

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**“MODIFICACIÓN E IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA
DE VENTILACIÓN DE LA UNIDAD MINERA COBRIZA
ZONA NORTE
(AREA CORIS)”**

TESIS

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:
ELBER APONTE ESPINOZA**

**ASESOR
ING. ADOLFO JESUS CHAVEZ VALDIVIA**

LIMA – PERU

2014

AGRADECIMIENTO

A Dios por haberme dado unos buenos padres, a ellos por haberme educado y enseñado los valores de la vida, a mi Alma Mater La Universidad Nacional de Ingeniería, en la que aprendí y me dio las herramientas para emprender mi vida profesional como Ingeniero de Minas; a la empresa que me afilio y me dio la oportunidad de emprender esta profesión la DOE RUN PERÚ S.R.L por brindarme la oportunidad de desarrollarme profesionalmente.

DEDICATORIA

A Dios profundamente, a mis padres Paulino y Herminia por haberme dado el regalo más preciado al igual que la vida y profesión por la cual viviré eternamente agradecido y a mis hijas Kiara y Maricet.

RESUMEN.

Se tenía la saturación de aire viciado en los accesos principales rampa del O-A5 y galería del Nv 10, presentándose un desfogue limitado generándose temperatura alta en la galería principal Nv 10, temperatura alta en la zona profunda, pérdida de presión estática en los ventiladores auxiliares por usar mangas de menor diámetro 36" y uso de ductos metálicos para reducir desde 48" a 36" en una distancia de 1.5m generando pérdida de presión estática, ventilación de la zona alta (I) con aire viciado de la zona II.

Después de haber desarrollado el estudio del circuito del sistema de ventilación,

se diseñó la modificación y la implementación del circuito del sistema de ventilación utilizando el Software VnetPC-2003.

Se mejoró el sistema de ventilación reduciendo el aire viciado en los accesos principales al integrar la columna A6 al Nv 51 y a su vez se instaló ventilador de 300,000 cfm en el Nv 51, Nv 0 se instaló ventilador de 200,000 cfm para extraer el aire de la zona profunda, se cambió las mangas a mayor diámetro 40" y se implementó ducto reducción de 48" a 40" de lona en una distancia de 8m evitando la pérdida de presión estática.

Así garantizar la continuidad operativa de la mina a largo plazo, el objetivo de evitar en lo máximo posible el aire viciado, contar con más puntos de desfogue y caudal, reducir las altas temperaturas en diversos niveles y

labores de operación; cubriendo así la demanda de aire, durante la etapa de explotación, preparación y desarrollos a fin de brindar un ambiente seguro, saludable y confortable cumpliendo la normatividad legal.

ABSTRACT

Stale air saturation in the main access ramp O- A5 and gallery had Nv10 , presenting a limited vent generating high temperature in the main gallery Nv 10 high temperature in the deep zone , loss of static pressure fans auxiliary to use smaller diameter sleeves 36 " and using metal ducts to reduce from 48 " to 36 " for a distance of 1.5m loss generating static ventilation uptown (I) with stale air pressure zone II .

Having developed the study of circuit ventilation system modification and circuit implementation of the ventilation system using the Software VnetPC -2003 was designed.

Ventilation reducing the stale air in the main entrances to integrate column A6 to Nv 51 and turn fan 300,000 cfm in Nv 51 was installed was improved ,Nv 0 fan 200,000 cfm was installed to remove air from the deep zone , sleeves switched to larger diameter 40 " pipeline reduction was implemented from 48" to 40 " canvas at a distance of 8m avoiding the loss of static pressure.

So ensure the operational continuity of the mine long -term goal of avoiding as much as possible stale air, have more points and exhaust flow, reduce high temperatures and work at various levels of operation; thus covering air demand during the operational phase, preparation and developments in order to provide a safe, healthy and comfortable environment in compliance with legal regulations.

ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCION	14
CAPÍTULO I ASPECTOS GENERALES	
1.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	19
1.1.1 Plano de Ubicación	21
1.2 CLIMA	22
1.3 RELIEVE	22
1.4 RECURSOS ENERGÉTICOS	23
1.5 HISTORIA	23
1.6 GENERALIDADES	25
1.6.1 Producción y Leyes de Cabeza	25
1.6.2 Costos de Minado y Ley de Corte	26
CAPÍTULO II .- GEOLOGIA.	
2.1 GEOLOGÍA GENERAL	27
2.2 YACIMIENTO DE MINERAL	29
2.3 CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO.	30
2.4 RESERVAS.	30
CAPÍTULO III .- METODO DE EXPLOTACIÓN EN LA ZONA CORIS.	
3.1 Explotación de la Mina	32

3.2. GEOMETRÍA DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN.	32
3.1.1 Puentes.	32
3.1.2 Escudo.	33
3.1.3 Pilar.	33
3.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.	34
3.2.1 Operaciones Unitarias.	34
3.2.2 Relación de Equipos.	37
3.3 Relleno Hidráulico y Relleno Detrítico.	39
3.3.1 Relleno Hidraulico	39
3.3.2 Relleno convencional	40
3.4 TRANSPORTE DE MINERAL.	40
3.4.1 Sistema de Transporte Horizontal.	40
3.4.2 Sistema de Izaje.	40
3.5 GEOMECÁNICA.	42
3.5.1 Resumen de la Orientación de esfuerzos en el Área Coris.	42
3.5.2 Caracterización Geomecánica en tajeos Nuevos y en Recuperaciones Área Coris.	44
 CAPÍTULO IV.-SISTEMA ACTUAL DE VENTILACIÓN DEL AREA CORIS.	
4.1 ANTECEDENTE.	47
4.2 DESCRIPCIÓN DE SISTEMA DE VENTILACIÓN	50
4.3 LEVANTAMIENTO GENERAL DE VENTILACIÓN SUBTERRÁNEA.	51
4.3.1 Principios Fundamentales.	51

4.3.2 Trabajos de Campo y Gabinete.	53
4.3.3 Criterios para Cálculos de Balance de Aire.	57
4.4 CIRCUITOS DE VENTILACIÓN.	58
4.4.1 Circuito de Ventilación de la Parte Alta (Zona I y Zona II)	58
4.4.2 Circuito de Ventilación de la Parte Baja (Zona III)	59
4.5 BALANCE GENERAL ACTUAL DE AIRE.	63
4.6 RELACIÓN DE VENTILADORES.	66

CAPÍTULO V.-DISEÑO DE SISTEMA DE VENTILACIÓN (CALCULO DE PRESIONES Y SIMULACIÓN DE VENTILACIÓN).

5.1 PLANEAMIENTO DE VENTILACIÓN.	67
5.2 CÁLCULO DE LAS PÉRDIDAS DE PRESIÓN	68
5.2.1 Caída de Presión por fricción en conductos de Ventilación.	68
5.2.2 Caída de Presión por fricción en labores subterráneas.	70
5.3 CÁLCULO DE CONSUMO DE ENERGÍA EN VENTILADORES	71
5.4 MODIFICACIÓN E IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN AUXILIAR	73
5.4.1 Cálculo del tipo de Manga para Insuflación	74
5.4.2 Cálculo de tipo de Ventilador Auxiliar	77
5.5 APLICACIÓN DEL PROGRAMA DE VENTILACIÓN (SOFTWARE VNETPC PRO	79
5.5.1 Modelamiento del Sistema de Ventilación.	79

5.5.1.1	Descripción del Programa.	79
5.5.2	Registro de Data.	81
5.6	SELECCIÓN DE VENTILADOR PRINCIPAL Y SECUNDARIO, Y DIÁMETRO OPTIMO DE CHIMENEA USANDO EL PROGRAMA DE VENTILACIÓN (SOFTWARE VNETPCPRO).	86
5.7	RELACIÓN DE CHIMENEAS CONSTRUIDAS Y POR CONSTRUIR.	90
5.8	EVALUACIÓN ECONÓMICA DE VENTILADOR DE 200,000 CFM ÁREA CORIS NV 00.	93
5.9	Costo de Energía en ventilación Principal y Secundario	94
5.10	Programa mensual de Trabajos de Ventilación.	95
	CONCLUSIONES.	96
	RECOMENDACIONES	98
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.	99
	ANEXOS.	

INDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 Acceso a la mina Cobriza	25
Tabla 1.2 Leyes de cabeza	25
Tabla 1.3 Costo de Minado	26
Tabla 2.1 Columna Estratigráfico Regional	28
Tabla 2.2 Características de Yacimiento	30
Tabla 2.3 Reservas Cobriza 2013	31
Tabla 3.1 Equipos de Mina	38
Tabla 3.2 Esfuerzos Principales	43
Tabla 3.3 Caracterización Geomecánica en los Tajeos Nuevos	44
Tabla 3.4 Caracterización Geomecánica en Recuperación de Pilares	45
Tabla 3.5 Caracterización Geomecánica en el área Coris	46
Tabla 3.6 Necesidades de Aire para Equipos y Personal	64
Tabla 4.1 Relación de Ventiladores	65
Tabla 4.2 Cálculos de la Cte. De fricción "K" Corregido	69
Tabla 4.3 Cálculo de Perdida de Presión "Hf" en Galería	69
Tabla 5.1 Resultados de Diámetro de manga a usar	74
Tabla 5.2 Resultados de Ramal	81
Tabla 5.3 Resultados de Ramal	82
Tabla 5.4 Resultados de los Ventiladores	83
Tabla 5.5 Relación de Chimenea Construidos, por construir y el costo	90
Tabla 5.6 Costo de Construcción de Raise Bore	91
Tabla 5.7 Costo de Energía en Ventiladores Primarios y Secundarios	94
Tabla 5.8 Programa Mensual del trabajo de ventilación	95

INDICE DE FIGURAS

Figura 3.1 Corte Transversal de un Tajeo	34
Figura 3.2 Maquinas a Diesel	39
Figura 3.3 Infraestructura de Estándar deTajeos	41
Figura 3.4 Ilustración Orientación de esfuerzos Locales	43
Figura 4.1 Mina Cobriza-Gas Anhídrido Sulfuroso SO ₂	51
Figura 4.2 Monitoreo de Monóxido de Carbono en el Tubo de Escape	52
Figura 4.3 Equipo de Monitoreo de Velocidades, Temperatura y Humedad	54
Figura 4.4Equipo de Monitoreo Analógico de Gases y flujo de Aire	55
Figura 4.5Equipo de Monitoreo Digital para Gases	55
Figura 4.6Equipo de Monitoreo de Polvo	55
Figura 4.7Equipo de Monitoreo de Presión	56
Figura 4.8Equipo de Monitoreo de Vibración de Ventiladores	56
Figura 4.9Equipo de Monitoreo de Opacidad de equipos diesel	57
Figura 4.10 Fuentes de Control (Puertas)	59
Figura 4.11 Fuentes de Control Cortinas y Tapón	59
Figura 4.12 Ventiladores de Mayores Caudales	61
Figura 5.1 Ducto Reductor Flexible	73
Figura 5.2 Ductos Espiralados	74
Figura 5.3 Calculo del tipo de manga con el Abaco	76
Figura 5.4 Ducto Flexible de 40"	76
Figura 5.5 Simulación de Chimenea con diámetro de 1.8m	86

Figura 5.6 Simulación de Chimenea con diámetro de 2m	87
Figura 5.7 Simulación de Chimenea con diámetro de 2.4m	87
Figura 5.8 Simulación de Chimenea con diámetro de 3m	88

INTRODUCCIÓN

La Empresa Minera Doe Run Perú S.R.L., con su unidad de producción Cobriza, productora de cobre. La mineralogía es relativamente simple constituida por tetraedrita, esfalerita, galena y calcopirita como minerales de mena mayor abundancia; los minerales de ganga están representados por la pirita, calcita y cuarzo.

En la unidad cobriza, se viene operando tecnología avanzada en sus diferentes operaciones, empleando los métodos de explotación como el corte y relleno ascendente con relleno Hidráulico y Detrítico, es una mina mecanizada (Trackless), en el cual se está empleando equipos diesel de gran capacidad, mejorando la producción de mineral; esto conlleva a tener un mejor sistema de ventilación tanto para el personal, equipos diesel en interior mina y diluir contaminantes.

Programa de las Actividades de Seguridad y salud ocupacional se desarrolla y elaborado por el Departamento de Seguridad de la U.E.A. Cobriza 1126 de DOE RUN PERÚ S.R.L.

Las metas, estrategias y acciones del Programa se basan en la identificación de los peligros , evaluación y control de los riesgos, elaboración e introducción de procedimientos escritos de trabajo seguro (PETS), estándares de trabajo, aplicación del control de seguridad de los 5 puntos, control de los check-list de los equipos, planeamiento previo de los trabajos, participación activa de los trabajadores en la eliminación de los peligros y control de riesgos, análisis y control de incidentes estando orientado al control total de pérdidas y al proceso de seguridad basado en la conducta y protección del medio ambiente, para resguardar la integridad física, mental, salud y bienestar de los trabajadores.

- **OBJETIVO GENERAL**

Garantizar la continuidad operativa de la mina a largo plazo, modificando e implementando el diseño del sistema de ventilación.

- **OBJETIVO ESPECIFICO**

- Brindar un ambiente seguro, saludable y confortable cumpliendo las normas legales vigentes, durante las etapas de desarrollo, preparación y explotación.
- Reducir las altas temperaturas en las diferentes labores de la mina, a través de la implementación de mayor número de puntos de desfogue de aire viciado.
- Mejorar el sistema de ventilación.
- Evitar en lo máximo posible el aire viciado.
- Contar con el caudal necesario tanto en la Ventilación Principal y Auxiliar.

- **FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

- Es la saturación de aire viciado en la galería principal del Nv 10.
- La alta temperatura y desfogue limitado en la zona de profundización por debajo del Nv 0.
- Reutilización del aire de la zona II en la Zona I.
- Pérdida de Presión Estática en los ventiladores auxiliares debido a la reducción brusca (ducto metálico).
- Uso de mangas de menor diámetro de 36" pulg, la distancia de alcance es menor.
- Ventiladores auxiliares con baja presión estática.

- **METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN.**

Principio fundamental.

- **CONOCER EL PROBLEMA.**

El ciclo de minado de la Mina Cobriza es altamente mecanizado, y los problemas termo-ambientales en las diferentes labores se deben principalmente a la presencia de gases (CO, CO₂, SO₂, O₂); humos y alta temperatura generada por la operación de los equipos diesel y debido al tipo de mineralización.

- **MEDIR EN EL CAMPO Y COMPARAR CON LOS ESTANDARES.**

Tanto en interior mina como en superficie se utilizan equipos e instrumentos para la medición y el control de agentes Físicos, Químicos, Biológicos y ergonómicos, estipulados en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional D.S.-055-2010-EM.

En el cuadro 7 se detalla el programa mensual de trabajos para el diseño y control de la red de ventilación de la mina.

➤ **CONTROLAR LOS CONTAMINANTES DE AIRE.**

Se realiza utilizando el método de Ingeniería, diseñando el circuito de ventilación, controlando el polvo y refrigerando el área de operación en interior mina.

• **HIPOTESIS.**

Mediante la Modificación e Implementación del Sistema de Ventilación en la Unidad Minera Cobriza Zona Norte (Área Coris), solucionar los problemas de contaminación de agentes físicos y químicos y recirculación de aire viciado; así como la ventilación principal; secundaria y auxiliar.

Después de haber desarrollado el estudio del circuito del sistema de ventilación, se diseñó la modificación y la implementación del circuito del sistema de ventilación utilizando el Software VnetPC-2003, mejorándose la ventilación de la Unidad Minera-Cobriza.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

La zona se caracteriza por tener su topografía muy accidentada yendo desde los 2000 m. s. n. m. hasta los 4700 m. s. n. m. de altitud, encontrándose allí el Cerro Yana Rumi.

Cobriza está en el flanco Oeste de la cordillera oriental de los Andes Centrales del Perú, tendiendo una orientación cordillerana NW – SE.

El método de explotación es corte y relleno ascendente mecanizado, la mina está dividida en dos grandes zonas denominadas "alta" y "baja". El mineral de la zona alta se transporta con locomotoras eléctricas y carros mineros de 25 tm en el nivel 28 hacia la planta concentradora. En la zona baja el mineral es izado por el pique desde el nivel 10 al nivel 28.

La mina se encuentra ubicada a 2,280 msnm. En este nivel se encuentran las Oficinas Principales, Planta Concentradora, Taller de Mantenimiento Mecánico y Eléctrico.

El nivel más alto de la mina está en Nv 2,700 y el más bajo esta en el Nv1870, la mina cuenta con niveles de los cuales todos los niveles están en producción.

1.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.

La Mina Cobriza está ubicada en el distrito de San Pedro de Coris, Provincia de Churcampa, Departamento de Huancavelica; y a una cota comprendida entre 2,000 a 2,700 msnm.

La topografía es bastante accidentada, lo cual hace difícil el acceso y prolonga la distancia de la carretera entre La Oroya y Cobriza a 360 Km. siendo ésta en línea recta 190 Km.

