrigeración : IC410 - TEAO	
Ip/In		: 7.5		Forma constructiva : B30L(D)	
Corriente en vacío		: 23.0 A		Sentido de giro ¹ : Ambos	
Rotación nominal		: 1185 rpm		Nivel de ruido ² : 68.0 dB(A)	
Resbalamiento		: 1.25 %		Método de Arranque : Partida directa	
Torque nominal		: 298 Nm		Masa aproximada ³ : 425 kg	
Torque de arranque		: 240 %			
Torque máximo		: 270 %			
Clase de aislamiento		: F			
Factor de servicio		: 1.00			
Momento de inercia (J)		: 1.01 kgm ²			
Categoría		: N			
Potencia			50%	75%	100%
Rendimiento (%)			91.2	92.1	92.1
Cos Φ			0.71	0.82	0.86
Fuerzas en la fundación					
Tracción máxima : 5851 N					
Compresión máxima : 10020 N					
		<u>Delantero</u>		<u>Trasero</u>	
Tipo de cojinete		: 6314 C3		6314 C3	
Sello		: WSeal		WSeal	
Intervalo de lubricación		: 20000 h		20000 h	
Cantidad de lubricante		: 27 g		27 g	
Tipo de lubricante		: Mobil Polyrex EM			

Fuente: (WEG Productos, 2019)