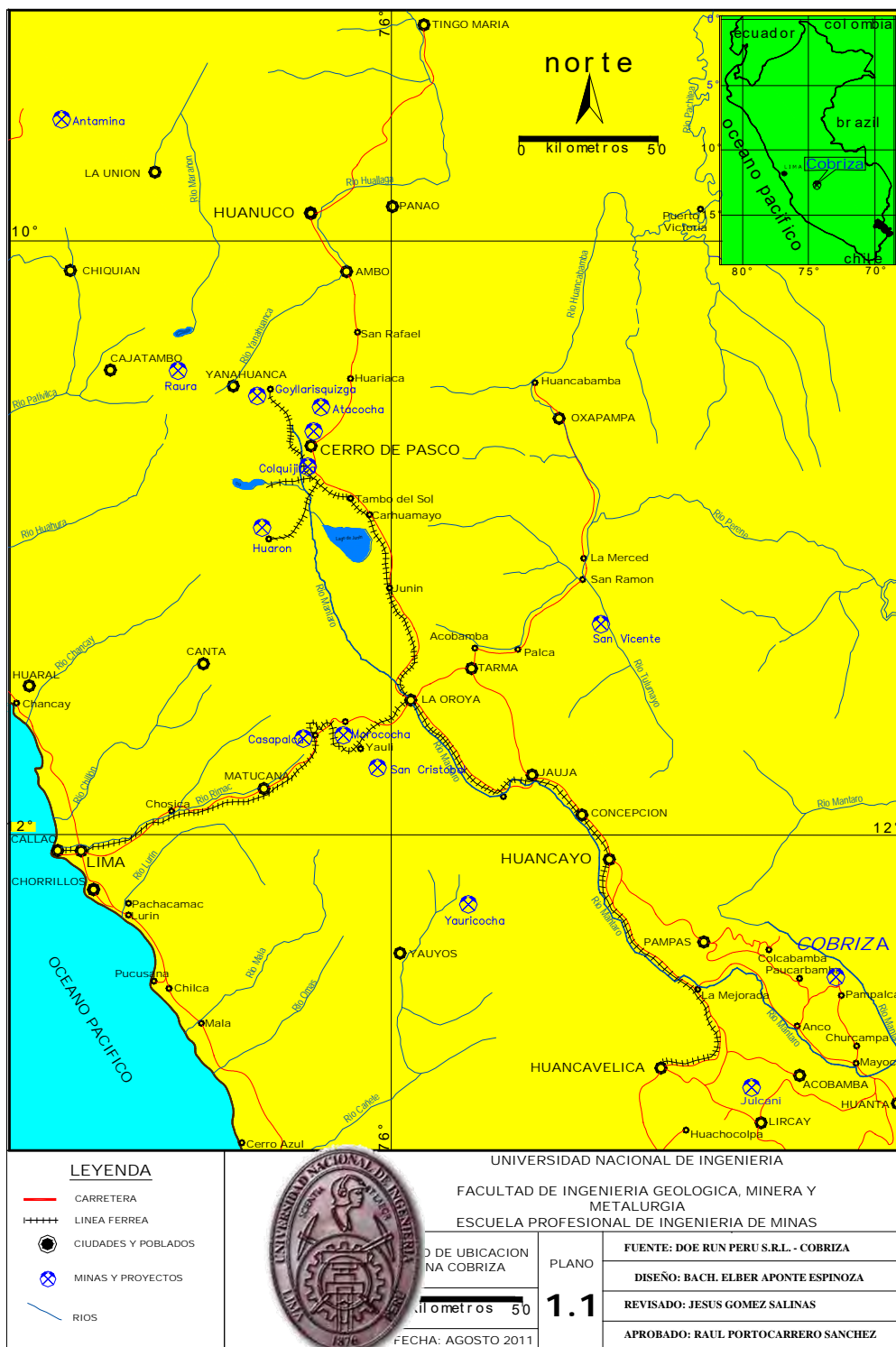
El clima es variado, cálido en las inmediaciones al río Mantaro, templado a altitudes intermedias y frígido en las cumbres del valle, lo cual permite que la vegetación sea variada, especialmente en épocas de lluvias.

Tabla 1.1 Accesos a la mina cobriza

Primera ruta – vía terrestre	Distancia(Km.)	Estado de vía	Tiempo (aprox.)
Lima – La Oroya	210	Asfaltada	5 h
La Oroya – Huancayo	160	Asfaltada	2 h
Huancayo – Pampas – San Pedro de Coris –Cobriza	180	Afirmada	7 h
Total			
Segunda ruta – vía aérea / terrestre	Distancia(Km.)		Tiempo (aprox.)
Lima – Ayacucho (vía aérea)	202	Aérea	0:45 h
Ayacucho - Huanta – Churcampa	100	Afirmada	2 h
Churcampa – San Pedro de Coris	50	Afirmada	1 h
San Pedro de Coris – Cobriza	10	Afirmada	0:45 h
Total	362		4:30 h

Fuente: Doe Run Perú S.R.L - Cobriza

1.1.1.- Plano de ubicación



Fuente: Doe RunPeru S.R.L - Cobriza

1.2 CLIMA

El clima es variable; debido a la gran diferencia de altitudes, esta determina tal variación en clima y vegetación. En los meses de Abril a Noviembre, se tiene un clima cálido con aumento de temperatura en el día; en los meses de Diciembre a Marzo tenemos una estación lluviosa que se da en forma diaria, tenemos un clima frígido en estas épocas también con una mayor intensidad hacia las partes altas del campamento.

La humedad provocada por las lluvias da como resultado deslizamientos, desprendimientos y flujos de barro, etc., interrumpiendo las carreteras de acceso a las diferentes áreas de la mina.

1.3 RELIEVE

La zona presenta una topografía muy accidentada, se observa claramente una cadena de montañas muy elevadas, con flancos muy inclinados entre 45° y 70°, estas pertenecen a la Cordillera Oriental de los Andes Centrales del Perú, entre los cuales sobresalen las geoformas positivas Coris y Pumagayoc, al Este del Yacimiento Cobriza se encuentra el Batolito "Villa azul" de composición Granítica (253 ± 11 Ma).

Esta cadena presenta contornos más o menos redondeados, con depósitos coluviales y aluviales que se mantienen en equilibrio aparente.

El valle por donde discurre el río Mantaro es un valle juvenil (forma de "V"), esto

Se debe a sus flancos escarpados y asimétricos, se puede apreciar terrazas hacia los

Lados del valle que nos indicaría un posible rejuvenecimiento del río en mención.

1.4 RECURSO ENERGETICO

La energía eléctrica utilizada en la mina Cobriza es comprada a la empresa generadora SN Power, y la línea de transmisión es de Electro Andes S.A (Campo Herminio San Antúnez de Mayolo)

La capacidad instalada es de 15 M watos.

El precio de energía eléctrica es de US\$ 0.07 /K W-H

Consumo por mes: 9783902 Kw-h.

1.5. HISTORIA.

Cobriza es un yacimiento de reemplazamiento metasomático de cobre, plata y bismuto; tipo manto, de sulfuros masivos más antiguo del Perú.

1866: La existencia de este yacimiento fue reportada por el Profesor italiano Antonio Raymondi.

1908: Posteriormente E.I. Dueñas, describió con más detalle la mineralización de la zona bajo el nombre de "Casque".

1926-1927: Basados en estos reportes despierta el interés de la Cía. Cerro de Pasco Corporation en la zona y comienza los estudios geológicos, cuyos resultados fueron negativos por razones de carácter económico.

1956: Sin embargo las características geológicas del distrito mantuvieron el interés por parte de la Cía. Cerro de Pasco Corporation, año en el cual suscribe una opción de compra para las concesiones que cubren el área mineralizada, iniciándose de esta manera la decidida exploración geológica

y los estudios económicos de factibilidad, que dieron como resultado el descubrimiento del depósito de cobre-plata actualmente en explotación en el distrito minero de Cobriza.

1966-1967: Se efectuaron trabajos de desarrollo subterráneo en busca de mayores reservas para garantizar la inversión, así como la construcción de las instalaciones metalúrgicas y de servicios.

1967: En diciembre de este año la Cía. Cerro de Pasco Corporation inicia la producción de cobre a un ritmo de 1,000 TM/día.

1976: Posteriormente bajo la administración de Centromin Perú S.A. se incrementa la capacidad de tratamiento de mineral llevándola a 2,100 TM/día.

1978: Incrementa su producción a 2,600 TM/día.

1983: A fines de este año se incrementa a 10,000 TM/día, luego de una ampliación total de las instalaciones de la mina, servicios y nueva planta Concentradora en Pampa de Coris.

1998: En setiembre de este año la norteamericana Doe Run Perú, inicia las operaciones de la mina Cobriza, unidad minera que obtuvo como parte del programa de privatización de la estatal Centromin Perú S.A.

2001-2011: En los últimos años se viene desarrollando un programa intenso de exploración local y regional con el propósito de incrementar reservas, lo cual nos han permitido determinar la existencia de un horizonte local mineralizado denominado manto Torrepatá ubicado a 100 metros del techo del manto Cobriza, en el cual se ha cubicado a la actualidad mediante

taladros diamantinos y galerías más o menos 500,000 toneladas de reservas probadas con 1.6-1.7% de Cu, 14 -16 gr/Ag y 0.05% Bi.

La producción promedio en el periodo Nov10-Oct11 es de 6,225 TMS/día

A si mismo se viene ejecutando trabajos de prospección y exploración utilizando métodos geofísicos principalmente aeromagnetometría, lo cual nos ha permitido detectar anomalías magnéticas en la parte NW del distrito minero ubicado en el flanco oeste del anticlinal de Coris.

1.6 GENERALIDADES

La Mina Cobriza Área Coris cuenta 40 labores en exploración, desarrollo y explotación.

Turnos de operación tiene 02 Guardias, Guardia día (11:20 a.m a 8:30 p.m) y Guardia noche (11:20 p.m a 7:20 a.m)

Turno de Disparo G/D 8:40 p.m y G/N 7:45 a.m.

1.6.1 PRODUCCION Y LEYES DE CABEZA.

Producción de la mina es 6600 TM/día, 198000TM/mes con leyes de cabeza:

Tabla 1.2 Leyes de Cabeza

Mineral	Cu %	Ag (Oz)
Ley	1.14	21.72

Fuente: D.R.P-Cobriza

1.6.2 Costo de minado y ley de corte

En el cálculo de los Recursos Minerales se ha utilizado una ley de corte de **0.70%Cu**, cuyo ancho de bloque es mayor o igual a **7.0 m**.

Tabla 1.3 Costo de Minado

Método de Explotación	US\$ / TM
Corte y Relleno Ascendente	27,20

Fuente: D.R.P-Cobrizo

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1 GEOLOGÍA GENERAL

En el distrito Minero de Cobriza afloran ampliamente rocas sedimentarias de edad carbonífera a jurásica, representadas por las pizarras y calizas del grupo Tarma y Copacabana, clastos del grupo Mitu y calizas del grupo Pucará. La tectónica andina se manifiesta por la presencia de pliegues destacando el anticlinal de Coris, el cual fue perturbado por numerosos sistemas de fallas y fracturas de carácter regional y local.

Las rocas intrusivas en el área de Cobriza están representadas por un cuerpo granítico de dimensiones batolíticas, numerosos diques y sillsandesíticos y básicos, y stocks de monzonita y diorita cuarcífera.

Tabla 2.1 Columna Estratigráfica Regional

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	PISO	UNIDADES	POTENCIA	LITOLOGIA	DESCRIPCION LITOLOGICA	AMBIENTES SEDIMENTARIOS								
								MAR ABIERTO	BARRERA	LAGOON	CONTINENTAL					
PALEOZOICO	MESOZOICO	TRIASICO	CUATERNARIO	PLEISTOCENO	HOLOCENO	DEPOSITOS RECIENTES	<p>Aluvial - Coluvial</p> <p>Calizas intercaladas con menores proporciones de margas, dolomias, arenicas y limoarcillitas.</p>									
													JURASICO	INFERIOR	GRUPO PUCARA	#1500.00 mts
	CARBONIFERO	PERMICO	TRIASICO	MAYASICO	PLEISTOCENO	HOLOCENO	DEPOSITOS RECIENTES	<p>Discordancia angular (Tectónica Finihersinica)</p> <p>Lutitas rojas, areniscas arcósicas marrones a rojizas, conglomerado y algunas intercalaciones volcánicas (las rocas volcánicas no estan presentes en el área de cobriza).</p>								
														TRIASICO	SUPERIOR	GRUPO MITU
		PERMICO	PERMICO	TRIASICO	MAYASICO	PLEISTOCENO	HOLOCENO	DEPOSITOS RECIENTES	<p>Discordancia angular (Tectónica Tardihersinica)</p> <p>Calizas gris azuladas fosilíferas con intercalaciones de limoarcillitas gris oscuras a gris verdosas.</p>							
															PERMICO	MEDIO/SUPERIOR
			CARBONIFERO	PERMICO	TRIASICO	MAYASICO	PLEISTOCENO	HOLOCENO	DEPOSITOS RECIENTES	<p>Horizontes Concrecionarios</p> <p>Lutitas pizarrosas con intercalaciones menores de limoarcillitas, calizas y areniscas.</p>						
																PERMICO
				CARBONIFERO	PERMICO	TRIASICO	MAYASICO	PLEISTOCENO	HOLOCENO	DEPOSITOS RECIENTES	<p>Manto Torrepata</p> <p>Mantos Cobriza - Jampato</p>					
CARBONIFERO	PERMICO	TRIASICO	MAYASICO	PLEISTOCENO	HOLOCENO	DEPOSITOS RECIENTES	<p>Horizonte Capricornio</p>									
													PERMICO	INFERIOR	GRUPO EXCELSIOR	#1 000.00 mts.
CARBONIFERO	PERMICO	TRIASICO	MAYASICO	PLEISTOCENO	HOLOCENO	DEPOSITOS RECIENTES	<p>Conglomerados, areniscas subarcósicas y limoarcillitas cubiertas por derrames volcánicos dacíticos-andesíticos</p> <p>Discordancia angular (Tectónica Eohersinica)</p> <p>Limoarcillitas, limoarenitas pizarrosas gradando a aflitas, cuarcitas meta-andesita y algunos esquistos.</p>									
													PERMICO	INFERIOR	GRUPO EXCELSIOR	#1 000.00 mts.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA REGIONAL



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGIA
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

Esc.: S / E
 FECHA : DICIEMBRE 2006

FIGURA Nº:
 02

FUENTE : DRP - J. C. Q.
 DISEÑO : Bch. E. A. E.
 REVISADO : Ing. J. R. G. S.
 APROBADO : Ing. R. E. P. S.

Fuente : D.R.P– Cobriza

2.2 YACIMIENTO DE MINERAL

La mineralización se encuentra en horizontes calcáreos favorables, sólo la caliza Cobriza aloja minerales económicos.

La mineralización es un típico reemplazamiento metasomático de minerales principalmente de cobre y hierro dentro de una ganga de silicatos, adquiriendo la forma estratiforme, con bandeamientos finos hacia la caja piso y gruesos hacia la caja techo. La mineralogía consiste principalmente en calcopirita, pirrotita, arsenopirita, magnetita, hornblenda, granates y hornfels; la esfalerita, galena y bismutina se encuentran en cantidades subordinadas.

La alteración en las rocas de caja se manifiesta por la re cristalización de la caliza y la silificación y moderada piritización de las pizarras.

2.3 TABLA 2.2.- CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

CONSIDERACIONES	CARACTERISTICAS
FORMA DEL DEPÓSITO (Tabular)	Dimensiones: 5,500 de largo y 2,000 en la vertical Potencia: 15 – 30 m. Buzamiento : 30° - 45° SE Rumbo : N 45° O Roca encajonante: Pizarra (caja techo y caja piso)
ROCAS ENCAJONANTES	Regular. Tipo de roca III, presencia de fracturas y fallas. Se deja un escudo de mineral para protección de la caja techo.
MANTO MINERALIZADO	Buena. Tipo de roca I, auto sostenido. Roto (más de un mes), tiene efecto de aglomeración y compactación (reacción exotérmica) Su peso específico in-situ es de 3.63 TM/m ³

Fuente : D.R.P - Cobriza

2.4 RESERVAS

Inventario de Reservas

Los recursos minerales de la Mina Cobriza son de 20, 822,130 TM con 1.14% Cu y 21.72 gr.-Ag. Estos recursos se muestran en el CUADRO N° 1, corresponden a las

áreas de Coris y Pumagayoc, probadas, probables, accesibles y eventualmente accesibles con valores superiores a la **ley mínima de corte 0.65% Cu**. Y ancho mínimo de minado de 7.00 metros.

Tabla 2.3.- RESERVAS COBRIZA – 2013

RESERVAS	Tonelaje (Tms)	Ancho (m)	Ley Cu (%)	Ley Ag (Oz)
Probado	17 369 560	10.76	1.14	21.60
Probable	3 182 570	9.36	1.11	22.4
Total	20 822 130	10.47	1.14	21.72

Fuente: D.R.P- Perú

CAPITULO III

METODO DE EXPLOTACIÓN EN LA ZONA CORIS.

3.1 EXPLOTACIÓN DE LA MINA.

La mina Cobriza cuenta con galerías principales y cruceros para la extracción del mineral, accesos principales con zigzags que son rampas en forma de espirales, sub niveles que corren en dirección o rumbo del manto, nuevos accesos, chimeneas de servicios, relleno y ventilación, huecos DTH para emplazar relleno a los niveles inferiores.

3.2 GEOMETRÍA DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN.

Está asociada al mineral probado cubicado, cuyas dimensiones depende de los puentes que se dejan para proteger los niveles del piso y la cabeza de los tajeos y de los pilares laterales que se dejan hacia los zigzags.

3.1.1 Puentes

A fin de asegurar la continuidad de la explotación se ha dejado pilares longitudinales: pilar de nivel superior, para proteger las galerías del nivel

superior, de 10 a 15 m.; al iniciar un tajeo se dejan puentes de 5 m. para proteger las galerías de bases. En casos de reservas con leyes bajas, los tajeos no llegan al nivel superior, por lo que existen pilares de mayores dimensiones. En otros casos, cuando el mineral es de alta ley, se dejan puentes con mínimas dimensiones y/o se recuperan rellenando hasta el piso de la galería superior.

3.1.2 Escudos

De acuerdo al método de explotación y debido a la incompetencia de las cajas se dejan en los tajeos una capa de mineral in-situ de ancho variable (3 - 5 m.) y pegado a la caja techo, a fin de proteger las cavidades de desprendimiento de rocas, dando tiempo para rellenar con material detrítico o relave clasificado.

3.1.3 Pilares

Los niveles de la mina están conectados mediante rampas en espiral o zigzags ubicados dentro del manto mineralizado. Estos zigzags tienen un diámetro de 80 m y están distanciados aproximadamente a 500 m horizontales unos de otros.

Existen pilares constituidos por zonas no explotadas situadas en las cercanías de las discontinuidades estructurales importantes como la Falla Rosa, otros situados

en zonas de baja ley de mineral y finalmente los pilares que sustentan a los zigzags de 54 m. de ancho por 90 m. de desnivel

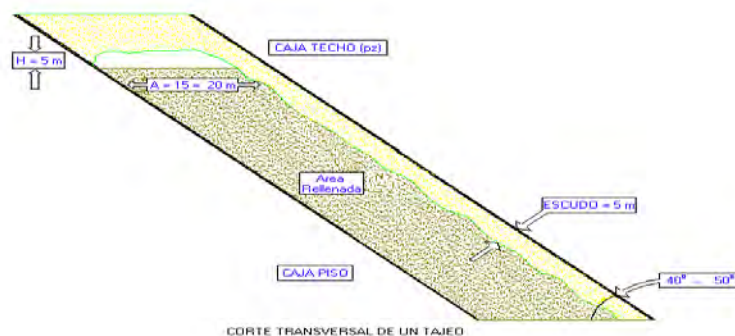


Figura 3.1 Corte Transversal de un Tajeo

Fuente: D.R.P – Cobriza.

3.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Se aplica el método de CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO, utilizando relleno hidráulico y convencional.

En condiciones normales de diseño, este método es adecuado y permite obtener parámetros altos de productividad, y baja dilución.

3.2.1 Operaciones Unitarias

Las fases del ciclo de minado son: Ventilación; desatado de rocas - perforación, voladura, acarreo y transporte, y relleno.

VENTILACIÓN.

Por ser una mina mecanizada, se utiliza la ventilación mecánica, para los cuales cuenta con ventiladores axiales de diferentes capacidades como es de $40,000 \text{ cfm}$;

50,000 cfm y 60,000 cfm para realizar la ventilación auxiliar con mangas de 40" de diámetro.

La ventilación Principal con ventiladores con capacidades de 300,000 cfm y la ventilación secundaria con capacidad de 200,000 cfm, 100,000 cfm y 60,000 cfm y la ventilación auxiliar es con ventiladores con capacidades de 50,000 cfm y 40,000 cfm.

DESATE Y PERFORACION

Previa a la perforación de los tajeos se realiza el desatado de rocas en el techo y los hastiales. La altura estándar tanto para el desatado como para la perforación es de 5 m.

Equipo de Desatado de rocas es el Scaler

- Alcance máximo :8.50 m. de altura
- Presión de percusión :1500 PSI.
- Rendimiento :26.0 m²/h

Equipo de Perforación (Jumbos Hidráulicos):

- Marca : Atlas Copco
- Modelo :Boomer H-282
- Perforadoras :COP-1838
- Rendimiento :100 tal/guardia

Accesorios de Perforación:

- Barras Hexagonales : R-32 / 14 pies
- Brocas de botones : 51 mm

Parámetros de Perforación:

- Malla de perforación : 1.20 x 1.20 m
- Longitud de perforación : 14 pies
- Diseño perforación : Según buzamto.
- Angulo de inclinación : 70°
- Altura de corte : 2.2 m. promedio
- Rotura por taladro : 13 TM/tal.

VOLADURA

En la voladura se hace necesario perforar una cara libre conformada por dos filas de taladros a todo lo ancho económico del tajeo, y para obtener una adecuada fragmentación, la secuencia y salida del disparo es en forma de “ V “

Equipo de Carguio (Anfoloader):

- Cargador :Neumático mecanizado
- Marca :EIMCO y Teledyne

Explosivos y Accesorios de Voladura:

- Dinamita :Gelatina Especial 75%
- Carga Columna :Examon-P
- Accesorios :Fanel rojo de 4.2 m.

Cordón Detonante 5P

Guía de seguridad Blanca.

LIMPIEZA

Nuestro sistema actual "Trackless" es muy versátil operativamente, pero requiere de una atención constante en lo que se refiere al mantenimiento de vías.

EQUIPOS:

El mineral proveniente de los tajeos de explotación se extraen hacia los echaderos principales con camiones de 30 y 36 TM. El Carguio se realiza con los Scooptrams y cargadores frontales.

Características Técnicas del Carguío:

- Densidad del mineral roto : 2.70 TM/m³
- Factor de Carguío : 0.70
- Factor de esponjamiento : 40 %
- Distancia de acarreo : 1,000 – 1,500 m.

3.2.2 Relación de Equipos Diesel

La Tabla N° 2 contiene la descripción de los equipos principales que se utilizan en las operaciones de minado

TABLA 3.1 EQUIPOS DE MINA

EQUIPO	TRABAJO	CANTIDAD
Locomotoras Diesel de 25 t	Transporte de Mineral	2
Locomotoras Diesel de 25 t	Transporte de Personal	2
Locomotoras Eléctricas de 36 t	Transporte de Mineral	4
Jumbos hidráulicos	Perforación	6
Scooptrams ST 13	Acarreo de mineral	6
Scooptram ST 6	Acarreo de Mineral	3
Tractor de orugas	Relleno	2
Tractor de llantas	Mantenimiento de Vías	1
Cargador frontal	Carguío de mineral	3
Camiones Dux de 30 y 36 ton	Transporte de Mineral	10
Moto niveladora	Mantenimiento. De vías	2
Cargadores de Anfo	Voladura	4
Scaler	Desate de rocas	3

Fuente: Propio



Figura 3.2: Maquinas a Diesel.

Fuente: Propio

3.3 RELLENO HIDRAULICO Y RELLENO DETRITICO

3.3.1 Relleno hidráulico

El relleno hidráulico es bombeado a través de 5.02 Km. de tubería de 8" Ø por el nivel 28 Sur hacia el nivel 28 Norte y de allí al nivel 10. La planta de relleno hidráulico cuenta con:

- Dos bombas centrifugas para captar relaves
- 11 hidrociclones de 15" Ø.
- Un tanque con agitador para la pulpa
- Dos bombas Mars de 673 GPM.

Características del Relleno:

- Velocidad de percolación : 4 pulg/hr
- Densidad de pulpa : 1,550 -1,600 gr./lt
- Porcentaje de sólidos : 50 – 55 %
- Flujo de relleno a la mina : 550 a 600 m³/día.

3.3.2 Relleno convencional

El relleno convencional es empleado para las labores que se encuentran encima del nivel 28. Todo el material de desecho o desmonte que sale producto de un disparo es esparcido y nivelado como relleno en los tajeos de producción para continuar con el ciclo de explotación.

3.4 TRANSPORTE DE MINERAL

3.4.1 Sistema de Transporte Horizontal:

El mineral proveniente de Zona III se transporta hacia el pique mediante locomotoras diesel de 25 TM y carros metálicos tipo Gramby de 11 TM de capacidad y volteo lateral. El Carguío de mineral desde los echaderos se hace a través de chutes neumáticos.

3.4.2 Sistema Izaje:

El sistema de Izaje está formado por una wincha accionado por un motor de 600 HP. El equipo manipula dos skips que mueven una carga útil de 5.5 TM cada uno. El tanque de almacenamiento tiene una capacidad aproximada de 500 t y posee un sistema de chutes para cargar el mineral al convoy del nivel 28 para ser transportado a la planta concentradora.

Transporte de Mineral a la Planta:

El mineral extraído por el sistema de Izaje y los acumulados en los chutes de los ore pass, en el nivel 28 de las zonas Coris y Pumagayoc, se cargan en convoyes de 16 carros mineros de aproximadamente 20 t de capacidad cada uno y dos locomotoras

NYK para transportarlo a la planta concentradora.

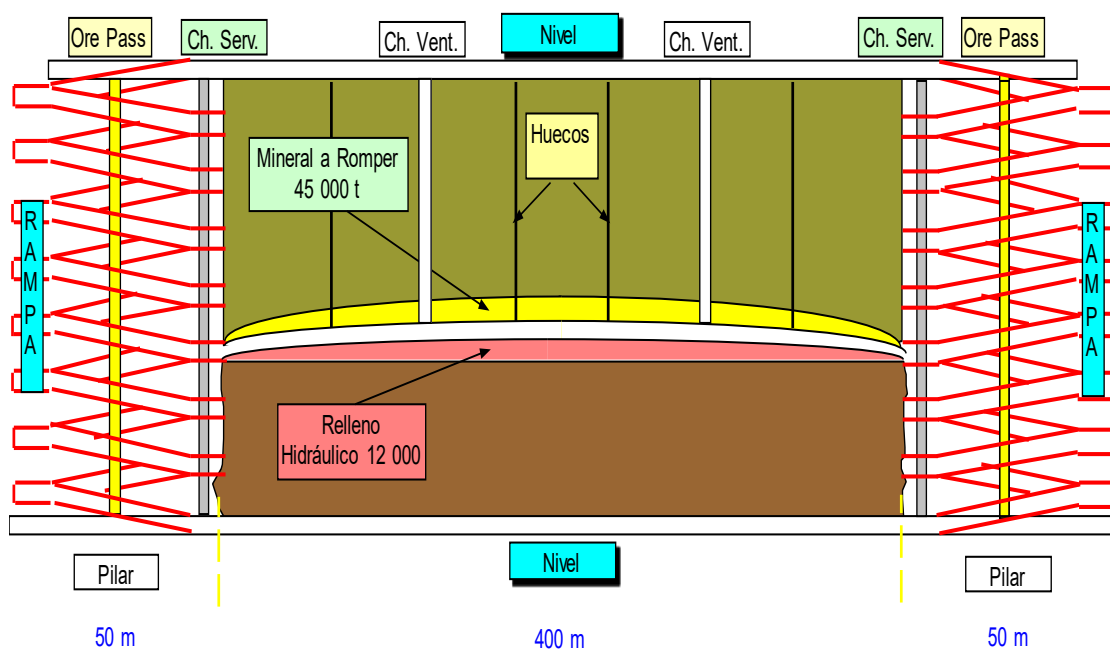


Figura 3.3 .- INFRAESTRUCTURA STANDAR DE TAJEOS

Fuente: D.R.P – Cobriza.

3.5 GEOMECÁNICA

3.5.1 Resumen de la Orientación de esfuerzos en el Área de Coris - Recuperación de pilares

Labor	Familia	Dip	Dip Dir	σ_1	σ_2	σ_3	Tipo de Falla
19 A-5 S 10	Falla1 (F1)	79	93	081 / 78	204 / 06	295 / 10	Normal
	Falla conjugada a F1	83	136				
19 A-5 S 9	Falla 2 (F2)	59	250	282 / 55	190 / 01	099 / 35	Normal
	Falla conjugada a F2	58	309				
19 A-5 S 8	Falla 3 (F3)	70	37	338 / 54	093 / 17	193 / 31	Normal
	Falla conjugada a F3	54	345				
19 A-5 S 8	Falla 4 (F4)	51	198	255 / 34	096 / 54	352 / 10	Transcu- rrente
	Falla conjugada a F4	69	330				
19 A-5 S 7	Falla 5 (F5)	52	196	215 / 51	100 / 19	357 / 33	Normal
	Falla conjugada a F5	64	160				
19 A-5 S 7	Falla 6 (F6)	53	195	262 / 28	099 / 61	356 / 07	Transcu- rrente
	Falla conjugada a F6	66	339				
Nivel 19	Falla 7 (F7)	50	220	292 / 20	149 / 66	027 / 13	Transcu- rrente
	Falla conjugada a F7	76	17				

El análisis local de esfuerzos muestra que el estado tensional más importante se efectúa en la siguiente configuración:

Esfuerzo principal mayor σ_1 es subvertical; el esfuerzo principal menor σ_3 es subhorizontal y σ_2 subhorizontal, de este análisis se define un estado de esfuerzos compresivo en dirección de σ_1 . Por lo tanto se deduce que el fallamiento local más importante es de tipo normal.

Tabla 3.2 Esfuerzos Principales

Esfuerzo principal máxima σ_1	$\sigma_1 = 318^\circ / 50^\circ$
Esfuerzo principal intermedio σ_2	$\sigma_2 = 053^\circ / 04^\circ$
Esfuerzo principal mínimo σ_3	$\sigma_3 = 147^\circ / 40^\circ$

Fuente: D.R.P-Cobriza

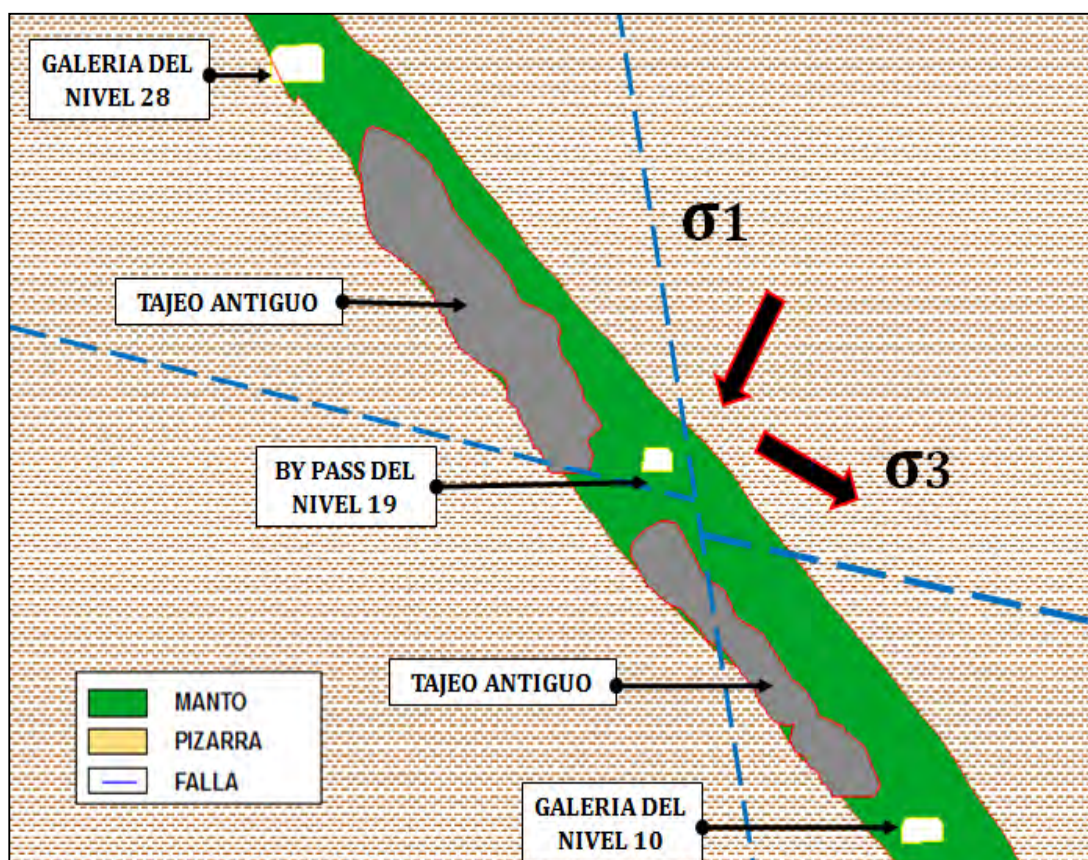


Figura 3.4 Ilustración Orientación de esfuerzos locales

Fuente: D.R.P-Cobriza

El esfuerzo principal σ_1 por ser compresivo y subvertical tiene una influencia directa en la inestabilidad de las excavaciones afectando principalmente la bóveda y hastial caja techo desmejorando así la capacidad de autoaporte de las aberturas; el grado de inestabilidad depende de la magnitud de los esfuerzos principales los cuales aumentaran en función a la profundidad como es el caso de zona III en el área de coris y la zona de preparaciones en el área Pumagayoc.

3.5.2 Caracterización Geomecánica en Tajeos

Los resultados de la clasificación Geomecánica en el área de Coris la cual está formada por recuperación de pilares, puentes, escudos y algunos tajeos nuevos, se presentan en los siguientes cuadros:

Tabla 3.3 Caracterización Geomecánica en Tajeos Nuevos

AREA DE MAPEO	RMR	TIPO DE ROCA	SIMBOLO	DESCRIPCION
CAJA TECHO	41-50	III-B		REGULAR-B
MANTO	61-70	II-B		BUENA-B
CAJA PISO	41-50	III-B		REGULAR-B

Fuente: D.R.P- Cobriza

En el área de coris el manto presenta un tipo de roca que varía de III-A (Regular-A, RMR=51-60) a II-B (Buena B, RMR=61-70).

Tabla 3.4 Caracterización Geomecánica en Recuperación de Pilares y Escudos

AREA DE MAPEO	RMR	TIPO DE ROCA	SIMBOLO	DESCRIPCION
CAJA TECHO	41-50	III-B		REGULAR-B
MANTO	51-60	III-B		REGULAR-A
CAJA PISO	41-50	III-B		REGULAR-B

Fuente: D.R.P – Cobriza.

En las recuperaciones de pilares y escudos en el área de coris, el manto presenta un tipo de roca III-A (Regular A, RMR=51-60).

La roca encajonante (pizarra) en el área de Coris y Pumagayoc presenta un tipo de roca III-B (Regular B, RMR=41-50).

El RMR en el área de coris presenta una diferencia marcada entre la explotación normal y la recuperación de pilares y escudos, esto se debe a la disminución de algunos parámetros en la clasificación Geomecánica de bieniawski (ver tabla 5.4).

Tabla 3.5 Caracterización Geomecánica en el área de Coris

AREA DE CORIS				
PARÁMETROS RMR	TAJEOS NORMALES	VALORACIÓN RMR	TAJEOS EN RECUPERACION	VALORACIÓN RMR
Resistencia a la Compresión	100 - 250 MPa	12	100 - 250 MPa	12
RQD	75 - 90 %	17	75 - 90%	17
Espaciamiento entre Discontinuidad	200 - 600 mm	10	200 - 600 mm	10
Persistencia	3 - 10 m	2	10 - 20 m	1
Apertura	<0.1 mm	5	0.1 - 1.0 mm	4
Rugosidad	Rugoso	5	Rugoso	5
Relleno	Blando <5 mm	1	Blando <5 mm	1
Alteración	No Meteorizada	6	Moderadamente	3
Agua Subterránea	Seco	15	Húmedo	10
Orientación Discontinuidades	Regular	-5	Regular	-5
RMR	67		58	
TIPO DE ROCA	II - B		III - A	

Fuente: D.R.P – Cobriza

CAPITULO IV

SISTEMA DE ACTUAL DE VENTILACIÓN DEL AREA CORIS.

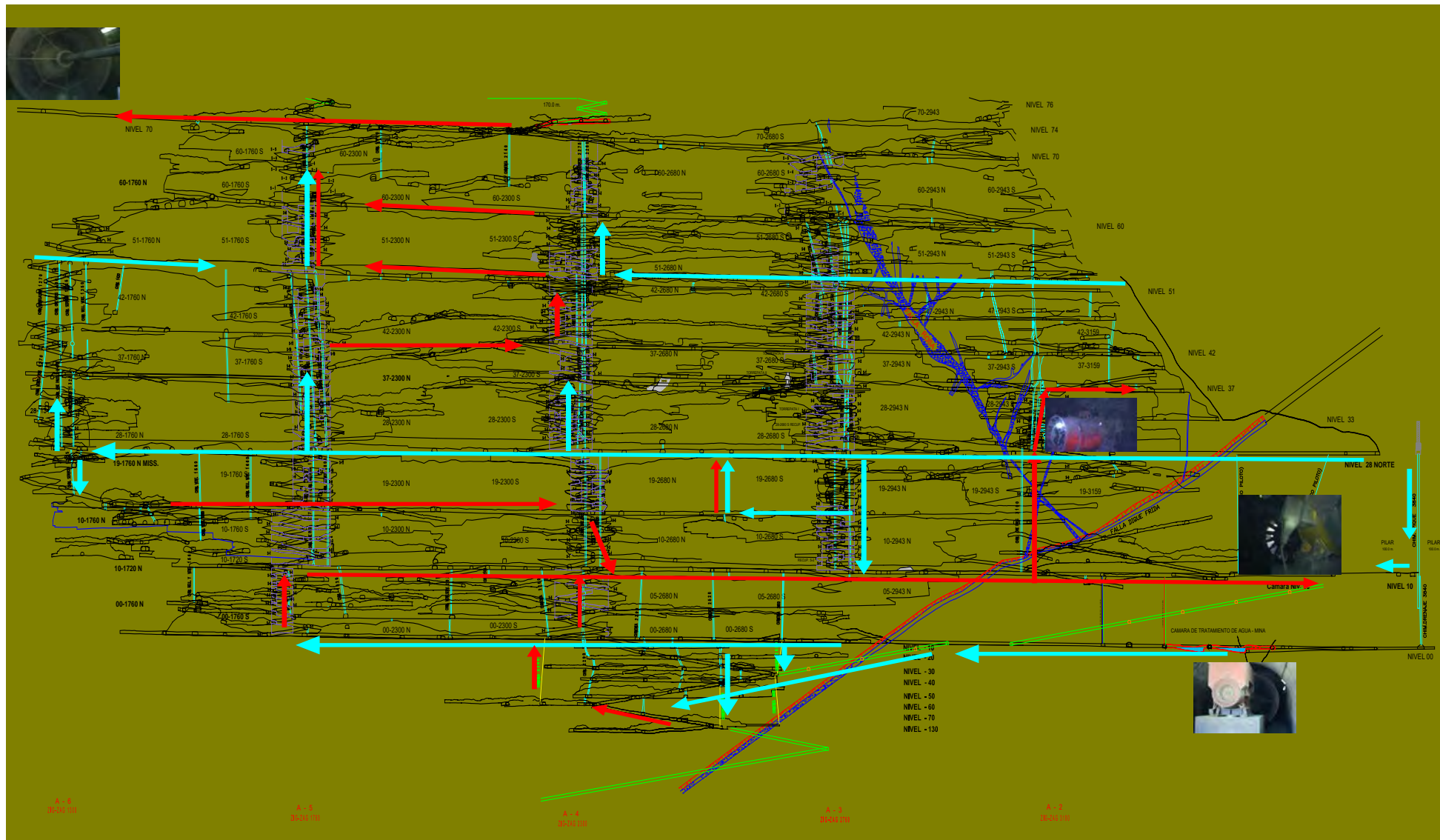
4.1 ANTECEDENTE.

Existía 03 ventiladores de 300,000 cfm y un ventilador secundario de 100,000 cfm, 01 ventilador de 300,000 cfm ubicado en la bocamina Nv 70 de Huaribamba como extractor principal, 01 ventilador de 300,000 cfm en la bocamina del Nv 10 como extractor principal y el otro ventilador de 300,000 cfm en la bocamina del Nv00 como inyector, el de 100,000 cfm ubicado en 28 Norte chimenea 3100 como extractor que facilitaba el desfogue de la zona III.

Existía saturación de aire viciado ,humo y temperatura alta en el Nv 10, concentración de alta temperatura en la profundización del Nv 0 al Nv-130, Saturación de humo y temperatura Nv 51 A6 al A5 y ventilación deficiente Zona I por ser ventilado con aire de desfogue de la Zona II.

El sistema de ventilación auxiliar era con mangas flexibles de 36 pulg. de diámetro y con reducciones metálicas de 48 a 36 pulg. por 1 m de distancia

lo cual originaba la pérdida de presión y caudal, generando el incremento del consumo de energía y/o incrementando el amperaje en la salida de los ventiladores, procediendo luego a usar las mangas espiraladas para evitar el enseriado de ventiladores auxiliares.



4.2 DESCRIPCIÓN DE SISTEMA DE VENTILACIÓN ACTUAL:

Actualmente el Ingreso de aire limpio es por las Bocaminas del Nv 0.0 ; Nv 28 Norte;

Nv 51 Sur y Pique Nv 28, y las Salidas de aire viciado es por las Bocaminas del Nv 70 Huaribamba; Nv 51 Norte y Nv 10 en cada salida de desfogue están instalados ventiladores de 300,000 cfm Marca Bufalo, son los que determinan el circuito de ventilación principal, la Zona de profundización del Nv 0.0 hacia el Nv -130 el ingreso de aire limpio es por la rampa 0-2980 y el desfogue de aire viciado es por la Chimenea 2200 este desfogue es producido por el ventilador de 200,000 cfm Marca Tigre y el flujo de desfogue es hacia la columna 0-A5 direccionado al Nv 10. Ya determinado el circuito de ventilación principal se usan ventiladores auxiliares 40,000; 50,000 y 60,000 cfm ventiladores de presiones estáticas diferentes, de referencia se cuenta con 03 ventiladores de 50,000 cfm de alta presión estática para desarrollar longitudes de 400m con mangas de lona de 40" pulgadas de diámetro, se cuenta con mangas de reducción de 48" a 40" por 8m de longitud y mangas espiraladas de 48" de diámetro y 18" de diámetro y manga de 24" de diámetro para ventilador de 15,000 cfm de alta presión estática.

4.3 LEVANTAMIENTO GENERAL DE VENTILACIÓN SUBTERRANEA

La ventilación es y debe ser parte esencial en la operación de una mina. (Si no hay ventilación no hay producción).

La ventilación es parte de la operación y Diseño.

4.3.1 PRINCIPIOS FUNDAMENTALES

- **Reconocimiento del Problema.**

Es conocer el problema tanto de los contaminantes en la mina metálica como es:

- Humo y productos de diesel (hollín).
- Gases tóxicos, polvo inhalable y polvo grueso.
- Calor y radiación.

Ejem: El que genera mayor accidente y/o incidentes es el Monóxido de Carbono (CO).



Figura 4.1: Mina Cobriza – Gas Anhídrido Sulfuroso SO_2

Fuente: D.R.P– Cobriza

- **Mediciones y evaluación.**

Es medir los valores de campo y comparar con los estándares.(Norma legal D.S 055-2010 EM).

Ejem: Monóxido de Carbono (CO)

EN: Perú es: 25 ppm (DE acuerdo al D.S 055-2010- EM)

Australia es: 35 ppm.

E.E.U.U es: 50 ppm.(De acuerdo a la norma MSHA)

1. **Control por Ventilación.**

Es controlar los contaminantes de aire utilizando el método de Ingeniería.

Ejem: Equipo Diesel →Nuevo y al tiempo Evaluar y luego el control previo de mantenimiento mecánico, y se realiza el control de los gases por el tubo de escape.



Figura 4.2: Monitoreo de monóxido de carbono en el tubo de escape.

Equipos de Monitoreo:



Figura 4.3: Equipo de Monitoreo de Velocidades, Temperatura y Humedad.

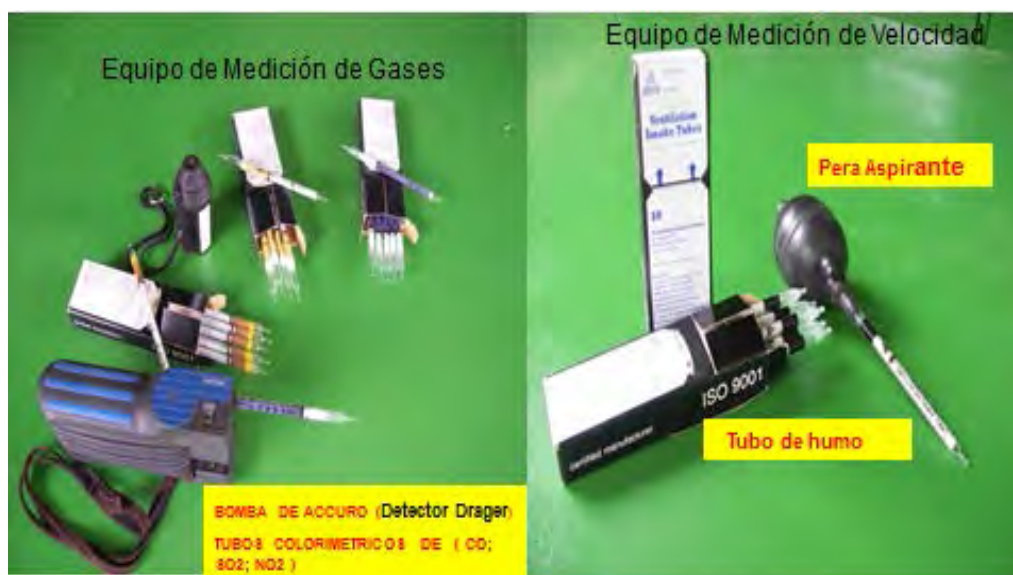


Figura 4.4: Equipo de Monitoreo Analógico de Gases y Flujo de aire.

Fuente: Propio



Figura 4.5: Equipo de Monitoreo Digital para Gases.



Figura 4.6: Equipo de Monitoreo de Polvo.

Fuente: D.R.P – Cobriza.

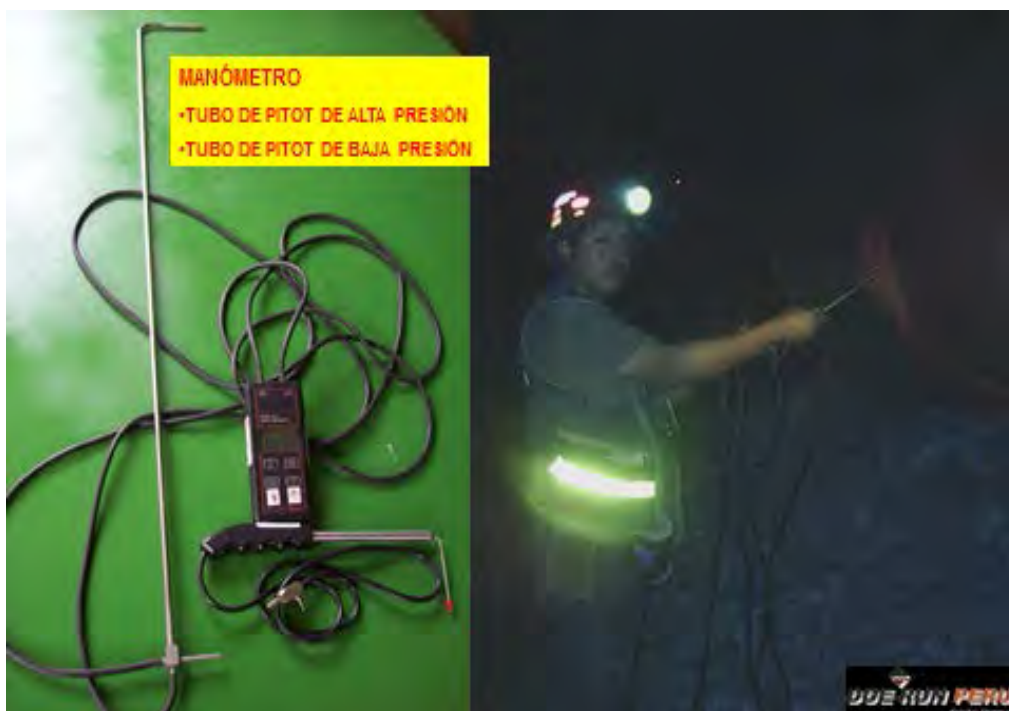


Figura 4.7: Equipo de Monitoreo de Presiones.



Figura 4.8: Equipo de Monitoreo de Vibración de Ventiladores.

Fuente: Propio.



Figura 4.9: Equipo de Monitoreo de Opacidad de equipos Diesel.

Fuente: D.R.P - Cobriza

4.3.3 Criterios Para El Cálculo De Balance De Aire

- Calculo del caudal según el personal que trabajan.
- Calculo del caudal según el equipo diesel.
- Calculo del caudal para la dilución de contaminantes.

1.- Para el Personal:

$$Q_1 = n \times q_1$$

Donde:

- n: N° de trabajadores en interior mina. Se considera el mayor numero presente, esta dado por la suma de trabajadores de todos los departamentos o secciones de una guardia.
- q_1 : Cantidad minima necesaria por cada trabajador en base al Art. 236, ind. (d) del RSSOM- D.S. N° 046-2001 –EM.

2.- para los equipos diesel autorizados:

$$Q_2 = 3 \times \sum \text{HP}$$

Donde:

- 3.0m³/ min x HP : Art. 236, inc. (d) del RSSOM D.S. N° 055-2010 –EM.
- \sum HP: Total del HPs de los motores desarrollados por los equipos diesel autorizados para trabajar en interior mina.

3.- Para dilución de Contaminantes:

$$Q_3 = A \times V \times N$$

Donde:

- A: Sección media de la galería (m²).
- V: Velocidad del Flujo de aire mínima (m/min), Art. 236, ind. (d) del RSSOM-D.S. N° 055-2010 –EM.
- N: N° de Niveles en Operación.

4.4 CIRCUITOS DE VENTILACIÓN.

4.4.1 Circuito de Ventilación de la parte Alta (Zona I y Zona II)

(Comprendida desde el Nv 28 hasta el Nv 70).

El flujo de ingreso de aire fresco es por la Bocamina Nv. 28 y por la bocamina Nv. 51 sur, la circulación de aire que ingresa por el Nv. 28 se desplaza por la galería de la bocamina hacia la columna (zigzag) del A4; A5 y A6 sube, también por los Ore Pass del A4 y A5 por esta columna hasta el Nv. 51 los cuales se intersecan con el aire que ingresa de la bocamina del Nv. 51 sur, este desplazamiento es producto de los ventiladores principales que están operando como extractor y su ubicación están en el Nv. 70 Norte

Huaribamba y Nv. 51 Norte Huaribamba, para el direccionamiento de los flujos de aire se controla mediante puertas, tapones y cortinas de faja.



Figura 4.10: Fuentes de control Puertas.



Figura 4.11: Fuentes de control Cortinas y Tapón

4.4.2 Circuito de Ventilación de la parte Baja (Zona III)

(Comprendida desde el Nv. 28 hasta el Nv. -130 (profundización))

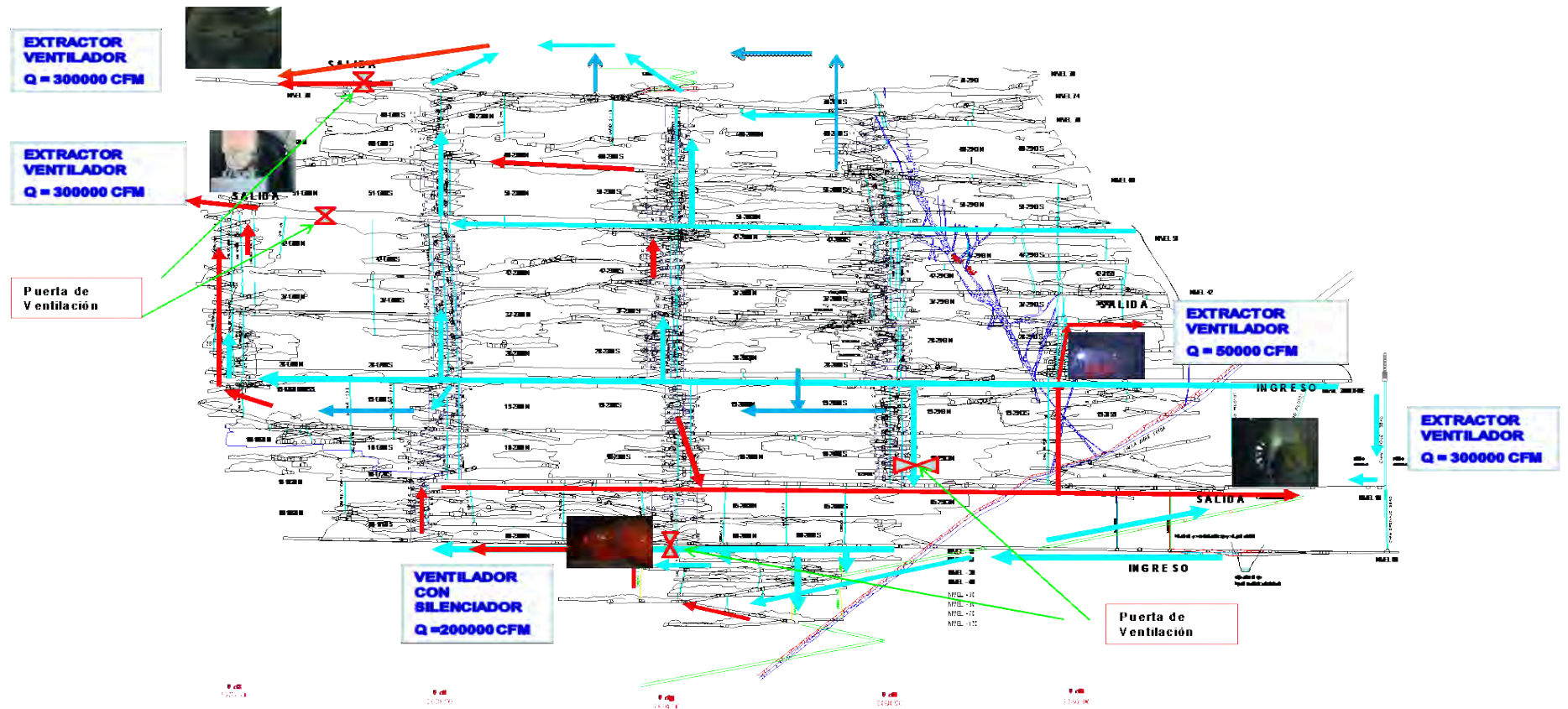
El flujo de ingreso de aire fresco es por el 28 Norte baja por el zigzag A3; por el pique ingresa y sale hacia la Gal del Nv. 10 por la Ch 3840 y por la Bocamina del Nv. 0 ingresa el cual este flujo es direccionado por la galería del Nv. 0.0 hacia la Rampa 0-3080 y rampa 0-2980 baja hacia la profundización del -130 el cual es direccionado debido al extractor de 200000 cfm ubicado en la Gal del Nv 0.0 Chimenea 2200 siendo direccionado el flujo de aire hacia el zig-zag 0-A5 este flujo llega hasta el Nv 10 el cual es determinado por el circuito de ventilador principal de 300000cfm que está ubicado en la bocamina del Nv 10 siendo el punto de desfogue. El segundo punto de desfogue es por la Chimenea 3100 que viene desde la Gal del Nv 10 hasta Nv 28 A2 S0 el cual es desfogado hacia el la Bocamina del Nv 37 y completando el desfogue es del BypasNv 19 del A3 , A4 hasta el zig-zag A6 desplazándose por esta columna hasta el Nv 51 Huaribamba punto de desfogue de aire viciado.

VENTILADORES DE MAYORES CAUDALES

Figura 4.12: Ventiladores de Mayores Caudales.

Fuente: Propio

CIRCUITO DE VENTILACIÓN ACTUAL - AREA CORIS



4.5 BALANCE GENERAL ACTUAL DE AIRE.

INGRESO DE AIRE: 804,123.24 CFM

NECESIDADES: 701,058 CFM

COBERTURA DE AIRE: 114.7%

SALIDAS DE AIRE: 804,790.32 CFM

CANTIDAD DE EQUIPO EN LA AREA CORIS

Equipo	Numero	Utilización	Potencia	Potencia Total	CAUDAL (cfm)
Tractor de Oruga	860	60%	180	108	11441.952
Motoniveladora	308	60%	226	135.6	14366.0064
Dux	583	60%	400	240	25426.56
Dux	585	60%	400	240	25426.56
Dux (04 und.) Zona III	592/591/593/594	60%	400	960	101706.24
Scania (02 und)	626 / 627	60%	400	480	50853.12
Tractor de Rueda		60%	180	108	11441.952
Scoop Tram ST 13 (04)	R900/897/790/865	75%	385	1155	122365.32
Scoop ST-6	951	60%	225	135	14302.44
Jumbo Hidraulico 01	285	60%	78	46.8	4958.1792
Jumbo Hidraulico (02)	282/434	60%	70	84	8899.296
Scaler	759/758	60%	82	98.4	10424.8896
PayLoader	962	60%	225	135	14302.44
AnfoLoader	851 / 611	60%	82	98.4	10424.8896
Camion de Personal	Zona I y Zona III	60%	138	165.6	17544.3264
Camioneta de Supervision (03 und)		60%	100	300	31783.2
Potencia Total de Zona III				4489.8	475,667.3712

BALANCE DE AIRE ZONA

INGRESO	CFM	SALIDA	CFM
B/M Nv 0	187256.04	B/M Nv 70	294509.4
B/M Nv 28 Norte	466442.9	Nv 51 A6	220052.02
B/M Nv 51 Sur	124271.4	B/M Nv 10	290228.9
Pique	26152.9		
TOTAL INGRESO	804123.24	TOTAL SALIDA	804,790.32

CANTIDAD DE PERSONAL

Operadores	Cantidad Equipo	Persona/ Equipo	Total Operadores
Tractor de Oruga	1	1	1
Motoniveladora	1	1	1
DUX	6	1	6
Scania	2	1	2
ScoopTram	6	1	6
Jumbo Hidraulico	3	2	6
Scaler	2	2	4
Motorista	2	1	2
PayLoader	2	1	2
AnfoLoader	2	2	4
Camion de Personal	2	2	4
Camioneta de Supervision	5	2	10
Personal Total de Operadores de Equipo Mina			48

Personal Adicional

Personal de Ventilación	3
Personal de Servicios	5
Cubex	2
Telecomunicación	2
Relleno	4
Suministro	3
Mecanico	4
Personal de Tratamiento de Agua Mina	2
Electricos	3
Topógrafos	3
Geólogos	2
Personal Total en Zona III	81

Tabla 3.6 Necesidades de Aire Para Equipos y Personal

NECESIDADES DE AIRE PARA EQUIPOS Y PERSONAL DOE RUN

I. NECESIDADES DE AIRE			
1) Para el Personal			
Laboreo de mina	:	129	hombres por guardia
Supervisión y servicios	:	10	hombres por guardia
TOTAL:		139	hombres por guardia
	4 m3/min./ hombre guardia	19,635	cfm
2) Dilución de gases por voladura		65,544	cfm
3) Para equipo diesel		475,667	cfm
Necesidades de aire		560,846	cfm
Factor de corrección por el método de explotación más 25%		140,212	cfm
TOTAL NECESIDADES DE AIRE:		701,058	
II. BALANCE DE CAUDALES			
	INGRESOS DE AIRE	804,123.24	cfm
	SALIDAS DE AIRE VICIADO	804,790.32	cfm
III. COMPARACIÓN			
		m3/min.	
Ingresos		22,770.23	804,123.24 cfm
Necesidades		19,851.75	701,058 cfm
Si cubre las necesidades de mina, RESTANTE		103,065	CFM
COBERTURA DE AIRE			114.7%

Fuente : Propio

4.6 RELACION DE VENTILADORES

Tabla 4.1 Relación de Ventiladores

Nº	MARCA	CAUDAL Q(cfm)	POTENCIA HP	DIAMETRO PULGADAS	PRESION ESTATICA ("c.a)	UBICACIÓN	OBSERVACION
1	ALPHAR V.	40,000	60	45	6.50	19 2300	INYECTOR
2	EL TIGRE	50,000	125	45	14.00	10 sur 5090	INYECTOR
3	ALPHAR V.	40,000	60	42	6.86	Tajeo 60 5400	INYECTOR
4	ALPHAR V.	40,000	60	42	6.86	30 5140 Ch 5500	INYECTOR
5	JOY	50,000	75	45	6.86	40 5640	INYECTOR
6	JOY	50,000	100	48	6.86	28 A2	EXTRACTOR
7	JOY	100,000	250	54	10.00	20 5400 Ch 5295	EXTRACTOR
8	JOY	50,000	100	45	6.50	20 5070	EXTRACTOR
9	BUFALO	300,000	400	72	5.25	Nv 70 BOCAMINA	EXTRACTOR
10	BUFALO	300,000	400	72	5.25	Nv 51 A6	EXTRACTOR
11	JOY	50,000	100	45	6.86	70 - 2190	INYECTOR
12	JOY	60,000	125	45	8.50	70 2290	INYECTOR
13	JOY	50,000	75	48	6.50	30 5140 Ch 5500	INYECTOR
14	BUFALO	300,000	400	72	5.25	Nv 10 BOCAMINA	EXTRACTOR
15	EL TIGRE	200,000	400	72	6.50	Nv 0 Ch 2200	EXTRACTOR
16	BUFALO	40,000	45	43	6.50	Taller Electrico	Reparacion
17	JOY	50,000	100	45	6.50	30 5140Ch 5500	EXTRACTOR
18	ALPHAR V.	40,000	60	45	6.50	30 5380	INYECTOR
19	JOY	50,000	100	48	6.50	20 5105	INYECTOR
20	KORFFMAN	40,000	40	36	6.50	10 SUR 4750	INYECTOR
21	ALPHAR V.	40,000	60	42	6.50	Nv -60	EXTRACTOR
22	ALPHAR V.	40,000	60	42	6.50	20 5100	INYECTOR
23	JOY	50,000	100	45	6.86	70 2140	INYECTOR
24	EL TIGRE	50,000	125	45	14.00	10 SUR 4360	INYECTOR
25	JOY	50,000	100	45	6.86	Nv 0 2110	EXTRACTOR
26	JOY	50,000	75	48		Tj -10 Norte	INYECTOR
27	KORFFMAN	40,000	40	36	6.86	POLVORIN Nv 37	INYECTOR
28	EL TIGRE	15,000	40	26	10.00	10 SUR (Geotecnia)	INYECTOR
29	JOY	50,000	100	48	6.86	20 5160 (z/z)	INYECTOR
30	JOY	60,000	125	45	8.50	19 2300	INYECTOR
31	EL TIGRE	50,000	125	45	14.00	20 4500 Ch 5280	EXTRACTOR
32	KORFFMAN	40,000	40	36	6.86	30 5500	INYECTOR

CAPÍTULO V

DISEÑO DE SISTEMA DE VENTILACIÓN (CALCULO DE PRESIONES Y SIMULACIÓN DE VENTILACIÓN).

5.1 PLANEAMIENTO DE VENTILACION

El planeamiento de la ventilación es una herramienta que nos permite administrar eficientemente del diseño de las actividades mineras, para lo cual deberá tenerse en cuenta las siguientes variables de decisión:

- Numero de secciones.
- Cantidad de reservas.
- Sección y cantidad de labores.
- Profundidad de las reservas.
- Método de explotación.

- Ubicación de chimeneas.
- Horario de actividades.
- Cantidad de equipos diesel.

El planeamiento del sistema de ventilación nos sirve para organizar la continuidad operativa de la mina.

5.2 CÁLCULO DE LAS PERDIDAS DE PRESIÓN.

5.2.1 CAIDA DE PRESIÓN POR FRICCIÓNEN CONDUCTOS DE VENTILACIÓN

La resistencia específica, es la resistencia que opone el paso del aire de una labor. Está dado por la siguiente fórmula:

$$R = \frac{K * l * Per}{5.2A^3}$$

Donde:

- R: Resistencia (pulg.-min²/ft⁶).
- K: factor de Fricción(lb-min²/ft⁴).
- L: Longitud (ft).
- Per: Perímetro de la Sección (ft).
- A: Área de Sección de la Galería (ft²).

La resistencia de un conducto es afectada principalmente por K, Per, L, Le y A.

La pérdida de presión se calcula con la Formula de Atkinson:

$$HL = R \times Q^2$$

Donde:

- HL: Pérdida de Presión (pulg. H₂O).
- R: Resistencia (pulg.-min²/ft⁶).
- Q: Caudal de Aire (cfm).

El coeficiente de fricción (K): La fricción causa una transformación de la energía de trabajo a energía de calor. Mientras más áspera sea las superficie, mayor será la turbulencia y por lo tanto, mayor la fricción y mayor la pérdida de poder.

Factores que afectan la resistencia de un conducto de ventilación al flujo de aire son:

- a) La naturaleza de las paredes (factor de fricción).
- b) La configuración y tamaño (perímetro y área).
- c) La longitud.
- d) Restricciones por el choque.

Tabla 4.2 : Cálculo de la Cte. de Fricción "K" Corregido

PARA CALCULAR CTE DE FRICCION K (TABLA)			
$K_{\text{corregido}} = K_{\text{tabla}} * (10 \text{ exp } -10) * \text{Factor de Corrección}$			
Factor de correccion = $(D_{\text{mina}}/D \text{ a nivel del mar})$		D a nivel del mar =	0.075 lb/pie3
D: Densidad (lb/pie3)			
$D_{\text{mina}} = (1.327 * B/T)$		B: Presion Barometrica	
T = 460 + F			
$B = (30 / (1.019 \text{ exp } h/T))$		h : Altura (pie)	
T : Temperatura = 460 + F			
Log B = $\log 30 - h/T(\log 1.019)$			
F = $32 + (9/5) * C$			
Datos: C temperatura en grados celcios =			
h : altura sobre el nivel del mar =			
Temp °C =	18	Entonces	Temp °F = 64.4
h (m) =	2000	Entonces	h (pie) = 6560
		Entonces	T (f) = 524.4
		Entonces	B = 23.706
			D mina = 0.0600 lb/pie3
			Factor de correccion = 0.7999
			K tabla = 160
Entonces			K corregido = $128.0 * 10 \text{ exp } -10$

Fuente: Propio

5.2.2 Caída de Presión por fricción en labores subterráneas.

Tabla 4.3: Cálculo de Perdida de Presión "Hf" en Galería.

Galería	Area (Ft ²)	Kx 10 ⁻¹⁰ elegido	Kx 10 ⁻¹⁰ coregido	Perimetro (Ft)	Longitud (Ft)	Resistencia	Caudal (cfm)	Perdida de Presión Hf "H ₂ O"
Nv 0	199.68	160	128	50	6561.7	1.01435E-10	187256	3.56
Nv 10	319.33	160	122.7	63.35	6561.7	3.01221E-11	167536	0.85
Nv 28	400.28	160	128	70.92	6561.7	1.78608E-11	370259	2.45
Nv 51	199.68	160	120.5	50	6561.7	9.54919E-11	160890	2.47

5.3 CÁLCULO DE CONSUMO DE ENERGÍA EN VENTILADORES.

CALCULO DE LA POTENCIA REQUERIDA DEL AIRE Y DEL VENTILADOR

POTENCIA REQUERIDA POR EL AIRE

$$AHP = \frac{Q \times PT}{1000}$$

Donde:

AHP: potencia de aire (kW).

Q: caudal de aire (cfm) .

PT: presión total (pulg.H₂O).

POTENCIA REQUERIDA POR EL VENTILADOR

$$BHP = \frac{Q \times PT}{1000 \times efv}$$

Donde:

BHP: potencia de freno del ventilador (kW).

AHP: potencia de aire (kW).

Q: caudal de aire (cfm) .

PT: presión total (pulg. H₂O).

Efv: eficiencia del ventilador (65-70%).

CONSUMO REAL DE HP DEL MOTOR DEL VENTILADOR

$$HP_{motor} = \frac{V \times A \times 1,732 \times e_f \times PF}{746}$$

Donde:

HP_{motor} : HP producidos por el motor.

V: Voltios.

A: Amperaje.

e_f : Eficiencia mecánica del motor (85-90%).

PF: Factor de potencia (0,85).

VENTILADORES

El consumo de energía de un ventilador depende del tamaño del ventilador, el tiempo de uso y se puede calcular.

COSTO DE ENERGIA:

$$C.E = HP_{motor} \times \frac{0,746 \text{ kw}}{HP} \times \frac{\text{consumo}}{\text{mes}} \times \frac{P.E}{\text{kW} - h}$$

$$\frac{\text{Consumo}}{\text{mes}} = \frac{\text{Horas}}{\text{dia}} \times \frac{\text{dias}}{\text{mes}}$$

Donde:

C.E : Costo de Energía (US\$).

HP_{motor} : Potencia del motor.

P.E.: Precio de Energía: US\$ 0.070 /kW-h

PF: Factor de potencia (0,85).

5.4 MODIFICACIÓN E IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN AUXILIAR.

Un sistema de ventilación auxiliar consiste de un ventilador, acoples (con pega pega); reducción flexible (adecuada de acuerdo al diámetro de ventilador y diámetro de la manga); ductos espiralados y ductos flexibles o mangas.

Por esta razón la selección del ventilador, mangas, reducciones es importante.

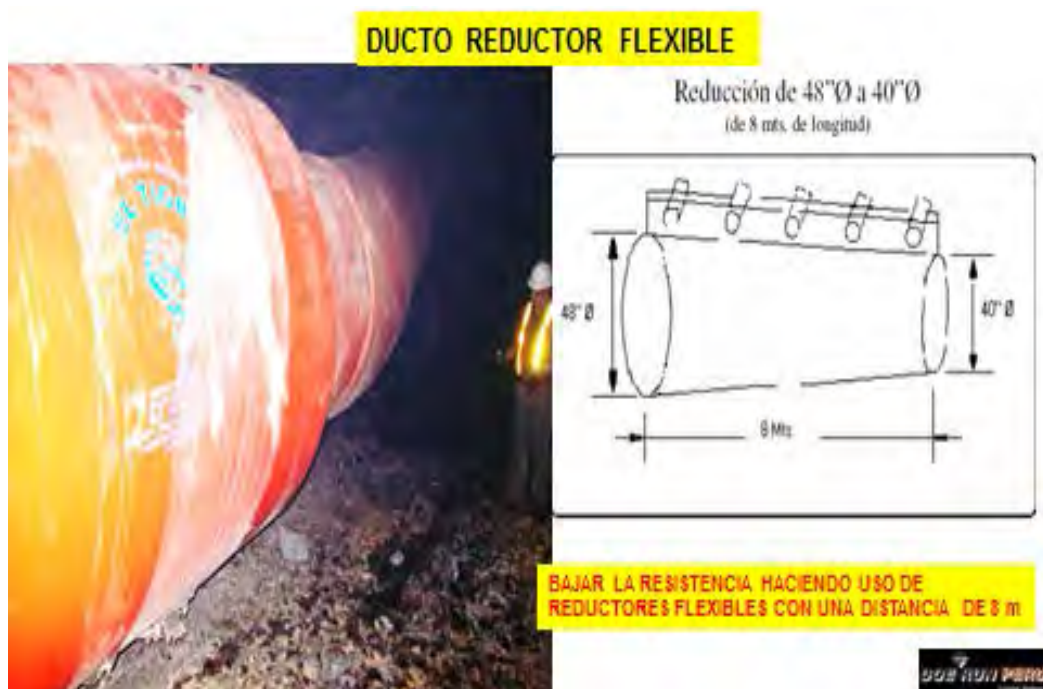


Figura 5.1: Ducto reductor flexible.

Fuente: Propio



Figura 5.2: Ductos Espiralados.

Fuente: Propio.

5.4.1 Cálculo del tipo de Manga para Insuflación.

Referencia:

Tomando como referencia un ventilador con caudal $Q = 50,000$ cfm y Presión estática es 6.68 pul por columna de agua. Dando uso de la cartilla de presión de fricción para ductos flexibles.

Tabla 5.1 Resultados del diámetro de manga a usar

Tipo de Manga Diámetro en (" Ø)	RESISTENCIA DE MANGAS EN (") pulg de columna de agua por cada 100 pies de manga	PRESION ESTATICA DEL VENTILADOR en (") pulg por columna de agua	DISTANCIA DE ALCANCE (pies)
36	2.5	6.68	267.2
40	1.5	6.68	445.3
42	1.18	6.68	566.1

Fuente: Propio

De acuerdo al análisis por la sección de 5m*4m de labor de la Mina Cobriza y el equipo diesel tiene un ancho de 3m, entonces por lo tanto el tipo de manga a usar es de

40" Ø <> 101.6 Ø cm de diámetro.

CALCULO DEL TIPO DE MANGA PARA INSUFLAR AIRE

DANDO USO DE LA CARTILLA DE PRESION DE FRICCION PARA DUCTOS FLEXIBLES.



Características del ventilador que tiene una capacidad de 50000 CFM y Presión estática es 6.68" c.a

TIPO DE MANGA DIAMETRO EN (")	RESISTENCIA DE MANGAS en " de c.a por cada 100pies de manga	PRESION ESTATICA DEL VENTILADOR en " c.a	DISTANCIA DE ALCANCE (pies)
36	2.5	6.68	267.2
40	1.5	6.68	445.3
42	1.18	6.68	566.1

Figura 5.3 Cálculo del tipo de Manga con el Abaco “Cartilla de Fricción”



Figura 5.4: Ducto Flexible de 40"

Fuente: Propio

5.4.2 Cálculo de tipo de Ventilador Auxiliar.

Debido a la dificultad de mayor alcance en longitud del plan de desarrollo y preparación dentro de las operaciones de la mina cobriza hay necesidad de implementar ventiladores auxiliares que den mayor alcance de flujo de aire y así evitando el enseriado de ventiladores auxiliares, para tal caso se realizara el cálculo referido para determinar la Presión y potencia del ventilador auxiliar.

Para poder ventilar una labor en desarrollo y preparación que tiene la sección A=5m por B=4m y Longitud de L=400m
La galería va ser ventilada usada manga de 40" de diametro, el caudal requerido es 50000 cfm
Determinar la presión Estática y potencia del ventilador Auxiliar

Solución:	Metros	Pies	Ft
Longitud	400	1312	
Diámetro	1.016	3.33248	
Perimetro			10.47 Ft
Area			8.72 Ft ²
Caudal Q=			50000 cfm

$$R = \frac{(K * Per * L)}{(5.2 * A^3)} * 10 \exp - 10$$

K=coeficiente de fricción de la manga
Sea K = 15

Entonces R = **59.7121** *10exp-10

CAIDA ESTÁTICA :

Para la resistencia para el tipo de manga de 40" y un caudal Q=50000 cfm

$$H L = R * Q^2$$

R = **59.7121** *10exp-10

Q = **50000**

H_L = 14.93 pulg. H₂O

$$Q = V * A$$

Entonces la velocidad de aire en la manga es:

Q = **50000**

A = **8.72**

POR LO TANTO V= 5732.50 ft / min

La presión de Velocidad (H_v)

$$H_v = w * \left(\frac{V}{1098} \right)^2$$

Densidad lb/ft³ w = 0.075

POR LO TANTO H_v = 2.04 pulg. H₂O

CAIDA DE ENERGÍA TOTAL (H_t = H_L + H_v)

La presión total H_t = 16.97 pulg. H₂O

$$HP = \left(\frac{HT * Q}{6350} \right)$$

HT = 16.97 pulg. H₂O

Q = 50000 cfm

HP = 133.6 hp

5.5 APLICACIÓN DEL PROGRAMA DE VENTILACIÓN (SOFTWARE VNETPC PRO)

5.5.1 Modelamiento del Sistema de Ventilación.

5.5.1.1 Descripción del Programa.

Programa Vnet PC Pro valido para simulación de redes de ventilación que incluye flujos de aire, ventiladores, caídas de presión y pérdidas de fricción.

- Usa datos basados en dimensiones y características de vías de aire conocidas.
- También usa datos físicos de planos y parámetros de diseño.
- Permite trabajar en tres dimensiones.
- El programa se desarrolla en base a suposiciones de flujo incomprensible y las leyes de Kirchhoffs así como técnica de repetición de Hardy Cross.
- Presenta la red en forma esquemática.
- Sistema de coordenadas, mejorado y ampliable.
- Importación de archivos DXF de CAD y programas de planeamiento.
- Sistema métrico (SI) y sistema inglés (conversión).

CARACTERISTICAS DEL PROGRAMA

- Software basado en técnica iterativa de Hardy Croos.

- Limite programa: 5.000 ramales, 600 ventiladores.
- Genera circuitos de aire.
- Calcula caídas de presión en cada labor o ramal.
- Define operación ventiladores: caudal, presión. HP.
- Brinda información de costo de operación de ventilación, (consumo de energía eléctrica).
- Genera diagrama de redes.

DATOS DE ENTRADA DEL PROGRAMA

(Data input para uso de software)

Los datos iniciales que requiere el programa para su ejecución son los siguientes:

- Factor de Fricción K, en $\text{kg} \times \frac{\text{min}^2}{\text{m}^4}$.
- Densidad del aire corregido por altura, en kg / m^3 .
- Temperatura de ambiente, en °C.
- Sección transversal de cada ramal, en m^2 .
- Longitud de cada ramal, en m.
- Perímetro, en m.
- Rugosidad de paredes de ramales, en m. (factor de fricción).
- Costo energía eléctrica, US\$/Kw-h.

- Data de levantamiento de ventilación.
- Generación de un diagrama de la red.
- Uso de las curvas de rendimiento de los ventiladores.
- Simulación con distintos diámetros de chimeneas de ventilación.

5.5.2 Registro de Data.

- 1.- Registro de levantamiento de ventilación
- 2.- Alimentación de ramales. (data input Vnet PC)
- 3.- Alimentación d las cantidades fijas.

Tabla 5.2 RESULTADOS DE RAMAL

Row	De	A	FBR	Total Resistencia (P.U.)	Cantidad (kcfm)	Presión Baja (m.in.wg)	Energía de Aire Perdida	Operación Costo (\$/yr)	Descripción	Ramal ID	Velocity
1	1	14		0.03300	289.37	2763.3	126.00	71361		1	2894
2	2	3		0.03279	125.71	518.2	10.26	5814		2	1257
3	3	24		0.01800	73.62	97.6	1.13	641		3	736
4	4	5		0.00700	257.84	465.4	18.91	10709		4	2578
5	6	39		3.00000	32.04	3079.2	15.55	8805		5	320
6	8	40		0.03600	177.16	1129.9	31.54	17864		6	1772
7	10	47		0.03000	218.12	1427.3	49.06	27784		7	2181
8	12	49		0.00510	33.41	5.7	0.03	17		8	334
9	14	15		0.01711	141.76	343.8	7.68	4350		10	1418
10	15	16		10.00000	19.62	3849.2	11.90	6740		11	196
11	16	17		0.00570	194.59	215.8	6.62	3748		12	1946
12	17	18		0.09500	194.59	3597.2	110.30	62469		13	1946
13	19	2		0.01700	125.71	268.7	5.32	3015		14	1257
14	18	19	V	0.00000	194.59	0.0	0.00	0		15	1946
15	20	22		0.01100	105.57	122.6	2.04	1155		16	1056
16	15	21		0.10292	174.97	3150.9	86.87	49201		18	1750
17	21	16		0.02281	174.97	698.3	19.25	10904		19	1750
18	22	23		0.00300	94.78	27.0	0.40	228		20	948
19	15	22		0.02852	-10.79	-3.3	0.01	3		21	-108
20	23	19		0.00100	-68.88	-4.7	0.05	29		22	-689
21	24	25		0.00400	237.28	225.2	8.42	4769		23	2373
22	23	24		0.03284	163.66	879.6	22.68	12847		24	1637
23	25	26		0.01800	198.98	712.7	22.35	12656		25	1990
24	26	52		0.01200	234.13	657.8	24.27	13745		26	2341
25	27	57		0.00400	55.29	12.2	0.11	60		27	553
26	28	27		2.00000	55.29	6114.9	53.28	30173		28	553
27	3	29		0.01426	52.09	38.7	0.32	180		29	521
28	30	7		0.00400	98.57	38.9	0.60	342		30	986
29	29	30		0.61090	28.23	486.9	2.17	1227		31	282
30	29	31		0.00860	23.86	4.9	0.02	10		32	239
31	31	7		0.91630	23.86	521.7	1.96	1111		33	239
32	7	32		0.00700	122.43	104.9	2.02	1146		34	1224
33	9	33		0.00400	104.04	43.3	0.71	402		35	1040
34	32	33		0.91632	18.39	310.0	0.90	509		36	184
35	32	9		0.02464	104.04	266.7	4.37	2476		37	1040
36	33	34		0.00100	122.43	15.0	0.29	164		38	1224
37	35	36		0.00109	206.72	46.6	1.52	860		39	2067
38	34	44		0.02955	156.43	723.1	17.82	10095		40	1564
39	36	38		30.00000	-16.66	-8331.0	21.87	12387		41	-167
40	36	37		0.00000	223.39	0.0	0.00	0		42	2234
41	38	11		0.02177	206.72	930.3	30.30	17163		43	2067
42	37	38	V	0.00000	223.39	0.0	0.00	0		44	2234
43	39	30		0.02400	70.34	118.7	1.32	745		45	703
44	25	39		0.05732	38.30	84.1	0.51	287		46	383

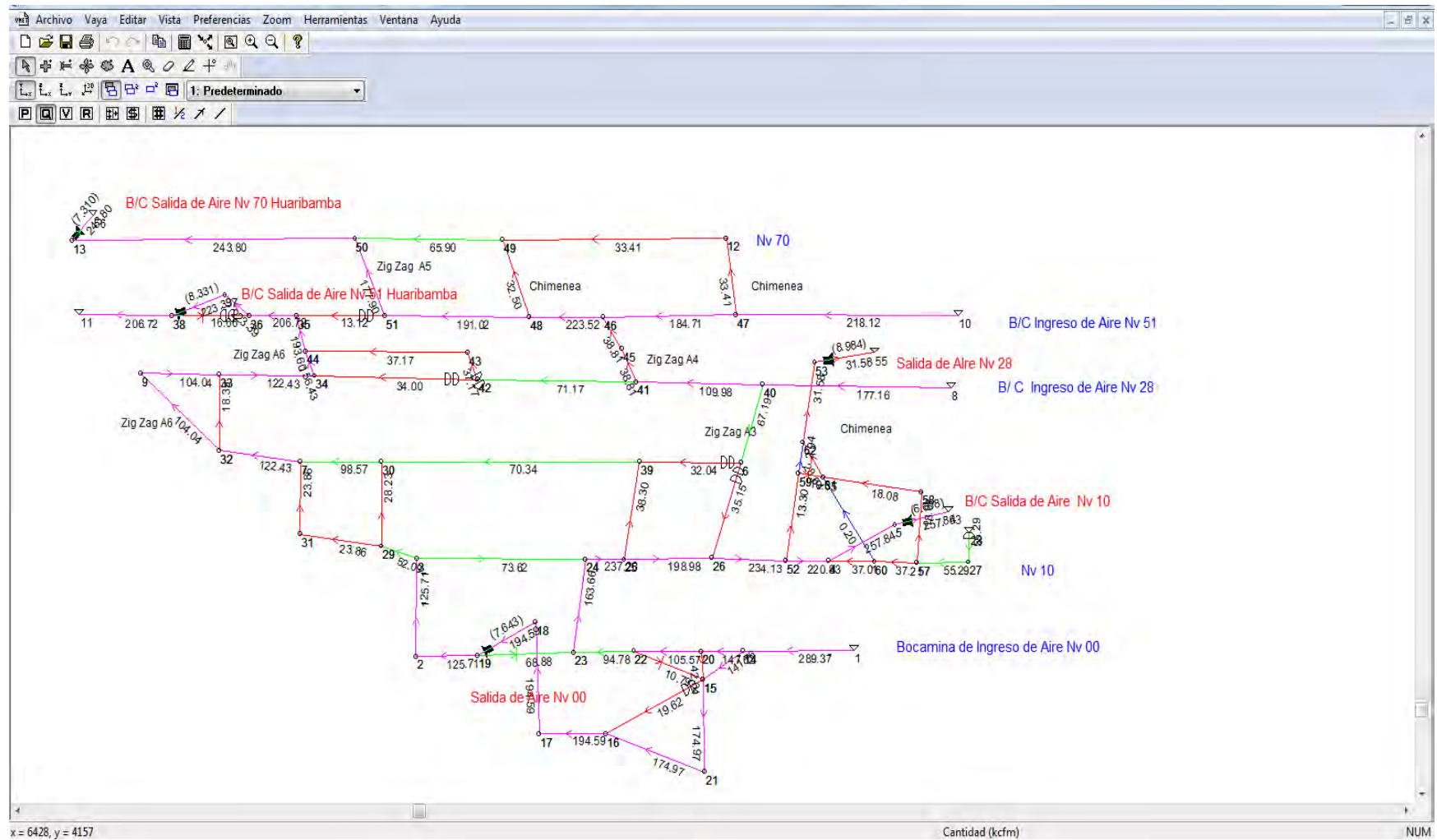
Tabla 5.3 RESULTADOS DE RAMAL

Row	De	A	FBR	Total Resistencia (P.U.)	Cantidad (kcfm)	Presión Baja (m.in.wg)	Energie de Aire Perdida	Operación Costo (\$/yr)	Descripción	Ramal ID	Velocity
37	35	36		0.00109	206.72	46.6	1.52	860		39	2067
38	34	44		0.02955	156.43	723.1	17.82	10095		40	1564
39	36	38		30.00000	-16.66	-8331.0	21.87	12387		41	-167
40	36	37		0.00000	223.39	0.0	0.00	0		42	2234
41	38	11		0.02177	206.72	930.3	30.30	17163		43	2067
42	37	38	V	0.00000	223.39	0.0	0.00	0		44	2234
43	39	30		0.02400	70.34	118.7	1.32	745		45	703
44	25	39		0.05732	38.30	84.1	0.51	287		46	383
45	40	41		0.01800	109.98	217.7	3.77	2137		47	1100
46	40	6		0.02464	67.19	111.2	1.18	667		48	672
47	6	26		3.00000	35.15	3706.8	20.53	11628		49	352
48	41	42		0.01800	71.17	91.2	1.02	579		50	712
49	42	34		3.00000	34.00	3468.4	18.58	10524		51	340
50	42	43		3.00000	37.17	4144.3	24.27	13747		52	372
51	44	35		0.04598	193.60	1723.4	52.58	29776		53	1936
52	43	44		0.03420	37.17	47.2	0.28	157		54	372
53	46	48		0.00399	223.52	199.3	7.02	3976		55	2235
54	45	46		0.04598	38.81	69.2	0.42	240		56	388
55	41	45		0.02955	38.81	44.5	0.27	154		57	388
56	47	46		0.00100	184.71	34.1	0.99	562		58	1847
57	48	51		0.01451	191.02	529.5	15.94	9027		59	1910
58	49	50		0.01270	65.90	55.2	0.57	325		60	659
59	48	49		3.86800	32.50	4084.3	20.92	11846		61	325
60	50	13		0.02540	243.80	1509.8	58.00	32850		62	2438
61	51	35		30.00000	13.12	5164.0	10.68	6046		63	131
62	51	50		0.11406	177.90	3609.9	101.20	57313		64	1779
63	52	4		0.01100	220.83	536.4	18.67	10571		65	2208
64	52	59		3.00000	13.30	530.4	1.11	630		66	133
65	53	55	V	0.00000	31.58	0.0	0.00	0		68	316
66	13	56	V	0.00000	243.80	0.0	0.00	0		69	2438
67	57	60		0.00700	37.21	9.7	0.06	32		70	372
68	57	58		0.00684	18.08	2.2	0.01	4		71	181
69	59	62		0.61088	2.94	5.3	0.00	1		72	29
70	58	61		0.02281	18.08	7.5	0.02	12		73	181
71	60	4		0.00400	37.01	5.5	0.03	18		74	370
72	61	59		0.00570	-10.35	-0.6	0.00	0		75	-104
73	60	61		0.01141	0.20	0.0	0.00	0		76	2
74	62	53		2.85000	31.58	2842.7	14.15	8012		77	316
75	61	62		0.00571	28.64	4.7	0.02	12		78	286
76	5	63	V	0.00000	257.84	0.0	0.00	0		79	2578
77	14	20		0.01000	147.62	217.9	5.07	2871		80	1476
78	20	15		0.07125	42.04	125.9	0.83	472		81	420
79	47	12		3.86400	33.41	4312.0	22.70	12857		82	334

Tabla 5.4 RESULTADO DE LOS VENTILADORES

Ventilador No.	De	A	Ventilador Presión (in. w. g.)	Ventilador Cantidad (kcfm)	Aire Energie (hp)	Operación Costo (\$/yr)	Curva Estatus	Ventiladores en Paralelo	Ventiladores en Series	Descripción
1	53	55	8.984	31.58	44.71	25320	Encendido	1	1	
2	37	38	8.331	223.39	293.26	166089	Encendido	1	1	
3	5	63	6.608	257.84	268.48	152055	Encendido	1	1	
4	18	19	7.643	194.59	234.35	132729	Apagado	1	1	
5	13	56	7.310	243.80	280.83	159049	Encendido	1	1	

Plano 5.1 ESQUEMÁTICO DE LA RED DE VENTILACIÓN



5.6 SELECCIÓN DE VENTILADOR PRINCIPAL Y SECUNDARIO, Y CHIMENEA USANDO EL PROGRAMA DE VENTILACIÓN (SOFTWARE VNETPC PRO).

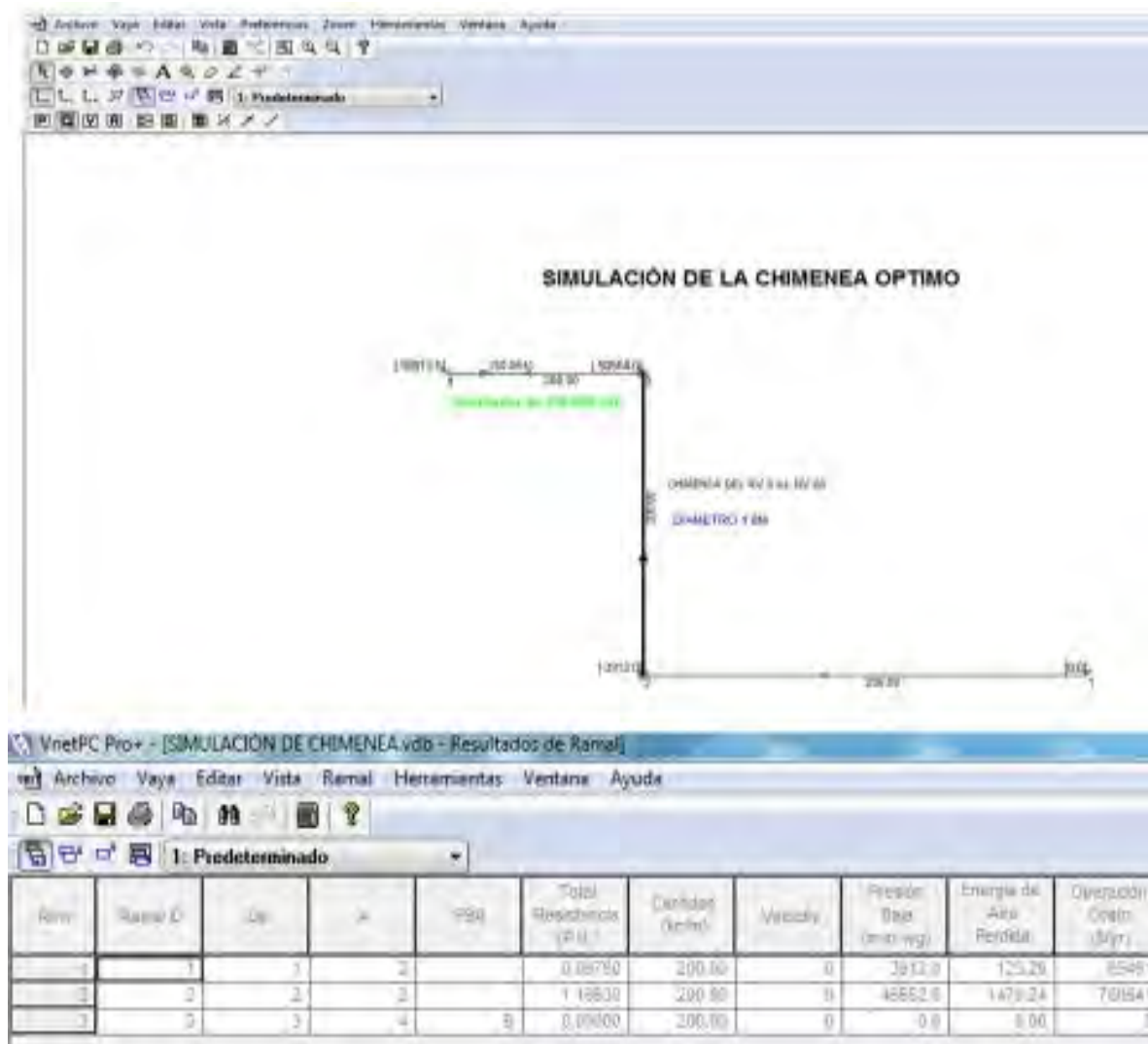


Figura 5.5 Simulación de Chimenea con diámetro de 1.8m

Para el diámetro de 1.8 m la presión de ventilador es de 50.5 "H₂O

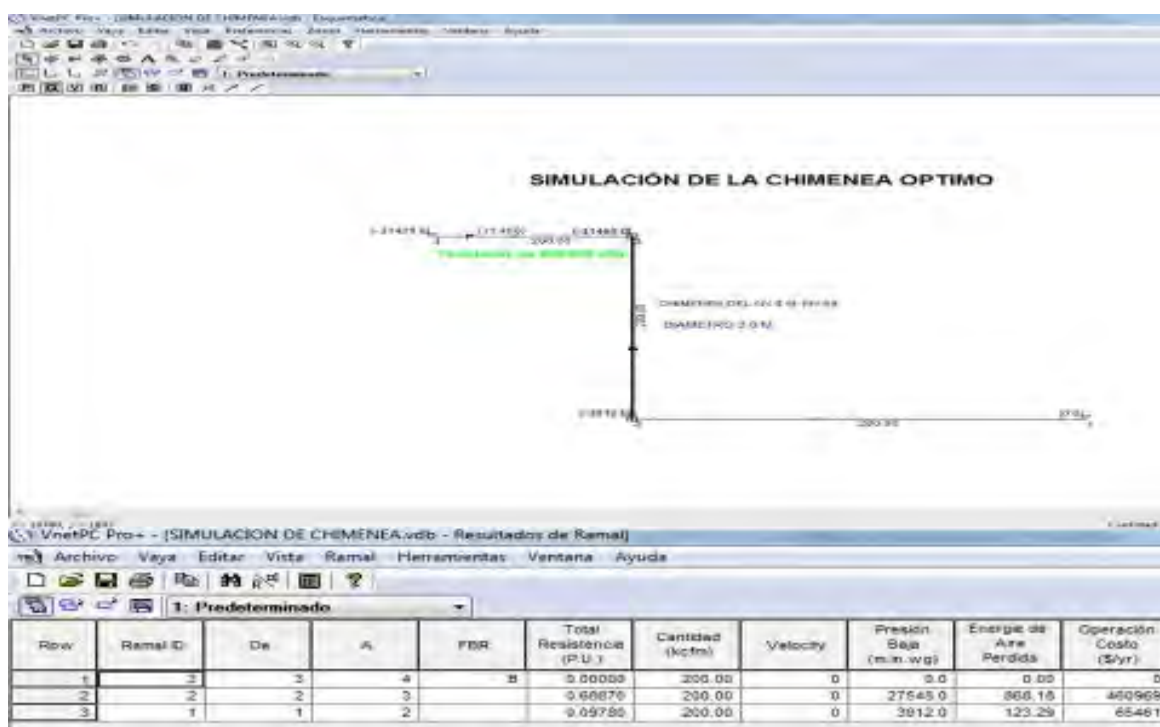


Figura 5.6 Simulación de Chimenea con diámetro de 2m.

Para el diámetro de 2 m la presión de ventilador es de 31.4 "H2O

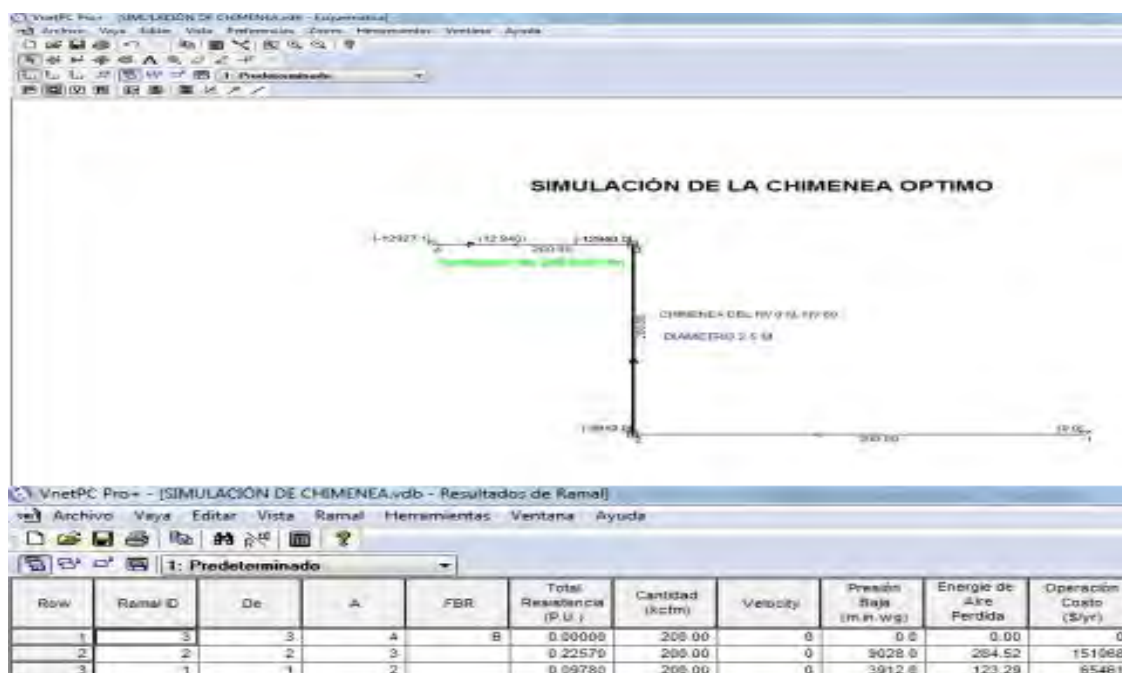


Figura 5.7 Simulación de Chimenea con diámetro de 2.4m

Para el diámetro de 2.5 m la presión de ventilador es de 12.9 "H₂O

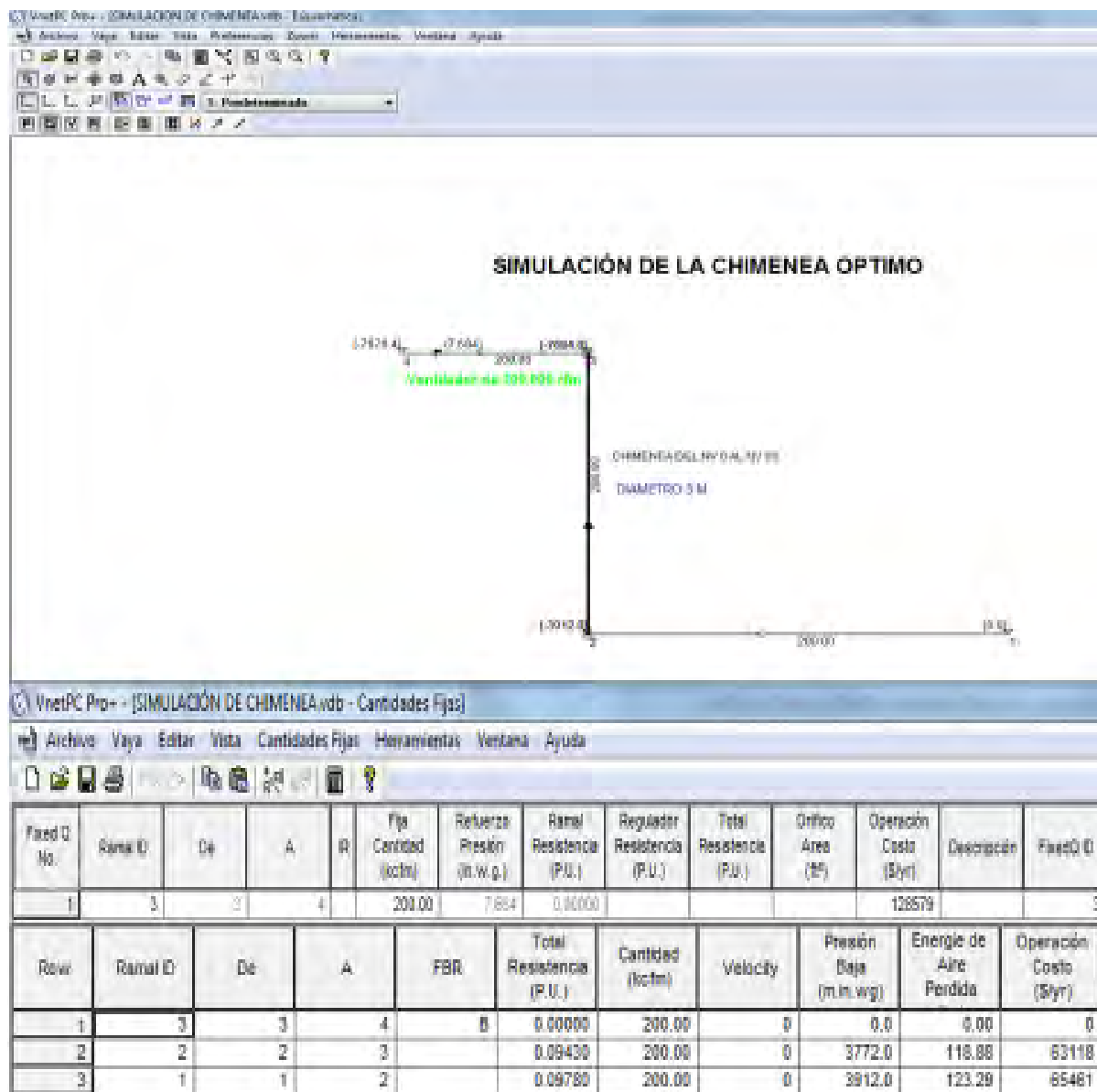
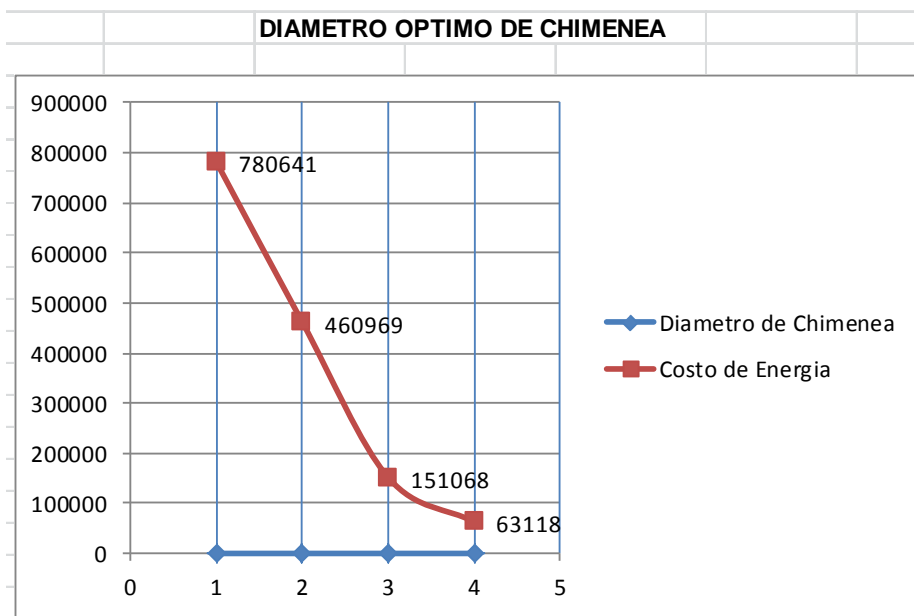


Figura 5.8 Simulación de Chimenea con diámetro de 3m.

Para el diámetro de 3 m la presión de ventilador es de 7.6 "H₂O aprox a 8"H₂O.



	Diámetro (m)	Costo (\$/Año)
1	1.8	780,641
2	2	460,969
3	2.4	151,068
4	3	63,118

5.7 RELACIÓN DE CHIMENEAS CONSTRUIDAS Y POR CONSTRUIR.

Tabla 5.5 Relación de Chimenea Construidas, Por construir y costo.

PROYECTO: CONSTRUCCION DE CHIMENEAS RAISE BORER																			
						2,011								2,012					
Item	Descripción	Tramo	Punto Inicio	Punto termino	Longitud (m)	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ENE	FEB	MAR	ABR	TOTAL
1	5170	1	28-4900 N/A	20-4500 S	155	150	5												155
		2	20-4500 S	00-4500 S	210											90	120		210
2	4900	1	28 Sur B/P	20-4500 S	125		125												125
		2	20-4500 S	10 Galeria	90							90							90
3	5300	1	20-5400 N	10-5400 N	90			90											90
		2	10-5400 N	00-5400 N	180								50	130					180
4	5450	1	28-5400 B/P	10-5400 N	160			40	120										160
		2	10-5400 N	00-5400 N	180										130	50			180
5	5600	1	28-5400 B/P	10-5400 S	180						130	50							180
		2	10-5400 S	00-5400 S	180												10	170	180
6	4600	1	28 Sur B/P	20-4500 N	125					125									125
		2	20-4500 N	10 Galeria	90								90						90
					1,765	150	130	130	120	125	130	140	140	130	130	140	130	170	1,765
	Precio Unitario	1,100	US\$/m	Incluye perforacion del piloto y rimado															
	Costo (US\$/mes)				1,941,500	165,000	143,000	143,000	132,000	137,500	143,000	154,000	154,000	143,000	143,000	154,000	143,000	187,000	

5.7.1 Costo De Construcción De Raise Bore**Tabla 5.6: Costo de Construcción de Raise Bore.**

Longitud	Piloto 12 1/4" (\$)	Rimado 1.8 m (\$)	TOTAL (\$)
256 m	115,200	204,800	320,000

COSTO DE CONSTRUCCION DE RBS			
Transporte de equipos		\$	2,909.09
Instalación de Maquina RB		\$	7,500.00
Desinstalación de equipos		\$	7,500.00
Stand by demoras de mina (operacional)		\$	180.00
Stand by demoras de mina (no operacional)		\$	150.00
		\$	18,239.09
Uso de adictivosquímicos		\$	169.630
Bomba de agua # 001		\$	150.00
Bomba de agua # 002		\$	150.00
		\$	469.630
	320,000	18,239.09	469.63
			\$ 338,708.72

Fuente: D.R.P- Cobriza

5.9 COSTO DE ENERGÍA EN VENTILACIÓN PRINCIPAL Y SECUNDARIO.

Tabla 5.7: Costo de Energía en Ventiladores Primarios y Secundarios.

VENTILADOR PRINCIPAL Y SECUNDARIO					Potencia (HP)	COSTO US\$ KW-HR	COSTO DIA US\$	COSTO MES US\$
CAUDAL (cfm)	UBICACIÓN	Intensidad (A)	Voltaje (V)	Potencia (KWatt)				
300,000	Nv 70 Huaribamba	47.5	4160	290.5708	389.36	0.07	4647.46	139,424
300,000	Nv 51 Huaribamba	42.3	4160	258.760944	346.74	0.07	4138.68	124,161
300,000	Nv 10 Bocamina	47.2	4160	288.735616	386.91	0.07	4618.11	138,543
200,000	Nv 0 Ch 2200	48	4160	293.62944	393.46	0.07	4696.38	140,891
100,000	Nv 28 A2 Ch 3100	252	440	163.04904	218.49	0.07	2607.85	78,235

Fuente: Propio

5.10 PROGRAMA MENSUAL DE TRABAJOS DE VENTILACIÓN.

Tabla 5.8 : Programa mensual de Trabajos de Ventilación.

	DESCRIPCION DEL MONITOREO																												
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29
1	MEDICIÓN DE (CO) EQUIPOS DRP																												
	ZONA I	■			■				■				■				■			■			■				■		
	ZONA II		■				■			■				■			■			■			■				■		
	ZONAIII			■				■				■				■			■			■				■			
2	MEDICIÓN DE(CO) EQUIPOS UNICÓN																												
3	MEDICIÓN DE AGENTES QUÍMICOS Y FÍSICOS																												
	ZONA I						■	■																					
	ZONA II								■	■																			
	ZONA III											■	■																
4	MEDICIÓN DE RUIDO																												
	Interior Mina																	■											
	Superficie																			■									
5	EVALUACIÓN DEL CIRCUITO FLUJO DE AIRE																												
	ZONA I						■	■																					
	ZONA II								■	■																			
	ZONA III											■	■																
6	MEDICIÓN DE POLVO RESPIRABLE																												
	Interior Mina				■																								
	Planta Concentrdora					■																							
7	MEDICIÓN DE POLVO INHALABLE																												
	Interior Mina				■																								
	Planta Concentrdora					■																							

NOTA :
 LA ACTUALIZACIÓN DEL PLANO DE VENTILACIÓN GENERAL DE LA MINA SE HARA CADA 4 MESES (FEBRERO, JULIO Y DICIEMBRE)

CONCLUSIONES.

1. Con el cambio de manga a mayor diámetro 40" se obtuvo mayor alcance del flujo de aire.
2. A mayor diámetro de chimenea menor pérdida de presión.
3. Con el diámetro de 3m se obtuvo menor capacidad de presión estática de ventilador 200,000 cfm.
4. Con ventiladores de mayor presión estática 10" H₂O a la altura de la mina cobriza se alcanzó mayor longitud de alcance del flujo de aire.
5. Los ventiladores Principales como extractores determinan el circuito de ventilación principal.
6. Con el uso de mangas espiraladas de 48" de diámetro se evitó el enseriado de ventiladores auxiliares.
7. Con el cambio de reducción se evitó la pérdida de presión del ventilador.

8. Con el uso de cortina de faja se mejoró el flujo de aire hacia el Zig Zag 0-A5.
9. Se mejoró la ventilación de la cámara de mantenimiento mecánico Nv 10, con el uso de manga espiralada y ducto de manga de acuerdo al diámetro al ventilador.

RECOMENDACIONES

1. Preparar el plan de contingencia contra Incendio en taller del Nv 70.
2. Colocar aspersor y/o pulverizador en el acceso al taller mecánico NV 70.
3. Conservar la Ch de la Columna A4, para que ingrese el aire fresco a la parte superior.
4. Las nuevas chimeneas a construir deben de ser con 3m de diámetro como mínimo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

- 1. MINING ENGINEERING HANDBOOK, “Mine Ventilation” chapter 11.6 and “Mine Ventilation Desings” Chapter 11.7, Ramani, Raja. V. and Johnson, Bruce.**
- 2. HOWARD LO.HARTMAN, Mine Ventilation and Air Conditioning, Segunda Edición, 1982.**
- 3. NOVICKY, Alejandro, Ventilación de Minas, Buenos Aires- Argentina, 1962.**
- 4. INSTITUTO DE INGENIEROS DEL PERÚ, Manual de Ventilación de Minas, Lima 1989.**
- 5. LOCK, Jakes, ISTEK, Ventilación Elemental para Minería, 1998.**
- 6. MALLQUI TAPIA, Aníbal N., Ventilación de Minas, Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas, Huancayo 2004.**
- 7. ROBLES ESPINOZA, Nerio H., “Excavación y Sostenimiento de Túneles en Roca”, Concytec, Lima, 1994, pág. 264-267 y 243-251.**
- 8. AIRTEC S.A., Manual de Ventilación Axial para Minería, Lima, 1999**

9. **M.E.M. “Reglamento de Seguridad e Higiene Minera” D.S. N° 046-2001 EM, Lima, 2001.**
10. **SERMITEC, Manual de Ventilación, Santiago de Chile- Chile, 1999.**
11. **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA, Curso Internacional de Ventilación Minera, Lima, Abril de 1999.**
12. **MINE VENTILACION SERVICES INC., “Manual de Usuario y Tutorial Vnet PC 2003”.Usa, 2003.**

ANEXOS.

REGLAMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL EN MINERÍA
D.S N° 055-2010- EM.
TITULO III
GESTIÓN DE LA SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL.
CAPITULO IX: SALUD OCUPACIONAL

Artículo 94.- El titular minero deberá realizar la identificación de peligros, evaluación y control de riesgos que afecte la seguridad y salud ocupacional de los trabajadores en sus puestos de trabajo.

Artículo 95.- Todo titular minero deberá monitorear los agentes físicos presentes en la operación minera tales como: ruido, temperaturas extremas, vibraciones, iluminación y radiaciones ionizantes y otros.

NIVEL DE RUIDO

Artículo 96.- Se proporcionará protección auditiva cuando el nivel de ruido o el tiempo de exposición supere los valores de Nivel de Ruido establecidos en el ANEXO N° 7-E.

A partir de 100 decibeles se debe utilizar doble protección auditiva mientras se implementa las medidas de control necesarias.

Tabla : Escala de Nivel de Ruido y Tiempo de Exposición.

Escala de ponderación "A"	Tiempo de Exposición Máximo en una jornada laboral
82 decibeles	16 horas/día
83 decibeles	12 horas/día
85 decibeles	8 horas/día
88 decibeles	4 horas/día
91 decibeles	1 1/2 horas/día
94 decibeles	1 hora/día
97 decibeles	1/2 hora/día
100 decibeles	1/4 hora / día

Fuente: D.S N° 055-2010-EM

No debe exponerse al personal a ruido continuo, intermitente o de impacto por encima de un nivel de 140 dB en la escala de ponderación "C".

Para la medición de ruido se utilizará la Guía N° 1.

Artículo 97.- En los lugares de trabajo donde se supere las temperaturas térmicas señaladas en el ANEXO N°3 deberá tomarse medidas preventivas tales como: períodos de descanso dentro del turno de trabajo, suministro de agua para beber no menor a 600 mililitros por hora de trabajo, aclimatación, tabletas de sal, entre otras, a fin de controlar la fatiga, deshidratación y otros efectos sobre el personal.

Las mediciones de exposición a estrés térmico (calor) deberá realizarse según método descrito en la Guía N° 2 para la Medición de Estrés Térmico.

AGENTES QUIMICOS

Artículo 103.- El titular minero efectuará mediciones periódicas y las registrará de acuerdo al plan de monitoreo de los agentes químicos presentes en la operación

minera tales como: polvos, vapores, gases, humos metálicos, neblinas, entre otros que puedan presentarse en las labores e instalaciones, sobre todo en los lugares susceptibles de mayor concentración, verificando que se encuentren por debajo de los Límites de Exposición Ocupacional para Agentes Químicos de acuerdo a lo señalado en el ANEXO N° 4 y lo demás establecido en el Decreto Supremo N° 015-2005-SA y sus modificatorias para garantizar la salud y seguridad de los trabajadores.

LÍMITES DE EXPOSICIÓN OCUPACIONAL PARA AGENTES QUÍMICOS*

TIPOS DE LÍMITES

TWA: Media Moderada en el Tiempo (*Time Weighted Average*). Para comparar con el promedio ponderado en el tiempo de exposición a concentraciones individuales durante toda la jornada de trabajo. Los límites TWA para 8 horas necesitan corrección al ser aplicados a jornadas de trabajo diferentes.

STEL: Exposición de Corta Duración: *Short Time Exposure Level*. Límite las exposiciones a corto tiempo, normalmente 15 minutos. Límite a comparar con la Exposición promedio ponderada en el tiempo acumulada durante 15 minutos continuos. La exposición a concentraciones mayores no debe superar los 15 minutos y puede ocurrir un máximo de 4 veces por jornada con descansos de 1 hora mínimo entre exposiciones.

C: *Ceiling*. Nivel Techo de Exposición. Límite que en ningún momento deberá ser sobrepasado.

Tabla 6.0: Límites de Exposición Ocupacional.

Fuente: D.S N° 055-2010-EM

N°	Agentes Químicos (en el aire)	Límites de Exposición Ocupacional		
		TWA	STEL	Techo (C)
1	Acetona	500 ppm	750 ppm	
2	Acido Acético	10 ppm	15 ppm	
3	Acido Clorhídrico			2 ppm
4	Acido Nítrico	2 ppm	4 ppm	
5	Acido Sulfhídrico (H2S)	10 ppm	15 ppm	
6	Amoniaco Anhidro	25 ppm	35 ppm	
7	Anhídrido Sulfuroso (SO2)	2 ppm	5 ppm	
8	Antimonio	0.5 mg/m ³		
9	Arseniato de Plomo	0.15 mg/m ³		
10	Arseniato de Calcio	1 mg/m ³		
11	Arsénico (can)	0.01 mg/m ³ A1		
12	Benceno (can)	0.5 ppm (p)		
13	Cianuro (Como CN)			5 mg/m ³ (p)
14	Cianuro de Hidrogeno (HCN)			4.7 ppm(p)
15	Cloro	0.5 ppm	0.1 ppm	
16	Clorobenceno	10 ppm	20 ppm	
17	Cloroformo	10 ppm		
18	Cobre (humo)	0.2 mg/m ³		
19	Cobre (polvo/neblina)	1 mg/m ³		
20	Dióxido de Carbono	5000 ppm	30000 ppm	
21	Dióxido de Nitrógeno	3 ppm	5 ppm	
22	Eter Etílico	400 ppm	500 ppm	
23	Fluoruro de Hidrogeno (HF)			2.5 mg/m ³
24	Formaldehído			0.3 ppm
25	Fosgeno	0.1 ppm		
26	Gasolina	500 ppm		
27	Hidrógeno (H)			5000 ppm
28	Humo de Cadmio (can)	0.01 mg/m ³		
29	Humo de Óxido Férrico	5 mg/m ³		
30	Manganeso	0.2 mg/m ³		
31	Mercurio	0.025 mg/m ³ (p)		
32	Metano (CH ₄)			5000 ppm
33	Monóxido de Carbono (CO)	25 ppm		
34	Mónóxido de Nitrogeno	25 ppm		
35	Neblina de acido sulfúrico	1 mg/m ³	3 mg/m ³	
36	Oxígeno (O ₂)	19.5 %		22.5 %
37	Ozono Trabajo Pesado	0.05 ppm		
38	Ozono Trabajo Moderado	0.08 ppm		
39	Ozono Trabajo Ligero	0.1 ppm		
40	Ozono Trabajo Cualquiera (<= 2 horas)	0.2 ppm		
41	Plomo	0.05 mg/m ³		
42	Poivo de Carbón - Antracita	0.4 mg/m ³		
43	Poivo de Carbón - Bituminoso	0.9 mg/m ³		
44	Poivo inhalable (1)	10 mg/m ³		
45	Poivo respirable (1)	3 mg/m ³		
46	Selenio	0.2 mg/m ³		
47	Sílice Cristalino Respirable (Cristobalita)	0.05 mg/m ³		
48	Sílice Cristalino Respirable (Cuarzo)	0.05 mg/m ³		
49	Sílice Cristalino Respirable (Tridimita)	0.05 mg/m ³		
50	Sílice Cristalino Respirable (Tripoli)	0.1 mg/m ³		
51	Talio, Compuestos solubles de	0.1 mg/m ³ (p)		
52	Telurio	0.1 mg/m ³		

Artículo 104.- En las minas subterráneas convencionales o donde operan equipos con motores petroleros, deberá adoptarse las siguientes medidas de seguridad:

a) Deben estar provistos y diseñados para asegurar que las concentraciones de emisión de gases al ambiente de trabajo sean las mínimas posibles y la exposición se encuentre siempre por debajo del límite de exposición ocupacional para agentes químicos.

b) Monitorear y registrar diariamente las concentraciones de monóxido de carbono en el escape de las máquinas operando en el interior de la mina, las que se deben encontrar por debajo de 500 ppm de CO.

c) Monitorear y registrar mensualmente óxidos nitrosos

d) Las operaciones de las máquinas a petróleo se suspenderán, prohibiendo su ingreso a labores de mina subterránea:

1. Cuando las concentraciones de monóxido de carbono (CO) y/o gases nitrosos (NOx) en el ambiente de trabajo estén por encima del límite de exposición ocupacional para agentes químicos establecidos en el ANEXONº 4 del presente reglamento.

2. Cuando la emisión de gases por el escape de dicha máquina exceda de quinientos (500) ppm de monóxido de carbono y de vapores nitrosos, medidos en las labores subterráneas.

e) Cuando la producción de gases genere peligro a otras labores de la mina, deberán:

1. Contar con equipos de ventilación forzada capaz de diluir los gases a concentraciones por debajo del límite de exposición ocupacional para agentes químicos.

2. Si las labores están gaseadas o abandonadas serán clausuradas por medio de puertas o tapones herméticos que impidan el escape de gases.

Artículo 236. - El titular minero dotará de aire limpio a las labores de trabajo de acuerdo a las necesidades del trabajador, de los equipos y para evacuar los gases, humos y polvo suspendido que pudieran afectar la salud del trabajador. Todo sistema de ventilación en la actividad minera, en cuanto se refiere a la calidad del aire, deberá mantenerse dentro de los límites de exposición ocupacional para agentes químicos de acuerdo al ANEXO N° 4 y lo establecido en el Decreto Supremo N° 015-2005-SA o la norma que la modifique o sustituya. Además debe cumplir con lo siguiente:

a) Al inicio de cada jornada o antes de ingresar a cualquier labor, en especial labores ciegas programadas, deberá realizar mediciones de gases tóxicos, las que deberán ser registradas y comunicadas a los trabajadores que tienen que ingresar a dicha labor.

b) En todas las labores subterráneas se mantendrá una circulación de aire limpio y fresco en cantidad y calidad suficientes de acuerdo con el número de trabajadores, con el total de HPs de los equipos con motores de combustión interna, así como para la dilución de los gases que permitan contar en el ambiente de trabajo con un mínimo de 19.5% de oxígeno.

c) Las labores de entrada y salida de aire deberán ser absolutamente independientes. El circuito general de ventilación se dividirá en el interior de las minas en ramales para hacer que todas las labores en trabajo reciban su parte proporcional de aire limpio y fresco.

d) Cuando las minas se encuentren hasta un mil quinientos (1,500) metros sobre el nivel del mar, en los lugares de trabajo la cantidad mínima de aire necesaria por hombre será de tres (03) metros cúbicos por minuto. En otras altitudes la cantidad de aire será de acuerdo con la siguiente escala:

1. De 1,500 a 3,000 msnm, aumentará en 40% que será igual a 4 m³/min

2. De 3,000 a 4,000 msnm aumentará en 70% que será igual a 5 m³/min
 3. Sobre los 4,000 msnm aumentará en 100% que será igual a 6 m³/min
 4. En el caso de emplearse equipo diesel, la cantidad de aire circulante no será menor de tres (3) m³/min por cada HP que desarrollen los equipos.
- e) En ningún caso la velocidad del aire será menor de veinte (20) metros por minuto ni superior a doscientos cincuenta (250) metros por minuto en las labores de explotación, incluido el desarrollo, preparación y en todo lugar donde haya personal trabajando. Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de veinticinco (25) metros por minuto.
- f) Cuando la ventilación natural no sea capaz de cumplir con los artículos precedentes, deberá emplearse ventilación mecánica, instalando ventiladores principales, secundarios o auxiliares, según las necesidades.
- g) Se tomará todas las providencias del caso para evitar la destrucción y paralización de los ventiladores.
- principales. Dichos ventiladores deberán cumplir las siguientes condiciones:
1. Ser instalados en casetas incombustibles y protegidas contra derrumbes, golpes, explosivos y agentes extraños.
 2. Tener, por lo menos, dos (02) fuentes independientes de energía eléctrica que, en lo posible, deberán llegar por vías diferentes.
 3. Estar provistos de dispositivos automáticos de alarma para el caso de disminución de velocidad o paradas y provistos de los respectivos silenciadores para minimizar los ruidos.
 4. Contar con otras precauciones aconsejables según las condiciones locales para protegerlas.
 5. En casos de falla mecánica o eléctrica de los ventiladores, la labor minera debe ser paralizada y clausurado su acceso, de forma que se impida el pase de los

trabajadores y equipos móviles hasta verificar que la calidad y cantidad del aire haya vuelto a sus condiciones normales.

Los trabajos de restablecimiento serán autorizados por el ingeniero supervisor.

h) Los ventiladores principales estarán provistos de dispositivos que permitan invertir la corriente de aire en caso necesario. Sus controles estarán ubicados en lugares adecuados y protegidos, alejados del ventilador y preferentemente en la superficie. El cambio de la inversión será ejecutado sólo por el trabajador autorizado.

i) Se colocará dispositivos que eviten la recirculación de aire en los ventiladores secundarios.

j) En labores que posean sólo una vía de acceso y que tengan un avance de más de sesenta (60) metros, es obligatorio el empleo de ventiladores auxiliares. En longitudes de avance menores a sesenta (60) metros se empleará también ventiladores auxiliares sólo cuando las condiciones ambientales así lo exijan. Se prohíbe el empleo de sopladores para este objeto.

En las labores de desarrollo y preparación se instalará mangas de ventilación a no menos de quince (15) metros del frente de disparo.

Cuando las condiciones del trabajo lo requieran, los ventiladores auxiliares estarán provistos de dispositivos que permitan la inversión de la corriente de aire en el sector respectivo, evitando cualquier posible recirculación.

k) Se contará con el equipo necesario para las evaluaciones de ventilación las que se hará con la periodicidad que determinen las características de la explotación.

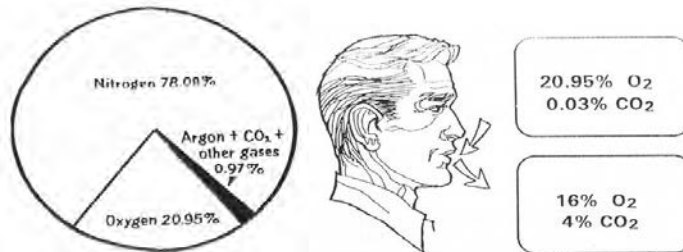
Asimismo, se llevará a cabo evaluaciones cada vez que se originen cambios en el circuito que afecten significativamente el esquema de ventilación.

- l) Cuando existan indicios de estar cerca de una cámara subterránea de gas o posibilidades de un desprendimiento súbito de gas, se efectuará taladros paralelos y oblicuos al eje de la labor, con por lo menos diez (10) metros de avance.
- m) La evaluación integral del sistema de ventilación de una mina subterránea se hará cada semestre y las evaluaciones locales se harán cada vez que se produzcan nuevas comunicaciones de chimeneas, cruceros, tajeos y otras labores; considerando, primordialmente, que la cantidad y calidad del aire establecido en los artículos precedentes debe darse en las labores donde haya personal trabajando, como son los frentes de los tajeos, sub-niveles, galerías, chimeneas, inclinados, piques, entre otros.
- n) La concentración promedio de polvo respirable en la atmósfera de la mina, a la cual cada trabajador está expuesto, no será mayor de tres (03) miligramos por metro cúbico de aire.
- o) En el monitoreo se debe incluir el número de partículas por metro cúbico de aire, su tamaño y el porcentaje de sílice por metro cúbico.
- p) La medición de la calidad del aire se hará con instrumentos adecuados para cada necesidad.
- q) La concentración promedio se determinará midiendo durante un periodo de seis (06) meses en cada una de las áreas de trabajo. El contenido de polvo por metro cúbico de aire existente en las labores de actividad minera debe ser puesto en conocimiento de los trabajadores.

EL AIRE

AIRE ATMOSFERICA.- Es una mezcla de gases que rodean la tierra, cada uno de los cuales tiene propiedades físicas y químicas.

COMPOSICIÓN DEL AIRE

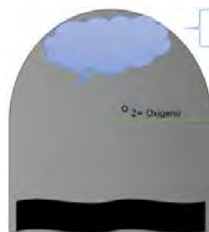


DETECCIÓN Y DEFICIENCIA DEL OXIGENO

La llama de una vela o un fósforo se apaga cuando el contenido de oxígeno baja del 16%.



GASES LIVIANOS



CH₄ = Metano
NO_x = Nitroso
CO = Monóxido de Carbono.

H₂S = Ácido Sulfhídrico.
CO₂ = Dióxido Carbono.
NO₂ = Dióxido de Nitrógeno.
SO₂ = Anhídrido Sulfuoso.

GASES PESADOS

Tabla : Gases Fuente y Efectos.

GAS	FUENTE	EFEECTO
Monóxido de Carbono (CO) Incoloro, insípido y sin olor P.E = 0.967	Disparos, Combustión incompleta, Escape motores	Venenoso Desplaza hemoglobina
Anhidrido Carbónico (CO ₂) Incoloro, sabor ácido y sin olor P.E = 1.53	Descomposición orgánica, cualquier combustión	Sofocamiento, Aceleración respiratoria
Anhidrido Sulfuroso (SO ₂) Incoloro, Irritante, olor sulfuroso fuerte. P.E= 2.26	Oxidación del azufre	Ataca (H ₂ SO ₄) mucosas de ojos, nariz y garganta.
Ácido Sulfhídrico (H ₂ S) Incoloro, Dulce, olor a huevos podridos. P.E = 1.191	descomposición orgánica y de minerales	Muy Venenoso Irrita mucosas y ataca el sistema nervioso
Óxidos de Nitrógeno (N _x O _y) (NO ₂) Rojizo, insípido y sin olor P.E = 1.58	Disparos ANFO y Combustión Diesel	Ataca (HNO ₃) tejidos pulmonares, puede tener efecto retardado
Metano(CH ₄) Incoloro, insípido y sin olor P.E = 0.55	Natural de yacimientos de Carbón	Sofocante, Explosivo

Fuente: Propio